

Учреждение Российской академии наук
Институт горного дела
Сибирского отделения РАН

А.М. Фрейдин

А.А. Неверов

С.А. Неверов

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Учебное пособие для студентов и магистрантов
по специальности «Геомеханика»

Под редакцией член-корр. РАН В.Н. Опарина

Новосибирск 2010

УДК 622.34; 622.36; 622.73

Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Подземная разработка рудных месторождений / Учебное пособие.- Под редакцией чл.-корр. РАН В.Н. Опарина. – Новосибирск.: ИГД СО РАН, 2010. – 372с.

Рассмотрены особенности геологического строения и горнотехнические условия рудных месторождений. Изложены сведения о вскрытии, подготовке и основных процессах подземной отработки залежей. Приведены классификации и описания систем разработки с акцентом на современные технологии, применяемые в условиях больших глубин. Описаны случаи проявления горного давления в динамической форме. Даны примеры оценки напряженного состояния массива и определения безопасных параметров систем разработки в удароопасных массивах ряда известных месторождений.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Геомеханика»

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	7
РАЗДЕЛ I	
Основные положения разработки и вскрытия рудных месторождений.....	9
ГЛАВА 1	
О горных науках. Общая характеристика рудных месторождений.....	9
1.1. Предмет горных наук.....	9
1.2. Краткая характеристика рудной базы и основные регионы добычи сырья.....	11
1.3. Основные понятия и определения.....	16
1.4. Морфология рудных месторождений.....	17
1.5. Физико-механические свойства горных пород.....	23
1.6. Классификация запасов полезных ископаемых.....	28
Контрольные вопросы и задания к главе 1.....	32
ГЛАВА 2	
Основные положения подземной разработки рудных месторождений.....	33
2.1. Стадии разработки.....	33
2.2. Порядок отработки этажей и блоков.....	36
2.3. Подземные горные выработки.....	38
2.4. Потери и разубоживание руды.....	41
2.5. О нормировании показателей потерь и разубоживания руды.....	46
2.6. Требования к разработке месторождений полезных ископаемых...	48
Контрольные вопросы и задания к главе 2.....	51
ГЛАВА 3	
Вскрытие и подготовка запасов к выемке.....	52
3.1. Классификация способов вскрытия.....	52
3.2. Факторы, влияющие на выбор способа вскрытия.....	53
3.3. Влияние выемки полезных ископаемых на процесс сдвижения горных пород.....	56
3.4. Определение границ опасной зоны сдвижения породного массива.....	58
3.5. Вскрытие вертикальными стволами.....	60
3.6. Вскрытие наклонными стволами.....	62
3.7. Вскрытие штольнями.....	63
3.8. Вскрытие уклонами.....	64
3.9. Комбинированные способы вскрытия.....	65
3.10. Околоствольный двор (ОД).....	66
3.11. Способы подготовки рудных месторождений.....	68
Контрольные вопросы и задания к главе 3.....	72
Библиографический список к разделу I	72
РАЗДЕЛ II	
Производственные процессы добычи руды.....	74
ГЛАВА 4	
Отбойка руды.....	75
4.1. Общие положения.....	75
4.2. Показатели взрывной отбойки.....	76

4.3. Шпуровая отбойка.....	78
4.4. Скважинная отбойка.....	82
4.5. Минная отбойка.....	88
4.6. Особенности отбойки руды в зажиме.....	88
4.7. Расчет зарядов и заряжание скважин.....	90
Контрольные вопросы и задания к главе 4.....	94
ГЛАВА 5	
Доставка руды.....	95
5.1. Общие сведения.....	95
5.2. Самотечная доставка руды.....	95
5.3. Выработки выпуска руды.....	98
5.4. Погрузка и доставка руды самоходным оборудованием.....	100
5.5. Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами.....	106
5.6. Скреперная доставка руды.....	109
5.7. Взрывная и гидравлическая доставка руды.....	111
Контрольные вопросы и задания к главе 5.....	111
ГЛАВА 6	
Горное давление и способы поддержания выработанного пространства.....	112
6.1. Общие положения.....	112
6.2. Прогнозирование напряженно-деформированного состояния горного массива.....	113
6.3. Динамические формы проявления горного давления.....	125
6.4. Зональная дезинтеграция горных пород.....	127
6.5. Условия возникновения горных ударов.....	129
6.6. Прогноз удароопасности породного массива.....	129
6.7. Способы управления горным давлением.....	134
6.8. Региональные и локальные способы разгрузки массива от высоких напряжений.....	136
Контрольные вопросы и задания к главе 6.....	138
ГЛАВА 7	
Закладка выработанного пространства.....	140
7.1. Основные термины и понятия.....	140
7.2. Условия применения закладки.....	140
7.3. Способы закладки.....	141
7.4. Свойства закладки.....	142
7.5. Твердеющая закладка.....	143
7.6. Закладка льдом.....	150
7.7. Блочная закладка.....	151
7.8. Сыпучая закладка гидравлическим способом.....	151
7.9. Сухая закладка.....	153
Контрольные вопросы и задания к главе 7.....	156
ГЛАВА 8	
Крепление очистных выработок.....	157
8.1. Общие сведения.....	157
8.2. Анкерная крепь.....	158
8.3. Другие виды крепи выработанного пространства.....	162
Контрольные вопросы и задания к главе 8.....	165

Библиографический список к разделу II	166
РАЗДЕЛ III	
Системы разработки в практике российских и зарубежных рудников.....	168
ГЛАВА 9	
Классификация систем разработки рудных месторождений.....	168
Контрольные вопросы и задания к главе 9.....	176
ГЛАВА 10	
Системы разработки с закладкой выработанного пространства.....	177
10.1. Общая характеристика.....	177
10.2. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.....	178
10.3. Сплошная слоевая выемка сверху вниз.....	187
10.4. Система разработки горизонтальными слоями с камерно-целиковым порядком выемки.....	190
10.5. Система разработки горизонтальными слоями с целиками на податливом основании.....	193
10.6. Камерно-слоевая система разработки.....	195
10.7. Однослойная сплошная выемка с закладкой.....	197
10.8. Сплошная камерная система разработки с твердеющей закладкой.....	201
10.9. Камерная система разработки с камерно-целиковым порядком выемки.....	207
10.10. Достоинства и недостатки систем разработки с закладкой.....	212
Контрольные вопросы и задания к главе 10.....	215
ГЛАВА 11	
Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	217
11.1. Общие сведения.....	217
11.2. Параметры предохранительной подушки.....	218
11.3. Выпуск руды под обрушенными породами.....	219
11.4. Система подэтажного обрушения.....	228
11.5. Система этажного обрушения.....	237
11.6. Система этажного самообрушения.....	245
11.7. Системы подэтажных штреков с выемкой по падению.....	246
11.8. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию.....	249
11.9. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли.....	256
11.10. Оценка систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.....	268
Контрольные вопросы и задания к главе 11.....	269
ГЛАВА 12.	
Комбинированные системы разработки с закладкой и обрушением.....	271
ГЛАВА 13.	
Другие варианты систем разработки.....	276
13.1. Системы разработки с открытым выработанным пространством.....	276
13.2. Системы разработки с магазинированием руды.....	279
Контрольные вопросы и задания к главе 13.....	282

ГЛАВА 14.	
Выбор и технико-экономическая оценка систем разработки.....	284
14.1. Факторы, влияющие на выбор системы разработки.....	284
14.2. Технико-экономическая оценка системы разработки.....	286
Контрольные вопросы и задания к главе 14.....	296
Библиографический список к разделу III	296
РАЗДЕЛ IV	
Горные удары на рудниках и примеры геомеханической оценки систем разработки.....	297
ГЛАВА 15	
О статическом и динамическом разрушении горных пород.....	297
Контрольные вопросы и задания к главе 15.....	301
ГЛАВА 16	
Горные удары на рудниках.....	302
16.1. Октябрьское месторождение.....	302
16.2. Таштагольское месторождение.....	307
16.3. Апатитовые месторождения Хибин.....	316
16.4. Северо-Уральский бокситовый район (СУБР).....	320
16.5. Ловозерное месторождение.....	325
16.6. Николаевское месторождение.....	329
16.7. Южное месторождение.....	335
ГЛАВА 17	
Примеры оценки НДС массива в горнотехнических конструкциях систем разработки.....	341
17.1. Система подэтажного обрушения с торцовым и площадно-торцовым выпуском руды (численные расчеты).....	341
17.2. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли	352
17.3. Комбинированная система разработки с закладкой и обрушением. Оценка деформации искусственных целиков (моделирование на эквивалентных материалах).....	368
Библиографический список к разделу IV	372

Предисловие

Настоящее учебное пособие составлено в соответствии с программой подготовки специалистов горного дела – геомехаников, утвержденной учебно-методическим советом Новосибирского государственного университета (НГУ) в 2003 году.

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

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

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

В этой связи возрастает роль и потребность науки и промышленности в специалистах в области геомеханики. Впервые обучение этой специальности в стране ведется в Новосибирском государственном университете. Являясь частью фундаментальных наук о Земле, «Геомеханика» тесно связана с другими горными науками: горнопромышленной геологией, разрушением горных пород, рудничной аэрогазодинамикой, горной теплофизикой, информатикой, геотехнологией и т.д.

В подготовке студентов по специальности «Геомеханика» курс «Подземная разработка рудных месторождений» для изучения занимает одно из заметных мест. Горнорудная промышленность является ведущей отраслью промышленности России и ряда высокоразвитых стран Северной и Южной Америки, Австралии и Скандинавии. Подземным способом добываются наиболее ценные руды и, как сказано выше, во все усложняющихся природных условиях больших глубин.

В учебном пособии последовательно рассматриваются особенности геологического строения и горнотехнические условия рудных месторождений, способы вскрытия и основные процессы подземной добычи руд. Большое внимание уделено сведениям о современных системах разработки на больших глубинах, способам управления горным давлением. Заключительный раздел освещает примеры горно-тектонических ударов на рудниках, примеры анализа и оценки напряжений, возникающих в горном массиве, в горнотехнических конструкциях систем разработки, осваиваемых на глубоких горизонтах.

При написании учебного пособия авторы использовали публикации, изложенные в трудах широко известных ученых – М.И. Агошкова, Б.И. Бокия, Д.Н. Бронникова, П.И. Городецкого, Н.Г. Дубынина, Н.К. Загирова, Н.Ф. Замесова, В.Р. Именитова, Д.Р. Каплунова, Р.П. Каплунова, М.В. Курлени, Г.Г. Ломоносова, Г.М. Малахова, Н.В. Мельникова, А.Ф. Назарчика, В.Н. Опарина, Е.И. Панфилова, Г.Н. Попова, М.М. Протодьяконова, Н.А. Старикова, Н.И. Трушкова, Л.Д. Шевякова и ряда других специалистов – создателей научных основ подземной разработки рудных месторождений.

Термины и понятия, принятые в горном деле, авторы приводят, руководствуясь терминологическим словарем «Горное дело» под редакцией Н.В. Мельникова [Недра, 1981 г.], «Горной энциклопедией» под редакцией Е.И. Козловского [Советская энциклопедия, 1987 г.], монографией «Горные науки» под редакцией К.Н. Трубецкого [1997].

РАЗДЕЛ I

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ГЛАВА 1

О ГОРНЫХ НАУКАХ. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1. Предмет горных наук

Горные науки изучают закономерности преобразования недр под влиянием человеческой деятельности. Такое естественнонаучное содержание роднит их с науками, прежде всего, геологического профиля, а также с другими отраслями знаний, исследующих процессы биосферы.

В нашей стране настоящее и длительное будущее связано с эксплуатацией недр. В этой связи требуется ответить на такие вопросы как: что представляют собой недра Земли в жизни общества, как оценивать исчерпаемость недр, какие экологические проблемы обуславливают развитие добычи полезных ископаемых, какой должна быть идеология горных наук.

Ранее представление о георесурсах отождествлялось, главным образом, с полезными ископаемыми природного происхождения. Около 25 лет назад М.И. Агошков [1986] предложил разделить георесурсы на шесть основных групп.

1. Комплексные месторождения твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых.
2. Горные породы вскрыши в отвалах открытых работ и складированные добытые некондиционные по качеству ископаемые.
3. Отходы горно-обогатительного и металлургического производства, в том числе техногенные месторождения.
4. Глубинные источники пресных, минеральных и термальных вод;
5. Глубинное тепло недр.
6. Природные и созданные человеком полости в земных недрах.

В учебном пособии рассмотрены рудные месторождения. В нынешнее не простое время – ограниченность финансовых ресурсов, экологические и энергетиче-

ские ограничения, дефицит ряда ископаемых – требуется обоснование новых подходов к недрам Земли. Настало время рассматривать «недра не только как источник минерального сырья, воды, газов, тепла, но и принципиально в ином плане – как природный многофункциональный ресурс жизнеобеспечения общества, находящийся в процессе постоянного преобразования» [К.Н. Трубецкой, 2000 г.].

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

Строительство подземных объектов различного назначения активно развивающаяся отрасль. Большинству специалистов – горняков известно об объекте «Красноярск-26», где построен и функционирует в течение более 50 лет подземный город. В этой области главенствующее положение среди горных наук занимает «Геомеханика» – будущая ваша специальность. Геомеханика – наука о деформациях горных пород, движениях в них жидкостей и газов, силах вызывающих эти деформации и движения.

Основными задачами геомеханики является изучение геомеханических процессов, происходящих в геологической среде под влиянием горных работ, создание методов оценки, прогноза и контроля состояния толщи пород и поверхности Земли в различные периоды преобразования недр.

Изменение концепции горных наук от обоснования технических решений при разработке месторождений к выявлению закономерностей развития геосистем в связи с последствиями освоения недр для природы и общества потребовало по-новому представить классификацию (табл. 1.1) горных наук [К.Н. Трубецкой, 2000 г.].

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

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

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

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

Таблица 1.1

Современная классификация горных наук

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

1.2. Краткая характеристика рудной базы и основные регионы добычи сырья

Если укрупненно характеризовать богатство России относительно мирового сообщества, то это: территория суши – 12%, шельфа акватории мирового океана – около 30%, лесных ресурсов – 22%, запасы пресных вод – 20%, минеральных ресурсов – 16% [О.П. Иванов, 2002].

В составе минерально-ресурсной компоненты большая роль принадлежит рудным ископаемым. Рассмотрим ниже состояние рудной базы страны и основные регионы их размещения.

Черная металлургия. По запасам железных руд Россия занимает ведущие позиции в мире, уступая ряду стран по качеству (содержанию Fe) сырья. В государственном балансе полезных ископаемых учтено более 100 месторождений, из которых разрабатываются 52. Основная добыча осуществляется в Центральном ре-

гионе (Курская магнитная аномалия). На его долю приходится более 50% добываемых руд. Около 20% железных руд извлекаются из месторождений Уральского и Северо-Западного округов. Доля Сибирского региона составляет 7 – 8%. Основные месторождения здесь – Таштагольское, Шерегешевское, Коршуновское, Белорецкое, Тейское, Абаканское и др.

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

Дефицитным сырьем является также запасы хромитовых руд. Сосредоточены они в Пермской области (Сарановское месторождение). Прогнозные ресурсы хрома оцениваются высоко, располагаются они на севере Свердловской области и Кольском полуострове. В 1998 году из Сарановского месторождения было добыто около 70 тыс. т. хромитовой руды при потребности страны до 1600 тыс. т. [Е.А. Козловский, 2002].

Цветная металлургия. По геологическим запасам, объему производства никеля Россия занимает ведущие позиции в мире. Основные запасы его сосредоточены в Норильском регионе (более 60%) на северной окраине Сибирской платформы. Сульфидные медно-никелевые залежи сложены вкрапленными, прожилково-вкрапленными и сплошными рудами. Помимо никеля и меди руды содержат промышленные запасы платиноидов, кобальта и других ценных компонентов. Около 20% запасов никеля приходится на Кольский полуостров.

Общемировые запасы меди (без стран СНГ) составляют 840 млн. т., разведанные – около 470 млн. т. В России известно более 120 месторождений этого металла. Подавляющая часть запасов его сосредоточена в Норильском регионе и на Удоканском месторождении, освоение которого намечается в ближайшие годы. Месторождения Урала – основные производители меди в прошлые годы – к настоящему времени существенно снизили свою роль. Потребности страны в меди удовлетворяются не полностью. Это требует ускоренного освоения Удоканского месторождения, способного производить металла до 300 тыс. т. в год [Е.А. Козловский, 2002].

Минерально-сырьевая база олова в последние годы заметно ухудшилась. Месторождения этого металла на территории России располагаются от Ледовитого океана вдоль Тихоокеанского побережья, республики Саха (Якутия) через Магаданскую область в Хабаровский и Приморский края. В настоящее время добыча оловянных руд в значительно уменьшенных масштабах ведется на Депутатском и Правоурминском месторождениях [О.П. Иванов, 2002].

Запасы свинца и цинка в РФ имеются в достаточном количестве. В настоящее время их добыча ведется на Горевском месторождении (Красноярский край) и группе Приморских рудников ОАО «Дальполиметалл». В ближайшие годы вводится в эксплуатацию Карбалихинское месторождение (Алтайский край). Дальнейшие перспективы развития рудной базы свинца и цинка зависят от сроков освоения Ново-Широковского (Читинская область), Холоднинского и Озерного месторождений (Бурятия), обладающих значительными запасами этих металлов [В.М. Питерский, 1999].

В России известны 13 месторождений молибдена, из них 9 имеют утвержденные балансовые запасы, которые оцениваются, как достаточные для обеспечения потребностей страны. Большинство запасов (82%) сосредоточены в Сибирском округе. В настоящее время добыча этого металла осуществляется на Сорском (Хакасия) и Жирекенском (Читинская область) месторождениях [Е.А. Козловский, 2002].

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

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

Экономическая мощь государств, в большей мере, характеризуется наличием валютного минерального сырья – золота, серебра, платиноидов и алмазов. Россия ежегодно добывает 130 – 140 т золота, занимая ведущее место в мире. В государственном балансе страны числятся более 5,5 тыс. месторождений этого драгоценного металла, в том числе более 220 – коренных, 5275 – россыпных, 128 – комплексных. Основные разведанные запасы золота сосредоточены в Сибирском федеральном округе. Наиболее крупные объекты коренных месторождений расположены и разрабатываются на территории Красноярского (Олимпиадинское, Советское) и Хабаровского краев, Иркутской области (Сухой лог). Основная добыча россыпного золота осуществляется в республике Саха (Якутия), в Магаданской, Иркутской и Амурской областях.

По запасам платиноидов Россия, наряду с ЮАР, занимает лидирующее положение в мире. Основные запасы их сосредоточены на разрабатываемых месторождениях медно-никелевых руд Норильского района. Производство платиноидов, широко используется в качестве катализаторов и полностью удовлетворяет внутренний рынок страны [Е.А. Козловский, 2002].

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

По запасам и производству алмазов Россия занимает одно из первых мест в мире. Промышленное значение имеют алмазоносные кимберлитовые породы и, формирующиеся за счет их, различные россыпные месторождения. Сырьевая база алмазов расположена в 3 районах: республике Саха Якутия, Архангельской и Пермской областях. Основная их добыча (98%) приходится на кимберлитовые трубки республики Саха Якутия: «Мир», «Удачная», «Интернациональная», «Юбилейная», «Айхал». Среднее содержание алмазов в разрабатываемых месторождениях нашей страны в 2 – 4 раза выше, чем за рубежом [О.П. Иванов, 2007].

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

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

Вторым по ценности природно-ресурсного потенциала является регион «Нижнее Приангарье». Федеральное значение здесь имеют запасы свинца, цинка,

меди, сурьмы, редких металлов, бокситов, марганца, а запасы золота имеют мировое значение. Особенностью минерально-сырьевых ресурсов региона является многокомпонентность руд с высоким содержанием полезных ископаемых. Все известные месторождения сосредоточены на небольшой площади, что благоприятно для поэтапного их освоения в рамках единого производственного комплекса.

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

Общие представления о состоянии минерально-сырьевых ресурсов страны отражено в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Классификация стратегических видов минерального сырья по их ресурсному потенциалу

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

Эти материалы в 90-е годы прошлого столетия обсуждались в Совете безопасности России, где отмечены ряд остродефицитных полезных ископаемых (уран, хром).

1.3. Основные понятия и определения

М е с т о р о ж д е н и е – естественное скопление в земной коре полезных ископаемых органического и неорганического происхождения. Понятие месторождения полезных ископаемых является геолого-географо-экономическим.

Р у д а – скопление природного минерального сырья, содержащего полезные компоненты в количестве, достаточном для их промышленного извлечения при современном состоянии технологии, техники и экономики.

Г о р н а я п о р о д а – природное образование минералов, слагающих самостоятельные геологические тела.

З а п а с ы – объемное или весовое скопление полезного ископаемого и его компонентов, заключенное в недрах на определенной площади. Все запасы полезного ископаемого, выявленные на определенной площади, называются геологическими. По экономическим и технологическим возможностям извлечения из недр геологические запасы, подлежащие отдельному учету, делятся на балансовые и забалансовые.

Б а л а н с о в ы е з а п а с ы – это запасы, которые при существующем уровне техники и технологии экономически выгодны для разработки.

З а б а л а н с о в ы е з а п а с ы – это запасы, которые в настоящее время по экономическим соображениям непригодны для разработки, но могут в будущем являться объектом промышленного освоения. Разграничение балансовых и забалансовых запасов осуществляется на основе промышленных кондиций.

К о н д и ц и и – это граничные параметры месторождения, ниже которых разработка полезного ископаемого становится экономически невыгодной.

П р о м ы ш л е н н ы е з а п а с ы – часть балансовых запасов подлежащих извлечению из недр. Устанавливаются при выполнении проектных работ.

Г о р н ы й о т в о д – часть недр, предоставляемая организации для промышленной разработки, содержащихся в ней залежей полезных ископаемых.

Ш а х т н о е п о л е – месторождение или его часть, обрабатываемое одним предприятием (рудником, шахтой), входящее в границы горного отвода.

Р у д н о е т е л о (р у д н а я з а л е ж ь) – ограниченное со всех сторон естественное скопление руды, приуроченное к определенному структурно-геологическому элементу или комбинации таких элементов.

Р у д н а я м а с с а – смесь полезного ископаемого с породой, которая попадает в руды в процессе ее выемки.

Пустая порода – горные породы, окружающие месторождение (или включенные в него), которые не содержат полезные компоненты или содержат их в недостаточных для промышленного использования количествах.

По промышленному назначению руды разделяются на металлические и неметаллические. К металлическим рудам относятся:

- черные – железо, титан, хром, марганец;
- легирующие – никель, кобальт, молибден, вольфрам;
- цветные – алюминий, медь, цинк, свинец, олово, ртуть;
- благородные – золото, серебро, платина, палладий;
- редкие и рассеянные – висмут, цирконий, ниобий, тантал, германий, галлит;
- редкоземельные – иттрий, цезий, семорий.

К неметаллическим полезным ископаемым принадлежат строительные горные породы (пески, глина, гранит, мрамор и т.д.) индустриальное сырье (алмазы, графит, слюда, драгоценные камни, кристаллы), химические и агрохимические (сера, флюорит, барит, апатит, фосфориты, калийные соли).

По количеству полезных компонентов различают руды монометаллические (или мономинеральные), биметаллические и полиметаллические. Последние наиболее часто встречаются в природе рудных месторождений.

По химико-минералогическому составу металлические руды делятся:

- руды самородных металлов [золото (Au), медь (Cu) и др.];
- сернистые, представленные сульфидными формами соединений цветных и редких металлов [халькопирит (CuFeS), галенит (PbS), сфалерит (ZnS) и др.];
- окисленные, представленные окислами, карбонатами и сульфатами многих черных, цветных и редких металлов [гематит (Fe_2O_3), касситерит (SnO_2) и др.];
- силикатные, в которых рудный минерал является силикатом или алюмосиликатом [берилл (Be_3Al_2), циркон (Zn SiO_4) и др.];
- смешанные, представленные смесью руд предыдущих основных типов.

По химическому составу минералов руды делятся: на кислые, основные и нейтральные. Эта характеристика важна для обогатительного и металлургического переделов при производстве металлов.

1.4. Морфология рудных месторождений

Понятие морфологии месторождений включает:

- формы рудных тел;
- характер формы контактов с вмещающими породами;

- мощность и ее изменчивость;
- условия залегания;
- выдержанность оруденения;
- соотношение с вмещающими породами по времени образования;
- глубина залегания;
- степень и характер нарушенности пострудными тектоническими процессами.

Ф о р м а т е л . По соотношению размеров выделяются три основных морфологических типа: изометрические, плитообразные и трубообразные. Изометрические – приблизительно равновеликие в трех измерениях. Сюда относятся штоки, штокверки и гнезда (рис. 1.1).

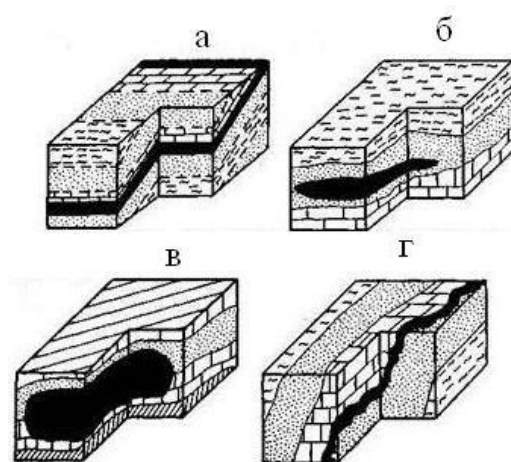


Рис. 1.1. Формы рудных тел.
а – пласт; б – линза; в – шток; г – жила.

Ш т о к – крупная (более 10 м) изометрическая залежь сплошного или почти сплошного минерального сырья. Если размеры подобных залежей меньше 10 м, их называют **г н е з д а м и**.

Ш т о к в е р к – массивный объем горной породы изометрической формы, пронизанный различно ориентированными прожилками с вкрапленностями минералов (полезных компонентов).

П л а с т – плитообразное тело, чаще осадочного происхождения, отделенное от других (вмещающих) пород относительно параллельными плоскостями напластования.

Ж и л ы – трещины в горных породах, заполненные минеральным веществом. Боковые ответвления, проникающие во вмещающие породы, называются **а п о - ф и з а м и**.

Т р у б о о б р а з н ы е – рудные тела, вытянутые в одном направлении в глубину. Типичным примером трубообразных залежей являются алмазоносные трубки кимберлитов.

Контакты рудного тела с вмещающими породами бывают четкие и нечеткие (определяются по данным опробования), спаянные и легкоотделяемые, извилистые и относительно ровные. Характеристика контактов оказывает большое влияние на показатели разубоживания руды особенно при отбойке маломощных рудных тел.

Мощность рудной залежи и ее изменчивость. Мощность рудного тела – расстояние по нормали между висячим и лежачим боками залежи, пласта. Мощность рудных тел колеблется в широких пределах от первых десятков сантиметров до 100 и более метров. Этот параметр является весьма важным при выборе системы разработки. По мощности месторождения разделяются на пять групп:

- весьма тонкие – до 0,7 м;
- тонкие 0,7 – 2,0 м;
- средней мощности 2,0 – 5,0 м;
- мощные 5,0 – 20,0 м;
- весьма мощные – более 20,0 м.

Для рудных месторождений характерна высокая изменчивость мощности по простиранию и с глубиной. Резкие изменения этого параметра осложняют горные работы, обуславливают повышенное разубоживание руды и ее потери в бортах камер. Обычно для месторождений указывают крайние пределы колебания мощности рудных тел и ее среднее значение. Изменчивость мощности оценивается статистическими методами.

Условия залегания. Пространственное положение рудной залежи характеризуется следующими элементами залегания: простиранием, глубиной распространения и углом падения (рис. 1.2).

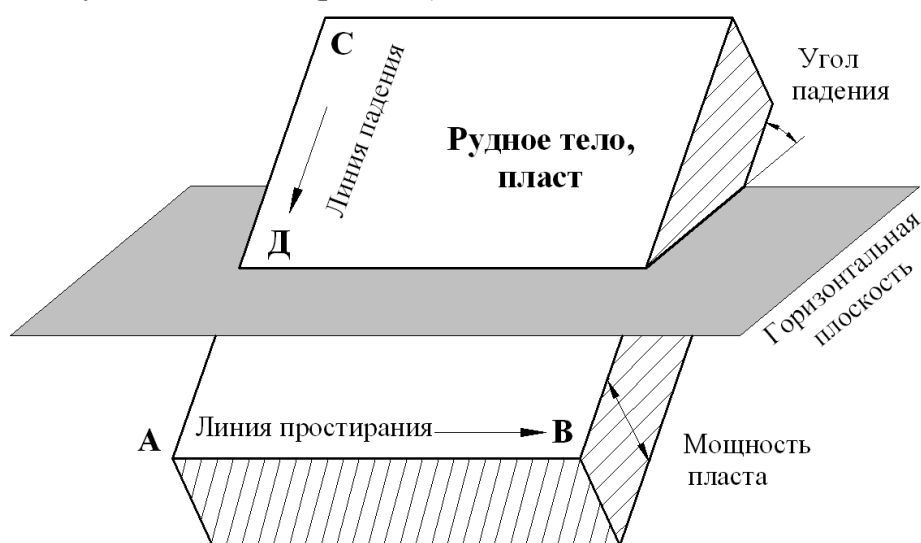


Рис. 1.2. Элементы залегания залежей полезных ископаемых.

Л и н и я п р о с т и р а н и я – линия (АВ), образующаяся при пересечении поверхности залежи с горизонтальной плоскостью. Направление линии простирания называют простиранием рудного тела. Простирание характеризуется азимутом – углом между магнитным меридианом и линией простирания, Азимут определяется горным компасом.

Л и н и я п а д е н и я – линия (ДС), лежащая в плоскости залежи, перпендикулярная к линии простирания, направленная в сторону большего уклона. Направление противоположное падению называют в о с с т а н и е м з а л е ж и .

Угол, составленный поверхностью залежи (висячим боком или кровлей) и горизонтальной плоскостью называют у г л о м п а д е н и я .

Угол падения является одним из основных факторов, определяющим выбор системы разработки. По углу падения месторождения разделяются:

- крутые – более 50° ;
- наклонные $20 - 45^{\circ}$;
- пологие $3 - 20^{\circ}$;
- горизонтальные – до 3° .

В ы д е р ж а н н о с т ь о р у д е н е н и я характеризуется непостоянством формы рудного тела и элементов залегания, наличием раздувов и пережимов, включений пустых пород, изменчивостью минералогического состава и содержания металла в руде. На большинстве месторождений цветных, благородных и драгоценных металлов обычно наблюдается выклинивание рудного тела, резкие скачки в рудонасыщении или полное отсутствие промышленных минералов. Численное соотношение безрудных и промышленных участков характеризуется площадным или объемным коэффициентом рудоносности:

$$K_{\text{ор}} = S_{\text{руд}} / (S_{\text{руд}} + S_{\text{пор}}), \text{ д.ед.}, \quad (1.1)$$

$$K_{\text{ор}} = V_{\text{руд}} / (V_{\text{руд}} + V_{\text{пор}}), \text{ д.ед.}, \quad (1.2)$$

где $S_{\text{руд}}$ и $V_{\text{руд}}$ – соответственно рудная площадь и рудный объем в пределах контура орудинения, м^2 , м^3 ;

$S_{\text{пор}}$ и $V_{\text{пор}}$ – соответственно породная площадь и объем в пределах контура оруденения, м^2 , м^3 .

Нередко рудные залежи характеризуются высокой изменчивостью содержания полезных компонентов, разнообразием минералогического состава и соответственно обогатительными свойствами. В этом случае требуется картирование месторождения по типам руд и обогатимости, разработке технологии их отдельной переработки или совместной со стабилизацией вещественного состава.

С о о т н о ш е н и е с в м е щ а ю щ и м и п о р о д а м и п о в р е м е н и о б р а з о в а н и я . Большинство месторождений цветных, благородных, редких и

радиоактивных металлов, многие виды неметаллического минерального сырья относятся к магматическо-метасоматической генетической группе. Эти месторождения сформировались из магматических расплавов и газовой-жидких растворов, содержащих металлы. Их размещение связано, как правило, с крупными тектоническими нарушениями: глубинными разломами, складчатыми зонами, предгорными прогибами, антиклиналями и синклиналями. По времени образования оруденения, тектонические нарушения бывают дорудными, внутрирудными и послерудными. Последние значительно и часто усложняют форму промышленного оруденения залежи. При движении растворов происходят гидротермальные изменения минерального состава пород: окварцевание, пиритизация, хлоритизация, доломитизация и т.д. При этом окварцевание повышает устойчивость и крепость руды и вмещающих пород. Остальные изменения, наоборот, понижают эти характеристики.

Глубина залегания месторождения в значительной мере усложняет горнотехнические условия разработки: возрастают горное давление и температура горных пород, возникают области ослабленных участков массива, повышаются требования к технологии добычи и обеспечению безопасности горных работ.

Нарушенность залежей. Рудные массивы, как правило, нарушены тектоническими разрывами, образуя крупноблочную структуру различного порядка (рис. 1.3). Различают следующие виды тектонических нарушений (рис. 1.4).

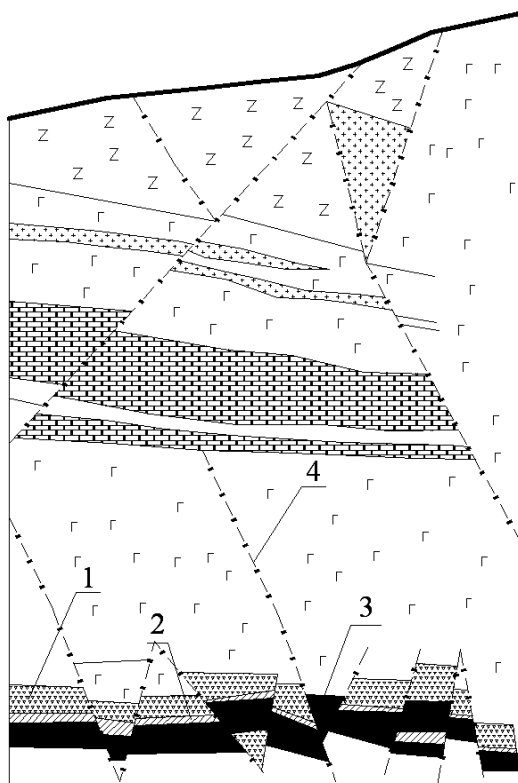


Рис. 1.3. Типичная структура массива (рудник «Октябрьский»).
1 – вкрапленные руды; 2 – медистые руды; 3 – богатые сплошные руды; 4 – тектонические нарушения.

С б р о с – разрывное тектоническое нарушение, сопровождающееся перемещением по вертикальному направлению двух частей рудной залежи вдоль плоскости трещины. При в з б р о с е породы висячего бока смещаются вверх, а породы лежащего бока – вниз. С д в и г – разрывное тектоническое нарушение, сопровождающееся относительным перемещением двух смежных участков рудного тела в горизонтальном направлении. Н а д в и г – разрывное тектоническое нарушение, при котором висячий бок поднят относительно лежащего и надвинут на него.

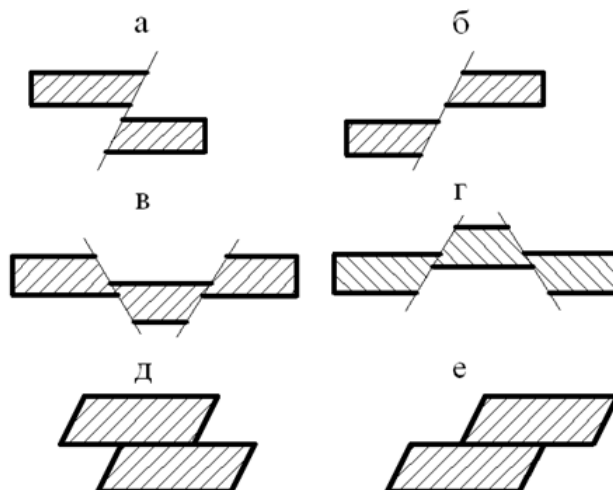


Рис. 1.4. Геологические нарушения.
а – сброс; б – взброс; в – грабен; г – горст; д – надвиг; е – сдвиг.

При сложных перемещениях по нескольким разрывам образуются ступенчатые сбросы (см. рис. 1.3) – г о р с т ы (центральная часть поднята, краевые – опущены) и г р а б е н ы (центральная часть опущена, краевые – подняты).

Перемещение какой-либо точки массива пород от начального ее положения по горизонтали или по вертикали называют, соответственно, горизонтальной и вертикальной а м п л и т у д о й н а р у ш е н и я .

Усложнение структуры месторождения тектоническими нарушениями крайне затрудняют ведение очистных работ. Во-первых, зоны нарушения весьма неустойчивы, нередко заполнены дробленными породами в смеси с глинами, которые крайне трудно удержать от поступления в подготовительные и очистные выработки. Во-вторых, по этим зонам наблюдаются случаи прорыва грунтовых вод в выработки. В-третьих, в краевых участках нарушения, при подходе к ним подготовительных и очистных выработок формируется высокое опорное давление и возрастает вероятность проявления горного давления в динамической форме.

К а ч е с т в о п о л е з н о г о и с к о п а е м о г о включает в себя следующий комплекс показателей:

- содержание полезных, сопутствующих и вредных компонентов;
- физико-механические и физико-химические свойства;

- вещественный (минеральный и химический) состав;
- структурно-текстурные характеристики (взаимоотношение минеральных агрегатов, их формы, размеры и т.д.);
- распределение полезных и вредных компонентов.

Ценность руд – определяет содержание в них полезных компонентов, уровень извлечения и их рыночную цену. Различают валовую и извлекаемую ценность руды. Валовую ценность руды (C_v) определяют:

$$C_v = C_p \times C / 100, \quad (1.3)$$

где C_p – рыночная стоимость 1 т металла, руб;

C – содержание металла в руде, %.

Валовая ценность комплексной руды равна сумме ценностей металлов, содержащихся в ней.

Извлекаемую ценность ($C_{из}$) 1 т руды определяют по формуле:

$$C_{из} = C_p \times C \times K_{из} \times e / 100, \quad (1.4)$$

где $K_{из}$ и e – соответственно, коэффициенты извлечения полезных компонентов в процессе добычи и обогащения.

По ценности руды разделяются на богатые, средние и бедные.

Свойства вмещающих пород обладают, таким же, как и руды, разнообразием по крепости, нарушенности и устойчивости. Контакты их с полезным ископаемым бывают четкие или устанавливаются по данным опробования.

1.5. Физико-механические свойства горных пород

Основные процессы подземной добычи руд, параметры и способы выемки зависят от физико-механических свойств горных пород. Под физико-механическими свойствами понимают свойства, характеризующие поведение горных пород при техногенном воздействии на них.

Крепость и прочность горных пород – совокупность механических свойств горных пород (твердость, вязкость, трещиноватость и т.д.) проявляющихся в технологических процессах при добыче и переработке руд полезных ископаемых. Классификация, предложенная известным русским ученым М.М. Протодяконовым, делит горные породы на десять основных категорий (табл. 1.3) и широко используется в практике и технической литературе. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова определяется по следующей зависимости:

$$f = \sigma_{сж} / 100, \quad (1.5)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород в образце $10 \times 10 \times 10$ см при одноосном сжатии.

Устойчивость – способность горного массива функционировать с заданными параметрами в течение определенного отрезка времени, сохраняя свою несущую способность.

Свойства горных пород в массиве из-за его строения и трещиноватости в разных направлениях не одинаковы. Они изменяются во времени (реологические свойства) и направлениях прикладываемых нагрузок.

Таблица 1.3

Категории крепости горных пород

Порода	Коэффициент крепости, f	Категория крепости породы	Плотность породы, т/м ³
1	2	3	4
Вязкие кварциты и базальты	20	I	2,8 – 3,0
Крепкий гранит, самые крепкие песчаники и известняки	15	II	2,6 – 2,7
Очень крепкие песчаники и известняки	10	III	2,5 – 2,6
Колчедан, крепкий известняк	8	IIIa	2,5
Обыкновенный песчаник, песчанистые сланцы	5 – 6	IV – IVa	2,3 – 2,4
Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк	3 – 4	V – Va	2,4 – 2,8
Антрацит, мягкий сланец, мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, разрушенный песчаник	2	VI	2,2 – 2,6
Крепкий каменный уголь, разрушенный сланец, отвердевшая глина	1,5	VIa	1,8 – 2
Каменный уголь средней крепости, прочные наносы, плотная глина	1	VII	1,8
Мягкий уголь, мягкая песчаная глина	0,8	VIIa	1,6
Торф, влажный песок	0,6	VIII	1,5
Добытый уголь, песок, насыпной грунт, гравий	0,5	IX	1,7
Плывуны	0,3	X	1,5 – 1,8

По устойчивости горные породы подразделяются на:

- неустойчивые – требующие прочного поддержания вслед за выемкой, в том числе весьма неустойчивые (плывуны, сыпучие породы), не допускающие обнажений;
- средней устойчивости – допускают обнажения кровли с пролетом до 8 м, но при длительном обнажении требуют поддержания;
- устойчивые – допускающие значительные обнажения (10 и более м) на длительный срок;
- весьма устойчивые – не нуждаются в поддержании.

Сложность учета, происходящих в массиве изменений, несовершенство существующих расчетных методов обусловило необходимость эксплуатировать горные выработки с определенным коэффициентом запаса устойчивости ($K_{зан.}$). $K_{зан.}$ зависит от срока службы породного обнажения или сооружения и представляет собой отношение удерживающих и разрушающих (сдвигающих) сил, вызванных природными и технологическими нагрузками.

Устойчивость контролируется путем визуальных наблюдений и инструментальных замеров деформаций в массиве, а также с помощью акустических методов.

Трещиноватость – плоский разрыв сплошной среды, возникающий при тектонических процессах или в результате ведения горных (взрывных) работ. Ослабляющее влияние основных параметров трещин на рудниках Норильского региона, установленных по данным натурных и лабораторных испытаний, приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Ослабление пород трещинами на месторождениях Норильского региона

Доля трещин, характеризующихся тем или иным параметром	Интенсивность трещиноватости		Относительное ослабление пород трещинами
	Кол-во трещин в 1 м керна, шт.	Ср. расстояние между параллельными трещинами	
1	2	3	4
0	0	–	1
0,07	2	0,5	0,95
0,15	2	0,45	0,90
0,25	2	0,38	0,85
0,45	3	0,30	0,75
0,7	5	0,20	0,65
1,0	8	0,13	0,55
-	15	0,07	0,45
-	20	0,05	0,40

Плотность – масса единицы объема породы. Вес единицы объема твердой фазы породы называется **удельным весом**. Плотность породы составляет:

$$\Delta = V_1 / V = \gamma / \rho, \text{ т/м}^3 \quad (1.6)$$

где V_1 – объем породы в массиве, занимаемый твердым веществом, м^3 ;

V – полный объем породы, взятый в массиве, м^3 ;

γ – объемная масса породы в массиве, т/м^3 ;

ρ – удельный вес породы, т/м^3 .

Кусковатость – крупность кусков при отбойке руды, характеризуется ее гранулометрическим составом. Кусковатость отбитой руды зависит от ее физико-механических свойств (крепость, вязкость, трещиноватость), способа и параметров

буровзрывных работ. К о н д и ц и о н н ы м к у с к о м отбитой руды называют кусок с максимально допустимым размером, который обеспечивает выполнение всех технологических операций добычных работ (выпуск, транспортирование, дробление, подъем). Размер кондиционного куска оказывает большое влияние на выбор доставочного, транспортного и дробильного оборудования.

Р а з р ы х л я е м о с т ь – способность горных пород увеличиваться в объеме при их разрушении. Отношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве называется к о э ф ф и ц и е н т о м р а з р ы х л е н и я ($K_{раз}$). При отбойке скальных пород $K_{раз}$ изменяется от 1,1 до 1,7. Этот показатель широко используется для обоснования и расчетов параметров отбойки, выпуска и погрузки руды, транспортирования, складирования и ее переработки.

С л е ж и в а е м о с т ь – способность руды терять при хранении сыпучие свойства и превращаться в прочно связанную массу. Склонностью к слеживанию обладают пирротинсодержащие сульфидные руды, в которых присутствуют глинистые и другие коллоидные материалы.

Д е з и н т е г р а ц и я – области необратимых деформаций, возникаемые вокруг горных выработок и в окрестностях искусственно созданных полостей в земных недрах.

С а м о в о з г о р а е м о с т ь – способность руды к горению в результате окисления ее кислородом воздуха независимо от притока тепла извне. Этим свойством обладают сульфидные руды с высоким содержанием серы. Такие руды не подлежат хранению в подземных условиях. Подземные пожары, вызванные самовозгоранием руд, трудно поддаются ликвидации, приводят к остановке рудника и большим материальным потерям.

Профилактические мероприятия от самовозгорания на рудных месторождениях делятся на горнотехнические (применение систем разработки с полной закладкой выработанного пространства) и специальные (заиливание, изоляция целиков и т.д.).

В л а г о е м к о с т ь – масса воды, удерживаемая силами молекулярного притяжения на поверхности частиц породы. Измеряется количеством воды в литрах, заключенной в 1 м³ массива горной породы. Руды в массиве и отбитом состоянии делят на мокрые, влажные и сухие. Влажность способствует слеживанию, а в зимнее время, особенно в условиях Северных рудников, смерзанию горной массы.

В о д о п р о н и ц а е м о с т ь – способность породы пропускать воду. Характеризуется коэффициентом проницаемости (K_{np}), определяемым из уравнения Дарси:

$$K_{np} = ((Q/S) \times (l_0/\Delta p))\eta, \quad (1.7)$$

где Q/S – скорость фильтрации, см/с;

Δp – перепад давления на пути l_0 фильтрации жидкости, МПа;

η – вязкость жидкости, г/см·с;

Q – расход воды через сечение S в единицу времени, см³/с.

В зависимости от величины этого показателя породы подразделяются на водоупорные, слабопроницаемые, среднепроницаемые и легкопроницаемые.

Пластичность – свойство горных пород необратимо деформироваться без нарушения сплошности под действием механической нагрузки. Наиболее пластичные горные породы – глины, каменная соль и др. Часто разрушение крепких горных пород происходит в области включений пластических материалов.

Хрупкость – способность горных пород к разрушению под действием статических и динамических нагрузок без заметных пластических деформаций. Хрупкость определяется минеральным составом и структурно-текстурными характеристиками породы, а также внешними условиями: температурой, скоростью приложения нагрузки, ее видом. Хрупкие породы легко поддаются динамическому разрушению в отличие от пластичных. Для количественной оценки этого параметра в практике применяются два показателя, получившие название коэффициента хрупкости ($K_{хр.1}$, $K_{хр.2}$). $K_{хр.1}$ равен отношению предельной прочности пород при сжатии ($\sigma_{сж}$) к ее прочности на растяжение (σ_p). $K_{хр.2}$ равен отношению удельной энергии упругого деформирования породы к удельной энергии ее разрушения при одноосном сжатии. Более полно характеризует хрупкость пород показатель $K_{хр.2}$.

Вязкость – свойство горных пород необратимо поглощать механическую энергию в процессе их деформирования. При разрушении вязкость оценивается как работа деформирования горных пород, отнесенная к единице площади образца. Определяется по результатам ударных испытаний образцов на копре. На практике устанавливают коэффициент относительной вязкости (специальными отрывниками, внедренными в испытываемый массив) как отношение усилия для отделения некоторой части горных пород от массива к величине усилия, необходимого для отделения от массива известняка, принятого за эталон ($K_{вяз}$). Величина $K_{вяз}$ изменяется от 0,5 до 3,0 (например, для мрамора – 0,7, песчаника – 1,2, кварцита – 1,9, базальта – 2,2).

Упругость – свойство горных пород восстанавливать первоначальную форму и размеры после снятия внешней механической нагрузки. Полное восстановление возможно, если нагрузка не превышает предел упругой деформации породы. Упругие свойства пород характеризуются модулем упругости (E), коэффициентом Пуассона (μ) и модулем сдвига (G) и связаны между собой уравнением:

$$G = E / 2(1 + \mu). \quad (1.8)$$

Коэффициент пропорциональности между напряжениями и деформациями называется модулем упругости (модулем Юнга). Наиболее вероятные значения для горных пород $E = 10^4 - 3 \times 10^5$ МПа.

Модуль сдвига – постоянная упругости, представляющая собой отношение касательного напряжения к соответствующему углу сдвига.

Коэффициент Пуассона – величина безразмерная, характеризующая прямую пропорциональную зависимость между поперечными и продольными деформациями и изменяется для скальных пород от 0,15 до 0,45.

Упругость обычно определяют двумя методами: статистическим – kern горной породы нагружают под прессом и измеряют деформации образца и динамическим – измеряют скорость распространения упругих колебаний в горных породах.

Ползучесть – процесс непрерывной пластической деформации, протекающий в горных породах в условиях длительного статического нагружения ($\sigma = \text{const}$, $t \neq \text{const}$, $\varepsilon \neq \text{const}$, где σ – нормальные сжимающие напряжения в массиве; t – время; ε – относительная деформация)

Релаксация – процесс изменения со временем напряжений (как правило их уменьшение) при неизменной деформации ($\sigma \neq \text{const}$, $t \neq \text{const}$, $\varepsilon = \text{const}$)

Обогатимость – свойства горных пород, характеризующие возможную степень извлечения и концентрации минеральных компонентов при обогащении полезных ископаемых. Обогащаемость – обязательная характеристика руд при оценке запасов месторождений и проектировании обогатительных фабрик.

Абразивность – способность горных пород изнашивать контактирующие с ними твердые детали горных машин и механизмов. Абразивность обусловлена прочностью, твердостью, размерами и формой минеральных зерен, слагающих породу. Данная характеристика руды оказывает влияние на эффективность бурения, резания, скалывания и черпания горной массы. Наиболее абразивными являются корунд и кварцсодержащие породы, порфирит, гранит и диорит.

Метаноносность – объем метана, содержащийся в свободном и связанном состояниях в единице массы горной породы. На рудных месторождениях выделение метана наблюдается при наличии углесодержащих пород в подстилающих и налегающих массивах. В частности, медно-никелевые залежи Норильского региона залегают под углистыми сланцами и отнесены к опасным по выделению метана.

1.6. Классификация запасов полезных ископаемых

Требования к подсчету запасов месторождений твердых полезных ископаемых, их классификация в РФ едины. В нашем изложении, в соответствии с задачами курса, делается акцент на рудные ископаемые.

В результате детальной разведки месторождения устанавливаются:

- количество запасов руды и полезных компонентов, содержащихся в ней;
- качество полезного ископаемого, содержание полезных и вредных компонентов;
- технологические свойства руд, их типы, сорта, обогатимость;
- горнотехнические условия разработок – размеры и формы рудных тел, их мощность, элементы залегания, физико-механические свойства и другие характеристики, изложенные в п. 1.4 – 1.5.
- экономико-географические условия района месторождения и его инфраструктура – климат, рельеф, энергетические и водные ресурсы, транспортные условия, обеспеченность местными строительными материалами и топливом, трудовые ресурсы, экономический профиль района и т.д.

На основе полученных данных технико-экономическими расчетами определяются кондиции для месторождения. Кондиции рассчитываются исходя из современного состояния техники и технологии горного, обогатительного и металлургического передела, горно-геологических и экономических условий.

Состав кондиций, то-есть перечень показателей, по которым устанавливаются граничные условия, зависит от вида минерального сырья. Для всех твердых полезных ископаемых выделяются требования по качеству, количеству и горнотехническим условиям.

Для рудных месторождений кондиции включают:

- минимальное промышленное содержание полезных компонентов;
- бортовое содержание полезных компонентов;
- максимально допустимое содержание вредных примесей;
- минимальную вынимаемую мощность рудных тел;
- максимальную мощность породных включений в рудной залеже.

Минимальное промышленное содержание полезных компонентов в блоке – это среднее содержание полезных компонентов, ниже которого разработка месторождения экономически не выгодна (не рентабельна).

Бортовое содержание вводится при отсутствии четких границ рудного тела или при крайне неравномерном распределении полезных компонентов, что весьма типично для большинства месторождений цветных и благородных металлов. Численное значение бортового содержания всегда ниже минимально про-

мышленного и нередко приравнивается к содержанию полезных компонентов в отходах обогащения («хвостах» обогатительной фабрики). В общем случае бортовое содержание – это содержание полезных компонентов в крайней пробе, по которой проводится контур тела полезного ископаемого.

Кондиции рассматриваются и утверждаются в Государственной комиссии по запасам (ГКЗ) Российской Федерации. После утверждения кондиций производится подсчет и утверждение в ГКЗ РФ запасов по месторождению в целом или его части. Все подсчитанные запасы полезного ископаемого называются геологическими.

Запасы полезного ископаемого подсчитываются и учитываются по каждому виду минерального сырья и возможному его промышленному использованию, в том числе отходы производства.

По степени изученности запасы твердых полезных ископаемых разделяются (табл. 1.5) на категории А, В, С (разведанные) и С₂ (оцененные).

Таблица 1.5

Классификация запасов месторождений

Запасы	Степень изученности		Группа по народно-хозяйственному значению	
	Разведанные	А В С ₁	Балансовые	Забалансовые
Предварительно оцененные	С ₂			
Ресурсы	Прогнозные	Твердые п.и.	Нефть и газ	
		Р ₁	Перспективный	С ₃
		Р ₂ Р ₃	Прогнозный	Д ₁ Д ₂

В табл. 1.6 сформулированы требования к степени изученности месторождения или его части, позволяющие отнести запасы к той или иной категории. Учитывая сложность строения и высокую изменчивость параметров рудных месторождений, передача их для проектирования и промышленного освоения обычно осуществляется с запасами категории С₁, С₂ и В. В настоящее время нередко объявляется тендер на доразведку с правом последующей эксплуатации месторождений с запасами категории С₂.

Для оценки ресурсного потенциала страны важное место занимают прогнозные ресурсы Р₁, Р₂ и Р₃.

Прогнозные ресурсы Р₁ оцениваются как вероятность прироста запасов на флангах, разрабатываемых месторождений. Эти ресурсы подсчитываются по ре-

результатам поисково-оценочных работ на основе геологических, геофизических и геохимических данных.

Прогнозные ресурсы P_2 оцениваются на основе масштабной геологической съемки проявления полезной минерализации и характеризуют вероятность выявления новых промышленных месторождений.

Таблица 1.6

Характеристики необходимой степени изученности запасов разных категорий

Изучаемые факторы и показатели	Категория запасов			
	А	В	С ₁	С ₂
1. Размеры тел полезных ископаемых	Установлены полностью	Установлены полностью	Выявлены	Оценены по геологическим и геофизическим данным и подтверждены единичными выработками
2. Формы тел полезных ископаемых	Установлены полностью	Установлены основные особенности	Выявлены	
3. Условия залегания	Установлены полностью	Установлены основные особенности	Установлены основные особенности	
4. Морфология рудных тел	Изучены	Установлены основные особенности	Установлены основные особенности	
5. Безрудные и некондиционные участки в нутрии тел полезных ископаемых	Выделены и оконтурены	Установлены основные закономерности	Оценена возможность прерывистости	
6. Разрывные нарушения	Установлены полностью	Установлены только крупные	Оценена возможность наличия	
7. Природные разновидности полезных ископаемых	Установлены полностью	Определены	Определены	Определены
8. Промышленные сорта руд	Установлены и оконтурены	Выделены, установлены соотношения между ними	Установлены общие закономерности	
9. Состав, свойства, распределение ценных и вредных компонентов.	Установлены полностью	Установлены минеральные формы	Установлены минеральные формы	Установлены минеральные формы
10. Качество по показателям кондиций	Установлены полностью	Определены	Определены	Определены
11. Инженерно-геологические и гидрогеологические условия	Установлены полностью	Определены основные показатели	Дана предварительная оценка	

Прогнозные ресурсы категории P_3 устанавливаются на основе стратиграфических, литологических и тектонических предпосылок, выявленных при геологической съемке и характеризуют потенциальные возможности обнаружения новых промышленных месторождений.

Контрольные вопросы и задания к главе 1

1. Охарактеризуйте классификацию горных наук.
2. По каким видам минеральных ресурсов Россия занимает ведущее место в мире?
3. Как разделяются металлические руды по промышленному значению?
4. Охарактеризуйте основные элементы залегания рудных залежей.
5. Как разделяются рудные месторождения по мощности и углу падения?
6. Охарактеризуйте основные виды тектонических нарушений на рудных месторождениях.
7. Назовите основные физико-механические свойства горных пород.
8. Сформулируйте требования изученности месторождения для отнесения запасов к категории С₁.

ГЛАВА 2

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1. Стадии разработки

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

Вскрытие состоит в проведении горных выработок, открывающих транспортный доступ с поверхности к рудному телу, обеспечивающих возможность проходки подготовительных выработок. Выработки вскрытия – шахтные стволы, спиральные съезды, околовствольные двory, квершлагги, штольни, капитальные рудоспуски – служат для транспорта добытой руды и породы на земную поверхность, доставки людей, оборудования и материалов в шахту.

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

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

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

Вскрытыми называют запасы руды на месторождении, находящиеся выше горизонта подсечения их вскрывающими выработками.

Подготовленными называют запасы руды выемочных участков, в которых полностью пройдены подготовительные выработки.

Готовыми к выемке называют запасы руды подготовленных выемочных участков, в которых полностью пройдены нарезные выработки, необходимые для производства очистных работ.

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

При проектировании подземного рудника технико-экономическими расчетами определяются параметры шахтного поля (рис. 2.1). Его размеры по длине довольно часто совпадают с размерами рудных тел по простиранию и на крупных месторождениях достигают 5 км, чаще 0,5 – 2,0 км. Увеличение шахтного поля позволяет сократить капитальные затраты на проходку вертикальных выработок и строительство поверхностной инфраструктуры рудника. С другой стороны, с увеличением размера шахтного поля возрастают издержки производства на поддержание капитальных и подготовительных выработок, их вентиляцию, транспорт руды, материалов и оборудования.

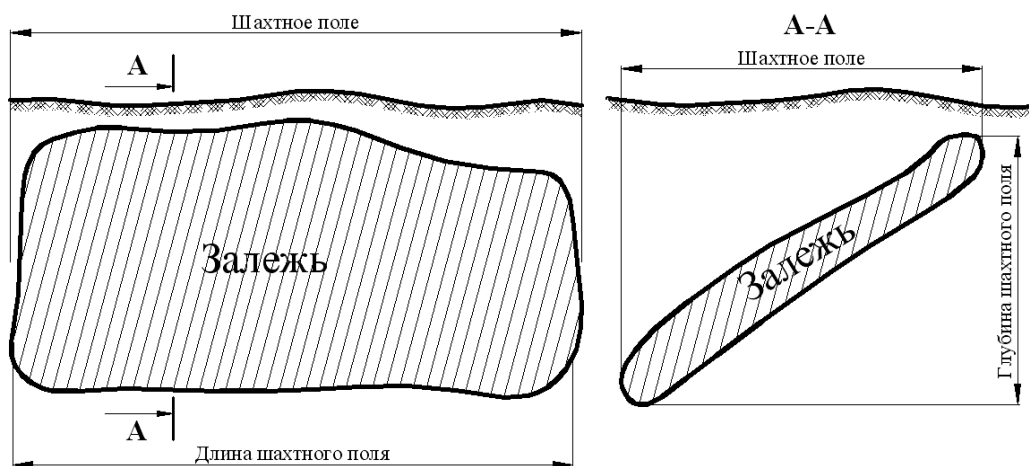


Рис. 2.1. Параметры шахтного поля.

Шахтное поле разделяется подготовительными выработками на этажи (горизонты) на крутопадающих и наклонных месторождениях (рис. 2.2) и панели на пологопадающих (рис. 2.3).

Этаж – часть шахтного поля ограниченная по падению этажными выработками (штреками), а по простиранию – границами шахтного поля (см. рис. 2.2). Этажи обычно отрабатываются в восходящем порядке. Высота этажа на рудниках принимается проектом и составляет 50 – 100 м, редко более.

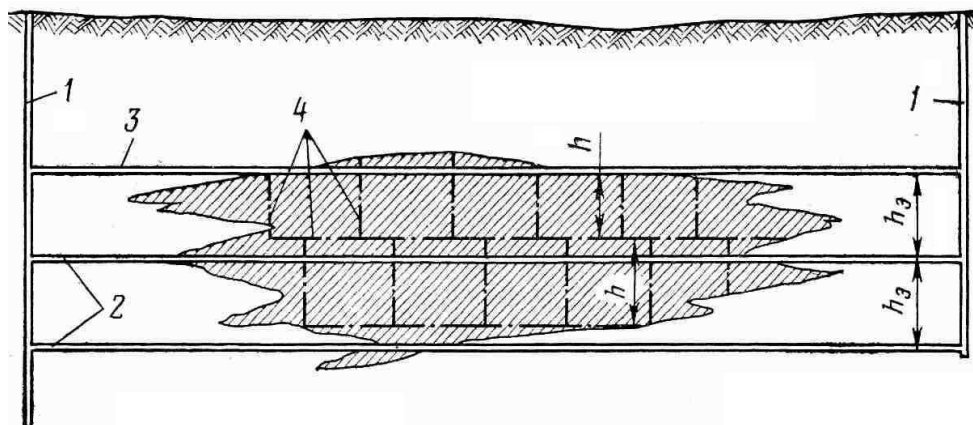


Рис. 2.2. Деление обширной залежи на этажи и блоки.

1 – шахтные стволы; 2 – откаточные горизонты; 3 – вентиляционный горизонт; 4 – границы блоков; h – высота блоков; $h_э$ – высота этажа.

Высота этажа определяется технико-экономическими расчетами и зависит от следующих основных факторов:

- мощности, выдержанности и угла падения залежи;
- устойчивости руд и вмещающих пород;
- системы разработки;
- сложности строения и степени разведанности месторождения;
- условий механизации и автоматизации горных работ;
- интенсивности подготовительных и очистных работ;
- уровня концентрации горных работ.

Этаж для очистной выемки делят на блоки, которые вводят в эксплуатацию в определенном порядке. Высота блока равна высоте этажа, длина – 30 – 100 м, редко более. В большинстве случаев на фланге блока располагаются восстающие выработки. Длина блока зависит от применяемой системы разработки, мощности залежи, способа доставки руды.

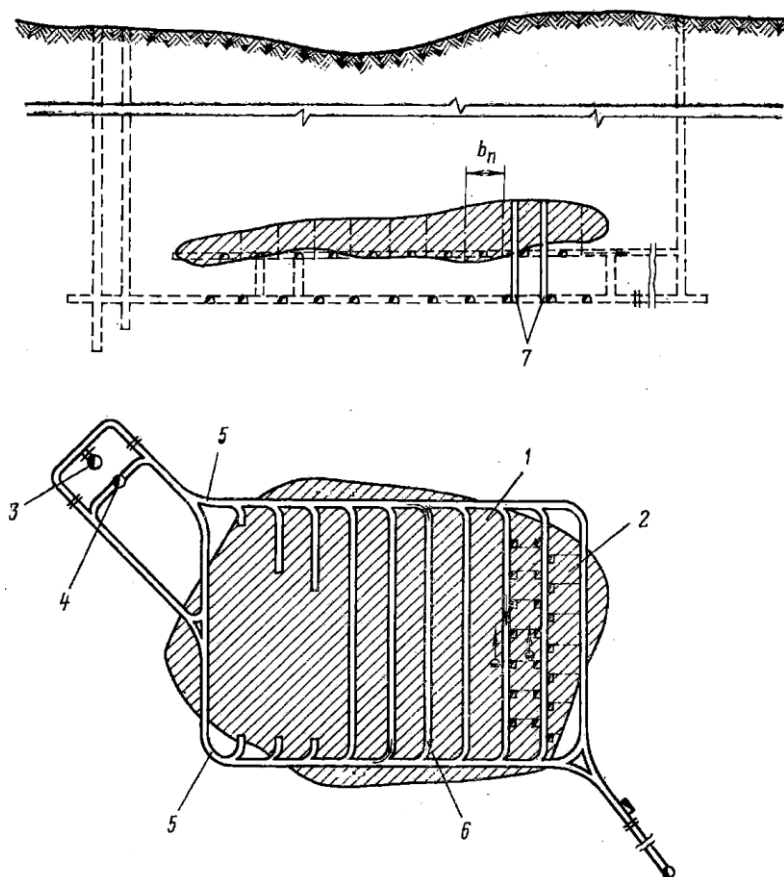


Рис. 2.3. Деление залежи на панели и блоки.
1 – панели; 2 – блоки; 3, 4 – основной и вспомогательный стволы; 5 – главные штреки; 6 – панельные штреки; 7 – восстающие; b_n – ширина панели.

В зависимости от сложности формы рудного тела и системы разработки этаж может разделяться на подэтажи. Подэтаж – часть этажа с самостоятельным комплексом подготовительных, нарезных и очистных выработок, ограниченная по падению подэтажными штреками (ортами). В отличие от этажных штреков подэтажные не имеют выхода к вскрывающим выработкам.

Панель – часть рудной залежи в пределах шахтного поля (или горизонта) обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных или наклонных транспортных и вентиляционных выработок. Границами панели являются: по падению и восстанию – границы шахтного поля (или горизонта), по простиранию – границы шахтного поля или смежных панелей.

2.2. Порядок обработки этажей и блоков

В практике обработки рудных месторождений известны две основные схемы последовательности обработки блоков в этаже: прямым (наступательная выемка) и обратным (отступающая выемка) ходом (рис. 2.4).

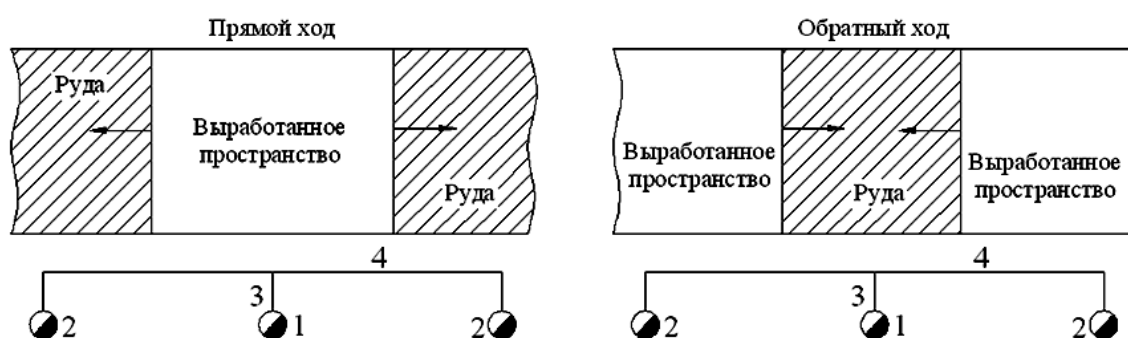


Рис. 2.4. Порядок обработки шахтного поля.

1 – главный вскрывающий ствол; 2 – фланговые вентиляционные стволы; 3 – квершлаг; 4 – полевой откаточный штрек.

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

Среди недостатков этого способа отмечаются следующие:

- увеличиваются сроки поддержания подготовительных выработок и в ряде условий появляется необходимость оставления рудных целиков, что вызывает рост потерь полезного ископаемого;
- на медно-колчеданных месторождениях возрастает вероятность возникновения подземных пожаров;
- усложняется вентиляция очистных забоев, увеличиваются утечки воздуха.

Благоприятными условиями обработки месторождения от границ шахтного поля к его центру являются:

- малые размеры шахтного поля;

- наличие современной горной техники, самоходного оборудования для интенсивной проходки подготовительных выработок;
- неустойчивые породы и трудности поддержания подготовительных выработок в рабочем состоянии;
- способность руд к самовозгоранию.

Среди недостатков обратного хода отмечают: увеличение сроков подготовки горизонта к эксплуатации, рост горного давления на последней стадии отработки разделительного целика.

На ряде подземных рудников применяется комбинированная выемка, представляющая собой комбинацию прямого и обратного ходов отработки. Это позволяет использовать достоинства наступательного и отступательного порядка выемки.

Отработка блоков в этаже осуществляется по четырем основным схемам (рис. 2.5). Наиболее распространенной на рудниках является восходящая выемка. При отработке блоков сверху вниз выработанное пространство заполняется закладкой или обрушенными породами. На горизонтально и пологопадающих месторождениях довольно часто продвижение фронта очистных работ осуществляется по простиранию. При этом очистное пространство поддерживается рудными целиками, закладкой, либо обрушенными породами кровли.

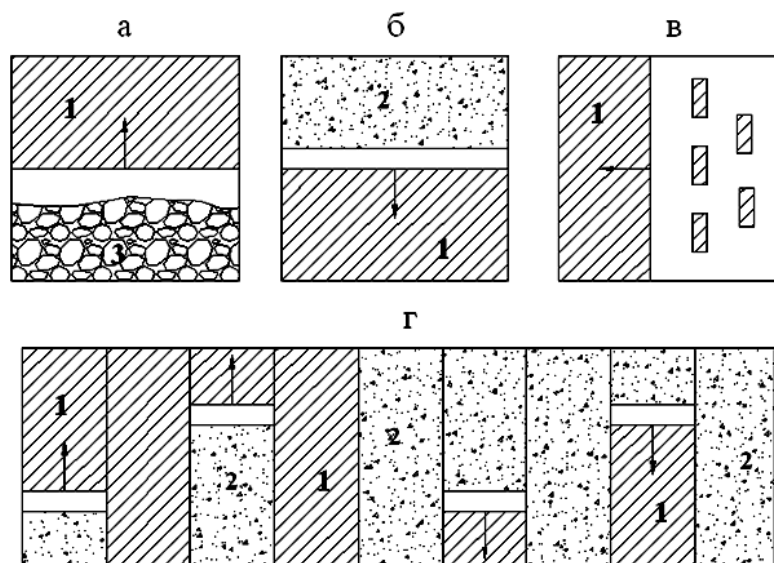


Рис. 2.5. Порядок отработки блоков.

а – восходящая выемка; б – нисходящая выемка; в – выемка по простиранию; г – комбинированная выемка (1 – руда, 2 – закладка, 3 – обрушенные породы).

Выбор порядка очистной выемки блоков определяется принятой системой разработки и зависит от большого количества факторов: мощности залежи и ее изменчивости, элементов залегания рудных тел, устойчивости руды и вмещающих

пород и т.д. Различают **р а з д е л ь н ы й** (селективный) и **в а л о в ы й** способы выемки полезного ископаемого.

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

2.3. Подземные горные выработки

Г о р н о й в ы р а б о т к о й называется сооружение в недрах Земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ.

В зависимости от назначения различают выработки капитальные, эксплуатационные и разведочные.

К **к а п и т а л ь н ы м** относятся все выработки, пройденные в период строительства рудника до пуска его в эксплуатацию, обслуживающие горные предприятия в течение всего срока его работы или значительной части его жизненного цикла. Обычно к капитальным выработкам относятся стволы, окоlostвольные дворы, капитальные квершлагы, штреки, восстающие и рудоспуски.

Э к с п л у а т а ц и о н н ы е г о р н ы е в ы р а б о т к и разделяются на подготовительные и очистные. Выработки, проводимые для подготовки отдельных участков шахтного поля к очистной выемке, относятся к подготовительным.

О ч и с т н ы м и называют выработки, предназначенные для непосредственной выемки полезного ископаемого. Передвигающаяся в пространстве поверхность полезного ископаемого или вмещающих его пород, с которой непосредственно осуществляется их выемка, называют забоем. Примыкающий к забою участок, призабойное пространство, является основным рабочим местом при выполнении проходческих и добычных процессов.

Выработки бывают вертикальные, наклонные и горизонтальные. К вертикальным выработкам (рис. 2.6) относятся шахтный ствол, слепой ствол, шурф, восстающий и рудоспуск.

Ш а х т н ы й с т в о л – вертикальная или наклонная выработка, имеющая выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля. **С л е п о й с т в о л** не имеет выхода на земную поверхность.

Верхняя часть ствола – устье ствола, нижняя (ниже уровня последнего горизонта) – зумпф. Главный ствол служит для подъема на поверхность полезного ис-

копаемого, вспомогательный – для спуска, подъема людей, оборудования, материалов, вентиляции.

Ш у р ф – вертикальная (редко наклонная) выработка, пройденная с поверхности и служащая для выполнения геологоразведочных и эксплуатационных работ. На действующих не глубоких рудниках шурфы используются для спуска оборудования, материалов и в качестве запасного выхода на поверхность.

В о с т а ю щ и й – вертикальная горная выработка, служащая для проветривания, передвижения людей, разведки, доставки материалов и т.д.

Р у д о с п у с к – то же, – для перепуска полезного ископаемого или пустой породы (породоспуск).

Ш т о л ь н я – горизонтальная горная выработка, проведенная к месторождению с поверхности и служащая для тех же целей, что и шахтный ствол.

У к л о н – наклонная горная выработка, предназначенная для вскрытия части шахтного поля или подготовки отдельного его участка к очистной выемке, передвижения самоходной техники, людей, доставки руды и породы. Уклоны бывают капитальные и участковые.

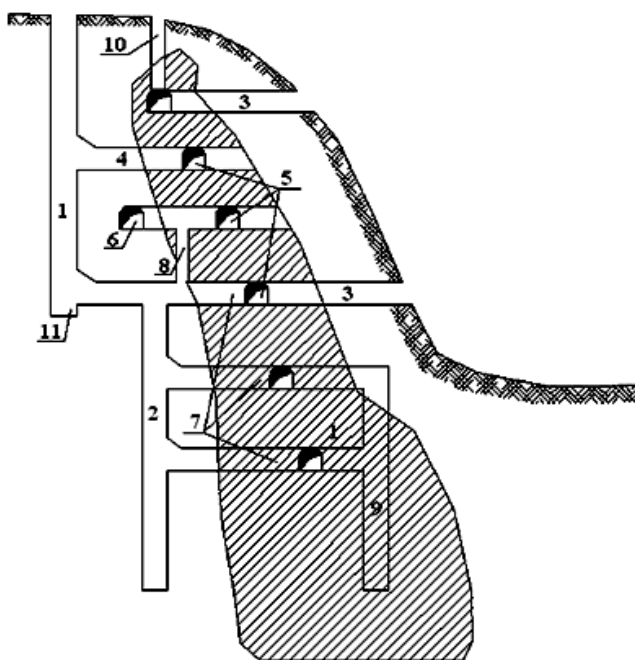


Рис. 2.6. Горные выработки.
1 – вертикальный ствол; 2 – слепой ствол; 3 – штольня; 4 – квершлаг; 5 – рудный штрек; 6 – полевой штрек; 7 – орт; 8 – рудоспуск; 9 – восстающий; 10 – шурф; 11 – зумпф.

О к о л о с т в о л ь н ы й д в о р – совокупность камерных выработок, пройденных в районе ствола (штольни, уклона), предназначенных для обслуживания горных работ, приема и выдачи полезного ископаемого на поверхность. В околоствольном дворе размещаются дробильный комплекс, электроподстанции, вагонное и электровозное депо, камеры водоотлива, противопожарного оборудования и т.д.

Б р е м с б е р г – наклонная горная выработка, не имеющая выхода на земную поверхность, оборудованная механизированным подъемом и служащая для подъема или спуска полезного ископаемого, материалов и др.

К в е р ш л а г – горизонтальная горная выработка, пройденная по пустым породам вкрест простирания рудной залежи. В зависимости от назначения различают квершлагги капитальные, погоризонтные или этажные.

Ш т р е к – горизонтальная горная выработка, пройденная по простиранию залежи (по руде – рудный, по породе – полевой). В зависимости от назначения, штреки бывают откаточные (доставочные), вентиляционные, закладочные, этажные и подэтажные.

О р т – горизонтальная горная выработка, пройденная вкрест простирания рудной залежи, предназначена для доставки руды, людей, материалов и проветривания рабочих забоев.

2.4. Потери и разубоживание руды

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

П о т е р и – часть балансовых запасов полезных ископаемых, неизвлеченная в процессе разработки месторождения.

Р а з у б о ж и в а н и е – потеря качества полезного ископаемого в процессе его добычи или снижение содержания полезного компонента в добытой руде по сравнению с содержанием его в балансовых запасах за счет прихвата пустых пород.

Оба эти показатели взаимозависимы и согласно Федерального закона «О недрах» (№ 127 ФЗ от 03.03.1995 г., раздел III «Рациональное использование и охрана недр») подлежат нормированию и учету.

Согласно единой классификации М.И. Агошкова [1986] и принятой в «в Типовых методических указаниях по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче», потери руды делятся на два класса: общерудничные и эксплуатационные (табл. 2.1).

О б щ е р у д н и ч н ы е п о т е р и устанавливаются при проектировании будущего предприятия и уточняются в процессе разработки месторождения. В состав их входят полезное ископаемое, заключенное в охранных целиках около капитальных горных выработок, под зданиями и сооружениями, под водоемами, водоносными горизонтами и т.д. Размеры охранных целиков под объектами, расположен-

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

- сохранность объектов, безопасность нахождения людей в подрабатываемых участках земной коры, охраняемых зданиях и сооружениях;
- безопасность ведения горных работ;
- исключение излишних потерь руды при консервации запасов руды под охраняемыми объектами.

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

Таблица 2.1

Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке рудных месторождений [М.И. Агошков, 1986]

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

Источником разубоживания руды является:

- засорение руды пустыми породами с висячего и лежачего боков при отбойке по контактам залежей;
- отслоение пород с боков залежи при выпуске руды;

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

- от совместной отбойки рудной залежи с включениями пустых пород или забалансовых участков, именуемое конструктивным разубоживанием.

Показатели полноты извлечения полезного ископаемого из недр измеряются в долях единиц и в отчетной документации приводятся в процентах.

Потери полезного ископаемого P определяются как отношение потерянных балансовых запасов ($P_в$) к количеству погашенных (отработанных) балансовых запасов (B):

$$P = (P_в / B) \times 100, \% \quad (2.1)$$

Потери полезного компонента – это количество потерянного полезного компонента, содержащегося в потерянном полезном ископаемом. Этот показатель определяется как:

$$P_m = ((P_в \times c_p) / (B \times c)) \cdot 100, \% \quad (2.2)$$

где c и c_p – это соответственно, средние содержания полезных компонентов в балансовых запасах и потерянном полезном ископаемом.

Разубоживание руды (R) определяется отношением породы при отбойке и выпуске полезного ископаемого Q_n к добытой рудной массе. Объем или тоннаж добытой руды равен сумме погашенных балансовых запасов и объему прихваченной породы за минусом потерянной части балансовых запасов.

$$R = Q_n / (B - P_в + Q_n). \quad (2.3)$$

Содержание металла в добытой рудной массе (a) определяется:

$$a = c \times (1 - R). \quad (2.4)$$

В случае невозможности точного установления потерянной части полезного ископаемого и поступившей в руду породы разубоживание определяется по следующему выражению:

$$R = (c - a) / c. \quad (2.5)$$

Полнота извлечения запасов из недр выражается коэффициентом извлечения полезного ископаемого (K_n). Для рудных месторождений, качество которых характеризуется содержанием полезного компонента, этот коэффициент определяется отношением количества полезного компонента в добытой руде ($Q \times a$) к количеству полезного компонента в погашенных при разработке балансовых запасах ($B \cdot c$):

$$K_n = (Q \times a) / (B \times c). \quad (2.6)$$

Этот коэффициент характеризует полноту извлечения полезного ископаемого из недр при добыче и учитывает: фактические потери балансовых запасов в недрах и прирост полезного компонента с примешанными породами. Он также отражает снижение качества полезного ископаемого вследствие потерь в недрах обогащенных участков и мелких классов руды, склонных к сегрегации.

Изменение качества полезного ископаемого при добыче выражается коэффициентом изменения качества. При разработке металлических руд, горнохимического сырья коэффициент изменения качества при добыче выражается отношением содержания полезного компонента в добытом полезном ископаемом (a) и в погашенных балансовых запасах (c):

$$K_k = a / c. \quad (2.7)$$

Для многокомпонентных руд, полезных ископаемых, ценность которых измеряется сортностью (например, выход и размеры товарных блоков при добыче мрамора, гранита и т.д.) коэффициент изменения качества определяется как отношение валовой ценности 1 т добытого сырья (C_d) к ценности 1 т его балансовых запасов (C_b):

$$K_k = C_d / C_b. \quad (2.8)$$

Определение и учет потерь и разубоживания полезного ископаемого, коэффициентов качества и полноты его извлечения при добыче ведутся в целях:

- контролю за соблюдением проектных и нормированных показателей эксплуатации недр;
- выявление источников сверхнормативных количественных и качественных потерь и причин их образования;
- разработке мероприятий и совершенствования технологии добычи и переработки сырья с целью достижения максимальной экономической эффективности от эксплуатации недр.

Пример. Предположим, что при отработке блока с балансовыми запасами 200,0 тыс. т. и содержанием олова в руде 0,8% допущены потери в целиках – 12,0 тыс.т. и в основании блока – 4 тыс.т. отбитой руды. Количество пустой породы, примешанной к отбитой руде, составило 40,0 тыс.т. Определить показатели извлечения руды из блока, пользуясь формулами 2.1 – 2.6.

Потери руды определяются:

$$P = ((12,0 + 4,0) / 200) \cdot 100 = 8\%$$

Разубоживание руды составит:

$$R = (40,0 / ((200,0 - 12,0 - 4,0) + 40,0)) \cdot 100 = 17,9\%$$

Содержание металла в добытой руде:

$$a = 0,8 (1,0 - 0,179) = 0,66\%$$

Коэффициент извлечения запасов:

$$K_n = [((200,0 - 12,0 - 4,0) + 40,0) \cdot 0,66] / (200,0 \cdot 0,8) = 0,924$$

Коэффициент изменения качества:

$$K_k = 0,66 / 0,8 = 0,825$$

Методы определения показателей извлечения руды.

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

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

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

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

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

Количество отбитой потерянной руды на лежащем боку залежи в основании камер, от просыпания в закладку, при погрузке, разгрузке, транспортировке, при совместной выемке с обрушенными породами устанавливается специальными контрольными замерами. Общие потери металла определяют суммированием их по источникам образования:

$$P = \frac{\sum_{i=1}^n P_i \times a_i}{B \times c}, \quad (2.9)$$

где $i = 1, 2, \dots, n$ – индексы источников потерь полезных компонентов;

P_i – потерянное количество запасов руды по источникам, т;

a_i – содержание металла в i – том виде потерь, %, кг;

c – среднее содержание металла в погашенных балансовых запасах, %, кг.

Разубоживание руды при прямом методе принято определять как отношение количества примешанной породы ($Q_{пор.}$) к общему количеству добытой рудной массы (Q). Коэффициент разубоживания:

$$R = Q_{пор.} / Q. \quad (2.10)$$

При разработке маломощных рудных тел в условиях выемки со шпуровой отбойкой руды геологической службой проводится регулярное измерение и документация ширины очистного пространства (m_0), мощности жилы ($m_{жс}$) и полноты ее оконтуривания. В этом случае коэффициент разубоживания определяется по формуле:

$$R = \frac{m_{жс} \times \gamma_p}{(m_0 - m_{жс})\gamma_n + m_{жс} \times \gamma_p}, \quad (2.11)$$

где γ_p и γ_n – соответственно, объемный вес руды и породы.

Прямые методы установления показателей извлечения более точны, но область их применения ограничена. При системах разработки с массовым обрушением руды обычно используются косвенные методы. При этом замеряют количество и качество погашенных балансовых запасов (B) и добытой рудной массы (Q) и рассчитывают потери и разубоживание по формулам:

$$P = \frac{Bc - Qa}{Bc}, \quad (2.12)$$

$$R = \frac{c - a}{c - b}, \quad (2.13)$$

где c и b – соответственно, содержание металла в погашенных балансовых запасах и во вмещающих породах.

Исходные данные для расчетов P и R определяются следующим образом. Балансовые запасы блока (панели) подсчитываются по данным эксплуатационной разведки и геолого-маркшейдерской документации (геологическим планам, разрезам). Количество добытой рудной массы, поданной на обогащение, обычно определяется весовым методом.

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

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

2.5. О нормировании показателей потерь и разубоживания руды

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

Как сказано в 1.4, рудные месторождения, особенно цветных и благородных металлов, характеризуются крайне изменчивыми формами, элементами залегания, весьма неравномерным распределением полезных компонентов. Отдельные рудные тела или их участки могут отличаться по ценности руды на порядок.

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

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

- обоснование эксплуатационных кондиций и минимального промышленного содержания руды для типовых участков месторождения, оконтуривание запасов на основе установленных эксплуатационных кондиций;
- определение рационального порядка отработки блоков в этаже;
- установление оптимальных параметров системы разработки, параметров отбойки и выпуска руды;

- управление качеством руды при выдаче на поверхность с учетом требований обогатительного передела (усреднение руд по качеству, рудосортировка).

Общие положения методики нормирования экономически обоснованных качественных и количественных потерь при добыче включают [М.И. Агошков, 1986]:

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

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

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

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

- разработка алгоритма расчета уровня потерь и разубоживания с учетом изменяющихся затрат от параметров выемки и валовой ценности полезных компонентов;

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

2.6. Требования к разработке месторождений полезных ископаемых

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

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

курсом. Здесь лишь подчеркнем особую ответственность геомеханических служб рудников, обеспечивающих прогноз различных форм проявления горного давления.

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

При ведении подземных горных работ на удароопасных месторождениях должны соблюдаться следующие принципы и требования [Д.М. Бронников, 1982].

1. Выбор места расположения вскрывающих выработок (стволов, штолен, съездов, околоствольных дворов) производить в наименее «опасных» породах.

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

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

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

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

Вторым важным требованием к разработке месторождений является недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания руды. С одной стороны, запасы минерального сырья, особенно высоколиквидных цветных и благородных металлов на Земле ограничены. По данным ряда специалистов мировая цивилизация без стран СНГ исчерпала от 0,5 до 0,6 начального потенциала золота, серебра, олова, от 0,2 до 0,4 – меди, цинка, никеля, от 0,1 до 0,2 – железа, марганца, фосфоритов [О.П. Иванов, 2007]. Учитывая постоянный рост потребления минерального сырья, появились прогнозы о скором наступлении сырьевого голода, что, конечно, обуславливает необходимость бережного отношения к недрам.

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

растают с увеличением потерь полезного ископаемого. «Чем больше потеряют металла, тем в большем объеме потребуются разведка, вскрытие и подготовка новых запасов, отбойки руды в новых блоках и т.п.» [В.И. Именитов, 1982].

Существует сложная связь между потерями при обогащении руды и снижением качества ее разубоживающими породами и материалом закладки выработанного пространства. Для многих руд характерно снижение извлечения полезных компонентов при обогащении с уменьшением их содержания, особенно, при разубоживании цементосодержащими смесями.

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

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

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

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

Большое внимание проблеме охраны подземных вод уделяется общественной организацией ЮНЕСКО. Охрана подземных вод включает: осуществление техни-

ческих и технологических мер, направленных на многократное использование воды в технологическом цикле, разработку эффективных методов очистки и обезвреживания отходов, предотвращение проникновения сточных вод в подземные воды, уменьшение промышленных выбросов в атмосферу и водные объекты, рекультивацию загрязненных участков, строительство и эксплуатацию водозаборных сооружений, управление водно-солевым режимом подземных вод. Специальные защитные меры включают ликвидацию области загрязнения подземных вод путем откачки их до практически полного стягивания контура загрязнения, локализацию области загрязнения.

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

При опасности оседания земной поверхности под охраняемыми объектами, в том числе плодородных земель, в состав горных работ обязательно включают закладку выработанного пространства, в приготовлении которой используются отвальные продукты.

Для исключения сокращения из оборота плодородных земель, отвалы и хвостохранилища размещаются на выработанных пустотах. Совершенствуется отвалообразование путем уменьшения его землеемкости для последующей быстрой и простой рекультивации.

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

Контрольные вопросы и задания к главе 2

1. Перечислите основные факторы, влияющие на выбор высоты этажа, подэтажа, длину панели.
2. Назовите основные недостатки порядка отработки шахтного поля обратным ходом.
3. Какие горные выработки относят к капитальным, подготовительным и очистным?

4. Что такое потери и разубоживание полезного ископаемого?
5. Охарактеризуйте прямые и косвенные методы определения потерь и разубоживания руды.
6. Сформулируйте основные требования к разработке месторождений полезных ископаемых.

ГЛАВА 3

ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА ЗАПАСОВ К ВЫЕМКЕ

3.1. Классификация способов вскрытия

Способы вскрытия [М.И. Агошков, 1983] разделяются на простые и комбинированные.

Простые способы.

1. Вертикальным стволом по лежащему, висячему боку или на фланге месторождения.

2. Наклонным стволом по лежащему боку или на фланге залежи.

3. Штольной по месторождению, висячему или лежащему боку.

4. Спиральным съездом в лежащем боку месторождения или на его фланге.

Комбинированные способы.

1. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с вертикальным слепым стволом на глубокие горизонты.

2. Вертикальный шахтный ствол с поверхности и последующим переходом в наклонный шахтный ствол.

3. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с последующим переходом в спиральный съезд на глубокие горизонты.

4. Наклонный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы или спиральные съезды.

5. Штольня с переходом в вертикальные слепые стволы.

6. Штольня с переходом в наклонные слепые стволы или спиральные съезды.

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

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

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

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

Капитальные штольни в гористых условиях проходят сводчатого или трапециевидного сечения с уклоном в сторону устья для обеспечения стока воды. Длина штольни может достигать нескольких километров. Длина Мизурской штольни на Садонском руднике в Северной Осетии превышает 4 км.

С появлением самоходной техники в 60-е годы прошлого столетия, вскрытие рудников начали осуществлять с поверхности спиральными съездами, которые служат для выдачи руды и породы в автосамосвалах, доставки оборудования, материалов, передвижения людей. Съезды проходят под углом 6–10°. Их сечение составляет 18–25 м² иногда до 80 и даже 100 м².

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

3.2. Факторы, влияющие на выбор способа вскрытия

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

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

В нагорных условиях используют штольневое вскрытие. Размещение объектов инфраструктуры рудника при этом определяется из условия минимального ущерба окружающей природе позволить разместить поверхностную инфраструктуру рудника и обогатительной фабрики. Сюда входят обычно быткомбинат с производственными помещениями для служб управления производством, бункерное хозяйство, объекты энергетики, воздухо- и водообеспечения, обогатительная фабрика, площади для размещения отвалов пустых пород и отходов обогащения и т.д.

При равнинной местности вскрытие осуществляют шахтными стволами и спиральными съездами (уклонами). Вертикальные стволы и уклоны проходят для вскрытия пологопадающих и крутопадающих месторождений. Для вскрытия наклонных залежей применяют вертикальные и наклонные стволы, а также уклоны. Спиральные съезды и наклонные стволы позволяют сократить объемы проходки квершлагов.

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

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

- возрастает горное давление и вероятность его проявления в динамической форме;
- снижается устойчивость горных пород и уменьшается угол их сдвижения;

- увеличивается температура горных пород и возникает необходимость управлять рудничным микроклиматом.

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

Для вентиляции и кондиционирования воздуха на больших глубинах, где температура пород достигает 40–45⁰С, проходится система выработок для пропуска огромного количества охлажденного воздуха. Вентиляционные стволы (восстающие) проходятся многоступенчато. Расположение их увязывают с общей схемой проветривания.

Охлаждение воздуха и управление климатом на глубоких горизонтах осуществляют стационарными холодильными установками с поверхности в сочетании с передвижным фреоновым холодильным оборудованием на отдельных подземных участках. Допустимые параметры рудничного микроклимата: температура воздуха + 27⁰, влажность 80%, скорость движения воздуха 4 м/с.

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

- производственную мощность будущего рудника и, как следствие, производительность подъемных устройств, отчуждение площадей поверхности для размещения инфраструктуры предприятия;
- местоположение вскрывающих выработок должно предусматривать возможность их использования в случае увеличения шахтного поля при доразведке новых участков месторождения;
- при ценной руде необходимо выбирать схемы и параметры вскрытия, исключающие потери полезного ископаемого в охранных целиках.

Система разработки, средства механизации и способ управления горным давлением в значительной мере обуславливают схему и интенсивность развития горных работ, порядок выемки запасов. При системах разработки с твердеющей закладкой представляется возможность проходить вскрывающие выработки в непосредственной близости от рудной залежи. Применение на современных рудниках самоходной горной техники и вскрытие месторождения спиральными съездами (уклонами) позволяет уменьшить капитальные затраты, заметно интенсифициро-

вать строительство рудника и ввод его в эксплуатацию с достижением проектных показателей.

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

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

3.3. Влияние выемки полезных ископаемых на процесс сдвижения горных пород

При подземной разработке рудных месторождений нарушается устойчивость массива в области влияния горных выработок. Масса пород над месторождением деформируется и оседает. Этот процесс называется сдвижением пород.

Различные точки горного массива смещаются неодинаково. В результате возникает плавное оседание земной поверхности без разрыва сплошности или резкое со значительными смещениями с образованием уступов и провалов. Участок земной поверхности, подверженный сдвижению и деформациям в области влияния горных выработок называется *м у л ь д о й с д в и ж е н и я*.

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

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

На процесс сдвижения могут влиять также обводненность горных пород и рельеф местности. По влиянию на характер процесса сдвижения горных пород системы разработки объединяются в следующие группы.

Системы разработки с обрушением налегающих пород характеризуются активным процессом сдвижения и деформирования толщи пород и земной поверхности (рис. 3.1) с отсутствием отчетливо выраженных поверхностей сдвига пород по

напластованию. На земной поверхности последнему положению соответствует зона плавных сдвижений.

При полной закладке выработанного пространства характерно отсутствие или медленное, плавное развитие сдвижения земной поверхности. Провалы и крупные трещины не образуются. Величина сдвижений и деформаций налегающего массива пород определяется усадкой закладки, полнотой заполнения выработанного пространства и мощностью обрабатываемых залежей.

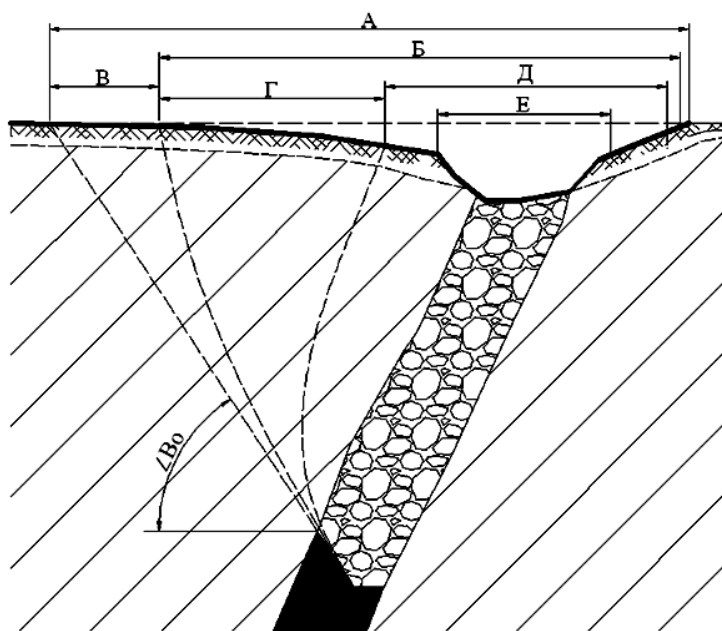


Рис. 3.1. Область влияния горных выработок при полном развитии процесса сдвижения. А – общая зона сдвижения земной поверхности; Б – зона опасных сдвижений; В – плавных сдвижений; Г – трещин; Д – обрушения; Е – образование воронок и провалов.

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

Поддержание земной поверхности в ряде условий может осуществляться комбинированным способом управления горным давлением: с оставлением регулярных целиков и сухой (гидравлической) закладкой выработанного пространства между ними.

Отметим также, что при малой мощности рудных тел или выемке слепых залежей на большой глубине системами с обрушением налегающих пород, земная поверхность может оставаться в устойчивом состоянии. Устойчивым считается такое состояние толщи пород, при котором сдвижение и деформации их после под-

работки отсутствуют или со временем не превышают критических значений. Устойчивость земной поверхности обеспечивается при небольших пролетах выработки, когда породы кровли и ее боков сохраняют устойчивое состояние, или над выработкой образуется свод естественного равновесия, а также в случаях, если обрушившиеся породы, заполняют за счет разрыхления выработанное пространство и пустоты над ними.

Глубину разработки, при которой отработка полезного ископаемого не вызывает сдвигения земной поверхности называют безопасной. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности рудного тела называют коэффициентом безопасности. Коэффициент безопасности зависит от физико-механических свойств горных пород и примерно равен при системах разработки с обрушением – 200, с сухой закладкой – 80 и гидравлической – 30.

3.4. Определение границ опасной зоны сдвига породного массива

Промышленные и гражданские здания, природные и культурные объекты подлежат охране от вредного воздействия подземной разработки.

При выемке руд под водными объектами горные выработки подлежат охране от прорывов воды и ее притока по трещинам опасных как для людей, так и для нарушения режима эксплуатации рудника.

Меры охраны должны обеспечивать следующие условия:

- безопасность ведения горных работ, людей и техники в подрабатываемых горных выработках, охраняемых зданиях и сооружениях;
- сохранность объектов в рабочем состоянии;
- недопущение сверх нормативных потерь полезных ископаемых в охранных целиках.

Границы зон опасных сдвижений, трещин и обрушения на земной поверхности определяются относительно контуров выработанного пространства соответственно углами сдвига δ , β и γ и β_1 , разрывов – β^{II} , γ^{II} , δ^{II} и β_1^{II} , обрушения – β^{III} , γ^{III} , δ^{III} и β_1^{III} – в коренных породах (рис. 3.2). В рыхлых отложениях и наносах границы зоны опасных сдвижений определяются углом φ (см. рис. 3.2).

Величину углов сдвига и обрушения устанавливают в зависимости от геологического строения массива пород на основе наблюдений и инженерных изысканий. Углы сдвига в слабых трещиноватых породах обычно принимают в пределах $30\text{--}50^\circ$, в коренных устойчивых породах – $55\text{--}80^\circ$, при влажных – $25\text{--}35^\circ$, в обводненных – $20\text{--}30^\circ$.

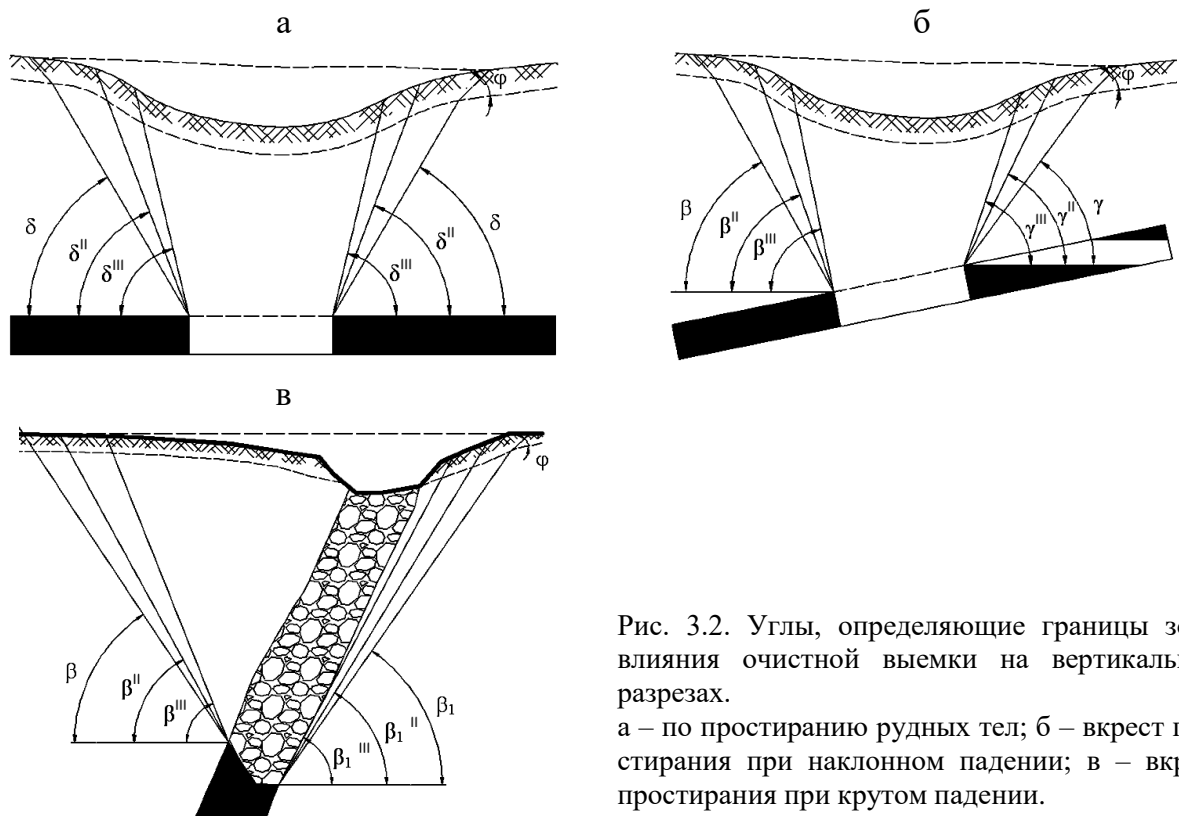


Рис. 3.2. Углы, определяющие границы зоны влияния очистной выемки на вертикальных разрезах.
 а – по простиранию рудных тел; б – вкрест простирания при наклонном падении; в – вкрест простирания при крутом падении.

Защита поверхностных сооружений и выработок вскрытия от сдвижения пород достигается путем расположения их за пределами зоны сдвижения или оставления под ними охранных целиков (рис. 3.3).

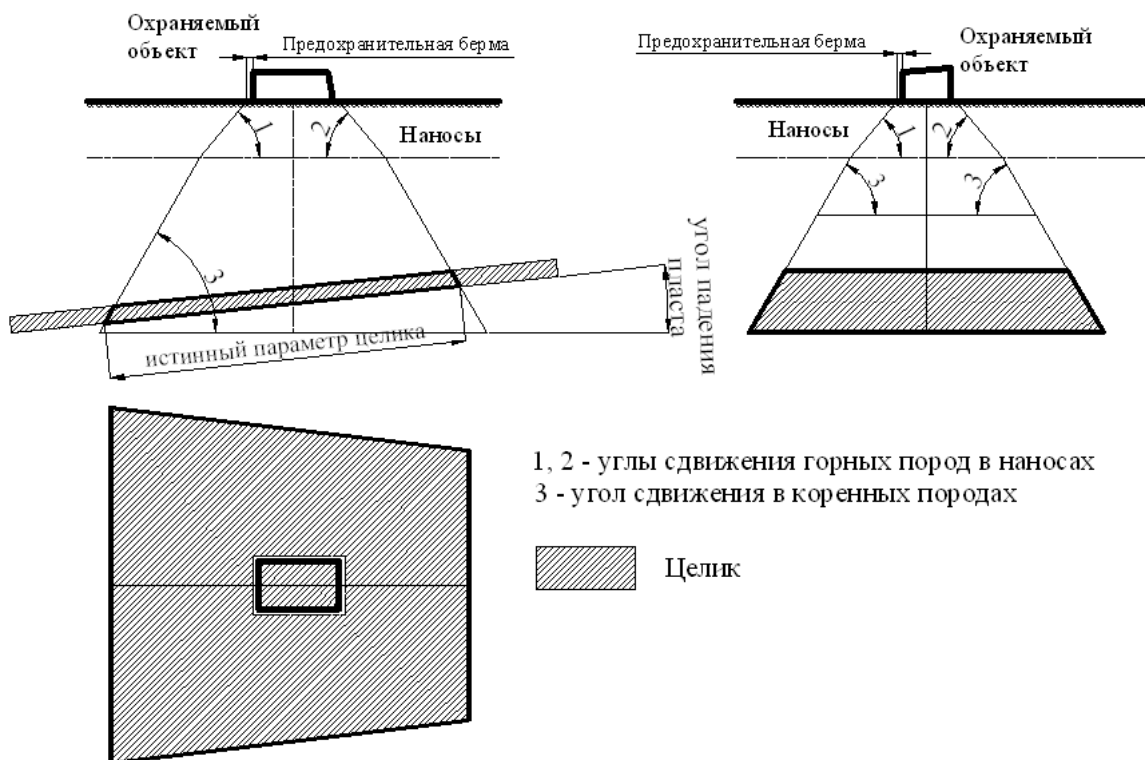


Рис. 3.3. Схема построения охранный целика.

Охранный целик строят на плане и разрезах по простиранию и вкрест простирания залежи с нанесением границ контура охраняемых объектов. Поскольку значения углов сдвижения имеют вероятностный характер, в целях повышения надежности принимаемых решений, вокруг границ основной зоны очерчивают предохранительную берму. Ширина предохранительной бермы зависит от категории охраняемого объекта и изменяется от 5 до 20 м иногда до 30 и более метров.

Пример построения охранного целика для административно-бытового комбината в условиях разработки пластового месторождения приведен на рис. 3.3. Контуры целика построены под углами сдвижения, определяемыми горно-геологическими особенностями месторождения и физико-механическими свойствами пород.

3.5. Вскрытие вертикальными стволами

Вскрытие вертикальными стволами в лежащем боку месторождения за зоной сдвижения горных пород является наиболее распространенным способом при освоении месторождений. Расположение главных рудоподъемных и вспомогательных стволов зависит от принятой схемы проветривания и определяет порядок развития горных работ в шахтном поле.

При центральном расположении главного и вспомогательных стволов (рис. 3.4), при минимальном расстоянии между ними, компактно размещаются объекты промплощадки предприятия, ускоряется подготовка месторождения к очистной выемке. Однако при этом удлиняется путь вентиляционной струи, усложняется схема проветривания очистных забоев, возрастают утечки воздуха, затрудняется выход людей на поверхность, занятых на флангах месторождения.

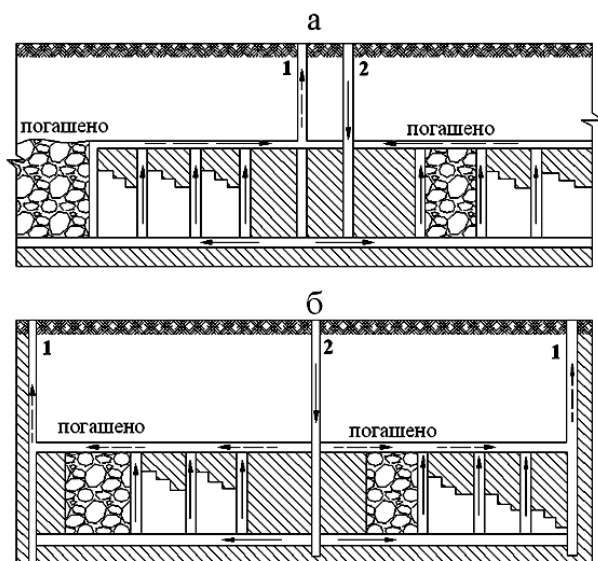


Рис. 3.4. Схема вскрытия вертикальными стволами.

а – центральная, б – диагональная: 1 – вспомогательный ствол, 2 – главный ствол, → направление воздушной струи.

При диагональной, более распространенной, схеме вскрытия месторождения главный ствол располагается в центре шахтного поля, вспомогательные – на его флангах (рис. 3.4).

На компактном крутопадающем месторождении вскрытие осуществляется с расположением основного и вспомогательного стволов на разных флангах месторождения. Например, на руднике «Брансуик» (Канада) рудное тело было вскрыто основным стволом глубиной 915 м и вспомогательным (вентиляционным) стволом глубиной 130 м (рис. 3.5). Нарезка горизонтов выполнена через 45,7 м. Отметка самого глубокого горизонта – 854 м.

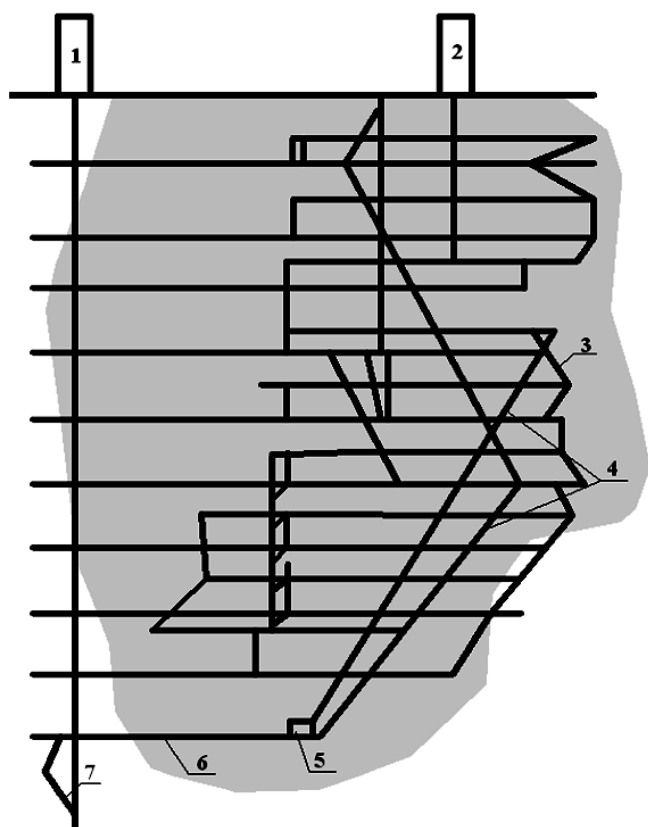


Рис. 3.5. Схема вскрытия рудника Брансуик. 1 – ствол №2; 2 – ствол №1; 3 - пальцевые рудоспуски; 4 – перепускные рудоспуски; 5 – дробилка; 6 – конвейер; 7 – бункер скипового подъема.

Вскрытие вертикальными стволами, расположенными висячем боку месторождения, при проектировании рудников принимается крайне редко. С одной стороны, это обуславливает оставление охранного целика, с другой – увеличивает объемы проходки квершлагов для нарезки горизонтов. Такое решение может быть продиктовано рельефом поверхности, ее застроенностью, наличием водоносных горизонтов, высокой нарушенностью и весьма неустойчивыми породами лежащего бока.

Для разработки обширных пологопадающих и наклонных залежей больших размеров вскрытие, как правило, осуществляют вертикальными стволами, пересекающими месторождение. В подобных условиях, несмотря на необходимость оставления барьерных целиков, это позволяет сократить сроки строительства и

развития добычи руды, уменьшить эксплуатационные затраты, особенно транспортные расходы.

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

3.6. Вскрытие наклонными стволами

Вскрытие наклонными стволами применяется при небольшой глубине залегания месторождения и преимущественно для выемки наклонных до 30° маломощных рудных тел (рис. 3.6). Подъем руды по стволу осуществляется в скипах или вагонетках. Основными преимуществами такого вскрытия являются:

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

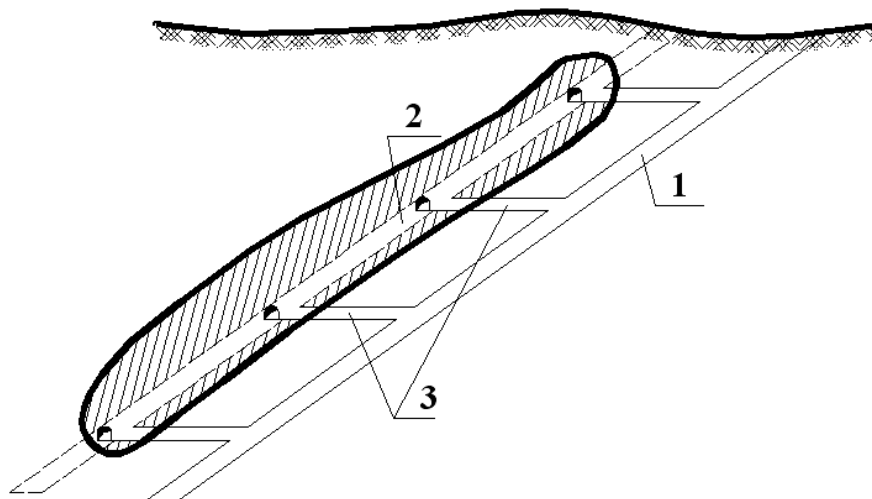


Рис. 3.6. Схема вскрытия наклонным стволом в лежащем боку месторождения.
1 – главный подъемный ствол; 2 – вспомогательный наклонный ствол на фланге месторождения;
3 – квершлаг.

Недостатки:

- большая длина наклонного ствола по сравнению с вертикальным;
- подъемный канат быстро изнашивается;
- допустимая скорость подъема значительно меньше скорости подъема по вертикальным стволам;

- возрастает горное давление боковых пород, что, особенно, имеет значение при большом сечении ствола и неустойчивых породах.

Вскрытие месторождений наклонными стволами имеет ряд ограничений, а именно:

- необходимо, чтобы залежь имела выход на земную поверхность или имела небольшую мощность наносов;
- спокойное залегание рудного тела, отсутствие крупных складок и тектонических нарушений;
- отсутствие самовозгораемых руд.

Несколько расширяются возможности вскрытия месторождений наклонными стволами при оборудовании их конвейерными подъемниками. На ряде рудников Канады, США успешно эксплуатируются конвейерные подъемы при углах наклона ствола 16–20° и даже до 40°. На руднике «Эрингтон» (Канада) конвейерный транспорт запроектирован для подъема дробленной руды с глубины около 850 м ступенчато расположенными наклонными выработками. Суммарная длина конвейерных уклонов 4200 м.

3.7. Вскрытие штольнями

Месторождения, расположенные в нагорных условиях, практически всегда вскрываются штольнями (рис. 3.7). Относительно рудного тела штольни могут располагаться по простиранию, вкrest простирания, в висячем или лежащем боку.

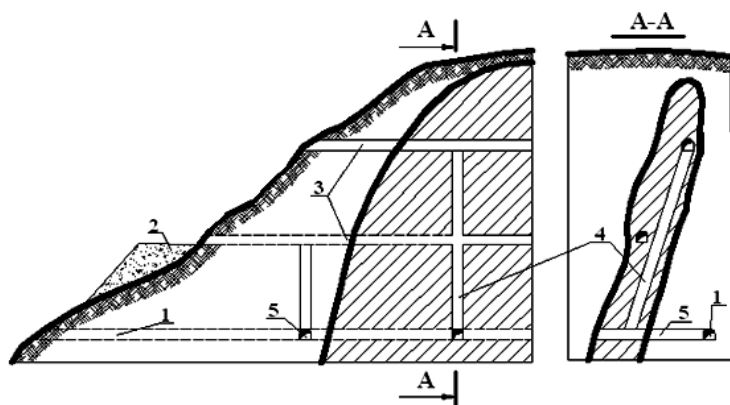


Рис. 3.7. Схема вскрытия месторождения штольнями по простиранию.

1 – капитальная штольня в породах лежащего борта; 2 – отвал пустых пород; 3 – этажные рудные штольни; 4 – рудоспуск; 5 – квершлаг.

При выборе места заложения штолен учитываются следующие условия:

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

В современных проектах отработки нагорных месторождений вскрытие осуществляется проходкой капитальной штольни (концентрационного горизонта) и этажными штольнями, связанными системой капитальных рудоспусков (рис. 3.7).

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

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

3.8. Вскрытие уклонами

С началом широкого освоения на подземных горных работах самоходных машин на пневмоколесном ходу, вскрытие месторождений начали практиковать уклонами или спиральными съездами. Уклоны проходятся под углом $6-10^{\circ}$ и служат для доставки руды автосамосвалами на неглубоко залегающих рудах, спуска оборудования в подземные выработки. Довольно широко вскрытие уклонами осуществляется при доработке подкарьерных запасов месторождений. Типичный пример такого решения приведен на рис. 3.8.

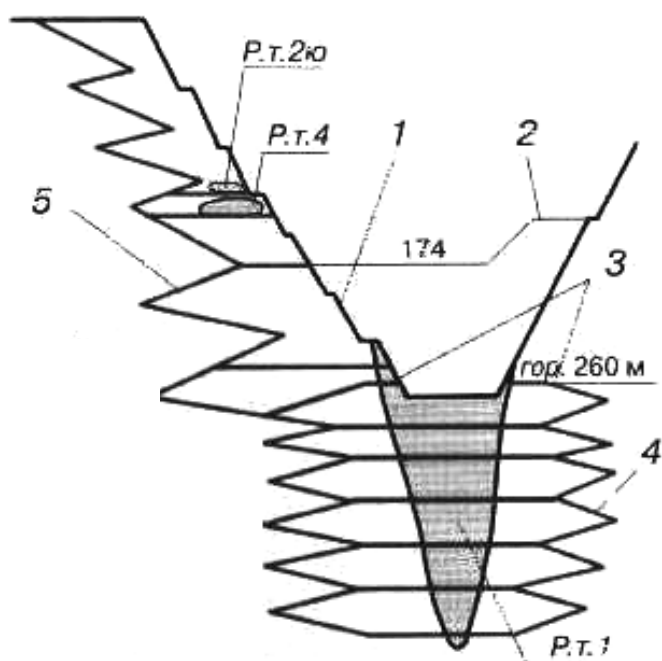


Рис. 3.8. Схема вскрытия Молодежного месторождения за контуром карьера для подземной разработки.
1, 2 – контур карьера; 3 – штольня; 4 – транспортный уклон; 5 – вспомогательный уклон.

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

3.9. Комбинированные способы вскрытия

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

Довольно часто встречаются в практике схемы вскрытия верхней части месторождения штольней и нижней – слепым вертикальным стволом. Так вскрыто Николаевское полиметаллическое, Верхнее (оловянное) и «Восток-2» (вольфрамовое) месторождения на Дальнем Востоке. На рис. 3.9 показано месторождение, вскрытое двумя капитальными штольнями, слепым вертикальным и наклонным стволами.

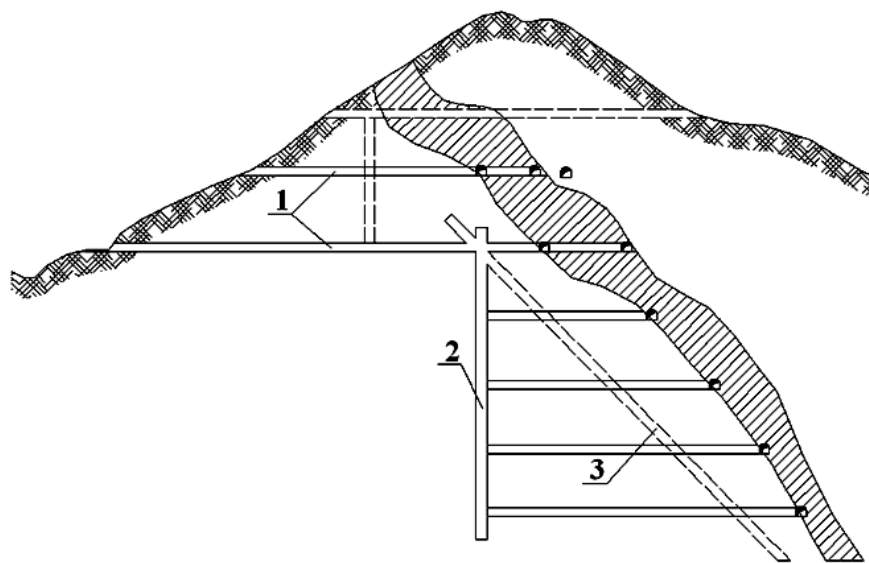


Рис. 3.9. Схема вскрытия штольней и слепыми стволами.
1 – штольни; 2 – слепой вертикальный ствол; 3 – слепой наклонный ствол.

Для вскрытия глубоких горизонтов золоторудных месторождений Южной Африки применено ступенчатое вскрытие вертикальными слепыми стволами (рис. 3.10). Расположение слепых стволов принято из условия минимизации объема проходки квершлаггов.

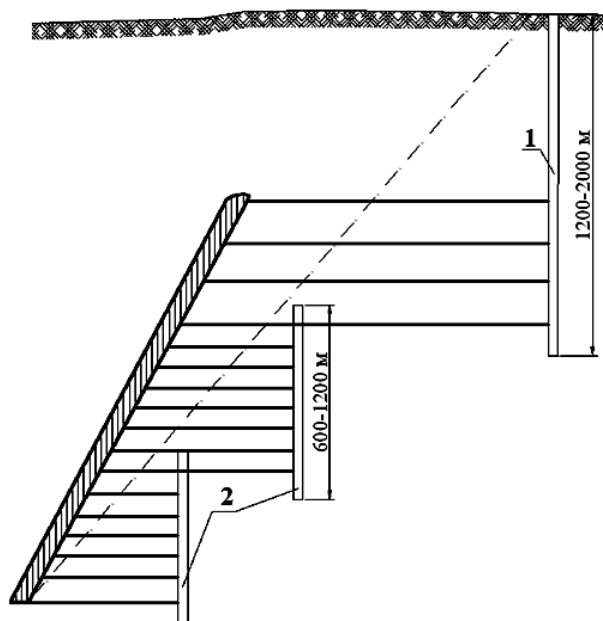


Рис. 3.10. Схема вскрытия вертикальными ступенчатыми стволами.
1 – ствол с поверхности; 2 – слепые стволы.

В этом же регионе имеются примеры вскрытия глубокозалегающих месторождений комбинацией вертикальных и наклонных стволов (рис. 3.11).

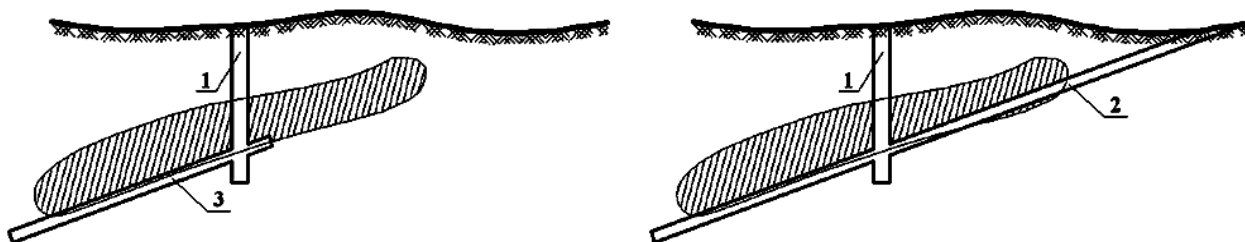


Рис. 3.11. Комбинированное вскрытие глубоких горизонтов вертикальными и наклонными стволами.
1 – вертикальный ствол; 2 – наклонный ствол; 3 – слепой наклонный ствол.

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

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

3.10. Околоствольный двор (ОД)

Околоствольный двор (ОД) представляет собой совокупность горных капитальных выработок, соединяющих ствол рудника с главными откаточными и вентиляционными выработками. Основное назначение ОД – прием грузов

(руды, породы) и перегрузка их в подъемные сосуды, прием материалов и оборудования, доставляемых с поверхности для ведения подземных горных работ, а также для вентиляции и перемещения людей.

По типу транспортных средств ОД делятся на локомотивные, конвейерные и автотранспортные. По схеме движения грузопотоков различают ОД круговые, петлевые, челноковые и тупиковые.

При рельсовой транспортировке руды и породы к капитальному стволу наиболее часто применяются круговые и петлевые схемы размещения выработок ОД (рис. 3.12). Технологические схемы околоствольных дворов с конвейерной и автотранспортной доставкой отличаются простотой конструкции. В них отсутствует необходимость маневров с груженными и порожняковыми составами, сокращается объем околоствольных выработок и общая численность обслуживающего персонала.

По типу подъема и подъемного оборудования ОД подразделяются на клетьевые, скиповые, конвейерные и автотранспортные. На рудниках России наибольшее распространение получили скиповые ОД.

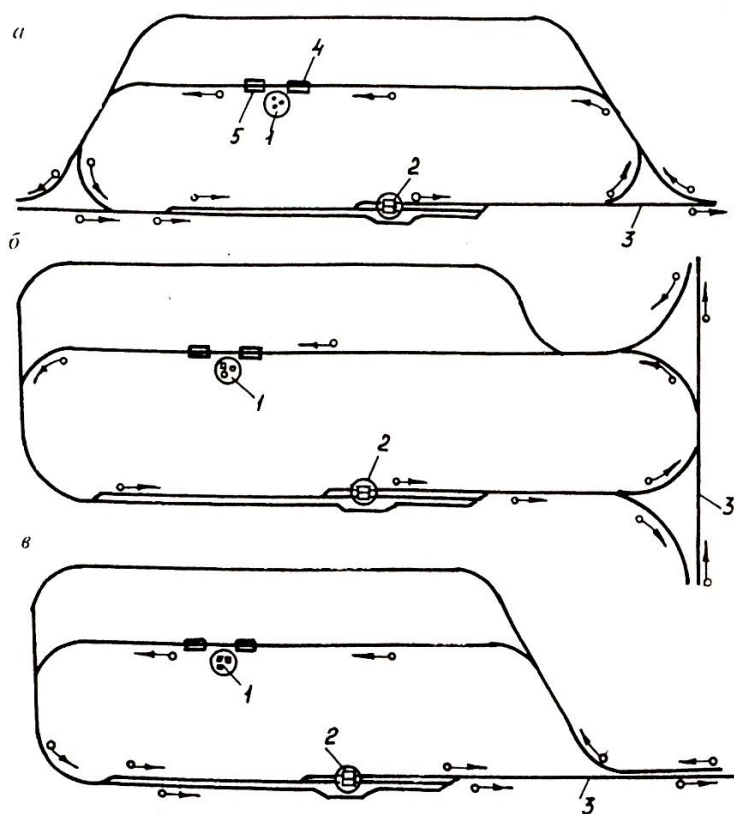


Рис. 3.12. Типы околоствольных дворов.
 а, б – круговой; в – петлевой.
 1 – скиповой ствол; 2 – клетьевой ствол; 3 – главная откаточная выработка; 4, 5 – пункты разгрузки.

Кроме протяженных транспортных выработок, в районе ОД предусматривается сооружение специальных камер: водоотлива, центральной подземной подстан-

ции, противопожарного оборудования, электровозного и вагонного депо, медпункта, комплекса подземного дробления и др.

Околоствольные выработки функционируют в течение всего срока отработки вышележащих запасов руды. В связи с этим выработки ОД располагают в устойчивых породах с обязательным креплением монолитным железобетоном, бетоном или металлической рамной крепью в зависимости от нарушенности массива горных пород. Объем околоствольных выработок одного ОД от 7 до 20 тыс. м³.

3.11. Способы подготовки рудных месторождений

Подготовка – это проведение выработок, разделяющих шахтное поле на выемочные участки – блоки, этажи, панели. Способы подготовки согласуются с системой разработки и схемами транспортирования руды от очистных забоев к выработкам подъема ее на поверхность. Для характеристики объема подготовительных работ применяются два показателя:

1. Удельный объем проходческих работ $V_{уд}$.

$$V_{уд} = (V_{пр} / B) \times 100\%, \quad (3.1)$$

где $V_{пр}$ – объем подготовительных выработок, м³;

B – балансовые запасы руды в блоке, панели и др., м³

2. Коэффициент подготовки $K_{п}$

$$K_{п} = (L_{пр} / B) \times 1000, \text{ м}^3/1000\text{т}, \quad (3.2)$$

$$K_{п} = (V_{пр} / B) \times 1000, \text{ м}^3/1000\text{м}^3, \quad (3.3)$$

где $L_{пр}$ – длина подготовительных выработок, приходящаяся на выемочный участок, м.

Месторождение разделяют подготовительными выработками по падению на этажи (горизонты) высотой обычно 50–100 и более метров. В зависимости от угла падения и мощности рудного тела подготовка может быть выполнена с одним (одноэтажная) или несколькими этажами. Горизонтальными, вертикальными и наклонными выработками этажи разделяют на блоки или панели. Доставочные выработки размещают в руде (рудная подготовка), в породе (полевая подготовка) или руде и породе (комбинированная подготовка). Применяемые схемы подготовительных работ приведены в табл. 3.1.

На выбор способа подготовки месторождения оказывают влияние следующие факторы:

- горно-геологические условия залегания – мощность, угол падения, устойчивость руд и пород, нарушенность массива, газоносность, водообильность, склонность к самовозгоранию;

- технические и экономические параметры технологии выемки – производительность рудника, система разработки, горное оборудование и уровень механизации, автоматизация производства, условия проветривания, ценность руды.

Таблица 3.1

Классификация способов подготовки рудных месторождений

Тип месторождения	Способы подготовки			Наименование способов подготовки
	класс	подкласс	группа	
1	2	3	4	5
Месторождения представленные одним рудным телом	Штреками	Рудными штреками	Этажным штреком, главным панельным штреком	Рудная этажным штреком. Рудная главным панельным штреком
		Полевыми штреками	Этажным штреком, главным панельным штреком	Полевая этажным штреком. Полевая главным панельным штреком
		Комбинированный	Полевым и рудным штреком, с диагональными заездами, с кольцевыми заездами	Комбинированная полевым штреком и рудным штреком с диагональными заездами, с кольцевыми заездами
	Ортами	Тупиковыми ортами	Рудным штреком и тупиковыми ортами. Полевым штреком и тупиковыми ортами. Полевым штреком висячего бока и тупиковыми ортами	Тупиковыми ортами и рудным штреком. Тупиковыми ортами и полевым штреком лежачего бока. Тупиковыми ортами и полевым штреком висячего бока
		Кольцевыми ортами	Полевым штреком и ортами. Полевым и рудным штреками и ортами. Рудными штреками и ортами	Кольцевыми ортами и полевыми штреками лежачего и висячего боков
	Уклонами	Тупиковыми ортами Рудными и полевыми штреками	Полевым штреком и рудными ортами. Полевыми и рудными штреками	Полевым штреком в лежачем боку и тупиковыми ортами. Рудными и полевыми штреками в лежачем боку
	Месторождения, представленные несколькими рудными телами	Ортами, штреками и уклонами	Раздельная	Возможна любая комбинация штреков, ортов и уклонов
		Совместная	Штреками, ортами, уклонами	Совместная подготовка рудных тел ортами, штреками и уклонами

Подготовка жильных (маломощных) месторождений при этажной разработке обычно рудная (рис. 3.13). Рудный штрек стремятся проходить по контакту лежачего бока залежи.

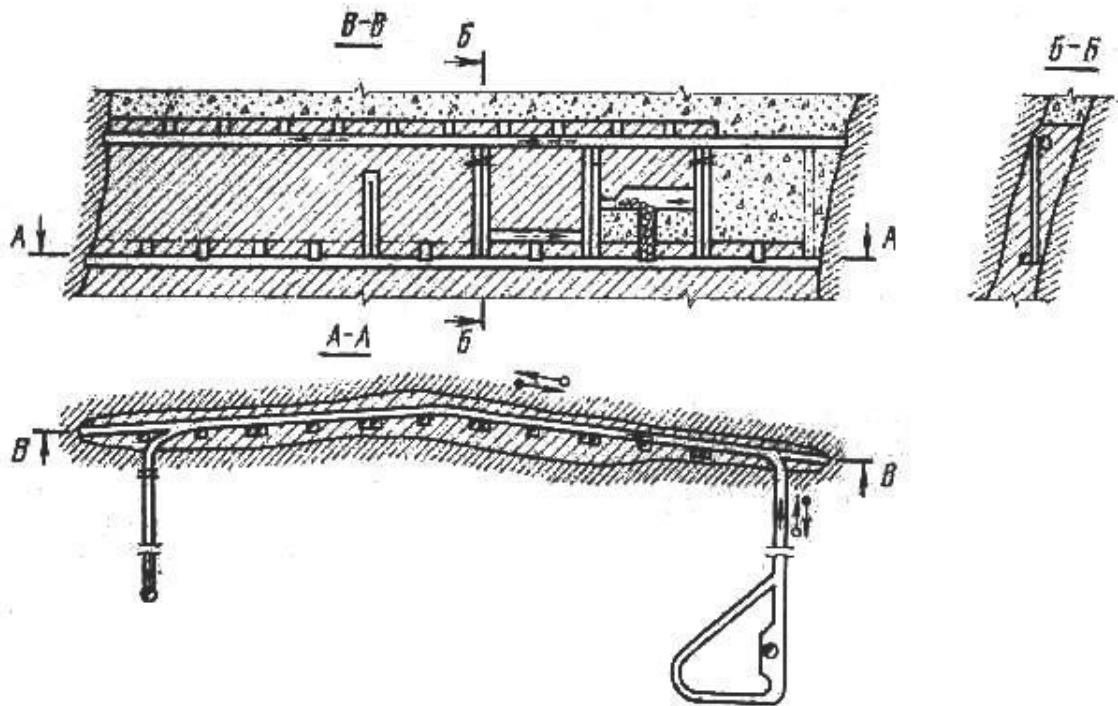


Рис. 3.13. Рудная подготовка залежи.

Этажными штреками подготавливаются рудные тела средней мощности и мощные с полевыми штреками (рис. 3.14). Достаточно часто применяется смешанная подготовка с рудными и полевыми штреками, сбитыми между собой диагональными заездами. При этом полевые штреки преимущественно размещаются в лежачем боку месторождения.

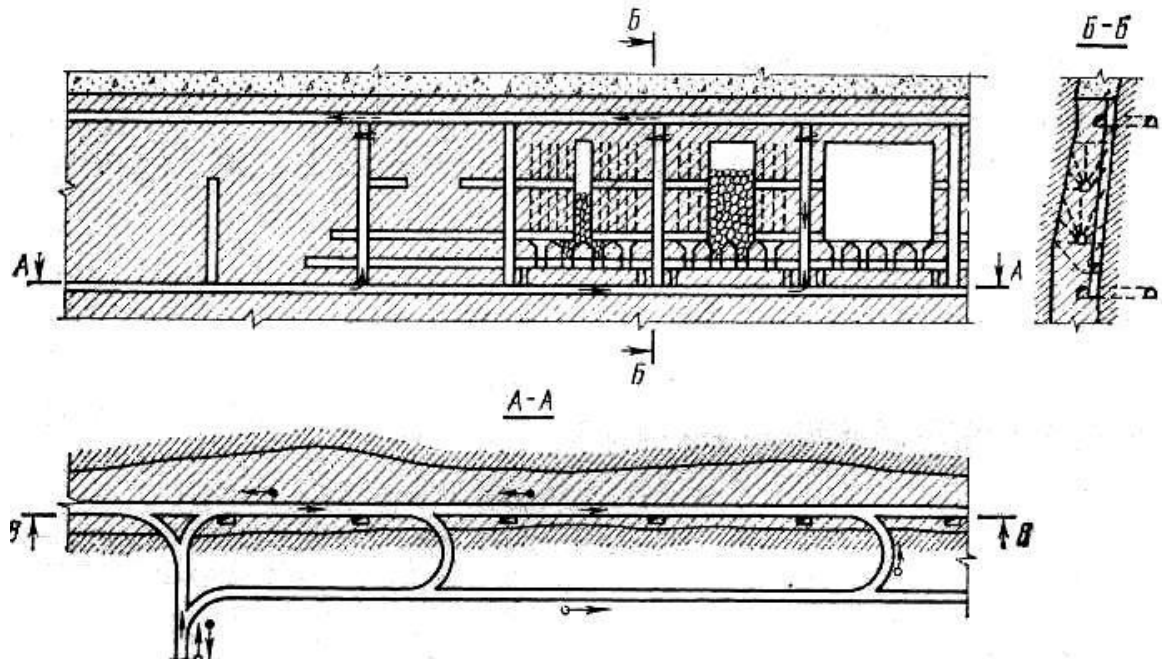


Рис. 3.14. Комбинированная схема подготовки с полевыми и рудными штреками.

Подготовка ортами и этажными штреками применяется для отработки мощных и весьма мощных залежей (рис. 3.15).

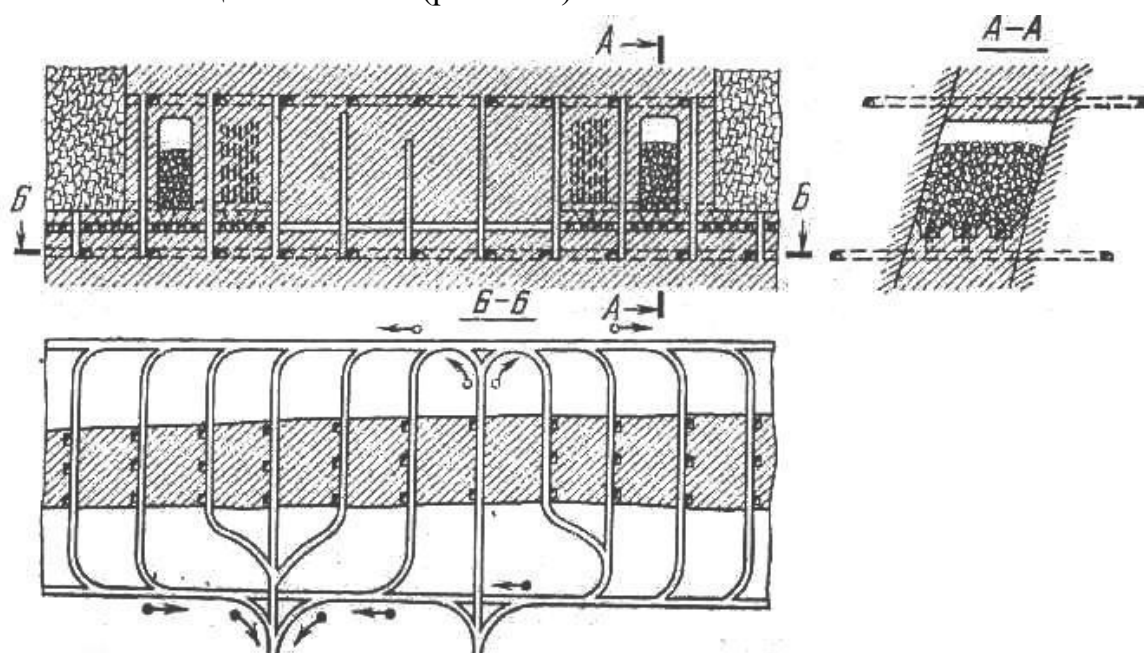


Рис. 3.15. Орто-штрековая подготовка залежи.

На железорудных месторождениях Горной Шории и Хакасии при выемке весьма мощных крутопадающих рудных тел применяется подготовка кольцевыми ортами с полевыми штреками в лежащем и висячем боках. Этим создаются благоприятные условия для электровозной откатки с большим грузопотоком добытой руды.

В числе преимуществ этого способа отметим: меньший срок существования ортов и соответственно снижение затрат на сохранность их по сравнению со штреками; более точно устанавливаются размеры рудного тела вкrest простирания и условия контактов с вмещающими породами.

Недостаток – увеличенный объем проходческих работ, требующих, как правило, усиленного крепления.

На рудных месторождениях, использующих комплексы самоходных машин, подготовительные работы обязательно включают уклоны, из которых проходятся этажные, подэтажные штреки и орты. Типичным примером подобной схемы развития подготовительных работ при выемке залежи может служить рудник «Кируна» (Швеция) [В.Н. Опарин, 2007].

Рудное тело крутого падения с длиной по простиранию 4 км и мощностью до 80 м обрабатывается отдельными участками. Доставка руды через рудоспуски осуществляется на один концентрационный горизонт (полевой штрек), расположенным на глубине 1045 м и далее в вагонетках электровозами транспортируется к стволам. Система разработки – подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды.

На каждом подэтаже через 28,5 м проходятся полевые штреки, из которых через 22,5 м нарезаются буро-доставочные орты.

Сравнивая рудную и полевую подготовку, отмечаются следующие преимущества последней:

- сокращаются потери руды в междуэтажных и межблоковых целиках;
- улучшаются условия организации вентиляции рудника;
- на месторождениях, склонных к горным ударам, упрощается выполнение требований к управлению горным давлением и безопасному ведению горных работ;
- более точно разведываются контуры рудного тела.

Основные недостатки полевой подготовки – во-первых, увеличенный объем проходческих работ и, во-вторых, в отличие от рудной, проходка полевых выработок не окупается попутно добываемой рудой.

Контрольные вопросы и задания к главе 3

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

Библиографический список к разделу I

1. Агошков М.И. Развитие идей и практики комплексного освоения недр / М.И. Агошков. – М.: ИПКОН АН СССР, – 1982.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М.: Недра, 1983. – с. 423.
3. Агошков М.И. Экономика горнорудной промышленности / М.И. Агошков, А.А. Кривенков и др. – М.: Недра, 1986. – с. 264.
4. Воронюк А.С. Особенности комплексного вскрытия рудных месторождений / А.С. Воронюк. – М.: ИПКОН АН СССР, 1986. – с. 77.

5. Горное дело. Терминологический словарь / Л.И. Барон, Г.П. Демидюк и др. – 3 изд. – М.: Недра, 1981. – с. 479.
6. Ермолов В.А. Месторождения полезных ископаемых / Ермолов В.А., Попова Г.Б. и др. – М.: МГГУ, 2002. – с. 570
7. Ершов В.В. Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд / В.В. Ершов. – М.: Недра, 1986. – с. 126.
8. Иванов О.П. Государственное управление природными ресурсами / Федеральное агентство по образованию. – Новосибирск, 2007. – с. 478.
9. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений / М.: Недра, 1988. – с. 113.
10. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых / М.: ВИЭМС, 1982.
11. Козловский Е.А. Россия: минерально-сырьевая политика и национальная безопасность. – Козловский Е.А. – М.: МГГУ, 2002. – с. 856.
12. Питерский В.М. Стратегический потенциал России. Природные ресурсы / В.М. Питерский. – М.: Геоинформмарк, 1999. – с. 252.
13. Опарин В.Н. Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках / В.Н. Опарин, Е.П. Русин, А.П. Тапсиев и др. – Российская академия наук ИГД СО РАН, 2007. – с. 99.
14. Семевский В.Н. Основы проектирования рудников / В.Н. Семевский. – М.: Госгортехиздат, 1968.
15. Трубецкой К.Н. Горные науки / Трубецкой К.Н. – Изд-во Академии горных наук, 1997. – с. 480.
16. Шестаков В.А. Оптимизация вскрытия и подготовки при подземной добыче руд / В.А. Шестаков. – Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), «Нобла», 1999. – с. 128.
17. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий / В.А. Шестаков. – М.: МГГУ, 2003. – с. 794.

РАЗДЕЛ II

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ РУДЫ

Среди производственных процессов добычи руды выделяют подготовительные работы (проходка и крепление выработок), очистную выемку и вспомогательные процессы, куда входят транспортировка и управление качеством руды, доставка людей, материалов и оборудования, содержание выработок в рабочем состоянии, вентиляция, водоотлив и др. Проходка подготовительных выработок изучается отдельным курсом и не включена в настоящее учебное пособие.

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

Основной особенностью очистной выемки является постоянное перемещение призабойного пространства с вполне вероятным изменением условий труда. До 50-60-х годов на рудниках использовалось переносное горное оборудование. Ныне современные подземные рудники оснащены комплексами самоходных машин, способными выполнять все основные и вспомогательные операции, что коренным образом улучшает характер и условия труда горнорабочих.

По мере роста глубины разработок обостряется проблема управления горным давлением и обеспечение безопасности горных работ во все усложняющихся геомеханических и климатических условиях. Стратегической проблемой горных наук и практики становится автоматизация производства, освоение роботизированных систем добычи руды при ее отбойке, погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировке горной массы. В этой области на рудниках Швеции, Финляндии, Канады, Австралии имеются успешные примеры автоматизации процессов бурения, выпуска и доставки руды, анкерного крепления выработок, которые осуществлены на базе мобильных самоходных машин [В.Н. Опарин, 2007].

ГЛАВА 4

ОТБОЙКА РУДЫ

4.1. Общие положения

Отбойка руды является одним из самых важных производственных процессов. От его результатов зависит уровень качества и полноты извлечения запасов, производительность погрузочно-доставочной техники, интенсивность отработки блоков и производительность забойных рабочих. Применяют следующие способы отбойки руды (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Способы отбойки руды [В.Р. Именитов, 1984]

Наименование	Пояснения
1. Взрывная отбойка <ul style="list-style-type: none">• шпуровая отбойка• скважинная отбойка• минная отбойка	Взрывание зарядов ВВ, помещенных в образованные в массиве полости Шпуры имеют глубину до 5 м с диаметром до 75 мм Скважины имеют глубину от 5 до 50-60 и более м Сосредоточенные заряды ВВ, размещенные в специальных выработках
2. Механическая отбойка <ul style="list-style-type: none">• отбойными молотками• машинная механическая отбойка	Механическим инструментом С помощью комбайнов, камнерезных машин
3. Самообрушение руды	Подсеченный массив разрушается под действием собственного веса и давления вышележащих пород
4. Другие способы отбойки <ul style="list-style-type: none">• гидравлическая• электрофизические способы	Высоконапорной струёй воды Электронагреванием массива

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

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

Механическая отбойка комбайнами используется при крепости полезного ископаемого по шкале М.М. Протодяконова до 6-8. В частности, этот способ широко распространен при отработке алмазосодержащих кимберлитов, калийной соли, марганцевых руд, огнеупорных глин.

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

Гидравлическую отбойку применяют при размыве россыпных месторождений золота, олова, вольфрама и т.д. Этот способ разрушения используется на ряде угольных шахт Кузбасса.

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

Аналогичным способом вели отбойку полезного ископаемого наши предки. На месторождениях киновари в республике Киргизия имеются древние разработки камерами, в которых разжигали костры. Под влиянием нагрева происходило самообрушение пород кровли кусками руды, подготовленными к дальнейшей переработке.

4.2. Показатели взрывной отбойки

Как отмечено выше, основным способом отбойки руд средней крепости и более крепких является взрывное разрушение массива. Эффективность отбойки характеризуется следующими показателями:

- сменная производительность бурового оборудования;
- удельный расход ВВ;
- точность оконтуривания рудного тела или вероятность отклонения контура выемки от проектного значения;
- качество дробления руды или выход негабарита (допустимая крупность отбитого материала).

Сменная производительность измеряется в м/смену, м³/смену или т/смену и составляет:

$$p = \Delta L, \quad (4.1)$$

где Δ – выход руды (породы) с 1 м шпура (скважины), м³/м;

L – длина пробуренных шпуров (скважин) в течении смены, м.

Удельный расход ВВ на каждом месторождении в очистных и проходческих забоях определяется чаще всего экспериментально. Этот показатель, как и выход руды с одного метра буровой выработки, зависит от крепости руды (породы), ее вязкости, трещиноватости, мощности залежи и количества плоскостей обнажения забоя.

Практически трудоемкость буровых работ находится в прямой зависимости от коэффициента крепости руды. Большую роль играет естественная трещиноватость на удельный расход ВВ, параметры расположения шпуров и скважин в забое и выход негабарита. Густая сеть трещин с расстоянием между ними меньше кондиционного куска весьма благоприятна для качественного дробления массива. При редкой сети трещин приходится сгущать сетку расположения шпуров (скважин).

Влияние мощности на показатели отбойки обусловлено тем, что на шпуров (скважины), расположенные на контурах забоя приходится меньший объем руды (породы). Более того, чтобы избежать разрушения пород за проектным контуром выемки, крайние шпуров (скважины) требуется сгущать и проводить их зарядку с уменьшенным расходом ВВ. В проходческих забоях, для снижения нарушенности боковых стенок выработок и уменьшения сейсмического воздействия на них, используется так называемое «гладкое» взрывание. Расстояние между шпурами по периферии выработки уменьшается до 20-30 см и только в половине из них размещаются заряды ВВ.

Заметное влияние на удельный объем буровых работ оказывает число обнаженных плоскостей рудного массива. В проходческих забоях подготовительно-нарезных выработок при одной плоскости обнажения отбойка является наиболее трудоемкой и обходится сравнительно дорого. Влияния числа обнаженных плоскостей на количество шпуров, например, при слоевой нисходящей выемке залежи, наглядно показано на рис. 4.1.

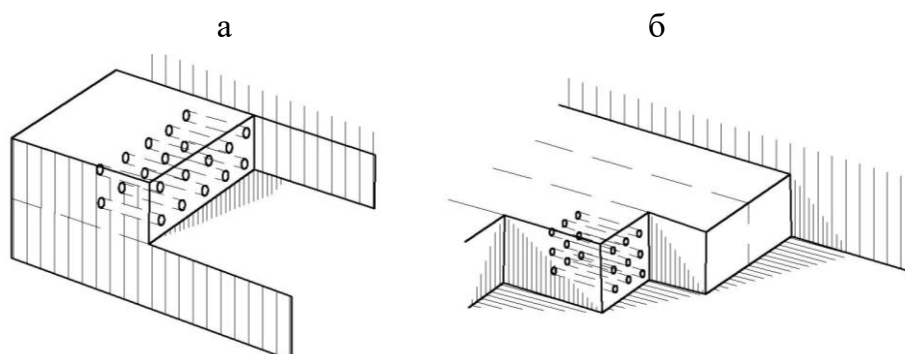


Рис. 4.1. Схема шпуровой отбойки при послойной выемке. а – сплошным забоем; б – заходками.

Контур выемки и точность исполнения проекта разбуривания рудного тела определяют уровень прихвата пустых пород (разубоживание) и потери не отбитого

полезного ископаемого в бортах камеры. С уменьшением мощности рудного тела влияние отклонений взрывных скважин (шпуров) от проектного контура выемки резко возрастает. Особенно это важно при отработке жильных месторождений с неясными контактами с вмещающими породами.

При разбурировании трещиноватых массивов нередко происходит искривления взрывных скважин, нарушается схема размещения зарядов ВВ, что обуславливает, с одной стороны, повышенный выход негабарита, с другой – переизмельчение отбитого ископаемого и главное – отклонение от проекта выемки с неизбежными потерями и разубоживанием руды. Поэтому к современным буровым машинам предъявляются повышенные требования в части точности бурения и контроля за вероятными отклонениями скважин.

Отношение массы негабаритных кусков к массе всей отбитой руды называется выходом негабарита. Отбитая руда проходит несколько стадий выпуска, погрузки и перегрузки перед выдачей на поверхность. Из очистного блока ее извлекают, например, погрузочно-доставочной машиной (ПДМ), доставляют в участковый или капитальный рудоспуск, выгружают в транспортные средства (вагоны или автосамосвалы) и далее через бункер, нередко оборудованный дробилкой, и дозирующее устройство размещают в скипе. Размер кондиционного куска руды должен позволять беспрепятственно исполнять весь перечисленный выше процесс.

В случае поступления из блока кусков негабаритного размера, их подвергают вторичному дроблению соответственно с дополнительными затратами. Вторичное дробление осуществляется преимущественно взрывным способом накладными зарядами обычно в течении смены с потерей рабочего времени для добычи руды. Возникает необходимость остановки забоя и оборудования на период взрывных работ и проветривания рабочей зоны. При зависании негабарита в горловине выпускной выработки, повышается опасность травмирования взрывника.

Размер кондиционного куска оказывает большое влияние на экономику рудника. Обычно при выемке маломощных рудных тел со шпуровой отбойкой максимально допустимый размер кусков составляет 300-400 мм. При отработке мощных залежей на современных рудниках размер кондиционного куска достигает 1000-1200 мм. При этом в приемном бункере, перед подачей в скип, рудная масса подвергается механическому разрушению в щековых или конусных дробилках.

4.3. Шпуровая отбойка

Шпуровая отбойка используется при проходке горизонтальных и вертикальных выработок, выемке жильных маломощных месторождений в ограниченном по

размерам забойном пространстве, а также при слоевых и камерно-столбовых системах разработки.

Отбойка руды производится в нисходящем порядке сплошным или почвоуступным забоем (рис. 4.2 а, б), в восходящем порядке потолкоуступным или сплошным забоем (рис. 4.2 в, г), в горизонтальном направлении потолкоуступным забоем (рис. 4.2 д). Полную отбойку в восходящем порядке применяют в устойчивых рудах, при неустойчивых – осуществляют нисходящую выемку под защитой щитового перекрытия или бетонной закладки.

Шпуры могут буриться вертикальными (наклонными) или горизонтальными. В случае вертикального их расположения увеличивается фронт буровых работ, но возрастает вероятность образования заколов. Поэтому такие схемы применяются при достаточно устойчивом рудном массиве. В неустойчивых рудах предпочтение отдают отбойке горизонтальными шпурами.

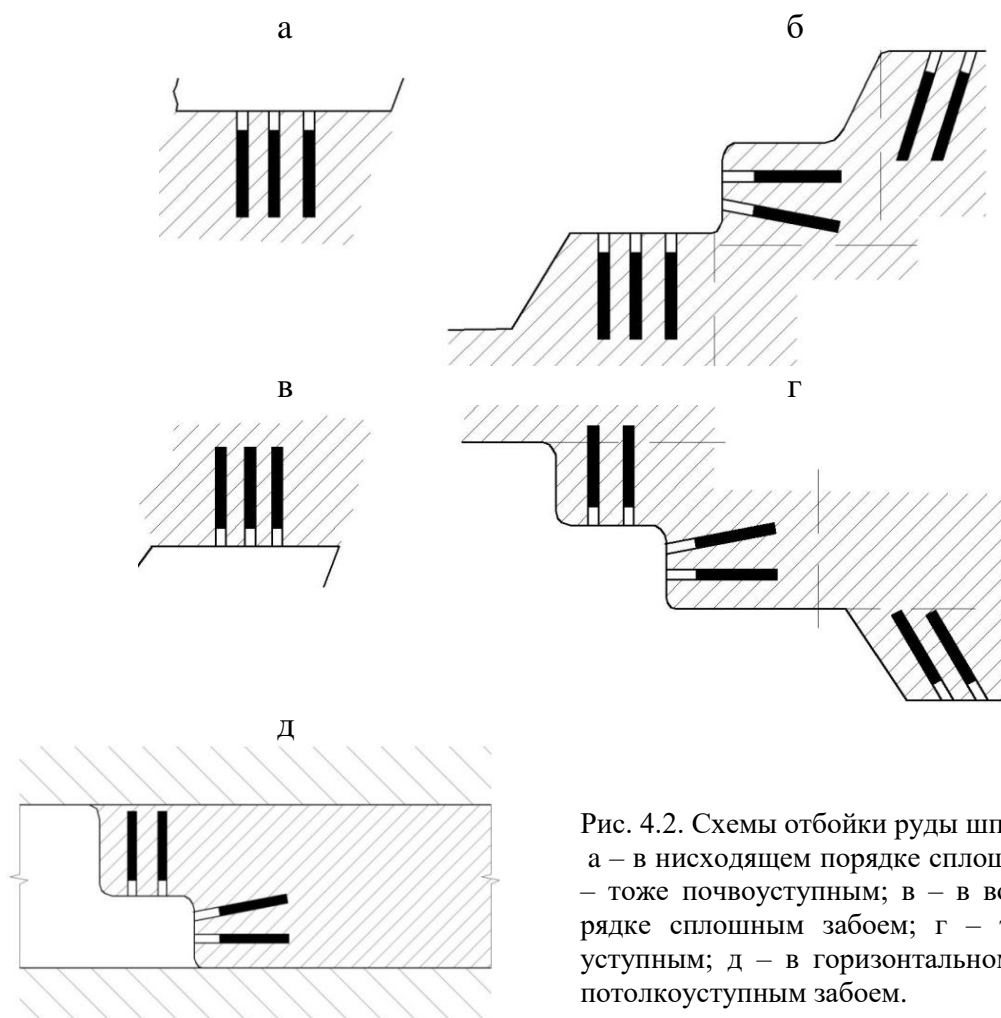


Рис. 4.2. Схемы отбойки руды шпурами.
а – в нисходящем порядке сплошным забоем; б – тоже почвоуступным; в – в восходящем порядке сплошным забоем; г – тоже потолкоуступным; д – в горизонтальном направлении потолкоуступным забоем.

Бурение шпуров в очистных забоях осуществляется ручными, телескопными перфораторами и самоходными бурильными установками. Бурение перфораторами используется при выемке маломощных залежей и характеризуется низкой произво-

длительностью труда (20-45 шпуро-метров в смену), повышенной запыленностью рабочего места. Выход руды с 1 м шпура составляет 0,25-0,8 м³.

Современные самоходные буровые каретки, на которых монтируют 1-3 перфоратора, успешно применяются при слоевых системах разработки в восходящем и нисходящем порядке (рудники Норильского региона), при камерно-столбовой выемке (Жезказганское месторождение медистых песчаников). Лидерами в их производстве являются шведские компании «Atlas Copco» и «Sandvink» [В.Н. Опарин].

Фирма «Atlas Copco» выпускает типоряд буровых кареток типа «Ахега». Например, установка T08-290 (рис. 4.3) является двухстреловой электрогидравлической буровой кареткой, использующейся для выемки камер и интенсивной проходки выработок сечением от 12 до 100 м². Данная конструкция позволяет достигать высокой производительности бурения при экономном использовании буровой стали, высокой надежности механизмов и автоматическом контроле параллельности бурения шпуров.

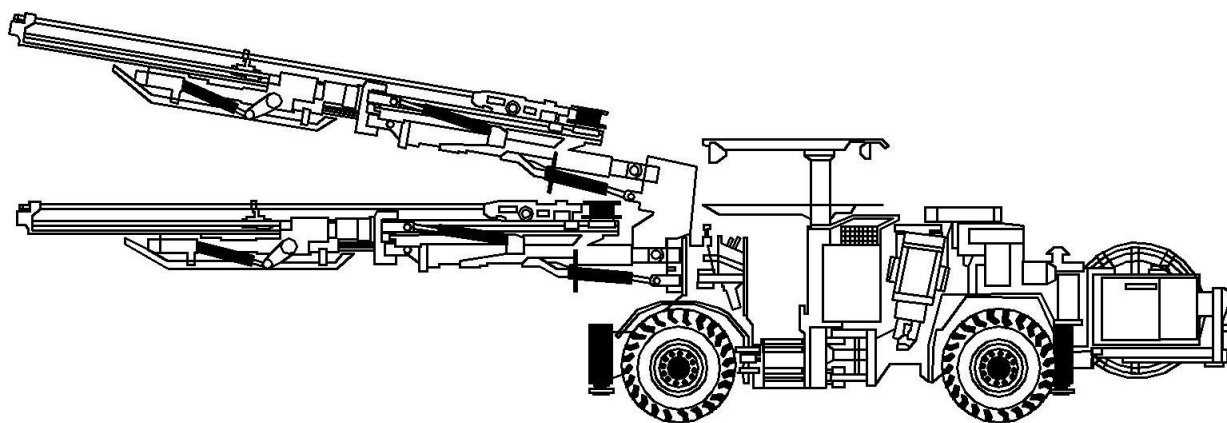


Рис. 4.3. Общий вид буровой каретки Axera T08-290.

На подземных рудниках России широкое распространение получили буровые установки фирмы «Atlas Copco». В табл. 4.2 приведены технические и эксплуатационные показатели машин, используемых на подземных рудниках в Норильском регионе.

Все современные буровые установки компаний «Atlas Copco» и «Sandvink» оснащены компьютерной системой управления RCS и поставляются в конфигурации «Готовность к автоматизации» [В.Н. Опарин, 2007].

Буровые установки «Atlas Copco» могут посредством спутникового интернет-канала быть соединены с офисом компании в г. Orebro (Швеция) для управления процессом бурения, мониторинга состояния машины и диагностики неисправностей (рис. 4.4).

Таблица 4.2

Основные характеристики буровых установок компании «Atlas Copco»

Показатели	Boomer		Simba (верное бурение)	
	282	282S-1238	H252	H1352
Диаметр бурения, мм	41-48		51-76	51-89
Глубина бурения, м	2,8-4,5	2,8-3,7	30-35	30-35
Минимальные размеры выработки, мм	3200x3500		3900x3900	
Зона бурения, мм	8100x6000		4500x4500	
Число буровых машин	2		1	
Гидроперфоратор	COP 1238ME		COP 1238ME	COP 1838ME
Производительность:				
техническая, м/час	75-90		35	
сменная, м/смену	350-400		150	
годовая, тыс. м ³ /год	42-50		120	
Установленная мощность, кВт	100		59	
Высота, мм	3000	3050	2930	
Ширина, мм	1975	1980	1960	
Длина, мм	11820	11445	8430	
Масса, кг	16600	16700	12700	

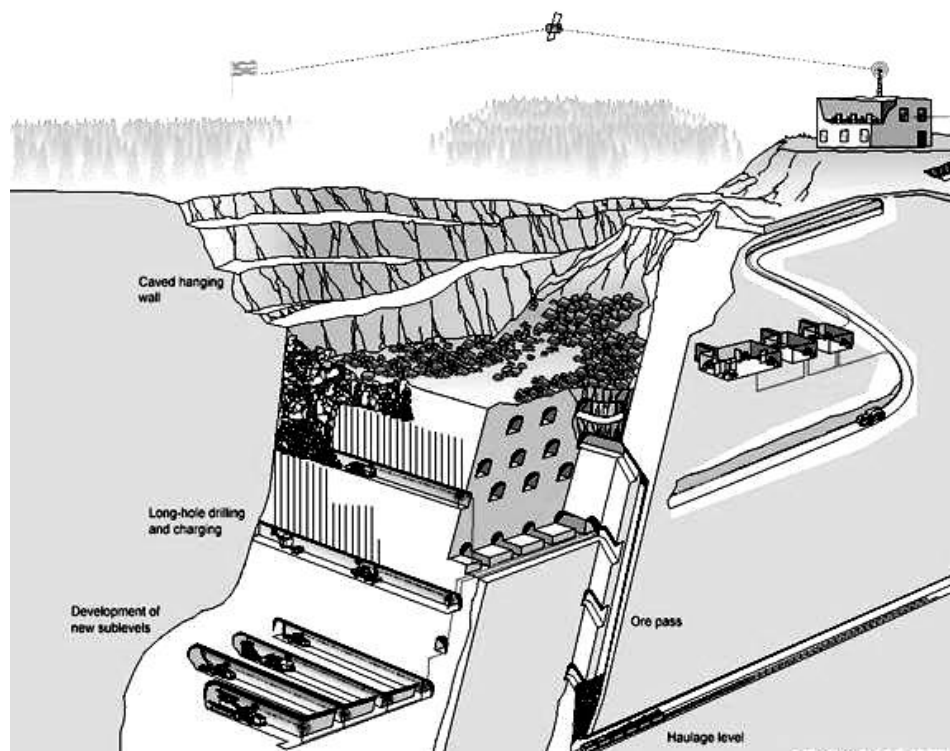


Рис. 4.4. Мониторинг состояния и диагностика оборудования Atlas Copco на руднике из удаленного офиса компании.

Последние достижения в области бурения шпуров современными установками коренным образом повлияли на преимущества шпуровой отбойки. При одина-

ковой мобильности практически равной производительности по объему разбуривания рудной массы, шпуровая отбойка по сравнению со скважинной позволяет:

- более точно оконтуривать рудные тела с сокращением прихвата вмещающих пород и повышением качества отбитого полезного ископаемого;
- улучшить дробление руды и уменьшить выход негабарита;
- снизить сейсмическое воздействие взрывов на окружающий массив горных пород.

Главным ограничивающим фактором отбойки шпурами является невозможность обрушения больших объемов руды. Второй недостаток – жесткая взаимозависимость процессов бурения, взрывания и выпуска отбитой рудной массы.

Выбор сетки расположения шпуров для отбойки проводится на основании предшествующих экспериментальных работ. Опытными взрывами для разных типов пород и их трещиноватости, используемых в практике ВВ и принятой глубине бурения, устанавливается площадь забоя S на 1 шпур. Зная S определяют:

$$W = \sqrt{\frac{S}{m}} \quad W = \sqrt{\frac{S}{m}}, \quad (4.2)$$
$$a = mW, \quad (4.3)$$

где W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС – кратчайшее расстояние от центра заряда до свободной поверхности);

a – расстояние между шпурами;

m – коэффициент сближения зарядов ВВ. При расположении трещин перпендикулярно обуриваемому забою $m = 0,6-0,8$, при параллельном расположении $m = 1,0-1,2$.

4.4. Скважинная отбойка

Взрывная отбойка руды скважинами применяется при разработке месторождений средней и большой мощности залежей. Скважины имеют глубину от 5 до 50-60 м. Их диаметр принято подразделять на малый (от 40 до 85 мм) и большой (от 90 до 250 мм).

Руду отбивают вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями параллельными плоскости обнажения на открытое пространство или обрушенные породы (рис. 4.5). Толщина отбиваемых слоев колеблется от 1,5 до 15-18 м. Размеры обрушаемого слоя руды определяются параметрами выемочного участка (блока, панели, камеры), характера контактов рудного тела с окружающими породами, принятого диаметра скважин, мощности ВВ и наличия обрушенных пород.

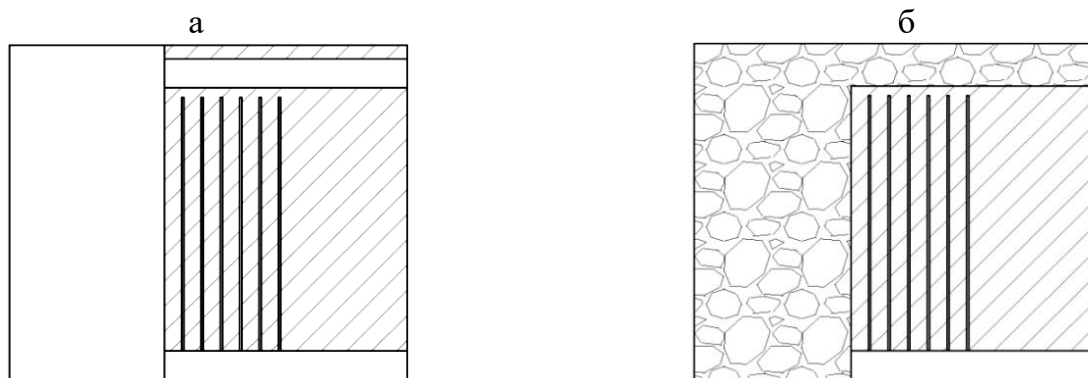


Рис. 4.5. Отбойка руды вертикальными скважинами.
а – на открытое пространство; б – обрушенную породу (зажатую среду).

По направлению бурения скважины бывают вертикальные (восходящие и нисходящие), горизонтальные и наклонные. Расположение скважин в слое – параллельное, веерное и пучковое.

При послойной отбойке в разбежку вертикальными параллельными нисходящими скважинами (рис. 4.6) бурение осуществляется из буровых ортов – 1, пройденных из штрека – 2 на расстоянии равном толщине слоя ($t_{сл}$) или линии наименьшего сопротивления.

Такой способ практикуется при камерной выемке крутопадающих рудных тел с отбойкой на открытое очистное пространство (предварительно пройденную отрезную щель). В нижнем основании камеры до начала проходки отрезной щели образуется подсечная траншея, служащая для выпуска руды.

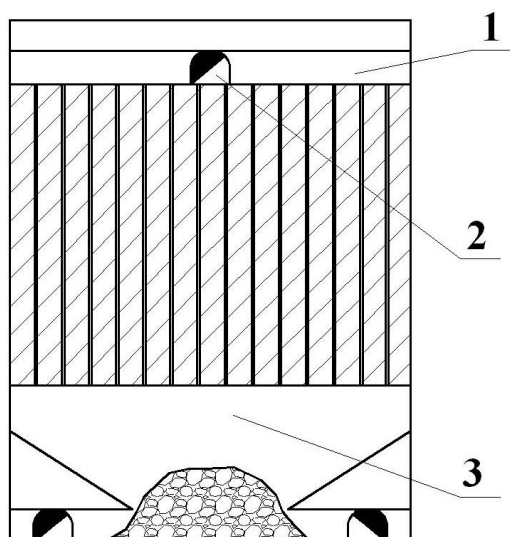


Рис. 4.6. Отбойка вертикальными слоями с параллельным расположением скважин.
1 – буровой орт; 2 – буровой штрек; 3 – днище блока; 4 – выработки доставки руды.

В практике подземных рудников Канады отбойка руды в камере, разбуренной сверху вертикальными параллельными скважинами, производится горизонтальными слоями (способ WCR – вертикально-камерная разработка).

Заряжание скважин производится из бурового горизонта секциями. Толщина взрываемого горизонтального слоя 2,5-3,0 м. Взрывание зарядов осуществляется с использованием детонирующего шнура (ДШ) и электродетонаторов замедленного и короткозамедленного действия.

Такой способ отбойки позволяет уменьшить сейсмическое воздействие на окружающий массив, снизить техногенное трещинообразование и обрушения вмещающих пород. Это особенно важно при камерно-целиковом порядке выемки с твердеющей закладкой. Отработка целиков во вторую очередь в искусственном массиве, как правило, сопровождается разрушением его стенок при взрывных работах и разубоживанием руды цементно-содержащим материалом, что крайне отрицательно сказывается на извлечении полезных компонентов при обогащении.

На российских подземных рудниках способ WCR не получил распространения. Он используется лишь для проходки отрезных восстающих на рудниках Алтая-Саянского региона и др.

Отметим также, что способ WCR может вызвать повышенное трещинообразование рудного массива в камере с преждевременным обрушением крупнокусковых отдельностей и нарушением фронта отбойки. В результате осложняются зарядка ВВ последующей секции отбойки и затрудняется выпуск отбитой руды.

В этой связи на руднике «Кируна» (Швеция) успешно прошел промышленное испытание и освоен в небольших масштабах модернизированный вариант отбойки параллельными нисходящими скважинами (рис. 4.7). Участок залежи делят на блоки размером 30x33 м в плане. На 7-10 м ниже кровли камеры проходят три буровых штрека, из которых разбуривают массив скважинами диаметром 165 мм. Верхнюю часть блока обуривают веерами скважин диаметром 57 мм. В основании его нарезают погрузочные заезды и осуществляют траншейную подсежку.

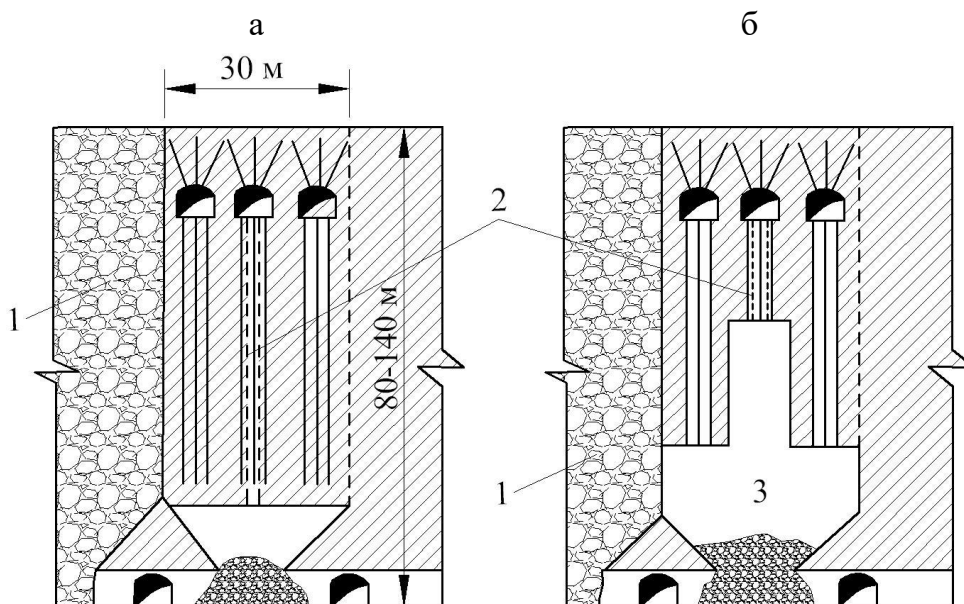


Рис. 4.7. Схема отработки панелей системой разработки этажным обрушением.

а – после подсечки панели; б – перед массовым взрывом.

1 – обрушенные породы; 2 – отрезной восстающий; 3 – компенсационное пространство.

В центре участка проходят бурением отрезной восстающий и последовательным секционным взрыванием скважин, прилегающих к восстающему, образуют компенсационное пространство объемом 30% от объема запасов взрываемого блока. Далее массовым взрывом обрушают основные запасы руды и погрузочно-доставочными машинами через заезды производят ее выпуск.

Нисходящие скважины бурят установками «Симба-269». В ее состав входит буровая машина на гусеничном ходу с двумя погружными пневмоударниками, выносная на 30-50 м кабина оператора с телеэкраном и компьютерным управлением, дожимной компрессор, пылесборник, оборудованный системой отбора проб бурового шлама и экспресс-анализа содержания полезных и вредных компонентов.

Колонна буровых штанг набирается из жестких труб большого диаметра, что повышает точность направления бурения скважин. Оператор настраивает установку и выбирает в соответствии с проектом направление бурения. Работа установки далее осуществляется в автоматическом режиме, включая процессы наращивания и демонтажа бурового става. Производительность установки – 80 м/смену.

Верное расположение скважин (рис. 4.8) уступает схемам с параллельным их расположением по удельному расходу бурения на 1 м³ отбойки и качеству дробления руды. Их широкое распространение в практике рудников оправдывается значительным сокращением длины и объемов проходки буровых выработок.

Число буровых выработок, их взаимное расположение определяются сложностью форм рудной залежи, характером контактов ее с вмещающими породами и прочностью руды. При прочных контактах концы скважин углубляются в боковые породы, на величину $0,1W$ (W – линия наименьшего сопротивления – ЛНС) при неустойчивости последних, наоборот, недобуривают до контура отбойки на величину $0,1-0,15W$. В рудных телах с весьма изменчивыми формами для повышения полноты и качества отбойки запасов буровые выработки приходится сгущать и уменьшать длину скважин.

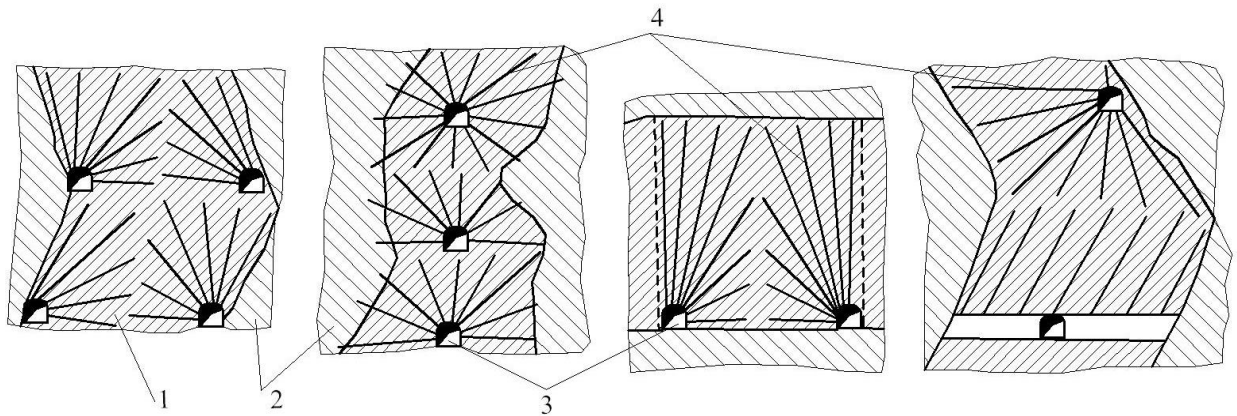


Рис. 4.8. Схемы веерного расположения скважин.

1 – рудное тело; 2 – породный вмещающий массив; 3 – буровые выработки; 4 – скважины.

Для повышения качества дробления руды на некоторых рудниках используют встречно-перекрестное (рис. 4.9) или шахматное (рис. 4.10) расположение скважин в соседних веерах. Это позволяет более равномерно разместить заряды ВВ в массиве и улучшить их дробящее действие.

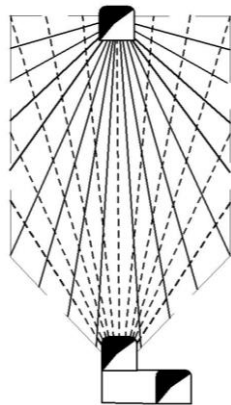


Рис. 4.9. Встречно-перекрестное расположение скважин.

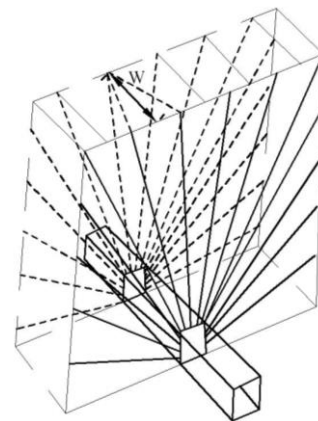


Рис. 4.10. Шахматное расположение скважин.

Примером эффективной отбойки руды при веерном расположении скважин может служить рудник «Кируна» (Швеция). При поэтажном обрушении с торцовым выпуском руды ромбовидная панель высотой до 36 м разбуривается двумя полувеерами скважин. Число скважин в полувеере, благодаря точности бурения, удалось сократить с шести до четырех. Техничко-экономические показатели процесса по руднику для примера приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Показатели отбойки скважин на руднике «Кируна» (Швеция)

Показатели	Тип машины	
	Симба - 323	AMV
Производительность бурения, м/см	300	125
Диаметр скважины, мм	57	105
ЛНС, м	1,7-2,0	2,5
Выход руды с 1-го метра скважины, т	10,0	25,0

Удельный расход ВВ, кг/т	0,22	0,3
Количество отбитой руды в веере, т	1900	5000

В практике разработки железных руд Горной Шории, используется технология отбойки рудного массива зарядами ВВ, расположенными в пучках параллельно-сближенных скважин (рис. 4.11).

Основной объем бурения на этих производствах выполняется станками НКР-100М или НКР-100МА с помощью погружных пневмоударников. Созданная в 60-ые годы прошлого столетия в Институте горного дела СО РАН, к сожалению, эта машина остается единственной отечественной дееспособной буровой техникой для подземных работ до настоящего времени.

Буровой агрегат установлен на колонке и способен бурить скважины в любом направлении. Диаметр скважин 105-125 мм. Глубина бурения – 50-60 м. Производительность бурения по породам крепостью 10-14 по шкале М.М. Протодяконова – до 14-16 м в смену. Более подробно буровая техника, в том числе НКР, будет рассмотрена при чтении курса «Основы горного машиноведения».

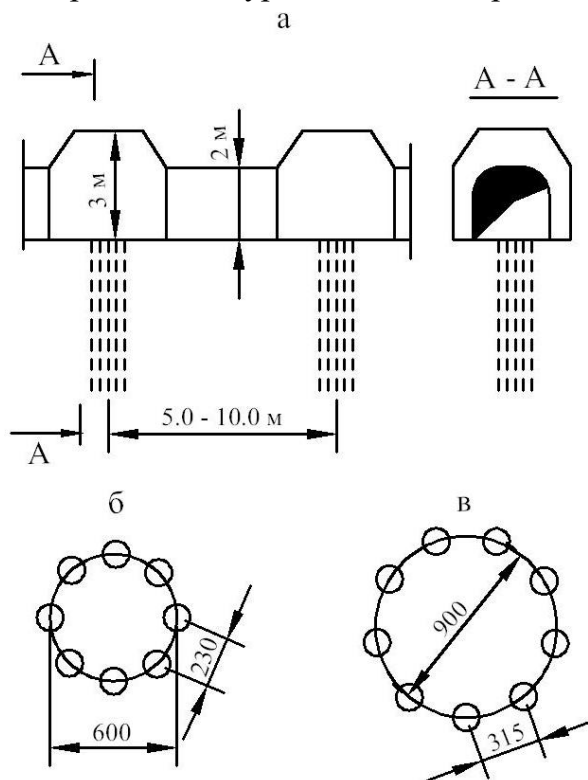


Рис. 4.11. Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин.
а – общая схема; б – план комплекта диаметром 600 мм; в – то же, 900 мм.

Для сокращения времени подготовительно-заключительных операций и перехода станка НКР от скважины к скважине, на рудниках Горной Шории было предложено бурить их с одной стоянки с расположением пучком или по дуге с ориентацией выпуклости в сторону отбойки. Расстояние между пучковыми зарядами 4-5 м, между рядами 5-6 м. ЛНС при взрывании на зажатую среду – 4 м, при отбойке на

компенсационную камеру – 5 м. Удельный расход ВВ – 0,5-0,6 кг/т, на вторичное взрывание при кондиционном куске равном 1000 мм – 0,07-0,08 кг/т.

Для соблюдения проектных параметров отбойки крайне важно контролировать направление и глубину скважин. При существующей технологии бурения станками НКР-100М точность ориентирования скважин в несколько раз ниже требуемой. Эти машины не имеют средств для регулируемой установки буровой колонны в заданном направлении и не обеспечены приспособлениями для устранения угловых отклонений, возникающих в процессе забуривания скважин.

Проведенные экспериментальные работы на рудниках Горной Шории показали, что угловые отклонения нисходящих скважин отличаются от проектного направления до 5 и более градусов. Линейные отклонения скважин на глубине 50 м достигают 4,7 м и составляют в среднем по Шерегешскому руднику 1,57 м, по Абаканскому – 0,85 м.

Анализ результатов выполненных экспериментов показал, что более точное размещение скважин создает возможность уменьшить выход негабарита на 18-20% и снизить вероятность отказов зарядов ВВ при взрывных работах.

4.5. Минная отбойка

Минная отбойка камерными зарядами с появлением производительных станков для бурения скважин утратила свое практическое значение. С одной стороны, этот способ требует проходки специальных выработок для размещения зарядов ВВ, с другой – воздействует на массив сильным разрушительным сейсмическим эффектом, что особенно нежелательно на месторождениях, склонных к горным ударам. Большие масштабы взрывных работ являются основным фактором, провоцирующим проявления горного давления в динамической форме. Неравномерное размещение концентрированных зарядов ВВ при этом способе вызывает, как повышенный выход переизмельченной руды, так и рост объемов негабаритных кусков.

4.6. Особенности отбойки руды в зажиме

Как приведено выше (см. рис. 4.5) отбойка руды как скважинными, так и минными зарядами может производиться на открытом пространстве или в зажиме. В России теоретическое обоснование метода отбойки в зажиме дано в трудах М.Д. Фугзана [1964] и В.Р. Именитова [1984].

Сущность этого способа состоит в следующем. Дробление пород взрывом происходит под воздействием ударной волны напряжений и основное разрушение

вызывает волны растяжения, отраженные от поверхности массива. Под давлением расширяющихся газов, возникает дробящий эффект с отбросом взорванной массы.

При отбойке в зажатой среде поверхность отбиваемого массива контактирует с преградой в виде обрушенных налегающих пород. Энергия прямой волны от взрыва первого ряда скважин поглощается преградой. По некоторым оценкам в нормально разрыхленном зажимающем материале (коэффициент разрыхления $K_p = 1,3-1,4$) доля отраженной энергии составляет 75%, что достаточно для дробления массива. При уплотненных породах ($K_p = 1,15$) доля энергии отраженной волны уменьшается до 10-50% от энергии прямой волны, что обеспечивает лишь отрыв руды от массива. За счет волны напряжений отбитый слой руды расчленяется микротрещинами.

Руда перемещается в стесненных условиях, происходит дополнительное дробление ее и зажимающего материала за счет энергии, которая при отбойке на открытое пространство израсходовалась бы на отброс взорванной массы. Обрушенные породы преграды при этом уплотняются и смещаются.

Смещение зажимающего материала при отбойке первого ряда скважин достигает 2,0-2,5 м и при взрывании 4-5 рядов – до 3 м.

Экспериментально установлено, что при отбойке в зажатой среде у вновь образованного забоя создается просвет. Ширина просвета после взрыва первого ряда скважин составляет до 1 м. Очевидно, просвет на короткое время образуется после взрыва каждого последующего ряда скважин. Благодаря просвету, куски руды с огромной скоростью (50-100 м/с и более) – ударяются о жесткую преграду и происходит их дополнительное дробление.

По мере увеличения числа рядов взрываемых скважин, просвет у забоя постепенно исчезает. Зажимающий материал уплотняется почти до предела ($K_p = 1,0-1,1$). При этом поглощается почти вся энергия взрывной волны и отрыва руды не происходит.

На основе экспериментальных работ [М.М. Ахметов, 1975] установлено, что с уменьшением K_p от 1,5 до 1,05 скорость взрывной волны возрастает более чем в 13 раз, но способность жесткой преграды поглощать энергию удара увеличивается до 95-99%. В практике рудников максимальная толщина одновременно отбиваемого слоя руды в зажиме не превышает 15-18 м.

Эффект разрушающегося воздействия удара отбитой руды в зажиме может быть оценен через напряжения (σ), возникающие в кусках при столкновении с преградой. Исходя из условия равенства количества движения импульсу силы, можно записать:

$$mv = Ft, \quad (4.4)$$

где m – масса отбиваемого слоя руды, кг;

u – скорость движения руды в момент удара, м/с;

F – сила удара ее о преграду, кгс;

t – продолжительность действия удара, с.

В свою очередь:

$$m = \frac{W \cdot S \cdot \gamma}{g}, \quad (4.5)$$

где W – линия наименьшего сопротивления (толщина слоя), м;

S – общая площадь взрываемого слоя руды, м²;

γ – плотность руды, кг/м³;

g – ускорение свободного падения, м/с².

С другой стороны напряжения (σ) в слое руды в момент удара можно записать:

$$\sigma = \frac{F}{S \cdot k}, \quad (4.6)$$

где k – коэффициент плотности контакта, учитывающий относительную площадь соприкосновения отбитого слоя руды с кусками зажимающего материала (д.ед).

Из приведенных формул (4.4-4.6) следует

$$\sigma = \frac{W \cdot u \cdot \gamma}{g \cdot t \cdot k}, \quad (4.7)$$

В примере, приведенном В.Р. Именитовым [1984], показан расчет σ при $W = 3$ м, $\gamma = 2,8$ т/м³, $u = 20-50$ м/с, $t = 0,01$ с и $k = 0,02-0,05$. В принятых параметрах, достаточно типичных для отбойки руд в зажиме, значение σ достигает 10-20 тыс. МПа, что существенно превышает предел прочности пород.

Преимущества отбойки руды в зажиме:

- более полное использование энергии взрыва и снижение в известных пределах выхода негабарита, что способствует росту интенсивности и производительности процесса выпуска и доставки руды;
- отсутствие затрат на проходку отрезного восстающего и отрезной выработки для создания компенсационного пространства в камере;
- позволяет производить торцовый выпуск из буровых штреков (ортов), что исключает проходку выпускных выработок (воронок, дучек) в основании блока и сокращает изрезанность массива.

Недостатки:

- усложнение выпуска первых доз уплотненной руды после взрыва с возможными ее зависаниями;

- возрастает вероятность нарушения скважин последующего слоя в массиве с дополнительными затратами на их восстановление;
- выброс части руды в буровые выработки. При использовании погрузочно-доставочных самоходных машин, последний недостаток не оказывает существенного влияния на интенсивность выпуска руды.

4.7. Расчет зарядов и зарядание скважин

Одним из основных параметров взрывной отбойки является удельный расход ВВ (кг/м³), который должен обеспечить требуемое качество взрыва при минимальных трудовых затратах и расходе материалов. Большой вклад в теоретическое обоснование его величины внесли российские ученые: М.М. Боресков, Г.И. Покровский, М.М. Протодяконов, Г.П. Демидюк и др.

Удельный расход ВВ является функцией следующих параметров:

$$q = f(S, f, L, d, \Delta, k_3, H), \quad (4.8)$$

где S – площадь сечения выработки, м²;

f – коэффициент крепости пород;

L – глубина скважины (шпура), м;

d – диаметр скважины (шпура), мм;

Δ – плотность зарядания, г/см³;

k_3 – коэффициент заполнения скважины (шпура), д.ед;

H – глубина разработки, м.

На практике на каждом месторождении с уникальными свойствами руд и пород, принятыми требованиями к качеству их дробления, проводится серия экспериментов и устанавливаются эмпирические зависимости q от большинства из перечисленных выше факторов.

Определив величину q , и, зная диаметр скважины (шпура) на применяемой на руднике буровой технике, не сложно определить величину заряда ВВ для разрушения того или иного объема. ЛНС и расстояние между скважинами (шпурами) в ряду рассчитывается из условия равенства массы заряда ВВ в скважине (шпуре) произведению объема взрываваемой руды на удельный расход ВВ:

$$\frac{\Delta \pi d^2}{4} \cdot k_3 = q(m_3 \cdot W^2), \quad (4.9)$$

Тогда ЛНС первого ряда скважин при отбойке с двумя обнаженными поверхностями составит:

$$W = d \sqrt{\frac{0,785 \Delta k_3}{m_3 q}}, \quad (4.10)$$

где m_3 – коэффициент сближения зарядов ВВ:

- при расположении трещин параллельно площади обрушаемого забоя

$$m_3 = 1,0-1,2;$$

- при перпендикулярном расположении – $m_3 = 0,5-0,8$.

На рудниках широкое применение при ведении взрывных работ нашли простейшие ВВ типа гранулитов (смесь аммиачной селитры с добавками горючих материалов, алюминиевой пудры), а также водонаполненные ВВ.

Оборудование для зарядки ВВ характеризуется достаточно широким диапазоном машин по производительности и ёмкости зарядного устройства. Наряду с установками для централизованного приготовления простейших ВВ, разработаны машины относительно небольшой производительности для приготовления их в процессе зарядания забоя. На рудниках, применяющих рельсовое перемещение техники, достаточно популярны пневмозарядные машины типа ЗМБС-2А и Ульба-400 производительностью зарядки ВВ 100-120 кг/мин.

Из самоходных установок иностранного производства для механизированной зарядки шпуров и скважин на рудниках России допущены к применению машины фирмы «PAUS» (Германия), «Дупо Nobel» (Швеция), «Normet» (Финляндия) и ряд других. На рудниках Норильского региона используется зарядная машина типа Charmek («Normet», Финляндия).

Машина (табл. 4.4) снабжена навесным зарядным оборудованием, емкостями для ВВ, зарядными шлангами для работы двух-четырех взрывников, устройствами управления, изолированным хранилищем для детонаторов и компрессором. Подъемная стрела с люлькой предназначена для зарядных работ на высоте до 8,5 м.

Таблица 4.4

Техническая характеристика машины Charmek для доставки ВВ и зарядания шпуров

Показатели	Ед. изм.	Варианты исполнения		
		В	Ф	Х
Зарядное устройство: тип ёмкость под ВВ	л	«Anfo» 150, 250, 360, 500, 720		
Самоходное шасси: грузоподъемность тип дизельного двигателя мощность скорость движения	т кВт км/ч	6 DEUTZ F6L 912 W 65 25		
Подъемный механизм: тип грузоподъемность высота подъема	кг м	Стрела 700 9	Подъемная платформа 800 3,5	Подъемник 1500/3000 3/3,5

Радиус поворота:				
внешний	мм	6800	6500	6300
внутренний	мм	4000	3800	3800
Габаритные размеры:				
длина	мм	9400	8100	7500
ширина	мм	2500	2100	1800/2100
высота	мм	2350	2200	2300
Масса	т	10,5	8,4	8,6

Среди способов взрывания зарядов на рудниках используются электрическое и неэлектрическое (СИНВ-Ш) взрывание. СИНВ-Ш восприимчивы к инициирующему импульсу от капсюля-детонатора, детонирующих шнуров (ДШ) и электродетонаторов. Капсюль-детонатор СИНВ-Ш инициирует патроны ВВ, промежуточные детонаторы. Длина волновода (СИНВ-Ш с капсюлем-детонатором) колеблется от 2 до 16 м.

Типичная схема конструкции заряда ВВ приведена на рис. 4.12. При электрическом взрывании патрон-боевик представляет собой патрон ВВ с размещенным в нем электродетонатором. В условиях использования наиболее безопасного неэлектрического взрывания волновод вводится непосредственно в патрон ВВ.

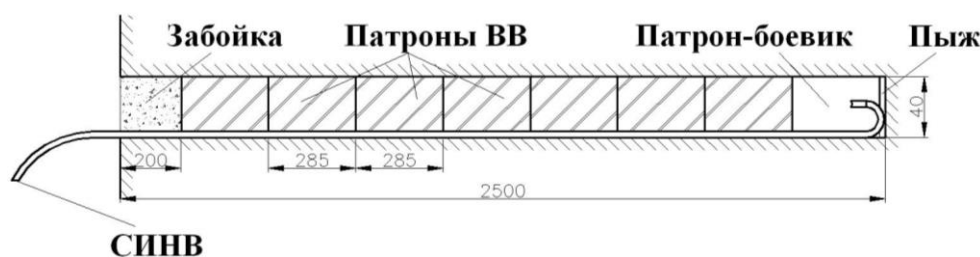


Рис. 4.12. Конструкция заряда ВВ в шпуре.

Электрический способ взрывания зарядов имеет широкое распространение. Основными его достоинствами являются:

- высокая безопасность – подача начального импульса во взрывную сеть производится с безопасного расстояния;
- возможность взрывать большое число зарядов в любой необходимой последовательности;
- надежность взрывания – возможна предварительная проверка исправности взрывной сети.
- К недостаткам этого способа можно отнести:
- повышенная трудоемкость монтажа электровзрывной сети;
- необходимость отключения электроэнергии на период монтажа электровзрывной сети в опасной зоне.

При взрывании ДШ взрывная сеть состоит из магистрали, к которой подсоединяются отрезки ДШ, идущие к зарядам. Достоинствами данного способа являются:

- снижение опасности работ по заряданию и особенно в случаях ликвидации отказавших зарядов;
- простота монтажа взрывной сети;
- возможность одновременного взрывания больших групп зарядов;
- обеспечение полноты детонации рассредоточенных и зарядов большой протяженности.

В обычной практике горных работ взрываются группы зарядов в шпурах. При этом используются короткозамедленное (миллисекундное) взрывание. Короткозамедленным называют такое взрывание, при котором смежные заряды взрываются в заданной последовательности с интервалами времени, измеряемыми в миллисекундах.

Более подробно «механика взрыва и технология ведения взрывных работ» будет прочитана в отдельном курсе.

Контрольные вопросы и задания к главе 4

1. Охарактеризуйте основные способы отбойки руды.
2. Перечислите основные достоинства и недостатки шпуровой отбойки руды.
3. Назовите основные способы отбойки руды скважинными зарядами.
4. Каковы основные преимущества и недостатки отбойки руды в зажиме?
5. Какие существуют способы взрывания зарядов ВВ, достоинства и недостатки?

ГЛАВА 5

ДОСТАВКА РУДЫ

5.1. Общие сведения

Доставка руды – основной процесс очистной выемки, связанный с перемещением рудной массы от забоя к выработкам откаточного горизонта. В структуре трудовых затрат на очистных работах доставка руды составляет 30-50%, на высокомеханизированных рудниках с самоходной техникой не превышает 10%.

Существуют следующие способы доставки руды.

1. **Самотечная** – доставка непосредственно по очистному пространству и рудоспускам. Отбитая горная масса перемещается под действием гравитационных сил.
2. **Механизированная** – доставка самоходным оборудованием, конвейерами, питателями и скреперными установками. В качестве самоходного оборудования используются погрузочные и погрузочно-транспортные машины. Конвейерами обеспечивается поточность доставки руды. Скреперными установками руда перемещается волочением по почве доставочной выработки, на которую осуществляется выпуск.
3. **Взрывная** – доставка руды по выработанному пространству к выпускным выработкам под действием силы взрыва.
4. **Гидравлическая** – доставка горной массы с использованием энергии воды. Применяется как вспомогательный способ для зачистки лежащего блока отработанного блока или панели.

Простота технологии доставки предопределила наибольшее распространение самотечного и механизированного способов. Взрывная и гидравлическая доставка при очистной выемке имеют ограниченную область применения и в настоящее время используются только в сочетании с другими способами. Применение того или иного способа доставки руды определяется системой разработки и выбирается совместно с ней.

5.2. Самотечная доставка руды

На самотечную доставку приходится около 90% добываемых руд черных и около 50% руд цветных металлов. Отбитая руда под действием сил гравитации перемещается по выработанному пространству к выпускным выработкам, пройден-

ным в основании блоков или камер. Различают два основных вида самотечного выпуска руды:

- из открытого очистного пространства;
- под обрушенными налегающими породами.

В зависимости от наличия или отсутствия специальных выпускных выработок различают площадной, торцовый и площадно-торцовый выпуск руды.

Площадной выпуск руды – выпуск руды осуществляется из выработок, расположенных по всей площади в основании очистного блока (рис. 5.1).

Основным достоинством площадного выпуска под обрушенными породами является возможность регулирования, при правильном выборе режима, оседания контакта «отбитая руда – порода» и управлять показателями качества и полноты извлечения запасов.

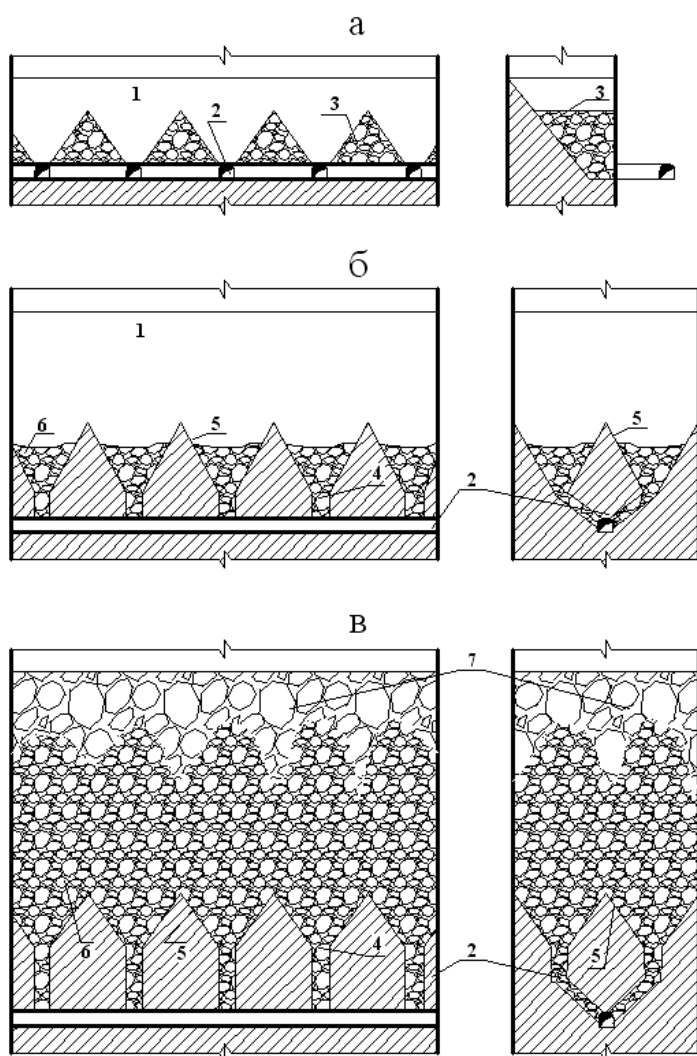


Рис. 5.1. Площадный выпуск руды. (а) и (б) из открытого очистного пространства с траншейной подсечкой и соответственно воронками; (в) под обрушенными налегающими породами. 1 – открытое выработанное пространство; 2 – выработки выпуска руды; 3 – остатки отбитой руды; 4 – дучки; 5 – воронки; 6 – выпускаемая руда; 7 – обрушенные налегающие породы.

Недостатки – высокая трудоемкость подготовки горизонтов выпуска (20-40% от всей трудоемкости на подготовительно-нарезные работы); повышенные эксплуатационные затраты на поддержание и ремонт выработок выпуска; сложность

оформления оснований блоков и высокая концентрация напряжений в их днищах, проявляющаяся в виде статических и динамических разрушений.

Торцовый выпуск – выпуск осуществляется непосредственно в доставочную выработку, погашаемую по мере развития очистных работ (рис. 5.2). Различают этажный и подэтажный торцовый выпуск. Наибольшее распространение получил подэтажный торцовый выпуск руды под обрушенными породами, позволяющий вести эффективную добычу месторождений различной сложности. Перемещение руды по доставочной выработке осуществляется механическим способом, как правило, самоходным оборудованием. Отбойка руды ведется вертикальными или крутонаклонными слоями в зажиме.

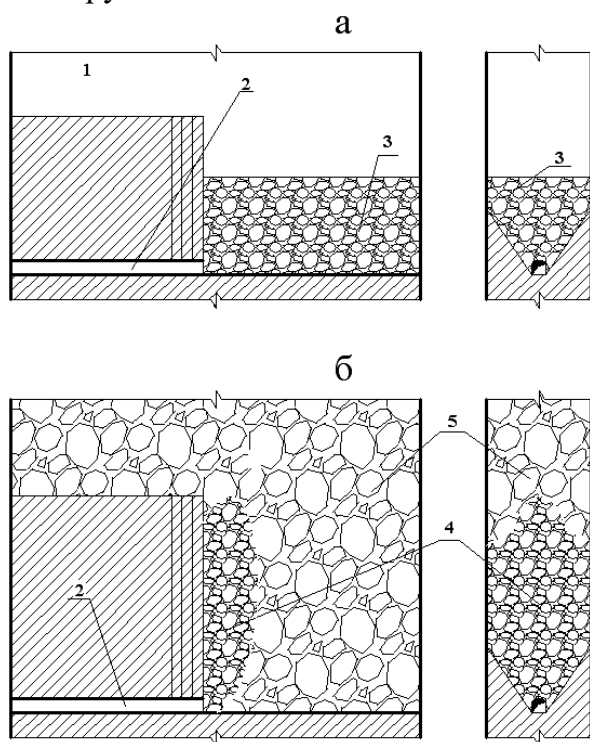


Рис. 5.2. Торцовый выпуск руды.
 а – из открытого выработанного пространства; б – под обрушенными породами.
 1 – открытое выработанное пространство; 2 – выработка выпуска руды; 3 – остатки отбитой руды; 4 – выпускаемая руда; 5 – обрушенные налегающие породы.

Основные достоинства торцового выпуска: высокая производительность и интенсивность; отсутствие выпускных дучек, воронок, ниш, горизонта подсечки и, в целом, простота конструкции. Недостатки – повышенные потери и разубоживание руды; работы ведутся в тупиковых очистных забоях, что ухудшает условия труда.

Площадно-торцовый выпуск – комбинация площадного и торцового выпуска с извлечением одновременно по площади отбитого слоя руды и из торца забоя (рис. 5.3).

Подготовка горизонта выпуска и доставки по данной схеме позволяет повысить показатели полноты и качества извлечения запасов относительно торцового выпуска и обеспечить вентиляцию очистных забоев за счёт общешахтной депрессии.

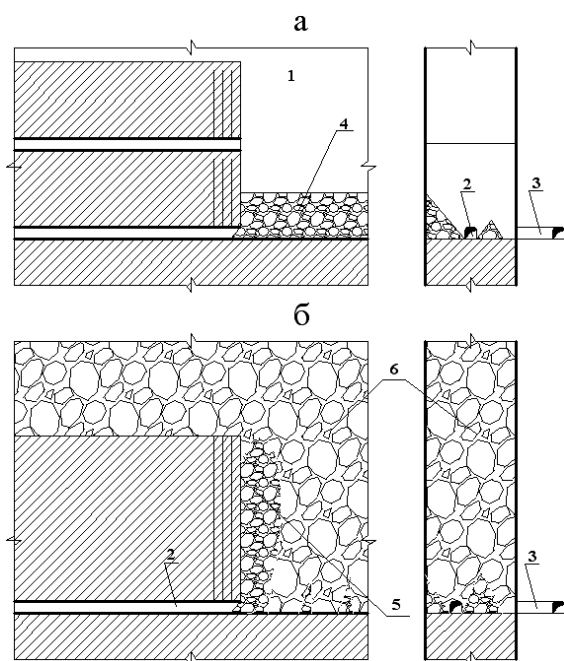


Рис. 5.3. Площадно-торцовый выпуск руды. а – из открытого очистного пространства; б – под обрушенными породами. 1 – открытое выработанное пространство; 2 – буро-доставочный штрек; 3 – погрузочный заезд; 4 – остатки отбитой руды; 5 – выпускаемая руда; 6 – обрушенная порода.

Недостаток – снижение устойчивости выработок горизонта доставки и увеличение объема проходческих работ.

5.3. Выработки выпуска руды

При выпуске отбитая руда поступает в рудоприемные траншеи, воронки или непосредственно в выработки, по которым осуществляется доставка. Рудоприемные траншеи и воронки проходятся при площадном выпуске руды. В торцовой и площадно-торцовой технологических схемах выпуск руды осуществляется непосредственно из доставочных выработок.

Рудоприемные траншеи представляют собой очистные выработки большого поперечного сечения, имеющие форму опрокинутой трапеции или прямоугольника. Предназначены для приема и перепуска отбитой руды на доставочный горизонт (рис. 5.4).

Второе назначение траншей – создание компенсационного пространства при отбойке основных запасов выемочных блоков и камер. Траншеи образуют путем последовательного взрывания вертикальных вееров скважин, пробуренных из ортов или штреков на предварительно созданную отрезную щель. Отбойка ведется вертикальными слоями. Нередко образование траншеи совмещается с отбойкой основных запасов блоков.

Основные достоинства траншей по сравнению с воронками: при их образовании используется высокопроизводительная буровая техника, производительность соответствует очистной выемке; простота конструкции; исключается отдельная стадия подсечки; значительно сокращается продолжительность нарезных работ.

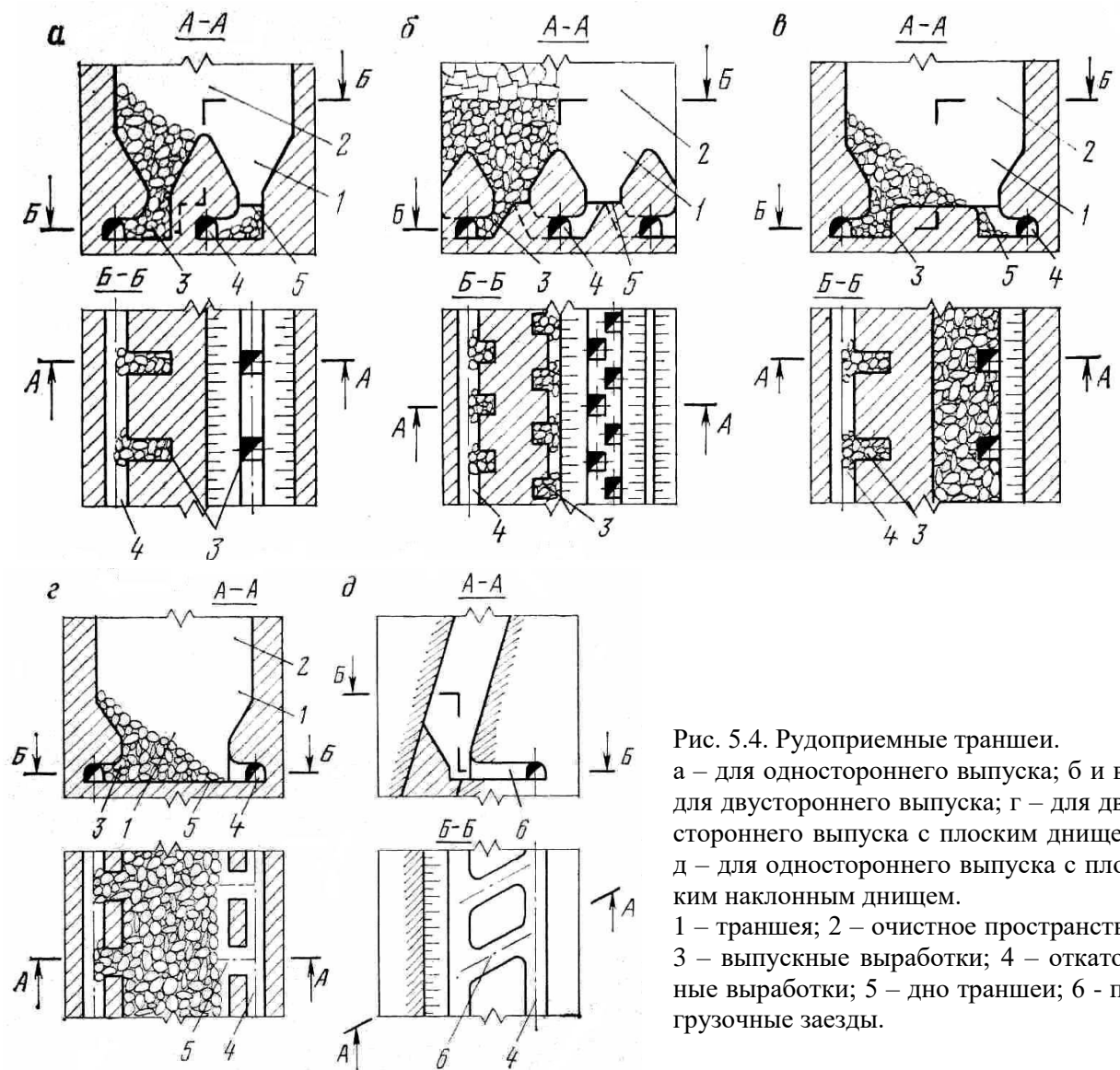


Рис. 5.4. Рудоприемные траншеи. а – для одностороннего выпуска; б и в – для двустороннего выпуска; г – для двустороннего выпуска с плоским дном; д – для одностороннего выпуска с плоским наклонным дном. 1 – траншея; 2 – очистное пространство; 3 – выпускные выработки; 4 – откаточные выработки; 5 – дно траншеи; 6 – погрузочные заезды.

Траншеи применяют преимущественно в залежах мощных и средней мощности с устойчивыми рудами.

Рудоприемные воронки представляют собой нарезные выработки в виде опрокинутого усеченного конуса. Предназначены для выпуска руды через дучки непосредственно в транспортные средства или на почву доставочной выработки (рис. 5.5). Подготовка оснований блоков воронками применяется в условиях, неблагоприятных для траншейной подсечки и определяется принятой системой разработки.

Угол наклона откосов воронок должен составлять не менее 45° . Обычно $50-60^{\circ}$. Размеры и расположение воронок выбирают такими, чтобы обеспечивался более полный выпуск руды, минимальные потери ее в гребнях и сохранялась устойчивость оснований (днища) блоков на весь срок его отработки.

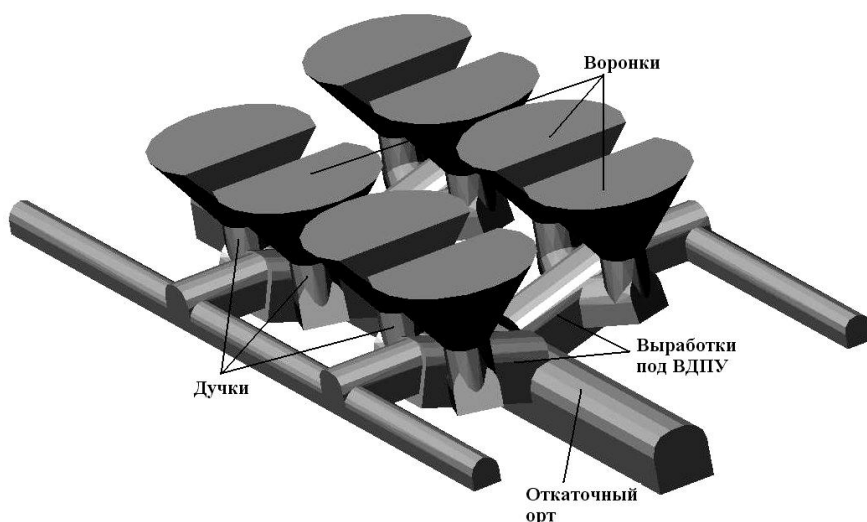


Рис. 5.5. Подготовка основания блока воронками.

Воронки образуют путем последовательного взрывания кольцевых вееро- штанговых шпуров (скважин) на отрезной восстающей (дучку) одновременно с созданием подсечки.

В настоящее время от рудоприемных воронок отказываются из-за сложного конструктивного оформления горизонтов выпуска, значительных трудовых затрат и больших сроков подготовки блоков к очистной выемке.

5.4. Погрузка и доставка руды самоходным оборудованием

На долю самоходного оборудования на подземных рудниках России приходится до 60% доставки добываемых руд. Используют следующее самоходное оборудование: погрузочные, погрузочно-доставочные и погрузочно-транспортные машины; погрузчики в комплексе с автосамосвалами и самоходными вагонами; подземные экскаваторы и другие вспомогательные машины (бульдозеры, скреперы).

Наибольшее распространение получили погрузочно-доставочные машины (ПДМ). Самоходные машины выпускают на пневмошинном и гусеничном ходу с дизельным, электрическим и реже с пневматическим приводом. К машинам с дизельным приводом предъявляются высокие требования по очистке выхлопных газов. Они требуют повышенных затрат на проветривание выработок.

По типу рабочего органа и назначению самоходное оборудование подразделяется на:

- погрузчики, рабочий орган которых представлен ковшом или в виде нагребных рычагов;
- погрузочно-доставочные машины с грузонесущим ковшом (ковш выполняет одновременно роль погрузочного и доставочного органа) и машины с отдельным аккумулялирующим бункером;
- транспортные машины с кузовом – автосамосвалы и самоходные вагоны.

Самоходная горная техника успешно применяется при отработке:

- пологих и наклонных залежей с естественным поддержанием очистного пространства, работая непосредственно в открытых камерах;
- мощных и весьма мощных рудных тел этажной или подэтажной выемкой с площадным, торцовым и площадно-торцовым выпуском руды под обрушенными породами;
- горизонтальных и слабонаклонных залежей с искусственным поддержанием очистного пространства; самоходное оборудование движется по слоевым выработкам и закладочному массиву.

Погрузочные машины на гусеничном ходу с нагребающими рычагами используются в основном на проходческих работах (рис. 5.6).



Рис. 5.6. Погрузочная машина с нагребающими лапами типа ПНБ.

Ковшовые пневмоколесные погрузчики. В числе погрузочных машин на подземных рудниках получили распространение дизельные погрузчики с ковшем емкостью 1-6 м³ фирм «Вагнер» (Германия), «Катерпиллер» (США), «Тамрок» и «Терекс» (Финляндия) (рис. 5.7). Они используются в комплексе с автосамосвалами.



Рис. 5.7. Ковшовые погрузчики.
а – «Катерпиллер»; б – Терекс.

Производительность комплекса машин достигает 2000 т/смену и более. Используются они также и на вспомогательных работах.

Погрузочно-доставочные машины (ПДМ). Данный тип машин наиболее широко распространен и практически вытеснил скреперную доставку. Ковшовые ПДМ в зависимости от емкости ковша делятся на: легкие с полезной грузоподъемностью ковша 2-3 т; средние – 4-6 т и тяжелые – 7-8 т и более. Применяются ПДМ с шарнирно-сочлененной рамой (рис. 5.8) следующих типов: «Торо» (Финляндия), «СТ» (США), «Эймко» (США), «Каво» (Швеция), «СУ-3» из отечественных – ПД-6 и ПД-8.

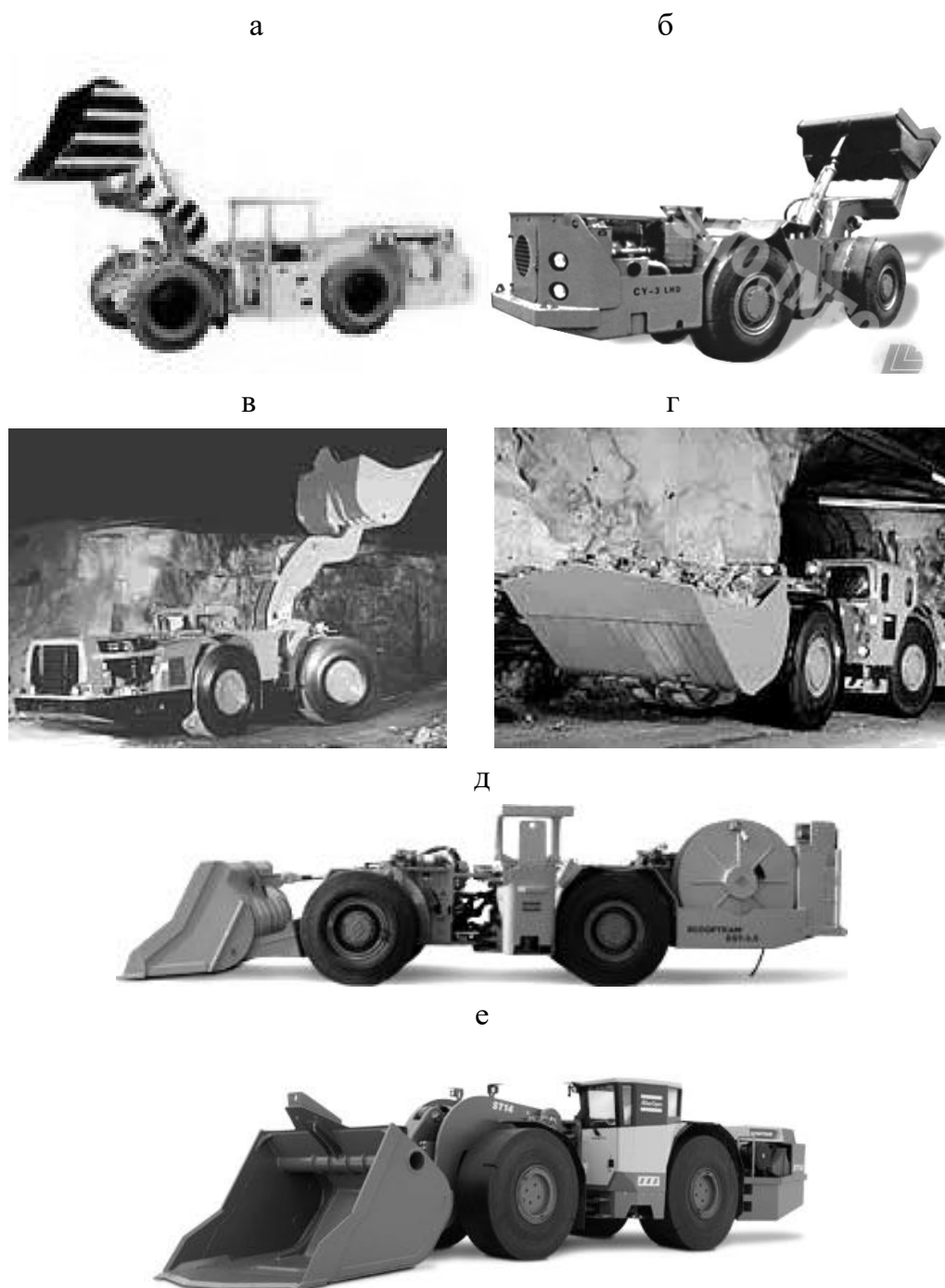


Рис. 5.8. Погрузочно-транспортные машины.
а – ПД-6; б – СУ-3; в и г – Торо; д и е – СТ.

Расстояние доставки ПДМ не превышает 150-400 м, на больших расстояниях более эффективно использование автосамосвалов и самоходных вагонов. Так, при работе ПДМ в комплексе с двумя автосамосвалами грузоподъемностью 25 т производительность при длине доставки 1000 м составляет 1000 т/смену и более.

В последнее десятилетие достигнуты большие успехи в автоматизации работы ПДМ [В.Н. Опарин, 2007].

Одним из бесспорных лидеров в области автоматизации ПДМ является компания Sandvik, чья система автоматизации, называемая AutoMine, была доведена до коммерческой реализации раньше других.

Для навигации в этой системе (а также в реализованной несколько позже фирмой Caterpillar аналогичной системе MINEGEM) используется установленный на борту машины лазерный сканер, который во время движения сканирует поверхность выработки, фиксируя изменения ее профиля и позволяя определять местоположение машины в течение миллисекунд. Лазер постоянно обновляет карту выработки, в связи с чем постоянно происходит обмен большими объемами данных. Для их передачи используется беспроводная рудничная локальная компьютерная сеть (11 Мбит/с).

Созданная система позволяет уменьшить количество персонала, так как один оператор способен управлять тремя ПДМ, которые большую часть цикла работают автономно, и только операция зачерпывания выполняется оператором дистанционно при помощи системы видеонаблюдения.

Благодаря ДУ повышается безопасность и улучшаются условия труда оператора, который может располагаться на значительном удалении от работающей ПДМ, например, в офисе на поверхности или вообще в другом часовом поясе. В принципе, возможно из нескольких центров ДУ, расположенных в разных часовых поясах, управлять оборудованием по всему миру. Таким образом, можно обеспечить круглосуточную работу машин, при занятости операторов только в дневное рабочее время.

Другое преимущество автоматизированных ПДМ: машина требует меньше техобслуживания, так как переключение передач выполняется в оптимальный момент, двигатель всегда работает на допустимых оборотах, проскальзывание колес меньше, риск столкновения с бортом выработки или другой машиной практически сведен к нулю.

Недостатком системы AutoMine является ее дороговизна. Монтаж ее осуществляется на специально подготовленном участке или на вновь построенном руднике. Участок рудника с работой автоматизированных ПДМ непременно должен быть отделен от других выработок и доступ персонала тщательно контролируется.

Погрузочно-доставочные машины с грузонесущим (аккумулирующим) кузовом. Машины данного класса загружаются и транспортируют горную массу в собственном кузове (рис. 5.9). В зависимости от грузоподъемности они подразделяются на: легкие «Каво 510», «Каво 511» (Швеция), «Эймко 803» (США) и тяжелые «Джой» (США), «Каво» (Швеция), «ПТ-4» (Россия). Легкие машины с опрокидным кузовом емкостью до $2,5 \text{ м}^3$ обеспечивают производительность от 160 до 600 т/смену при доставке на расстояние до 50 м. Производительность тяжелых машин может достигать более 2000 т/смену при расстоянии доставки до 150 м.



Рис. 5.9. Погрузочно-транспортная машина ПТ-4.

Наличие аккумулялирующего кузова предопределяет более сложную конструкцию и ограничивает область применения этих машин транспортировкой мелкокусковой и малоабразивной руды. В настоящее время эти машины вытесняются более производительными ковшовыми ПДМ.

Подземные экскаваторы. Применяются, главным образом, в камерах большого сечения с широким фронтом работ при отработке мощных пологих залежей камерно-столбовыми системами разработки.

Экскаваторы с ковшом емкостью $1-2 \text{ м}^3$ работают в комплексе с автосамосвалами. Высота камер при этом должна составлять не менее 6 м. Для стесненных условий выпускают экскаваторы с укороченной стрелой и рукоятью. Производительность на погрузке достигает 700 т/смену. Эти машины получили распространение на рудниках корпорации «Казахмыс» (Республика Казахстан).

Самоходные транспортные машины. Самоходные транспортные машины представлены автосамосвалами и самоходными вагонами (рис. 5.10). Загрузку последних осуществляют ковшовые погрузчики, ПДМ, экскаваторы и вибропитатели.

В последние года самоходные вагоны практически вытесняются автосамосвалами, которые обеспечивают более высокую производительность, надежность и возможность транспортировать руду любой крупности. Автосамосвалы применя-

ются для доставки рудной массы на расстояния 300-1000 м и более к рудоспускам и нередко по уклонам на поверхность.



Рис. 5.10. Подземные автосамосвалы.
а – Торо-40 (Финляндия); б – МоА3-7529 (Белоруссия).

В конструктивном отношении автосамосвалы представлены тягачом с шарнирно-сочлененной рамой или жесткой базой с кузовом грузоподъемностью 40-80 т. Они обладают относительно малыми габаритами, большой маневренностью, оборудованы дизельным двигателем и опрокидным кузовом. Производительность, в зависимости от длины транспортирования, составляет 600-1500 т/смену.

На рудниках России распространение получили автосамосвалы с опрокидным кузовом грузоподъемностью 20-40 т типа «Торо 40», и отечественные – «МоАЗ». Данные машины применяются в основном при камерно-столбовых и слоевых с закладкой системах разработки.

Самоходные вагоны. Самоходные вагоны имеют пневмоколесный челноковый ход и кузов-бункер емкостью до 12 м³. Последний оборудуется донным скребковым конвейером, предназначенным для разгрузки перевозимой горной массы. Применение получили вагоны марок «БВС-15» (отечественные) и зарубежные «10С-2Е» (Джой, США) грузоподъемностью 15 и 10 т соответственно.

Как было сказано выше, они имеют ограниченную область применения и используются, в основном, для транспортировки мягких руд (калийные соли). Основными недостатками являются: быстрый износ донного конвейера, большие затраты на энергию; низкая скорость движения и небольшая производительность до 300-500 т/смену при длине доставки 100-200 м.

Обобщая использование самоходного оборудования в условиях подземных рудников, отметим следующие его достоинства: высокая производительность, мобильность, способность к автоматизации, универсальность. Недостатками являются: высокая стоимость оборудования; необходимость в высококвалифицированных специалистах по обслуживанию машин; проходка выработок увеличенного поперечного сечения под СО требует дополнительных затрат на их крепление и под-

держание; увеличение затрат на вентиляцию горных выработок в 1,5-2,0 раза при использовании машин с дизельным приводом.

Тем не менее, достоинства самоходного оборудования по сравнению с другими видами горных машин, используемых на погрузке и доставке руды очевидны и существенны:

- производительность процесса возрастает на порядок;
- заметно повышается безопасность работ;
- до минимума сокращается объем ручного труда;
- мобильность самоходного оборудования позволяет организовать многозабойность его работы;
- создаются реальные условия для автоматизации процесса.

5.5. Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами

Питатели и конвейеры широко используются при площадном выпуске руды из воронок и траншей, а также в качестве полустационарных машин при оборудовании разгрузочных пунктов (рудоспусков, породоспусков).

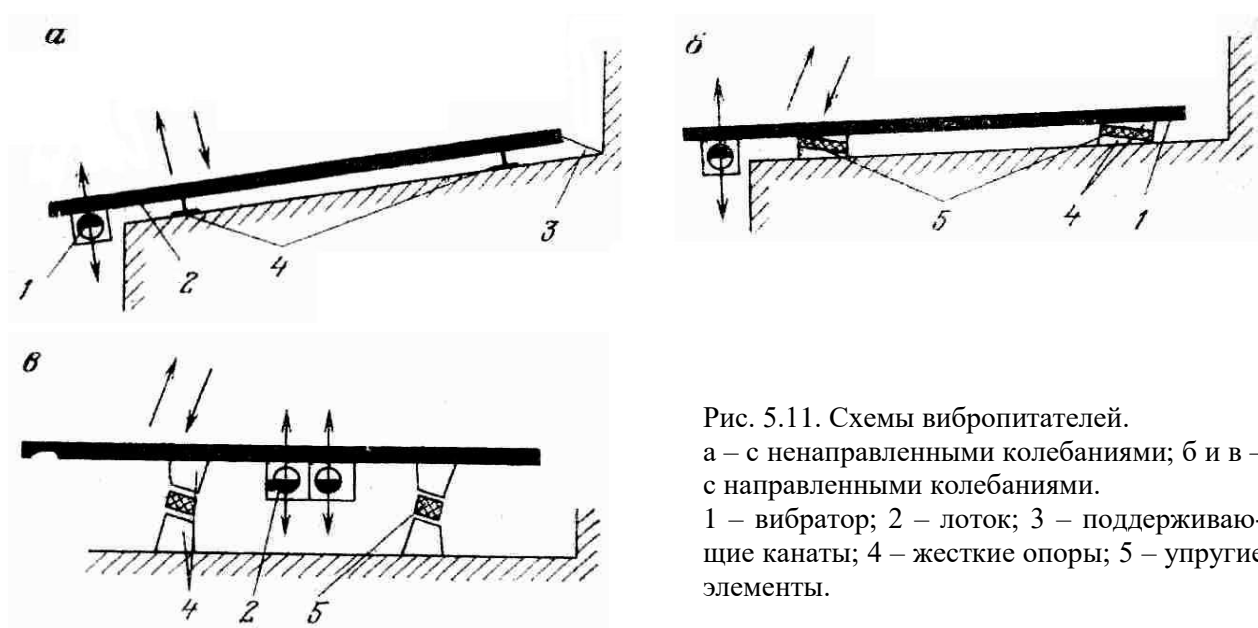
Питателем называется конвейер, чья длина не превышает 10 м. Обычно руду питателями грузят в вагоны электровозной откатки, автосамосвалы и на конвейеры. Наибольшее распространение получили вибрационные питатели различных конструкций. Они широко используются на подземных рудниках при системах разработки этажного обрушения с площадным выпуском руды. В частности на горных предприятиях Алтае-Саянского региона, Урала, Курской магнитной аномалии (КМА) и др.

Вибрационные питатели. Вибрационный питатель – установка, предназначенная для перемещения отбитой горной массы под действием вибрационных сил, когда сыпучий материал получает свойство текучести за счет уменьшения внутреннего трения. Характеристика вибропитателей приведена в табл. 5.1. Конструктивно питатель включает в себя рабочий орган, привод, вибратор и элементы крепления. Колебания вибрационного рабочего органа (лотка) могут быть направленными и ненаправленными. Распространение получили питатели с ненаправленными колебаниями (рис. 5.11). Угол наклона их составляет 14-24° в сторону разгрузки горной массы. Чем больше угол наклона, тем больше производительность установки. При угле более 24° вероятно самопроизвольное истечение руды. Питатели закрепляются в выработке канатами или цепями.

Таблица 5.1

Техническая характеристика вибрационных питателей

Виброустановка	Производительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м (В×Ш×Д)	Масса, т
Питатели для площадного выпуска руды				
ВДПУ-4ТМ	420	28	0,26×1,2×6,3	3,6
ВВДР-4	700	28	1,35×1,7×7,0	5,0
ПВРА-4,5/1,5	1000	22	0,93×1,4×4,65	4,5
Питатели для торцового выпуска руды				
ВКК-3М	400	13	1,2×1,48×3,6	4,5
ВП-2	400	30	1,4×1,6×5,35	10,3
ПВУ	800	21	1,0×1,2×5,0	4,5



В качестве вибраторов применяются дисбалансы в виде вращающихся металлических секторов со смещенным центром тяжести. Распространены, созданные в ИГД СО РАН, виброплощадки ВДПУ, известные под названием «Сибирячка» (рис. 5.12). Один питатель может устанавливаться на одну или две выпускные выработки. Эти машины хорошо работают под завалами. Производительность виброустановок на погрузке в вагоны при выходе негабарита до 10-15% может достигать 400-500 и более т/смену.

При торцовом выпуске руды питатели применяются в комплексе с вибрационными конвейерами. На Зыряновском руднике виброкомплекс состоящий из вибропитателя «ВП-2» и секционного конвейера длиной 50 м, обеспечил производительность на выпуске до 600 т/смену.

В современных условиях вибрационные питатели по причине значительных затрат на монтаж и демонтаж вытесняются высокопроизводительным самоходным оборудованием.

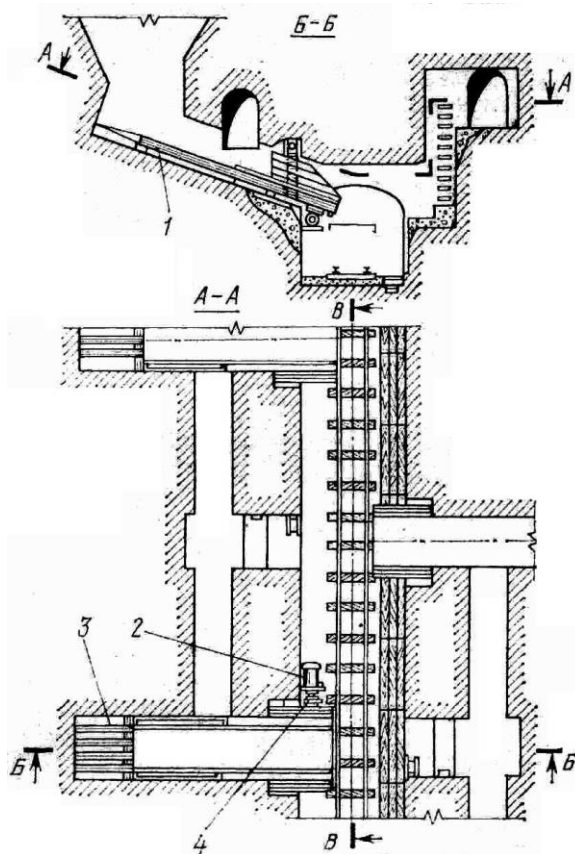


Рис. 5.12. Выпуск руды вибропитателем ВДПУ.
1 – вибропитатель; 2 – электродвигатель; 3 – канаты крепления; 4 – эластичная муфта.

Конвейеры. Конвейеры применяются при механической отбойке руд и в качестве магистрального транспорта, в том числе для доставки руды на поверхность. Распространение получили ленточные и скребковые конвейеры (рис. 5.13) при отработке месторождений калийных солей и марганцевых руд.

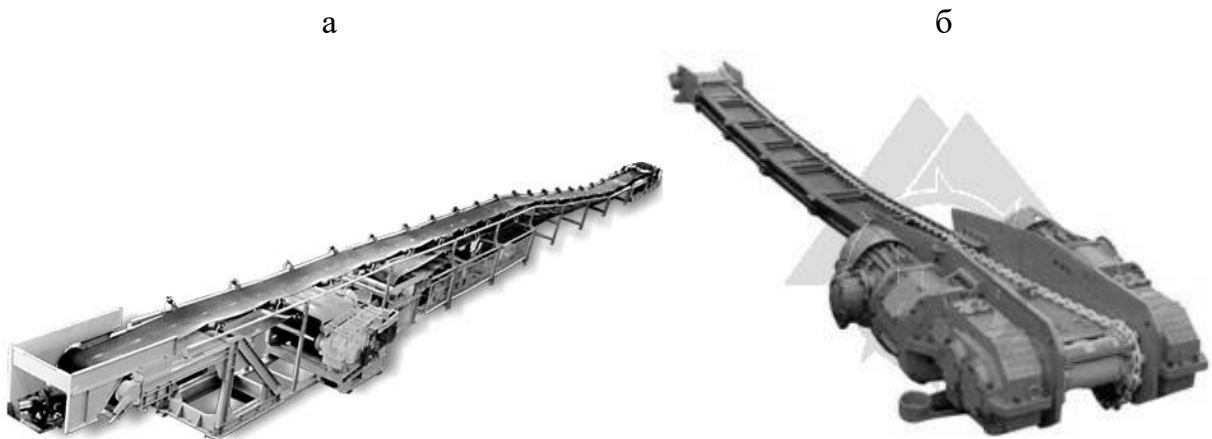


Рис. 5.13. Конвейеры.
а – ленточный; б – скребковый.

При взрывной отбойке руд испытывались и ограниченно применялись вибрационные, пластинчатые и скребковые конвейеры. Загружаются они вибропитателями. Скребковые и пластинчатые конвейера могут работать под завалом. Используют их преимущественно при малой и средней крепости руды для доставки к рудоспуску или погрузочному пункту. Ленточные конвейеры удовлетворительно ра-

ботаюи при крупности руды не более 200 мм. Поэтому ими доставляют сравнительно мягкие руды, а при крепкой руде используют только на транспорте или подъеме с предварительным дроблением горной массы до кусков крупностью 100-150 мм.

Основные достоинства применения конвейеров: высокая производительность, поточность технологии, независимость производительности от расстояния доставки, благоприятные условия для автоматизации работ. Недостатки – ленточные конвейера нуждаются в дополнительных погрузочных машинах и устройствах, требуют предварительное дробление горной массы, при абразивных материалах происходит значительный износ рабочего органа.

5.6. Скреперная доставка руды

Простота технологии скреперования предопределили продолжительное применение данного вида доставки руды, как по очистному пространству, так и по подготовительным выработкам – скреперным штрекам и ортам в рудоспуски или в вагоны через грохота и погрузочные полки. Перемещение отбитой горной массы осуществляется волочением.

Скреперная установка включает в себя лебедку, собственно скрепер, систему канатов и блочков (рис. 5.14). Мощность лебедок изменяется от 10 до 130 кВт. При отработке маломощных залежей применяют установки мощностью 10-17 кВт, в больших объемах выпуска руды – 50-100 кВт. Установки бывают двухбарабанные, в широких забоях – трехбарабанные. По типу конструкции скрепера различают гребковые, ящичные и совковые.

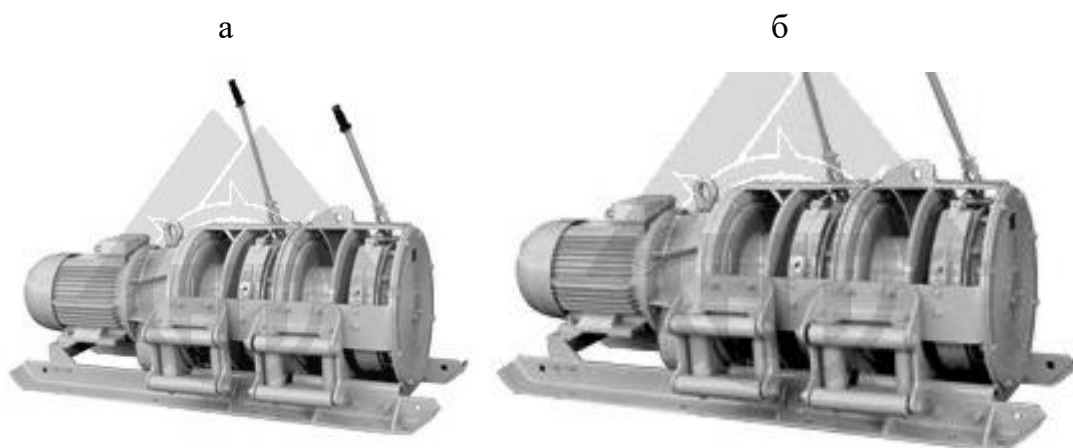


Рис. 5.14. Скреперные лебедки.
а – 30LC-2П; б – 110LC.

При доставке крупнокусковой, крепкой руды распространение получили жесткие и шарнирно-складывающиеся (при обратном ходе) гребковые скреперы. Ем-

кость таких скреперов изменяется от 0,3 до 1,5 м³. Ящичные и совковые скреперы применяют при доставке мелкокусковой руды. Для доставки хорошо раздробленной руды находят применение многоковшовые скреперные установки.

Принципиальные схемы доставки руды скреперными установками представлены на рис. 5.15. При скрепировании по прямой линии или под углом используют двухбарабанные лебедки, в широких камерах – трехбарабанные. Расстояние доставки, как правило, не превышает 50 м. Производительность установки в зависимости от мощности лебедки может составлять – 300-600 т/смену при длине скреперования 10-30 м.

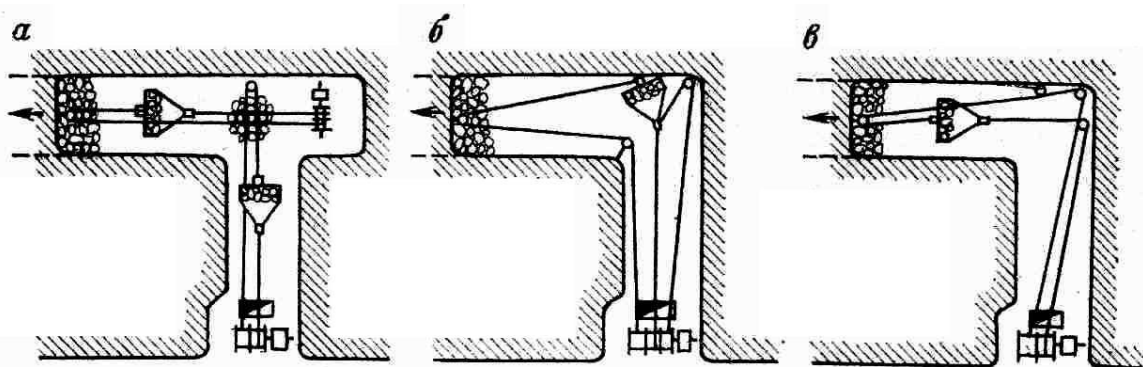


Рис. 5.15. Схемы доставки руды скреперными установками.
а – двумя лебедками; б – одной трехбарабанной лебедкой; в – одной двухбарабанной лебедкой.

Параметры выработок доставки выбираются из условия исключения заторов руды при выпуске. Располагают их выше основного откаточного горизонта на 10-15 м, сбивая их между собой рудоспуском. Емкость рудоспуска должна быть не менее емкости состава электровозной откатки.

Основными достоинствами скреперной доставки являются: небольшие затраты на монтаж и демонтаж скреперных установок, возможность применения в сложных условиях при отработке залежей любой мощности. Недостатки – низкая производительность и высокая травмоопасность работ.

В настоящее время скреперная доставка практически ограничивается технологиями отработки маломощных залежей.

5.7. Взрывная и гидравлическая доставка руды

Взрывная доставка – доставка рудной массы по пологой или наклонной почве очистного пространства за счет энергии взрыва при отбойке руды. Иначе говоря, взрывная доставка совмещена с взрывной отбойкой. Руда энергией взрывной волны отбрасывается к выпускным выработкам – траншеям или воронкам и далее она поступает в выработки доставки.

Отбойку ведут вертикальными или наклонными слоями с веерным расположением скважин. Для данного вида доставки характерно увеличение удельного расхода ВВ на 20-25%.

Применяется взрывная доставка при отработке средней мощности и мощных пологих и наклонных залежей. Дальность доставки при угле наклона 15-20° и 30-40° достигает соответственно 30-40 и 60-80 м. Взрывная доставка широко применялась на рудниках Ачисайского комбината, на руднике «Седьмочисленица» (Республика Чехия).

Взрывная доставка осуществляется следующим образом. Отбойку ведут одним или двумя веерами скважин. Нижние скважины в веере бурят горизонтальными для обеспечения при отбойке ровной поверхности почвы. Оставшаяся на почве руда зачищается перед очередным взрывом. Зачистку почвы ведут механическим (бульдозерами с дистанционным управлением) или гидравлическим способом.

Взрывная доставка имеет ограниченное применение. Достоинства: сокращается объем выработок для выпуска в основании блока. Недостатки – большие потери руды и металлов в неровностях лежащего бока.

Гидравлическая доставка используется только как вспомогательный способ. Применяется для зачистки лежащего бока от оставшейся рудной мелочи после самотечной, механизированной и взрывной доставки. Руда перемещается за счет энергии струи воды, выходящей под давлением из насадки гидромонитора. Производительность гидродоставки обычно составляет 20-30 т/час.

Контрольные вопросы и задания к главе 5

1. Охарактеризуйте способы выпуска руды на очистных работах.
2. Дайте характеристику площадного выпуска руды.
3. В чем заключается схема площадно-торцового выпуска руды? Назовите ее достоинства и недостатки.
4. Какие типы доставочных машины используются на рудниках?
5. Какие недостатки присущи технологии выпуска вибропитателями?
6. Назовите достоинства и недостатки доставки руды скреперными установками.

ГЛАВА 6

ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ И СПОСОБЫ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

6.1. Общие положения

Горные породы в массиве находятся в равновесном состоянии. С проведением выработки существующее равновесие нарушается под действием веса, расположенных выше пород, и горизонтальных сил тектонического происхождения, действующих в земной коре.

Силы, возникающие в массиве горных пород, окружающем горную выработку называются горным давлением. Существуют две формы проявления горного давления: статическая – деформирование, разрушение и смещения массива пород с постепенной потерей его устойчивости, и динамическая – разрушение протекает с большой скоростью подобно взрыву. К динамической форме относятся: шелушение и заколообразование пород в выработке, стрельяние, микроудар и горный удар.

Величина и характер проявления горного давления зависят от природных и горнотехнических факторов. К первым относятся: геологические и гидрогеологические условия месторождения, глубина разработок, физико-механические свойства пород, мощность рудных тел и угол их падения, нарушенность массива и тектоника района.

К горнотехническим факторам относятся: способ поддержания выработанного пространства и система разработки, размеры и скорость подвигания проходческих и очистных забоев, ориентация и форма выработок относительно поля напряжений и структурных особенностей массива, способы крепления и т.д.

Проблема управления горным давлением сводится к установлению влияния горнотехнических решений на величину напряженного состояния горных пород в зависимости от сочетания горно-геологических и геомеханических условий (природных факторов). Она сводится к поддержанию и сохранению выработанного пространства в безопасном для работающих людей и горной техники состоянии.

6.2. Прогнозирование напряженно-деформированного состояния горного массива

6.2.1. Напряженное состояние нетронутого массива

Нетронутым, или ненарушенным, принято считать массив горных пород, напряженное состояние которого определяется только естественными природными условиями. Тензор напряжений при этом определяется, как совокупность гравитационных и тектонических напряжений:

$$\sigma = \sigma_2 + \sigma_m, \quad (6.1)$$

где: σ_2 – совокупность гравитационных напряжений;

$$\sigma_2 = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3, \quad (6.2)$$

σ_1 – вертикальные напряжения;

$$\sigma_1 = \gamma H, \quad (6.3)$$

σ_2, σ_3 – горизонтальные напряжения;

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \frac{\mu}{1 - \mu} \sigma_1, \quad (6.4)$$

μ – коэффициент поперечных деформаций (Пуассона);

$$\mu = \varepsilon_{\perp} / \varepsilon_{\parallel}, \quad (6.5)$$

$\varepsilon_{\perp}, \varepsilon_{\parallel}$ – соответственно, поперечные и продольные деформации;

$$\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu} \text{ – коэффициент бокового распора по А.Н. Диннику;}$$

$$\sigma_m = \lambda_{\partial} \gamma H, \quad (6.6)$$

σ_m , – тектонические (горизонтальные) напряжения;

λ_{∂} – коэффициент бокового давления (равен отношению средней величины тектонических напряжений по двум горизонтальным направлениям к вертикальным напряжениям).

Необходимо различать коэффициент бокового распора и коэффициент бокового давления. Коэффициент бокового распора всегда меньше единицы и зависит только от коэффициента Пуассона. Коэффициент бокового давления может быть больше и меньше единицы в зависимости от уровня тектонических напряжений. Эти коэффициенты равны, когда горизонтальная составляющая напряжений создается только за счет вертикального давления пород.

В тектонически-активных районах существенную роль играют силы тектонического происхождения, связанные с остаточными напряжениями или современными взаимными перемещениями участков земной коры. В основном это относит-

ся к районам с развитой тектоникой. Чаще эти силы действуют в горизонтальном направлении и превышают вертикальную составляющую в 2-5 раз.

Многие осадочные породы в процессе геологических изменений приобретают при большом вертикальном давлении пластические свойства. В этих случаях коэффициент бокового распора стремится к единице. Это говорит о том, что действующие в массиве горизонтальные напряжения становятся равными вертикальной составляющей, т.е. в вертикальном и горизонтальных направлениях давление в массиве одинаковое и равно γH . Последнее свидетельствует о гидростатическом (равнокомпонентном) распределении природных напряжений в массиве.

6.2.2. Опорное давление вокруг выработок

Изучение вопросов распределения напряжений вокруг выработок является одной из основных и важнейших задач геомеханики, так как они непосредственно связаны с устойчивостью горных выработок и с решением ряда практических задач в области их крепления.

Как было отмечено выше, проведение выработки в массиве нарушает в некоторой области, окружающей выработку, первоначальное исходное поле напряжений. В результате этого вокруг выработки формируется опорное давление.

Опорное давление – это повышенное (по сравнению с первоначальным, существовавшим до проведения выработки) вертикальное давление покрывающих пород, возникающее вблизи горных выработок вследствие перераспределения исходных напряжений.

Высокая концентрация полей напряжений при сооружении горной выработки формируется не только сверху, но также с боков и даже снизу, как правило, за счет упругих характеристик пород (коэффициента Пуассона). В результате окружающие выработку породы начинают воспринимать объемный вес вышележащей толщи пород.

В условиях массива пород, исходное напряженное состояние которого определяется силами гравитации, максимальной деформацией является вертикальное сжатие выработки (сближение кровли и почвы выработки). После перераспределения начальных исходных напряжений в кровле и в почве выработки возникают области пониженных напряжений, а в бортах – зоны повышенных их концентраций (опорное давление) (рис. 6.1 а). В случае, если действующие напряжения достигнут или превысят предел прочности массива на сжатие или растяжение, происходит разрушение пород выработки в бортах, а также в ее угловых частях кровли и почвы (рис. 6.1 б).

Зона влияния опорного давления зависит от конфигурации и поперечного сечения выработок, их количества, взаимного расположения (рис. 6.2). Ее размеры определяются следующими условиями: по мере приближения к выработке напряжения возрастают от исходных γH до максимума у краев обнажения.

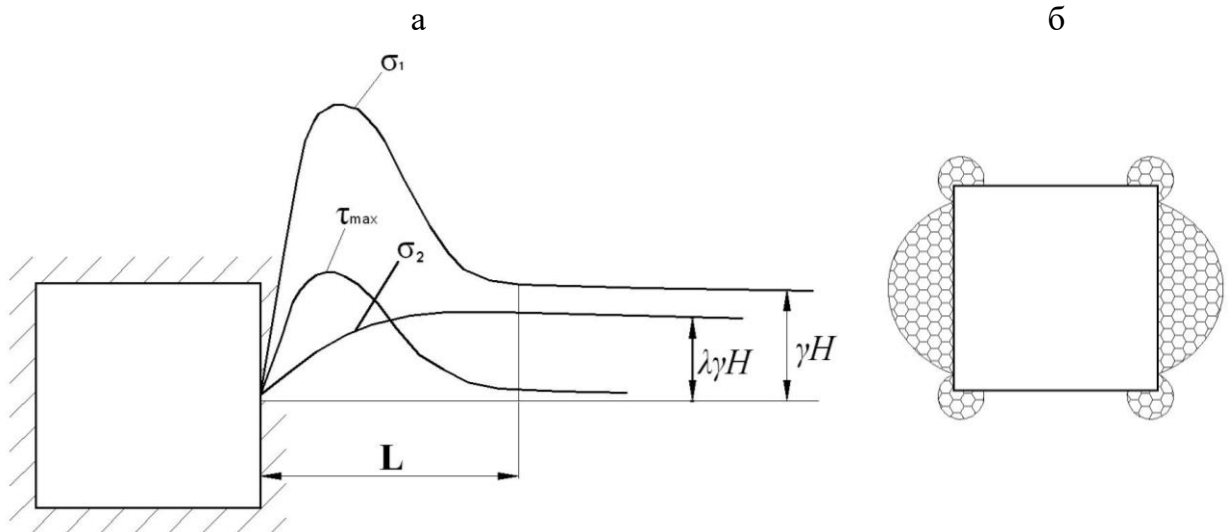


Рис. 6.1. Опорное давление.

а – эпюры распределения напряжений; σ_1 – максимальные главные напряжения, σ_2 – тоже минимальные, τ_{\max} – максимальные касательные напряжения, L – зона влияния выработки (зона опорного давления), γH и $\lambda\gamma H$ параметры исходного поля напряжений; б – области разрушения пород окружающих выработку.

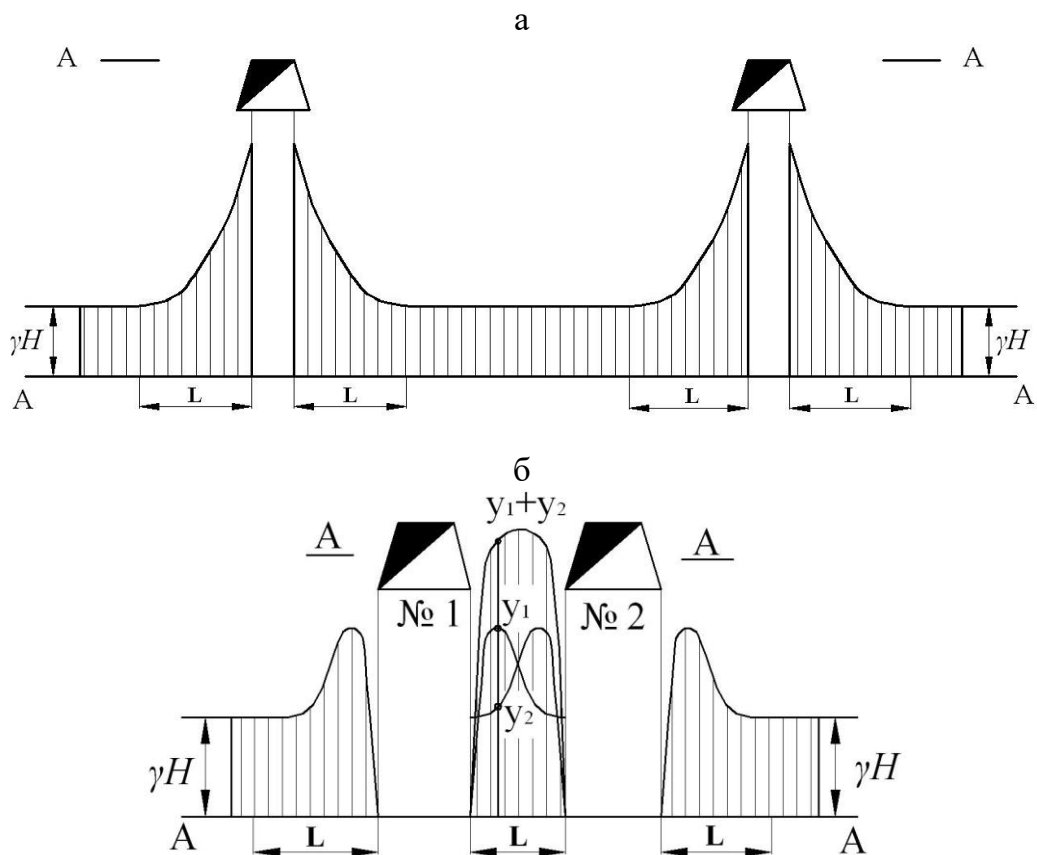


Рис. 6.2. Распределение опорного давления.

а – при обособленных выработках; б – сближенных выработках: y_1 – опорное давление от выработки № 1; y_2 – тоже от № 2; y_1+y_2 – общее опорное давление.

Основным показателем, характеризующим величину опорного давления, является коэффициент концентрации напряжений:

$$K_k = \frac{\sigma_1}{\gamma H}, \quad (6.7)$$

где σ_1 – главные максимальные напряжения.

В условиях, когда исходное природное поле напряжений характеризуется тектоническими силами, максимальной деформацией является сближение боковых стенок выработки. Высокая концентрация напряжений при этом образуется в кровле и почве выработки, а зоны разгрузки – в бортах. Вследствие этого разрушение пород будет наблюдаться в кровле и почве выработки. Характерный вид выработки после разрушения кровли высокими тектоническими напряжениями показан на рис. 6.3. После обрушения раздавленных пород контур выработки приобретает вид шатра. Породы почвы могут подниматься с разрывом их сплошности. В практике довольно часто разрушение пород в кровле выработок при наличии в массиве высоких тектонических напряжений происходит в динамической форме.

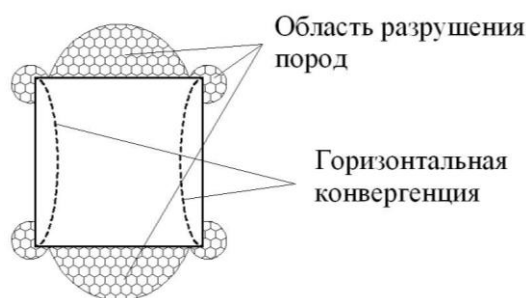


Рис. 6.3. Характер разрушений пород при действии тектонических напряжений.

В варианте, когда исходное напряженное состояние массива является гидростатическим, т.е. равнокомпонентным, деформации контура выработки во всех направлениях становятся примерно одинаковыми, а зона концентрации напряжений охватывает весь периметр выработки. Теоретически доказано, что после перераспределения природных напряжений максимальное давление, действующее на контуре выработки, равно $2\gamma H$. В подобных условиях, разрушение выработки на больших глубинах происходит равномерно по всему контуру.

6.2.3. Факторы, влияющие на характер и величину проявления горного давления

Различают следующие факторы.

1. Особенности начального поля напряжений нетронутого массива – параметры исходного поля напряжений (гравитационные, тектонические напряжения).
2. Физико-механические свойства пород – упругие, пластические, прочностные и реологические свойства. Для всех типов пород характерно свое определен-

ное поведение под давлением. При длительном воздействии давления на горные породы, напряжения и деформации со временем могут изменять свои абсолютные значения, проявляя реологические свойства – ползучесть и релаксацию. Ползучесть – свойство горных пород, характеризующее изменение во времени деформаций при постоянно действующих напряжениях ($\sigma = \text{const}$; $t \neq \text{const}$; $\varepsilon \neq \text{const}$). Релаксация – процесс изменения со временем напряжений в массиве при неизменной деформации ($\sigma \neq \text{const}$; $t \neq \text{const}$; $\varepsilon = \text{const}$). Механизм деформирования сводится к тому, что ведение горных работ в недрах приводит к нарушению естественного равновесия внешних нагрузок и внутренних сил сопротивления пород. Образующиеся пустоты вызывают сначала упругое, а затем и неупругое деформирование пород вплоть до разрушения.

3. Нарушенность массива пород – перераспределение действующих напряжений в массиве в результате техногенного воздействия. Интенсивность и порядок отработки оказывает существенное влияние на напряженно-деформированное состояние массива пород. При технологическом воздействии на массив в нем возникают участки повышенных (максимальных) концентраций напряжений и области пониженных напряжений (зоны разгрузки).
4. Пространственно-геометрические параметры горных выработок – размеры и форма поперечного сечения, взаимное расположение выработок, параметры и конструктивное их оформление. Практика показывает, что криволинейная формы очертания выработок (круглая, эллиптическая, арочная, шатровая и т.д.), обеспечивает повышенную их устойчивость.

6.2.4. Методы исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) массива пород

Для оценки горного давления применяются следующие методы: натурные производственно-экспериментальные, лабораторные методы (физическое моделирование) и теоретические (аналитические расчеты, численное моделирование). Преимуществом натуральных исследований является получение более качественной и достоверной информации о физико-механических свойствах пород, видах разрушений, деформациях и смещениях массива, нагрузках на крепь и т.д. Основной их недостаток – высокая трудоемкость работ.

Лабораторные эксперименты, осуществляемые методами физического моделирования, позволяют получить прогнозные результаты но не всегда обеспечивают необходимую достоверность и выводов наблюдений. Сложность этих эксперимен-

тов состоит в корректном подборе и учете материалов, их свойств, а также масштабов моделирования и критериев подобия. Эффективность применения физического моделирования обеспечивается в тех случаях, когда прогнозируемые явления не поддаются наблюдению в натуре.

Математическое моделирование, в сравнении с выше приведенными методами, является более прогрессивным и позволяет резко сократить объем и время проведения экспериментов. Однако аналитические исследования позволяют получить лишь качественную картину изучаемых явлений.

Рассмотрим кратко содержание методов изучения горного давления.

Производственно-экспериментальные методы, основанные на наблюдениях и экспериментах в подземных условиях и на поверхности включают:

- визуальные наблюдения проявления горного давления в натуральных условиях;
- маркшейдерские измерения сдвижения обнаженных поверхностей массива;
- экспериментальное определение напряжений и смещений во времени отдельных точек (участков) массива;
- оценка структурно-механического состояния массива геофизическими методами;
- автоматизированная система геомеханического мониторинга;
- определение давления горных пород на крепь;
- оценка трещиноватости горных пород;
- размеры устойчивых обнажений массива.

Приведем пример результатов визуального наблюдения за проявлением горного давления. При строительстве Николаевского рудника на глубинах 700-800 м было выявлено, что при проходке по направлению главных горизонтальных напряжений выработок сводчатой формы в кровле происходило заколообразование и разрушение горных пород, которое постепенно распространялась на боковые стенки. Придание выработке шатровой формы (рис. 6.4 б) обеспечило сохранность ее на длительный период.

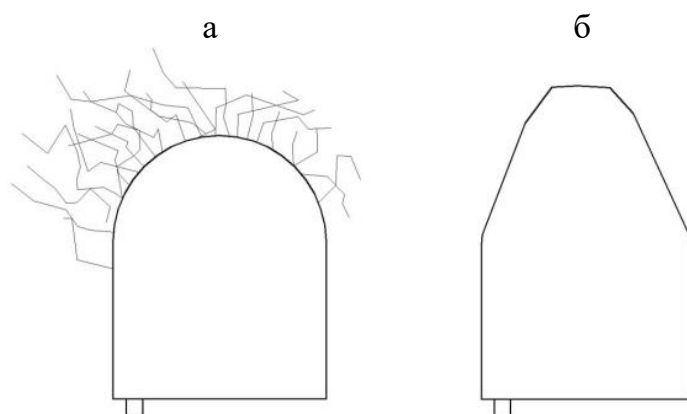


Рис. 6.4. Состояние выработок сводчатой (а) и шатровой формы (б) на Николаевском месторождении.

При маркшейдерских измерениях определяют относительные смещения кровли и почвы (или бортов) выработок (вертикальную и горизонтальную конвергенцию). Замеряют эти смещения с помощью специальных измерительных стоек, реек и реперов.

В настоящее время в практике широко используют геофизические (звукометрические, электрофизические, сейсмоакустические, ультразвуковые, радиометрические) методы прогнозирования напряженности массива.

Звукометрический метод оценки состояния массива основан на том, что при нагружении горных пород в них происходят микроразрушения, являющиеся предвестниками обрушений. Эти микроразрушения сопровождаются звуковыми колебаниями (короткие щелчки), частота которых возрастает с ростом напряженного состояния массива. Возникшие шумы, связаны с необратимыми деформациями горных пород. Частота (количество) их характеризует скорость деформации, что и представляет практический интерес. Постепенное увеличение частоты шумов свидетельствует о наступлении критической скорости деформации, имеющей место на стадии прогрессирующей ползучести пород. Последнее означает, что процесс деформирования стал необратимым.

При этом методе в породе бурится шпур глубиной не менее 2 м. Далее в него помещают геофон – цилиндр с пьезоэлементом (рис. 6.5). От возникшего в породе звука разрушения (треска), представляющего собой короткий звуковой импульс, возникают колебания, распространяющиеся по всем направлениям. При достижении ими индикатора, пьезоэлемент, закрепленный как консоль, начинает колебаться и деформироваться на изгиб. Образующаяся группа волн представляет собой короткий импульс постоянного тока, который слышен в телефоне как треск. При этом колебания записываются специальным устройством.

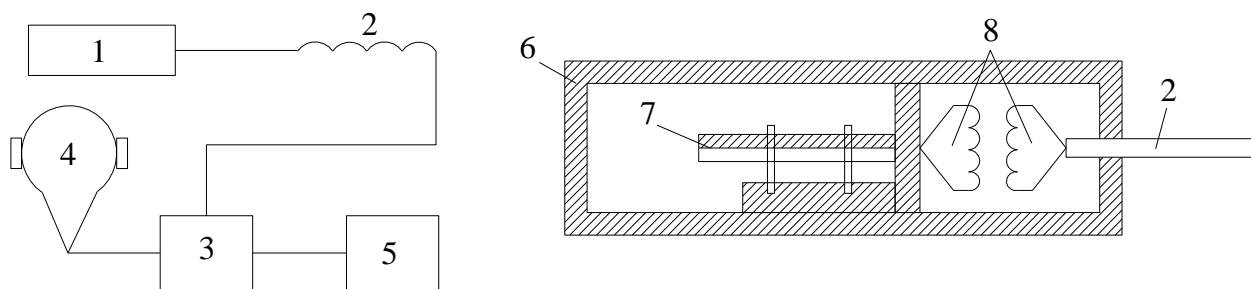


Рис. 6.5. Схема звукометрической станции.

1 – геофон; 2 – кабель; 3 – блок питания, усилитель, преобразователь и измеритель; 4 – наушники; 5 – самописец; 6 – корпус датчика; 7 - пьезоэлемент; 8 – понижающий трансформатор.

Сейсмоакустический метод оценки удароопасности основан на регистрации интенсивности выделения сейсмоакустической эмиссии (САЭ), возникающей в горном массиве при разрушении пород под влиянием их нагружения. Реги-

страция интенсивности количества сейсмоакустических импульсов в единицу времени в непрерывном режиме производится специальной многоканальной аппаратурой.

Первичные измерительные элементы аппаратуры (геофоны располагаются во вмещающих породах или в рудном теле впереди линии очистного фронта на расстоянии 20-50 м и последовательно перемещаются по мере подвигания очистного забоя.

Геофоны соединяются с регистрирующей аппаратурой кабельными линиями. Основными информативными периодами времени для регистрации интенсивности САЭ являются межсменные интервалы, периоды проведения взрывных работ, ремонтные смены, выходные и праздничные дни.

В период отсутствия работ на руднике определяется фоновый уровень интенсивности САЭ, характерный для устойчивого (неудароопасного) состояния массива в конкретных условиях. Фоновый уровень является исходным показателем для последующей оценки изменения НДС массива.

Показателем напряженности и удароопасности массива является процесс возбуждения или затухания САЭ, инициируемый взрывными работами. В статически предельно напряженном массиве технологические взрывы вызывают процессы перераспределения напряжений, подвижек отдельных блоков, и соответственно, возникновения режима динамического нагружения. Начало динамического нагружения массива сопровождается резким возрастанием интенсивности САЭ, которое является прогнозным признаком возникновения удароопасности.

Одними из распространенных способов оценки НДС массива, являются методы, основанные на способности пород к упругому восстановлению формы и объема при разгрузке. При этом определяют (замеряют) деформации (перемещения), по которым рассчитывают действующие напряжения. Методы, основанные на упругих свойствах пород, предусматривают разовые замеры с частичной или полной разгрузкой.

Основными тензометрическими способами исследования (методы разгрузки) являются: вариант торцовых измерений – схема ВНИМИ; вариант соосных скважин – схемы Хаста и Лимана (рис. 6.6).

Способ ВНИМИ (рис. 6.6 а): в выработке в заданном направлении буриться скважина диаметром 76-105 мм сплошным забоем. На отшлифованной забой скважины наклеивается розетка, состоящая из 3-х фотоупругих датчиков (тензометров). Далее кольцевой коронкой производят обуривания торца скважины (выбуривают керн), что вызывает деформации упругого восстановления пород.

Способ Хаста и Лимана (рис. 6.6 б, в): основан на измерении деформаций упругого восстановления скважины малого диаметра. Последовательность работ: в

выработке бурится скважина большого диаметра сплошным забоем. Затем бурят опережающую скважину малого диаметра из забоя основной скважины. В нее устанавливают деформометры (схема Хаста) либо на ее стенки с помощью специальных приспособлений наклеивают тензодатчики (схема Лимана). При этом фиксируют изменения диаметра центральной скважины в разных направлениях. Напряжения определяются по результатам измеренных деформаций.

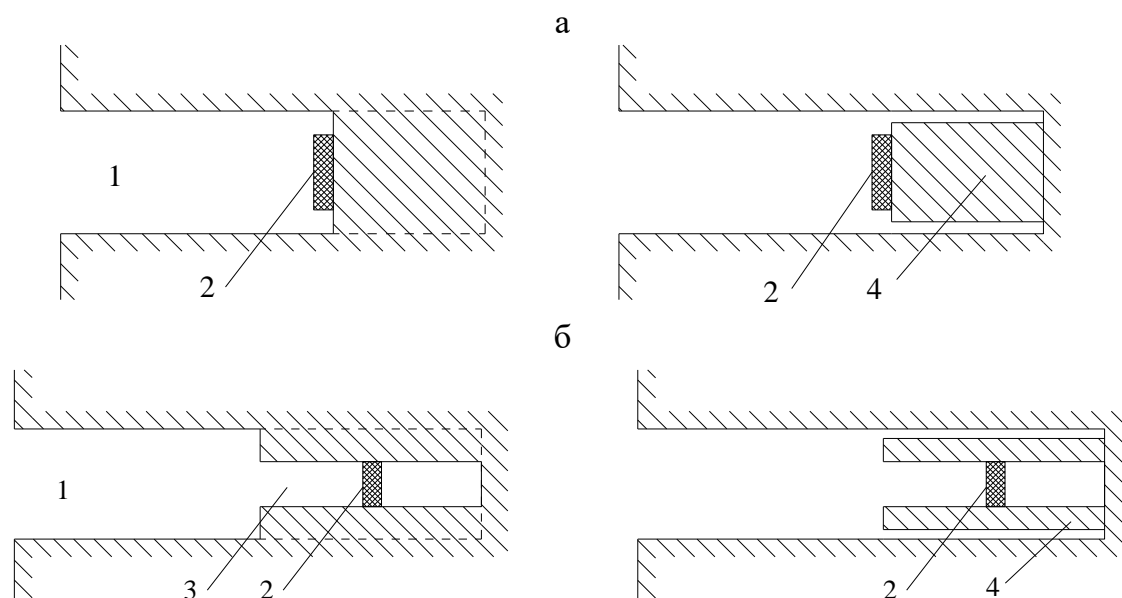


Рис. 6.6. Схемы определения напряжений в массиве: а – способ ВНИМИ; б – способ Хаста и Лимана.
1 – основная скважина; 2 – тензометр (деформометр); 3 – опережающая скважина малого диаметра; 4 – керн.

Физическое моделирование геомеханических процессов осуществляется, как правило, в лабораторных условиях. Целью моделирования является воспроизведение и изучение на физических моделях механических процессов подобно натурным условиям (позволяет выявить основные качественные характеристики процессов деформирования и разрушения горных пород).

Различают моделирование двух видов: физическое и аналоговое. Физическое – предусматривает воссоздание в моделях аналогичных механических полей, действующих в натуральных условиях, в соответствии с масштабом моделирования. Аналоговое – предусматривает замену натурального поля механических напряжений электрическим полем в модели.

Применяются следующие методы физического моделирования: моделирование на активных фотоупругих материалах (поляризационно-оптический метод); на эквивалентных материалах; центробежное моделирование.

Основным условием корректного физического моделирования является соблюдения ряда критериев (масштабов) подобия. Подобными называются явления, происходящие в геометрически подобных системах, если во всех рассматриваемых

точках отношение одноименных величин есть постоянные числа. Эти отношения называются константами подобия. Они равны масштабу моделирования. Выделяют основные три критерия подобия: геометрическое, динамическое и кинематическое (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Масштабы подобия

Критерий подобия	формулы	примечание
1. Геометрическое подобие	$\lambda = \frac{L_n}{L_m}$	L_n, L_m – соответственно, линейные размеры в натуре и в модели, м
2. Динамическое (силовое) подобие	$\delta_F = \frac{F_n}{F_m}, \quad \delta_\sigma = \frac{\sigma_n}{\sigma_m},$ $\delta_\gamma = \frac{\gamma_n}{\gamma_m}$	F_n, F_m – силы, действующие в сходственных областях натуре и модели. σ_n, σ_m – соответственно, напряжения в натуре и модели. γ_n, γ_m – соответственно, плотности руды в натуре и модели.
3. Кинематическое подобие	$\eta_t = \frac{t_n}{t_m}, \quad \eta = \sqrt{\frac{\lambda}{\theta}}, \quad \theta_g = \frac{g_n}{g_m}$	t_n, t_m – промежутки времени, за которые сходственные точки совершают подобные перемещения. g_n, g_m – соответственно, ускорения свободного падения в натуре и модели.

Поляризационно-оптическое моделирование [Р.И. Хаимова-Малькова, 1970] позволяет установить распределение и значения напряжений в массивах пород и элементах сооружений любой конфигурации (выделить наиболее и наименее напряженные участки), когда деформирование модели происходит без разрыва сплошности. Для исследования горного давления изготавливают специальные модели, обычно из оргстекла.

В соответствии с принятым масштабом моделирования в модели (пластине) имитируют изучаемые объекты, вокруг которых в дальнейшем оценивают напряженно-деформированное состояние. Принципиальная схема оптико-поляризованной установки приведена на рис. 6.7.

Теоретической основой метода является теорема Леви-Митчелла о независимости характера распределения напряжений в плоских моделях от упругих постоянных (модуля упругости $[E]$ и коэффициента Пуассона $[\mu]$) при равенстве нулю равнодействующей всех приложенных внешних сил и равнодействующей всех моментов. Это позволяет при моделировании обеспечивать геометрическое и силовое подобие модели и натуре. При одинаковых нагрузках и одинаковых геометрических формах и размерах во всех упругих, однородных и изотропных телах будет иметь место одно и то же напряженное состояние. Физическая сущность метода основана на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов (эпоксидные смолы, сшитый полистирол и др.) при приложении нагрузок приобретать оп-

тическую анизотропию и проявлять способность двойного лучепреломления. При просвечивании таких материалов поляризованным светом в моделях наблюдается оптическая картинка, по которой судят о напряженно-деформированном состоянии моделируемого объекта.

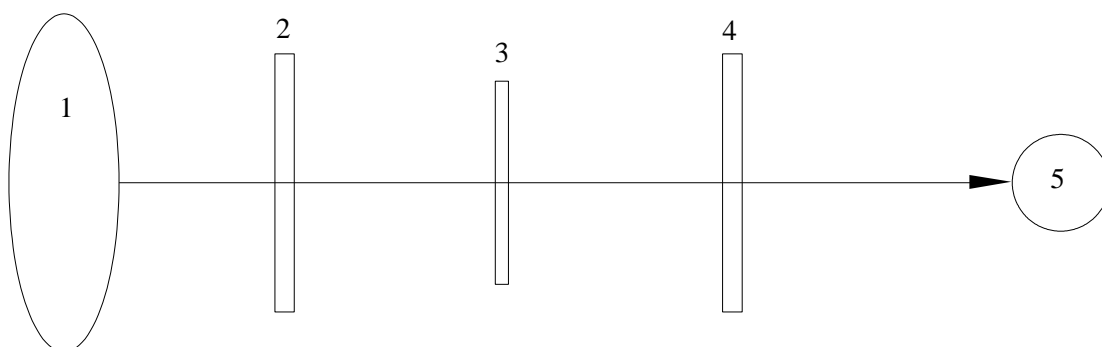


Рис. 6.7. Схема простейшего полярископа.

1 – источник света; 2 – поляризатор; 3 – исследуемая модель; 4 – анализатор; 5 – глаз наблюдателя (фотоаппарат).

Количественная зависимость между оптическим эффектом и величиной разности действующих в некоторой точке главных нормальных напряжений характеризует основной закон фотоупругости. Согласно этому закону распространение лучей в напряженно-деформированной модели происходит с различными скоростями в соответствии с напряжениями, что приводит к оптическому сдвигу фаз и линейной разности хода. Опытами установлено, что оптическая разность хода, получаемая при прохождении поляризованного света через напряженную модель, пропорциональна разности главных напряжений:

$$\Gamma = Cd(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (6.8)$$

где Γ – оптическая разность хода, ммк;

d – толщина модели, мм;

σ_1 и σ_2 – главные нормальные напряжения, кгс/см²;

C – оптический коэффициент напряжения, см²/кгс.

Вследствие этого, изображение, наблюдаемое в поле анализатора полярископа, получается окрашенным в различные цвета спектра, соответствующие той или иной разности хода лучей, в модели. При этом каждая цветная полоса (изохрома) представляет собой геометрическое место точек с одинаковой оптической разностью хода и, следовательно, с одной и той же разностью главных нормальных напряжений $\sigma_1 - \sigma_2$, полуразность которых представляет собой максимальные касательные напряжения:

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}, \quad (6.9)$$

В некоторых точках исследуемой модели, если плоскость колебания луча совпадает с направлением какого-либо из главных нормальных напряжений, двойного лучепреломления не происходит (лучи через анализатор не проходят). На картинке появляются черные линии (изоклины), пересекающие цветную картинку изохром. Эти линии представляют собой геометрические места точек, в которых направления главных нормальных напряжений параллельны между собой (одинаковы).

Величина максимальных касательных напряжений определяется порядком полос (n) на картине изохром и ценой полосы материала (τ_0^1):

$$\tau_{\max} = \frac{n}{d} \tau_0^1 = \frac{n \sigma_0^1}{2d}, \quad (6.10)$$

где d – толщина модели, см.

Цена полосы материала τ_0^1 и σ_0^1 определяется предварительно при растяжении или сжатии тарировочного образца.

Конечной задачей данного метода является отдельное получение величин главных напряжений в каждой точке модели. Основным методом разделения главных напряжений является метод разности касательных напряжений, основанный на численном решении дифференциальных уравнений равновесия в прямоугольной системе координат.

Основные принципы моделирования на эквивалентных материалах сводятся к замене в модели естественных горных пород искусственными материалами с физико-механическими свойствами, подобными принятому масштабу моделирования. Модели изготавливают в специальных стендах в виде жестких рамных конструкций. По периметру модель выполняется из прочного прозрачного стекла. В зависимости от решаемых задач моделирование ведут в различных геометрических масштабах.

При заполнении модели эквивалентным материалом имитируется изучаемая в ней горнотехническая конструкция. На поверхность материала наносится мерная сетка. В запланированных горизонтальных слоях устанавливают марки и датчики для регистрации полей напряжений, деформаций и смещений в период испытания. В зависимости от типа моделируемого процесса в модели также выполняются полости, имитирующие выработки, в которые встраиваются приборы, воспроизводящие работу крепи.

Напряженное состояние и деформации элементов модели определяют по перемещениям точек с использованием метода фотофиксации. Основным этапом моделирования является собственно испытание модели (воспроизведение в определенном масштабе времени процесса изменений полей напряжений, деформаций и смещений с разрывом сплошности) под влиянием имитации процесса выемки. Об-

работка результатов экспериментов осуществляется путем построения функциональных зависимостей изучаемых параметров.

Метод центробежного моделирования позволяет имитировать объемное напряженно-деформированное состояние пород в упругом и запредельном состоянии. Модель помещается в центрифугу и путем равномерного вращения ее нагружают объемными инерционными силами. Центрифуга выполняется в виде коромысла, укрепленного на вертикальной вращающейся оси. Наблюдения за деформациями модели осуществляют с помощью электрических тензодатчиков, аэростатических динамометров, сельсиновых пар, индикаторов часового типа, позволяющих в процессе вращения центрифуги непрерывно получать информацию. Фиксируя деформации и напряжения пород модели в различных точках, изучают таким путем закономерности исследуемых явлений. При решении задач этим методом обычно моделируют несколько (2-6) моделей, помещая их попарно в каретки центрифуги.

Математическое моделирование занимает ведущее место при изучении горного давления. Численные методы моделирования на ЭВМ позволяют получать решения задач при весьма сложных граничных условиях. Для этих целей используются: метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ) [Зенкевич О, 1975; Фадеев А.Б., 1987].

Интенсивное развитие информационных компьютерных технологий позволило обеспечить доступность в применении МКЭ для изучения весьма разнообразных геомеханических процессов. Для решения задач МКЭ разработано множество современных программных продуктов для ЭВМ (ANSYS, NASTRAN, COSMOS и др.). Алгоритмы, реализованные в них, доказали свою эффективность и используются в таких отраслях как авиастроение, космос, атомная промышленность, строительство, горное дело и др. Программные продукты ANSYS сертифицированы согласно серии стандартов ISO 9000.1. С 2002 г. программа ANSYS бессрочно аттестована Госатомнадзором России.

6.3. Динамические формы проявления горного давления

Динамические проявления горного давления по мощности, интенсивности, характеру проявления и последствиям подразделяются на: горно-тектонические удары, собственно горные удары, микроудары, толчки, стрельания. Более слабыми по выделению энергии динамическими проявлениями горного давления являются: интенсивное заколообразование, трещинообразование и шелушение пород.

Горный удар – внезапное, мгновенное хрупкое разрушение предельно напряженной части массива пород в результате нарушения его естественного рав-

новесного состояния горными работами. Протекание горного удара сопровождается резким звуком, сильным сотрясением горного массива, образованием большого количества пыли и воздушной волной. Динамические явления обусловлены способностью горных пород накапливать потенциальную энергию упругой деформации (сжатия) и при определенных условиях (перенапряжениях) переходить в кинетическую работу с разрушением массива горных пород.

Горно-тектонический удар – мгновенное разрушение породы в глубине массива, вызывающее хрупкое разрушение в форме горного удара на больших площадях. Сейсмостанциями горно-тектонический удар регистрируется как техногенное землетрясение.

Микроудар – мгновенное хрупкое разрушение породы в виде выбросов в горные выработки без нарушения технологического процесса.

Толчок – хрупкое локальное разрушение породы в глубине массива без выброса в выработку. Сопровождается звуком, сотрясением массива, появлением пыли, падением заколов, обрушением отдельных участков выработок, шелушением пород.

Стреляние – отделение (отскакивание) от массива линзовидных пластин породы различных размеров с острыми краями с резким звуком, напоминающим выстрел.

Энергия горного удара складывается из потенциальной энергии упругого сжатия и энергии упругих деформаций окружающих пород [Именитов В.Р., 1984]:

$$U = \sigma \varepsilon = \frac{\sigma^2 / 10}{E} = \frac{(\gamma H / 10)^2}{E}, \quad (6.11)$$

где σ – действующие напряжения, кгс/см²;

E – модуль упругости, кгс/см²;

γ – плотность пород, т/м³;

ε – относительная деформация;

H – глубина работ, м.

Внешние признаки, характеризующие удароопасное состояние массива горных пород:

- интенсивное заколообразование – возникновение заколов на обнажениях. Происходит по ненарушенному массиву и не связано с трещиноватостью, слоистостью и сланцеватостью. Сопровождается треском;
- шелушение – разрушение породы по контуру обнажения на отдельные пластинки, имеющие, чаще всего, чечевицевидную форму с заостренными краями. Место шелушения в выработке из-за постоянного осыпания пластин всегда выглядит «свежим», не запыленным.

6.4. Зональная дезинтеграция горных пород

При разработке месторождений особое значение приобретает вопрос о предельных и запредельных состояниях горных пород вокруг выработок. Изучение закономерностей перераспределения напряжений и развития смещений в массиве необходимо для обоснованного выбора типа крепи, определения ее несущей способности, изыскания рациональных условий расположения выработок и методов их охраны.

Ведение проходческих и очистных работ на больших глубинах приводит к формированию вблизи горных выработок в области максимума опорного давления зон сильно нарушенных пород, в которых развиваются крупные трещины, образуя – «зоны дезинтеграции»*. Эти зоны разрушения, возникающие внутри горного массива, можно охарактеризовать как «невидимые» участки необратимых (неупругих) деформаций.

Проведение выработки приводит к перераспределению напряжений в горных породах между ней и зоной дезинтеграции. В глубине массива возникают новые зоны опорного давления. Появляются новые участки разрушения (дезинтеграции). Эти процессы развиваются во времени или мгновенно.

Чередование областей разрушения вокруг выработки соответствует возникновению зон сжатия и растяжения горных пород, что обусловлено волнообразным поведением полей напряжений. Существенно и то, что чередование ненарушенных и сильно нарушенных зон, наблюдается в породах с высокой скоростью выделения накопленной упругой энергии [Опарин В.Н., 2008].

Исследованиями установлено, что вокруг выработок может образовываться до трех и более зон дезинтеграции пород. Если брать одиночную выработку, то первая зона образуется, как правило, на расстоянии 1,5-3,5 м от ее контура, следующие зоны соответственно 3,0-5,5, 6-8 м и т.д. Участки наведенной интенсивной трещиноватости имеют ширину от 0,15-0,2 до 1,0-1,5 м. Они отделены один от другого зонами ненарушенного массива шириной от 0,2-0,3 до 1,1-1,5 м и более.

К примеру, для определения зон дезинтеграции пород на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» были проведены эксперименты с применением электрометрии на токе низкой частоты и визуальных наблюдений перископом РВП-451 [Опарин В.Н., 2008]. Наблюдения проводились на специальных станциях веерного типа, суть которых состояла в оценке состояния стенок скважин и определения количества и местоположения трещин по длине скважин. На рис. 6.8 приведены верти-

* Шемякин Е.И., Курленя М.В., Опарин В.Н. и др. Открытие № 400 СССР: // Оpubл. в Б.И. – 1992. - № 1.

кальные разрезы по замерным станциям, расположенным на глубинах 957-1050 м, построенным по результатам комплексных измерений. Из них видно что, проведение выработки вызывает образование в массиве зон дезинтеграции сильно нарушенных трещиноватых чередующихся участков. Мощность их достигает 1,0-1,5 м. Границы ближайших от контуров выработок трещиноватых зон удалены на 1-3 м. Дальние участки в выработках гор. 1050 м зафиксированы на расстоянии 9-11 м от стенок выработки. Ориентация наведенных крупных трещин повторяет контур выработки. Между зонами, интенсивно раздробленных пород, расположены относительно ненарушенные участки, трещиноватость которых близка к естественной.

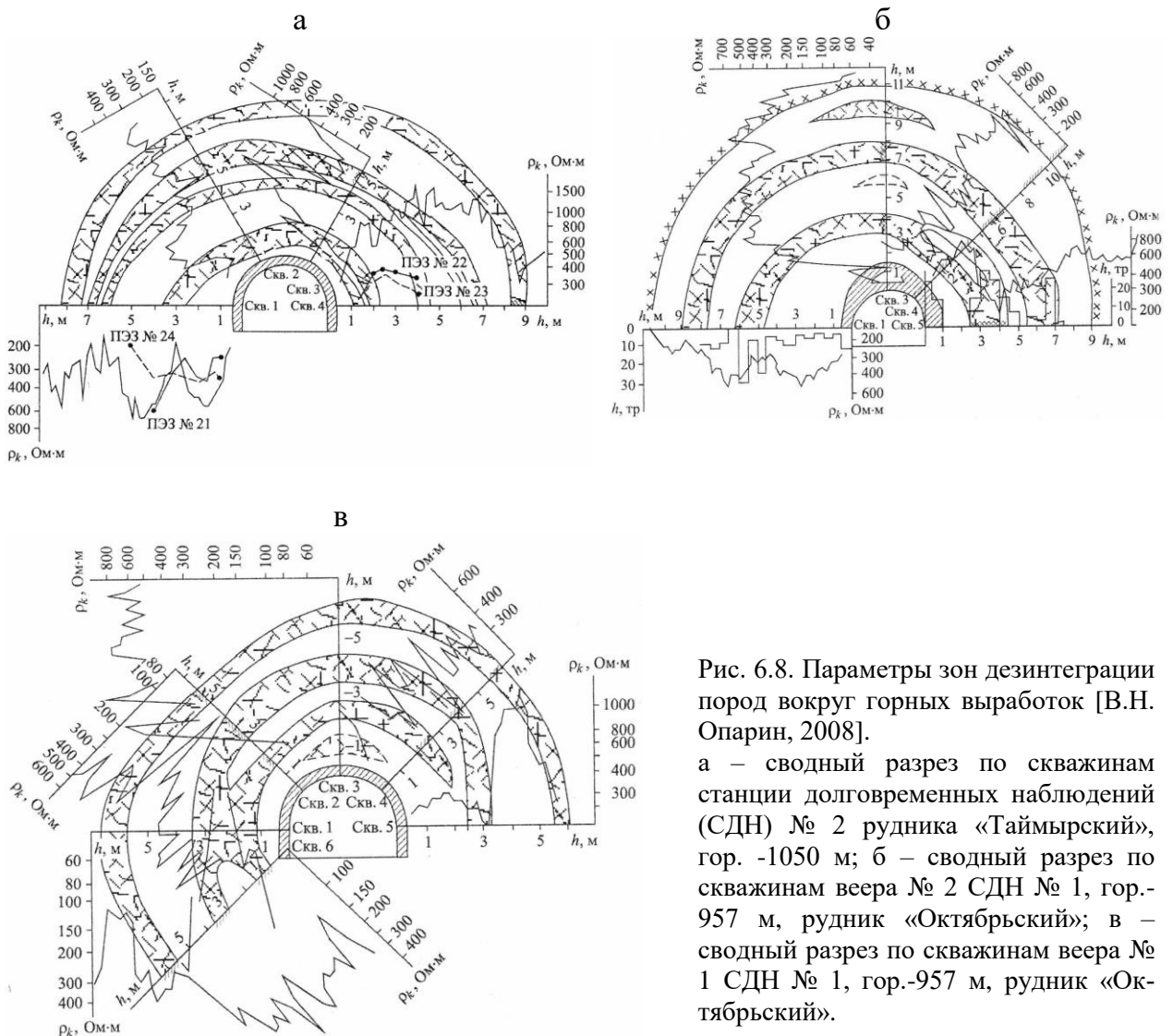


Рис. 6.8. Параметры зон дезинтеграции пород вокруг горных выработок [В.Н. Опарин, 2008].

а – сводный разрез по скважинам станции долговременных наблюдений (СДН) № 2 рудника «Таймырский», гор. -1050 м; б – сводный разрез по скважинам веера № 2 СДН № 1, гор.-957 м, рудник «Октябрьский»; в – сводный разрез по скважинам веера № 1 СДН № 1, гор.-957 м, рудник «Октябрьский».

Таким образом, зональная дезинтеграция горных пород в окрестности подземных выработок на больших глубинах есть одно из естественных состояний горного массива, находящегося под действием силового гравитационного и тектонического полей напряжений. С физической точки зрения формирование зон дезинтеграции зависит от наличия в среде микродефектов, которые под действием прило-

женного напряжения приводят к образованию макроскопических структур, в частности магистральных трещин [Ф.П. Глушихин, 1991], повторяющих форму выработки.

6.5. Условия возникновения горных ударов

Основными предпосылками, обуславливающими возникновение горных ударов, являются: способность высокомодульных пород аккумулировать потенциальную энергию упругих деформаций; блочное строение массива пород с разрывными нарушениями; склонность пород к хрупкому разрушению (жесткость массива); высокий уровень напряжений, действующих на контурах подготовительных, нарезных и очистных выработок.

Различают месторождения: неопасные, склонные и опасные по горным ударам.

К склонным по горным ударам относятся массив, который представлен породами, характеризующимися высокими упругими свойствами и способностью к хрупкому разрушению.

Способность массива горных пород накапливать упругую энергию определяется соотношением упругой и полной (упругой и необратимой) деформации в момент разрушения породы на сжатие. Для этих целей проводят различного рода испытания. Порода считается потенциально опасной к горным ударам, если упругие деформации в момент разрушения превышают 70% от полных деформаций (суммы упругих и необратимых деформаций).

К опасным по горным ударам относятся месторождения, породы которого обладают склонностью к горным ударам, а действующие напряжения в горных конструкциях достигают максимального уровня, при котором происходит их хрупкое разрушение.

6.6. Прогноз удароопасности породного массива

Склонность пород к хрупкому (динамическому) разрушению устанавливается по соотношению модуля упругости E и модуля спада M . Коэффициент удароопасности, K_y) характеризует запредельные деформации разрушающейся породы (рис. 6.10). Склонными к горным ударам считаются породы, у которых модуль спада превышает модуль упругости.

$$K_{y1} = E/M \text{ и } K_{y2} = \varepsilon_y / \varepsilon_n, \quad (6.12)$$

где E – модуль упругости породы, МПа;

M – модуль спада, МПа;

ε_y – упругая часть деформации, мм;

ε_n – полная деформация, мм.

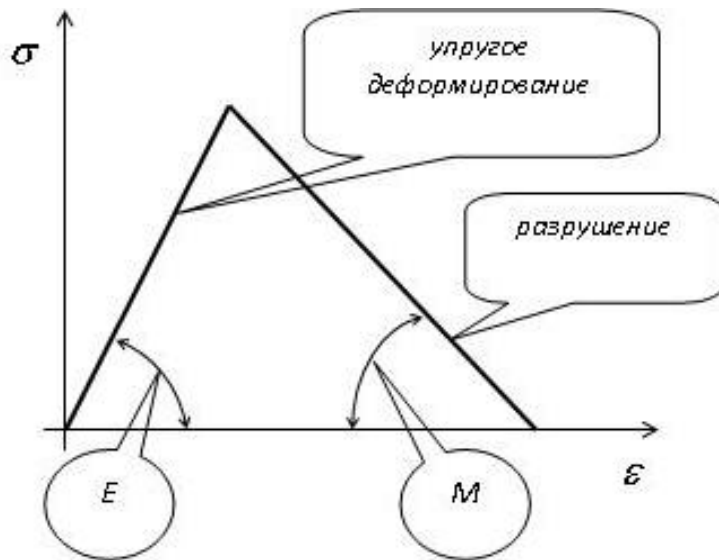


Рис. 6.10. Соотношение модуля упругости E и модуля спада M на стадиях упругого и запредельного деформирования на полной диаграмме деформирования породы.

Способность горных пород хрупко разрушаться устанавливают путем испытания образцов на специальных прессах. В результате получают полную диаграмму деформирования горных пород не только на упругой стадии до разрушения, но и за пределом прочности в ходе разрушения образца.

Потенциальная удароопасность пород устанавливается по наклонам диаграммы на упругой и запредельной стадиях. Если запредельная ветвь полной диаграммы деформирования круче, чем упругая, то есть $M/E \geq 1$, то такую породу признают склонной к горным ударам. На рис. 6.10 запредельная ветвь полной диаграммы деформирования положе, чем на упругой стадии ($E/M < 1$), следовательно, испытанная порода не является склонной к горным ударам. Таким образом, породы относятся к удароопасным если $K_{y1} < 1,0$ и $K_{y2} \geq 0,7$.

Уровень действующих напряжений в элементах горных конструкций определяется исходным напряженным состоянием массива, параметрами и порядком ведения горных работ.

К удароопасным относят месторождения, на которых прослеживались микроудары и горные удары. Глубина, с которой на месторождении возникают горные удары, называется критической. В табл. 6.2 приведены примеры месторождений, на которых происходили горные удары.

Таблица 6.2

Рудные месторождения СНГ, склонные к горным ударам

Месторождение	Породы, руды, склонные к горным ударам	Критическая глубина, м	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа
Жезказганское	Серые песчаники	400	100-150
Орловское	Сплошные и вкрапленные в кварце полиметаллические, смешанные, медные руды	600	80-140
Северо-Уральские бокситовые рудники	Порфиры, брекчии, туфопесчаники, известняки, бокситы	250	80-100
Талнахское, Октябрьское	Сплошные сульфидные руды, роговики, аргиллиты, габбро-долериты	700 500	85-110
Гайское	Порфириты, диабазы, колчедан	1000	90-130
Огневское	Граниты	600	80-160
Николаевское	Известняки, порфириты, туфы	700	100-150
Южное	Песчаники	160	100-150
Таштагольское	Сиениты, диориты, скарны железные руды	280	95-160
Шерегешевское	Порфириты, скарны	280	до 200

Как видно из табл. 6.2, проявления горного давления в динамической форме на рудниках возникают на глубинах от 160 до 1000 и более метров. Как отмечается рядом авторов [Д.М. Бронников, 1982], понятие «большие глубины», «глубокие рудники» определяется не столько глубиной разработок, сколько геомеханическими условиями, в которых наблюдаются переход пород и руд в предельно напряженное состояние и хрупкое их деформирование. При этом «возникают динамические явления вокруг одиночных выработок вблизи очистных забоев» [Д.М. Бронников, 1982].

По степени удароопасности участки рудного и породного массива, примыкающие к выработкам, подразделяются на две категории:

I – опасные по проявлению горных ударов; выработки на данных участках должны быть приведены в неудароопасное состояние с применением мер предосторожности, обеспечивающих безопасность людей, занятых на этих работах;

II – не представляющие опасности проявления горного давления в динамической форме.

К I-ой категории удароопасности относятся участки массива, в которых наблюдались случаи горных ударов, микроударов, стрельяния, интенсивного заколообразования и шелушения пород.

Визуальная оценка степени удароопасности в выработках, в пределах зон влияния опорного давления подготовительных и очистных работ, производится через

каждые 10 м подвигания забоя, а также при подходе выработок к геологическим нарушениям.

Инструментальная оценка выполняется следующими методами:

- регистрация параметров дискования керна при бурении скважин;
- измерение абсолютных величин напряжений и их приращений во времени (метод разгрузки различных модификаций);
- регистрация акустической эмиссии горных пород сейсмоакустической аппаратурой.

Степень удароопасности должна оцениваться не менее, чем двумя методами: визуальным и одним из инструментальных.

Отечественный и зарубежный опыт отработки удароопасных месторождений показал, что склонность пород к накоплению упругой потенциальной энергии, способность к хрупкому разрушению, а также превышение уровня действующих напряжений предела прочности пород надежно определяется по эффекту деления керна породы на выпукло-вогнутые диски при бурении скважин кольцевыми коронками (рис. 6.11).

Информация, получаемая по дискованию керна, является комплексной характеристикой состояния массива. Она отражает прочностные свойства руды, степень ее хрупкости и величину напряжений, действующих в массиве. Свойство разрушения керна на диски определяет склонность пород к хрупкому разрушению, а толщина дисков – уровень напряженности массива.



Рис. 6.11. Дискование керна.

Толщина дисков (t), на которые разрушается керн диаметром (d), зависит от величины напряжений (σ), действующих в массиве по нормали к оси скважины, и диаметра керна. Чем больше действующие напряжения, тем интенсивнее процесс образования дисков, и меньше их толщина. При равных напряжениях толщина дисков больше у керна большего диаметра.

Величину действующих в массиве напряжений (σ) определяют в долях от прочности породы на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) по соотношению толщины дисков к диаметру керна t/d по диаграмме, представленной на рис. 6.12. Эта характеристика является универсальной для всех типов пород, склонных к горным ударам.

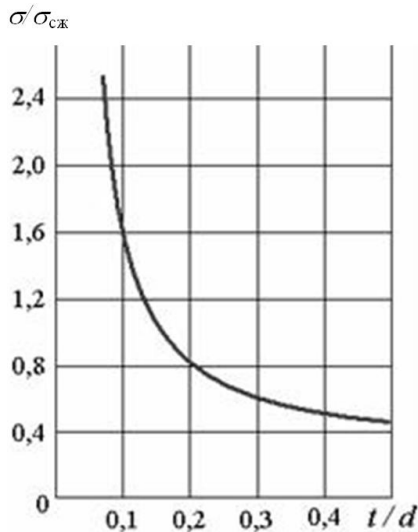


Рис. 6.12. Диаграмма для определения максимальных напряжений, действующих в массиве, по дискванию керна.

Прогноз удароопасности массива вокруг выработки выполняется, исходя из величины действующих максимальных напряжений σ_{max} и расстояния x_{max} от обнажения до точки, где действующие напряжения достигают своего максимума. Положение в массиве точки с максимальными действующими напряжениями σ_{max} определяется по глубине x_{max} , на которой наблюдается минимальная толщина дисков керна t_{min} (рис. 6.13).

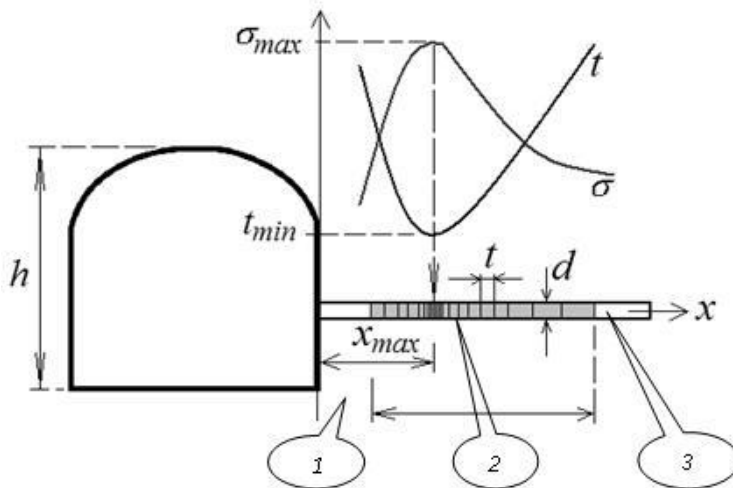


Рис. 6.13. Определение глубины расположения максимальных действующих напряжений от контура выработки по дискванию керна.

1 – защитная зона нарушенных пород вблизи контура выработки, где нет дисквания керна; 2 – интервал, где наблюдается дисквание керна; 3 – контрольная скважина.

Категория удароопасности устанавливается по рис. 6.14 в следующем порядке. По минимальной толщине дисков (t_{min}) устанавливают глубину (x_{max}), на которой в массиве действуют максимальные напряжения (σ_{max}). По минимальной толщине дисков, отнесенной к диаметру керна (t_{min}/d), с помощью диаграммы на рис. 6.12, находят максимальную величину относительных напряжений ($\sigma_{max}/\sigma_{сж}$), дей-

ствующих в массиве вблизи контура выработки. По величине параметров x_{\max} / h (где h – высота выработки) и $\sigma_{\max} / \sigma_{сж}$ на диаграмму, показанную на рис. 6.14, наносят точку. Найденная точка может оказаться выше или ниже кривой, являющейся критерием удароопасности. Если найденная точка оказалась выше кривой на рис. 6.14, то массиву присваивается категория «опасный по горным ударам». В случаях, когда найденная точка лежит в области ниже кривой, то горные породы – не опасны по горным ударам.

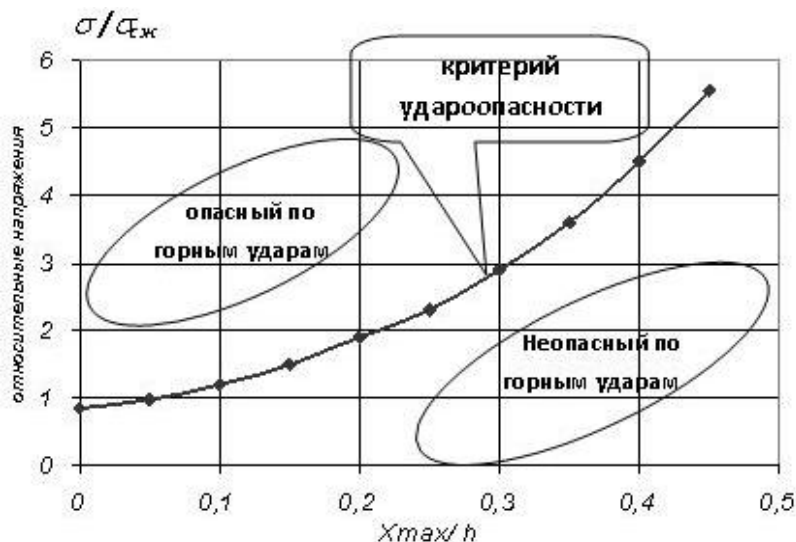


Рис. 6.14. Критерий удароопасности.

6.7. Способы управления горным давлением

Управление горным давлением или поддержание выработанного пространства в безопасном состоянии сводятся к четырем основным способам (рис. 6.15):

- естественное поддержание опорами (целиками) (рис. 6.15 а);
- закладкой выработанного пространства (рис. 6.15 б);
- обрушением руды и вмещающих пород (рис. 6.15 в);
- комбинированное поддержание выработанного пространства закладкой и обрушением (рис. 6.15 г).

При естественном поддержании выработанное пространство остается открытым. Регулирование горного давления производится выбором размеров и параметров расположения постоянных рудных (породных) целиков.

Такой способ поддержания кровли применяется при отработке пологих и наклонных залежей сплошной и камерно-столбовой системой разработки.

Отработка маломощных крутопадающих рудных тел, также нередко ведется с открытым выработанным пространством с креплением висячего бока распорной или срубовой крепью. По границам блока оставляются потолочные, надштрековые и междублоковые целики.

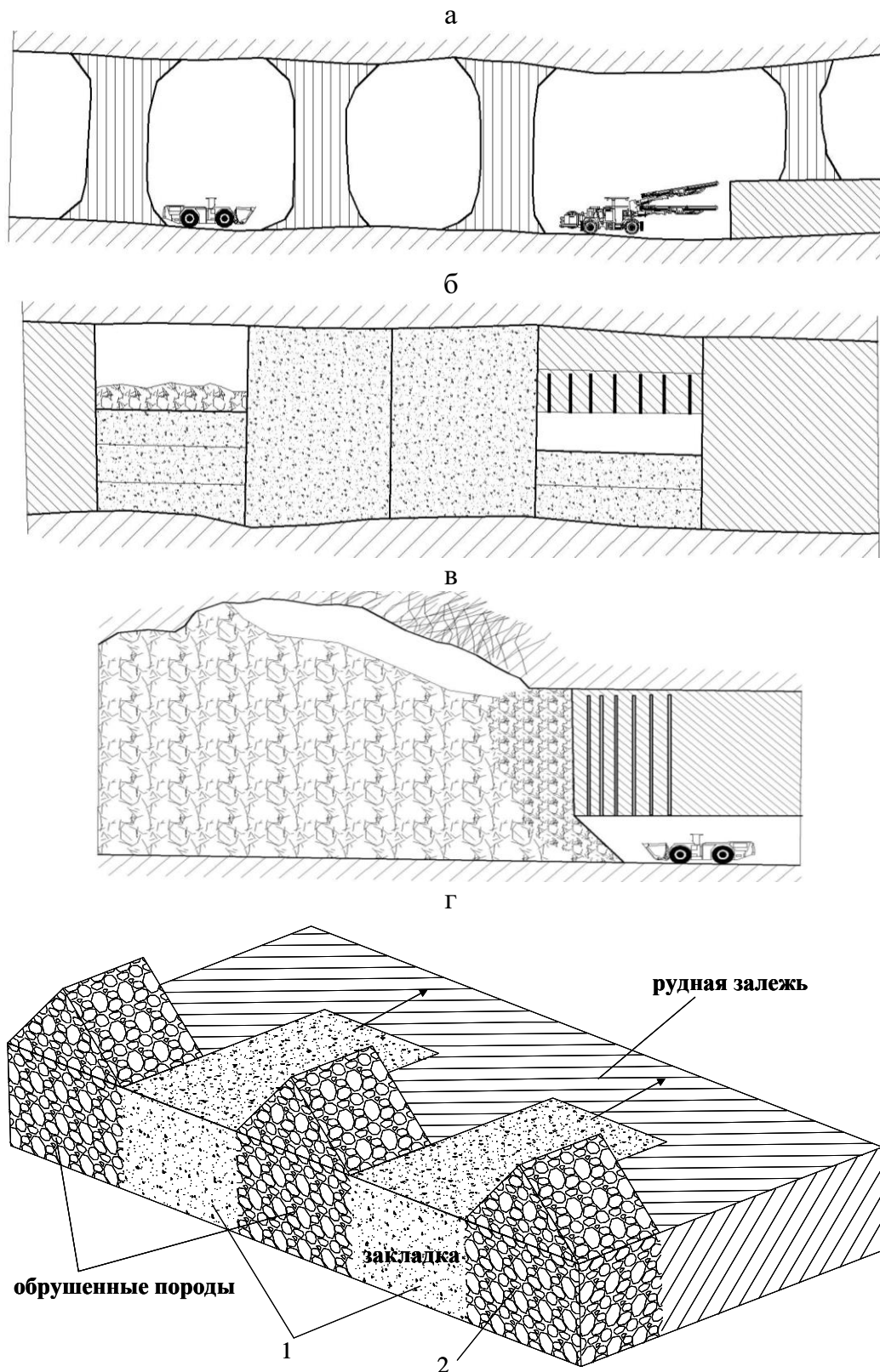


Рис. 6.15. Системы разработки с различными способами поддержания очистного пространства: а - естественное поддержание опорами (целиками); б - закладкой выработанного пространства; в - обрушением руды и вмещающих пород; г - комбинированное поддержание выработанного пространства закладкой и обрушением.

1 – часть залежи, обрабатываемая системами разработки с закладкой выработанного пространства (камерами или слоями); 2 – часть залежи обрабатываемая системами с обрушением; стрелка – направление фронта очистных работ.

Добыча руды с поддержанием выработанного пространства заполнением закладкой занимает ведущее место при необходимости сохранять налегающий массив и земную поверхность в условиях больших глубин, а также при выемке ценного полезного ископаемого. Учитывая постоянно возрастающую стоимость земель, законодательные требования к экологической безопасности, истощимость минерального сырья, область применения этого способа управления горным давлением постоянно расширяется.

Управление горным давлением заполнением выработанного пространства обрушенными вмещающими породами применяется для отработки мощных и весьма мощных залежей любого падения с малой и средней ценностью полезного ископаемого. Обрушение пород производится на отбитую руду принудительным взрыванием скважинных зарядов ВВ. В неустойчивых и весьма неустойчивых налегающих породах и достаточном пролете или площади обнажения происходит их самообрушение.

Комбинированный способ поддержания кровли включает выемку пластообразных обширных залежей чередующимися участками с твердеющей закладкой и с обрушением кровли в форме устойчивого свода. Устойчивость налегающего массива обеспечивается обоснованием необходимой прочности и ширины участка, заложеного твердеющей смесью.

6.8. Региональные и локальные способы разгрузки массива от высоких напряжений

Основными региональными способами приведения массива пород в неудароопасное состояние являются:

- разгрузка массива пород в пределах горизонта или обрабатываемого блока от действующих напряжений;
- снижение напряжений или предотвращение концентрации напряжений на обрабатываемом горизонте (протяженном участке).

Первый способ характеризуется созданием вертикальных и горизонтальных разгрузочных зон, использование защитной опережающей выемки, надработка и подработка участков, формирование разгрузочных щелей и выработок.

Например, опыт отработки месторождений Норильского региона показал, что опережающая выемка защитного слоя по верхнему контакту рудного тела обеспечивает достаточную устойчивость очистных выработок и безопасность добычных работ. Надработка и подработка разгружают рудную залежь, а очистную выемку можно вести как в нисходящем, так и в восходящем порядке. Опасность

проявления горного давления в динамической форме в очистном забое при этом минимизируется. Региональная разгрузка особенно актуальна при разработке мощных месторождений системами с этажным принудительным обрушением и донным выпуском руды через сложный комплекс пересекающихся и взаимовлияющих друг на друга выработок, где применение локальных профилактических мероприятий существенно ограничено по технологическим причинам.

Второй способ, изложенный ранее, сводится к рациональному направлению фронта отработки, его прямолинейности без оставления целиков, недопущению отработки встречными и догоняющими фронтами.

Как отмечают ряд специалистов [Д.М. Бронников, 1982], весьма важным вопросом управления горным давлением на удароопасных месторождениях является также интенсивность ведения горных работ. Высокая скорость продвижения фронта, особенно с большими объемами одновременного обрушения руд, вызывает мгновенное нагружение массива в зоне опорного давления и создаются условия для хрупкого, взрывоподобного разрушения горных пород.

При недостаточной скорости продвижения фронта очистных работ, массив горных пород переуплотняется, в нем накапливается упругая энергия деформирования и также возрастает вероятность проявления горного давления в динамической форме. Из этих положений следует вывод, что интенсивность продвижения фронта очистной выемки, объемы одновременного обрушения слоя руды должны соответствовать способности к релаксации массива в объеме нарушенного последующего слоя отбойки, подготовленного наведенными техногенными трещинами к неупругому деформированию.

Локальные способы разгрузки массива характеризуются снижением опасных концентраций напряжений на небольших участках, в основном, в горных выработках и включают в себя:

- камуфлетное взрывание шпуров и скважин;
- бурение разгрузочных шпуров или скважин в кровле залежей;
- придание сечению горизонтальных выработок устойчивой, например, шатровой формы.

Камуфлетное взрывание шпуров и скважин применяют для приведения в неудароопасное состояние участков массива и отдельных целиков, прилегающих к выработкам, расположенным в зоне и вне зоны влияния очистных работ, а также в районах тектонических нарушений.

Разгрузку удароопасных участков массива бурением скважин (шпуров) применяют в зоне влияния очистных работ для разгрузки очистных выработок, целиков, а также сопряжений подготовительных выработок.

Внедрение шатрообразной формы выработок, пройденных по направлению главных напряжений, как показывает практика, обеспечивает их устойчивость и длительную сохранность.

Таким образом, защита подготовительных и очистных выработок от проявлений горного давления в динамической форме сводится к следующим правилам и мероприятиям:

- трассировка горных выработок в шахтном поле и порядок отработки залежей должны обеспечивать планомерное извлечение запасов по возможности без образования различного рода целиков, краевых углов и выступов фронта очистных работ; выемку месторождения следует осуществлять от центра к флангам;
- система разработки должна обеспечивать одностадийный порядок выемки без оставления целиков с минимальной изрезанностью массива подготовительно-нарезными выработками. Развитие фронта очистной выемки необходимо вести по направлению максимальных главных напряжений, действующих в массиве, а скорость его подвигания должна соответствовать способности обнажений руд и пород к релаксации;
- в особо опасных условиях следует производить надработку или подработку рудных тел;
- капитальные выработки (по возможности подготовительные) следует располагать вне зоны влияния очистных работ;
- расстояние между ближайшими бортами выработок и камер различного назначения на удароопасных участках должно быть не менее $4D$, где D – наибольший размер поперечного сечения большей выработки;
- пересечение выработок должно осуществляться, как правило, под прямым или близким к нему углом;
- сбойка двух выработок на удароопасных участках с расстоянием между забоями 15 м должна вестись одним забоем, второй забой при этом останавливают. Образующийся при сбойке целик должен быть приведен в неудароопасное состояние по всей площади.

Контрольные вопросы и задания к главе 6

1. Какие факторы оказывают влияние на величину горного давления?
2. Что понимают под опорным горным давлением?
3. Назовите основные способы управления горным давлением.

4. Какие методы определения напряженного состояния нетронутого массива горных пород применяются на рудниках?
5. Охарактеризуйте формы динамического проявления горного давления.
6. Какие методы защиты горных выработок от динамических разрушений рекомендуются на удароопасных месторождениях?

ГЛАВА 7

ЗАКЛАДКА ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

7.1. Основные термины и понятия

Закладка – совокупность процессов, охватывающих приготовление, транспортирование и укладку закладочного материала в выработанном пространстве.

Закладочный материал – материал, предназначенный для заполнения выработанного пространства.

Искусственный массив – массив закладочного материала, возводимый в выработанном пространстве.

Закладочный ствол – вертикальная или наклонная выработка, пройденная с поверхности и предназначенная для спуска закладочной смеси в шахту.

Закладочная скважина – скважина, служащая для подачи закладочной смеси в шахту, в отработанное пространство.

Закладочный трубопровод – трубопровод для транспортирования закладочного материала.

Закладочный комплекс – совокупность объектов для временного хранения и дозированной подачи компонентов в устройства и аппараты для приготовления закладочной смеси.

7.2. Условия применения закладки

При выемке рудных залежей технологией с закладкой заполнение выработанного пространства осуществляется по мере подвигания фронта очистных работ. В зависимости от применяемой системы разработки заполнение подземных пустот осуществляется одновременно с очистной выемкой или последовательно после полной отработки камеры.

Закладка выработанного пространства используется в любых сложных горно-технических и геомеханических условиях. Ее применение обусловлено разнообразными целями (табл. 7.1). С ростом ценности полезных извлекаемых компонентов, повышением законодательных требований к охране земной поверхности, утилизации отходов промышленности от горно-металлургической до бытовой, увеличением глубины горных работ область применения технологий добычи руд с закладкой будет постоянно расширяться.

Таблица 7.1

Цель и условия применения закладки

Цель	Условия
Повышение полноты и качества извлечения руд	Отработка охранных целиков Селективная выемка, разработка месторождений сложной морфологии Разработка месторождений ценных руд
Разработка месторождений в сложных горнотехнических условиях	Сильнообводненные месторождения Неустойчивые руды и вмещающие породы Разработка пожароопасных месторождений Разработка глубоких горизонтов
Интенсификация разработки месторождений	Совместная разработка открытым и подземным способами Опережающая разработка Восходящая разработка
Улучшение условий труда	Разработка удароопасных месторождений
Охрана окружающей среды	Охрана недр, земли, лесных массивов, водных бассейнов Утилизация отходов производства

7.3. Способы закладки

В зависимости от состава и свойств закладки она бывает твердеющая, гидравлическая и сухая (табл. 7.2).

Таблица 7.2

Виды закладки и классификация способов ее возведения

Вид закладки и способы возведения	Особенности
1. Твердеющая закладка	С вяжущими веществами и водой
Литой	В выработанное пространство подается готовая смесь
Инъекционный	Заполнитель пропитывают вяжущим раствором в выработанном пространстве
Гидрозакладочный с вяжущей добавкой	Несущей средой заполнителя служит вода
2. Ледяная закладка	Послойное замораживание в условиях многолетней мерзлоты
Собственно ледяной	
Ледяной с песком, дробленой породой.	
3. Блочная закладка	Каменные блоки скрепляют вяжущим раствором
4. Сыпучая закладка (гидравлический способ).	Закладочный материал перемещается водой по трубам
5. Сухая закладка	
Самотечный	Закладочный материал заполняет выработку под действием свободного падения
Механический	Закладочный материал распределяют в выработке машинами механического действия
Пневматический	Закладочный материал транспортируют по трубам и забрасывают в выработку сжатым воздухом

7.4. Свойства закладки

Прочностные свойства. Предел прочности закладки на одноосное сжатие определяется в результате испытания специально приготовленных образцов размером 10x10x10 см:

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{S}, \quad (7.1)$$

где P – разрушающая нагрузка, кг;

S – площадь поверхности образца, мм².

Образцы изготавливают в кассете с парафиновой изоляцией. Испытания проводят через 7, 28 и 90 суток. В каждый срок нагружают по три образца и устанавливают среднее значение $\sigma_{сж}$. Скорость нагружения образца на испытаниях равна 0,2-0,3 МПа/с.

Предел прочности на растяжение устанавливают методом раскалывания, используя стержни диаметром 10 мм. Расчет $\sigma_{рас}$ ведется по формуле:

$$\sigma_{рас} = \frac{2P}{\pi L^2}, \quad (7.2)$$

где L – линейный размер грани образца кубической формы, м.

Предел прочности на срез определяют сжатием образца в специальной матрице между плитами пресса. Испытания проводят при трех углах среза – 30, 45 и 60°:

$$\tau = \frac{P}{S} \sin \alpha, \quad (7.3)$$

где α – угол среза, град.

Плотность твердеющей закладки устанавливают простым взвешиванием образцов.

Компрессионные свойства закладки – степень усадки под внешней нагрузкой при одноосном или объемном сжатии.

В условиях одноосного сжатия деформации ε от главного напряжения σ_1 определяют по закону:

$$\varepsilon = \frac{\sigma_1}{E}, \quad (7.4)$$

где E – модуль упругости закладки, МПа.

В условиях объемного сжатия компрессионные свойства закладочного материала устанавливают в специальных приборах-стабилометрах. По данным этих измерений определяют коэффициент усадки закладочного массива:

$$K_y = \frac{V_1 - V_2}{V_1} 100, \quad \%, \quad (7.5)$$

где V_1 , V_2 – объемы материала, соответственно, в момент возведения ко времени, когда уплотнение его практически прекращается.

Коэффициент усадки, характеризующий компрессионные свойства закладки, зависит от способа возведения искусственного массива, гранулометрического состава материала, наличия пластифицирующих добавок (глинистых и др.), а также от горного давления.

Коэффициент фильтрации (K_f) – характеризует скорость фильтрации при напорном градиенте, равном единице. Единица измерения – м/сут.

По водопроницаемости закладочные массивы подразделяются на:

- практически водонепроницаемые $K_f =$ (до 0,01);
- слабопроницаемые $K_f =$ (0,01-20);
- среднепроницаемые $K_f =$ (20-500);
- легкопроницаемые $K_f =$ (более 500).

Определяют K_f в натуральных условиях по балансу налива и откачки воды.

Интенсивность схватывания смесей определяют в соответствии с ГОСТом 310.3-76. Пробу смеси толщиной 4 см устанавливают в цилиндре под иглой прибора диаметром 1,1 мм, прикрепленной к цилиндрическому стержню массой 300 г. Отпуская стержень, регистрируют начало (игла не достигает дна на 1 мм) и конец схватывания материала (игла полностью погружается в смесь). Испытания троекратно повторяются. Этот параметр особенно важен при отработке залежей слоями с восходящим порядком выемки. Чем выше интенсивность схватывания, определяющая возможность передвижения самоходной техники по закладке, тем более высокими темпами ведется добыча руды.

7.5. Твердеющая закладка

7.5.1. Приготовление литой твердеющей закладки (ЛТЗ)

Литая закладочная смесь (ЛТС) содержит вяжущее вещество, мелкозернистый наполнитель и воду. Для повышения скорости твердения смеси, улучшения показателя транспортабельности в ее состав вводят активизаторы и пластификаторы (табл. 7.3).

Цементные вяжущие применяются на многих рудниках России и мира. Это обусловлено рядом преимуществ его использования: минимальные сроки твердения относительно других вяжущих, простота технологии приготовления ЛТС, сокращение капитальных затрат на строительство закладочного комплекса.

Таблица 7.3

Назначения и виды материалов для приготовления ЛТЗ

Назначение	Материалы
Вяжущее	Портландцемент, молотые металлургические шлаки, золы уноса, ангидрит, гипс, цеолит и др.
Активизаторы	Цемент, известь, гипс, шламы, ангидрит, доменные шлаки, щелочные отходы производства и др.
Пластификаторы	Глина, известняк, хлорное железо, хлористый кальций, сернокислый натрий, сульфидно-спиртовая барда и др.
Заполнитель	Хвосты обогащения, песок, дробленая порода шахтных отвалов, отвальные шлаки, гравий и др.
Несущая среда и реагент процесса твердения	Сбросовые воды рудника, обогатительной фабрики, техническая вода.

В разное время на рудниках испытывали и применяли разнообразные вяжущие материалы, способные полностью или частично заменить цемент – достаточно дорогостоящий продукт. Наибольшее распространение получили шлаковые вяжущие. Тонкомолотые гранулированные шлаки доменного производства в качестве компонента сложного вяжущего успешно применяются на Гайском, Комсомольском, Таймырском, Октябрьском и других рудниках. Так, на Октябрьском руднике при разработке мощной пологопадающей залежи применяют сложный состав, включающий цемент (100 кг/м^3), шлак (700 кг/м^3), ангидрит (380 кг/м^3), щебень (450 кг/м^3) и воду ($500\text{-}550 \text{ л/м}^3$).

Структура литой твердеющей закладки (ЛТЗ) такова, что 85-90% ее составляет заполнитель с водой. Качество заполнителя во многом обуславливает характеристику получаемого массива.

Основные требования к заполнителям: предел прочности их должен быть на 10-15% выше нормативной прочности закладки, отсутствие вредных примесей, транспортабельность и экономичность. По экологическим и экономическим факторам всегда желательно использовать в качестве заполнителя отходы обогатительной фабрики и рудника.

Повышению прочности ЛТЗ, улучшению ее транспортабельности способствует введение в смесь пластифицирующих добавок (табл. 7.3). Их используют для ускорения твердения ЛТЗ, повышения текучести раствора, экономии цемента, повышения водоудерживающей способности смеси.

Наиболее доступным и дешевым пластификатором является глина, содержащаяся во многих природных песках. Весьма эффективным для этих целей сульфидно-спиртовая бурда, смесь тонкодисперсного известняка и суперпластификаторы С-3 и С-4.

Активизаторы повышают гидравлическую активность вяжущего. Эффективными активизирующими свойствами обладают ангидрит, известь, золы уноса, цемент и др. (табл. 7.3).

Наряду со свойствами компонентов ЛТЗ, на ее качество большое влияние оказывает технология производства и тип применяемого оборудования. Используемые в настоящее время на горных предприятиях закладочные комплексы с цементным вяжущим однотипны и представляют собой бетоносмесительные устройства (рис. 7.1). Закладочные комплексы разнообразны и объединяют средства для измельчения, приготовления и транспорта смесей, как правило, на основе комплексных вяжущих.

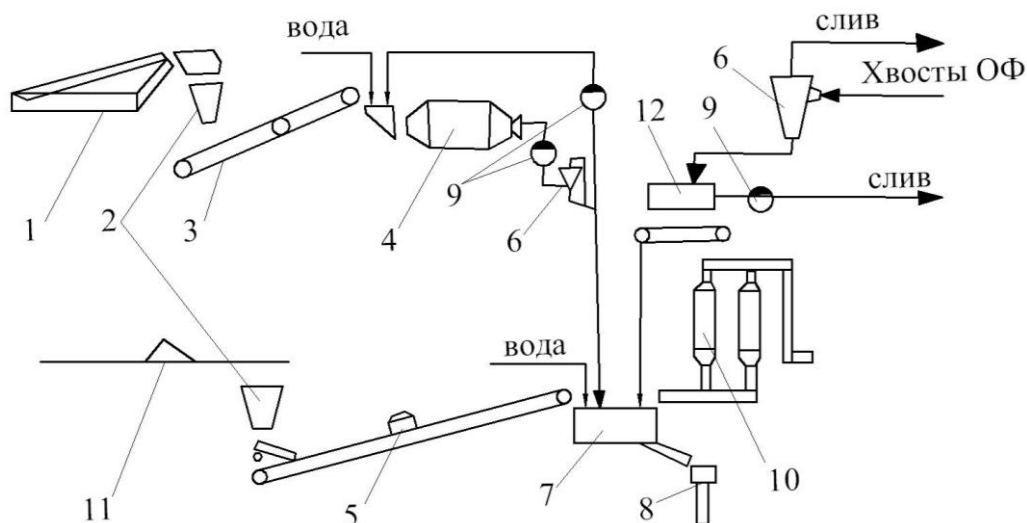


Рис. 7.1. Технологическая схема закладочного комплекса литой смеси.

1 – склад для гранулированного доменного шлака; 2 – загрузочные бункеры; 3 – конвейер; 4 – шаровая мельница; 5 – весы; 6 – гидроциклоны; 7 – смеситель; 8 – трубопровод; 9 – насос; 10 – цементный склад; 11 – склад заполнителя; 12 – вакуум-фильтр.

Вода для закладки не должна содержать в большом количестве вредных кислотных примесей, агрессивных к бетону. Для приготовления ЛТС применяют воду с показателем кислотности > 4 , содержание сульфатов менее 2,7 г/л и других солей не более 5 г/л. Слегка щелочные воды ускоряют процесс схватывания.

Участвующие в приготовлении ЛТЗ материалы подвергаются предварительной переработке. Они требуют:

- доизмельчения для повышения активности – цемент, золы ТЭЦ;
- мокрого измельчения – шлаки;
- дробления, измельчения – заполнители (скальные породы);
- обезвоживания и дешламации – хвосты обогащения.

Приготовление ЛТС (см. рис. 7.1) предусматривает процесс подготовки шихты, включающий подачу компонентов смеси в закладочный комплекс (ЗК), дозирование их, измельчение и перемешивание в смесительных устройствах. Готовые

твердеющие смеси подаются в выработанное пространство трубопроводным транспортом.

Большое значение в получении качественного твердеющего раствора отводится вяжущему. Формирование сложного вяжущего из различных компонентов осуществляется в процессе измельчения материалов. Эти процессы оказывают решающее влияние на однородность и подвижность смеси, характер протекающих в ней физико-химических процессов (скорость гидратации вяжущего, кинетику твердения цементного камня и т.д.). Приобретенные в процессе приготовления ЛТЗ свойства должны сохраняться в течении всего времени ее транспортирования до укладки в выработанное пространство.

Выполненные научно-исследовательские работы в ИГД СО РАН, институте «Унипроед» и др., промышленные испытания показали, что наилучшие результаты в производстве ЛТС достигаются при мокром способе ее приготовления в шаровой мельнице, когда процессы измельчения и перемещения компонентов закладки в растворе вяжущих совмещены. Этот способ позволяет получить высокую степень активации тонкоизмельченного вяжущего (до 80% частиц крупностью не выше 40 мкм) с образованием центров повышенной активности.

В настоящее время шаровые мельницы в технологических линиях закладочных комплексов используются на рудниках «Маяк», «Таймырский», «Октябрьский», «Комсомольский» ОАО «ГМК «Норильский никель», Северо-уральских бокситовых рудниках, шахте «Коксовая».

Литая твердеющая закладка, благодаря своим достоинствам, получила наиболее широкое распространение на подземных рудниках, особенно в сложных горно-технических условиях больших глубин. Основными преимуществами этого способа по сравнению с другими, приведенными ниже, являются:

- возможность создать искусственный массив требуемой прочности и обеспечить надежное поддержание подрабатываемого горного массива и земной поверхности;
- высокий уровень показателей качества и полноты извлечения запасов полезного ископаемого;
- способность к полной автоматизации приготовления и трубопроводного транспорта ЛТС;
- использование в качестве вяжущего и заполнителя отходов металлургического и горно-обогатительного производства.

В числе недостатков отмечают:

- большие капитальные затраты на оборудование и строительство закладочного комплекса;

- сравнительно высокие издержки производства, достигающие 20-30% в себестоимости добычи полезного ископаемого.

7.5.2. Инъекционный способ возведения закладочных массивов

Технологические процессы инъекционного способа включают подачу сыпучего материала (дробленной породы, гравия и др.) в выработанное пространство и нагнетание по трубам в кусковую насыпь вяжущего раствора. Раствор проникает в пустоты и после твердения происходит «цементация» сыпучей среды в монолит.

В практике инъектирования закладочного материала используют напорную (в основном) и гравитационную технологию подачи вяжущего раствора. При напорном способе раствор подается под давлением 1,0-2,5 МПа. На рис. 7.2 приведена схема инъекционного способа возведения закладочного массива, применявшаяся на Урупском руднике. В камеру 1 укладывалась гравийная смесь 2 крупностью до 40-50 мм. В заперемыченных заездах 3-8 в камере, монтировались отрезки трубы 9. Цементное молоко по трубопроводу с поверхности нагнеталось в камеру через отрезок трубы 9, начиная с флангового заезда 8. В момент появления цементного молока в трубе 7-го заезда подача вяжущего прекращалась. Трубопровод переносился и подключался к заезду 7. Подобным образом последовательно цементная пульпа нагнеталась в заезды 6-3. Контроль по заполнению камеры и цементации сыпучего осуществлялся через восстающий 10, оборудованный ходовым отделением.

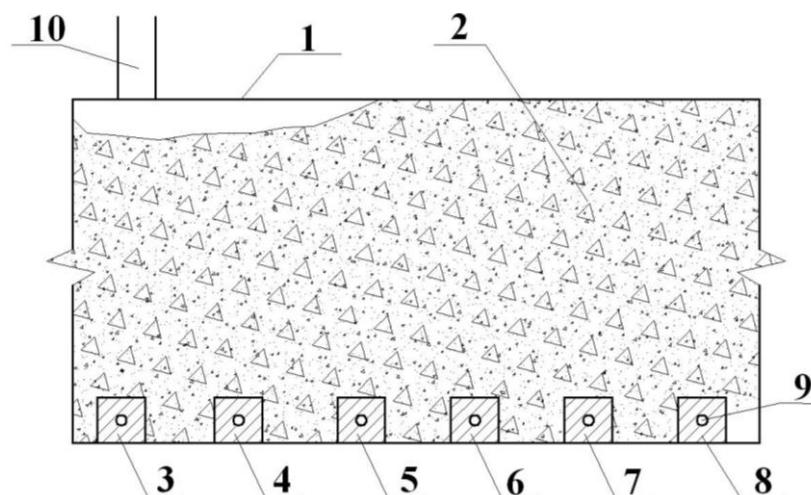


Рис. 7.2. Схема инъекционного способа цементации сыпучего материала.

Гравитационный способ возведения закладочного массива заключается в следующем. Крупнокусковой закладочный материал поливается вяжущим раствором, который под действием силы тяжести проникает и пропитывает засыпанную массу. Проникновение цементирующих частиц в пустоты сыпучей среды зависит от раз-

меров пустот, коэффициента фильтрации закладочного массива, состава и консистенции вяжущего. Раствор может подаваться также через инъекторы (под давлением 0,2-0,4 МПа), которые забиваются в сыпучий материал.

Подобным образом может инъектироваться периферийная часть камеры, заполненной сыпучим материалом. Такой способ применялся, например, на Гайском медедобывающем руднике. Камера высотой до 80 м засыпается отвальной породой из проходческих забоев. Из восстающего в сыпучий массив забиваются инъекторы, через которые в него нагнетается сжатым воздухом вяжущий раствор. При этом раствор должен обладать высокой подвижностью и проникать на расстояния до 15-25 м.

Преимуществами данного способа по сравнению с твердеющей закладкой выработанного пространства являются:

- снижение издержек производства;
- более благоприятные условия транспортирования вяжущей пульпы;
- возможность использования для закладки породы проходческих забоев без выдачи ее на поверхность.

Недостатки – сложность управления и контроля за распределением вяжущего раствора в сыпучей среде, неравномерная прочность закладочного массива.

Примеры инъекционной технологии закладки на ряде рудников приведены в табл. 7.4.

Таблица 7.4

Показатели использования инъекционной технологии закладки

Рудник	Характеристика сыпучей среды	Состав раствора	Расход цемента, кг/м ³	Предел прочности на сжатие, МПа
Дегтяревский	Порода из проходческих забоев крупностью 0-400 мм	Шлакоцементный Ц:Ш:В = 1:2:5,5	40-60	3-3,5
Урупский	Песчано-гравийная смесь крупностью 40-50 мм	Цементный Ц:В = 1:6 – 1:1	70-120	3-10

Ц – цемент; Ш – шлаки; В - вода

7.5.3. Гидрозакладочный способ возведения твердеющей закладки

Этот способ закладки выработанного пространства широко применяется на рудниках Канады, США, Швеции, Финляндии, Австралии и др. Суть его заключается в подготовке гидросмеси из заполнителя и вяжущих добавок с трубопроводным транспортом ее в выработанное пространство. В качестве заполнителя, как

привило, используется обесшламенные отходы обогащения, реже дробленые породы, пески и шлаки.

В зависимости от требуемой нормативной прочности соотношения заполнителя и связующего изменяется от 1:2 до 1:30. Рациональной считается консистенция смеси с содержанием твердого компонента по массе, около 70%.

Прочность закладочного массива после твердения сравнительно низкая, главным образом, из-за большого расхода воды. Так при содержании цемента от 8% (примерно 120 кг цемента на 1 м³ закладки) до 14% (около 200 кг цемента на 1 м³) прочность ЛТЗ, соответственно, изменяется от 1 до 2,8 МПа.

Избыток воды самотеком удаляется из закладочного массива путем естественной фильтрации или через специальные дренажные устройства. Скорость фильтрации воды через намытый искусственный массив в зависимости от его проницаемости, крупности заполнителя и плотности укладки изменяется от 100 до 200 мм/час.

В приведенной типовой схеме гидрозакладочной установки на рис. 7.3, приготовление смеси включает гидроциклон 1 для классификации и дешламации «отходов» обогащения. Хвосты поступают в расходный бак 2 с побудителем для поддержания смеси в галогенном состоянии. Излишек хвостов перекачивается в резервную емкость – расходный бак 3. Из расходного бака 3 материал насосом подается в смесительный бак 4, куда одновременно поступает дозированное количество цемента из силосов 9. Доставка цемента осуществляется через загрузочный желоб 8 и весовой ленточный питатель 5. Перед подачей в закладочный трубопровод пульпа в цепи схемы подвергается анализу в плотностимере 6 и расходомере 7, показания которых выведены на пульт управления. Коррекция дозирования цемента при необходимости выполняется в автоматическом режиме.

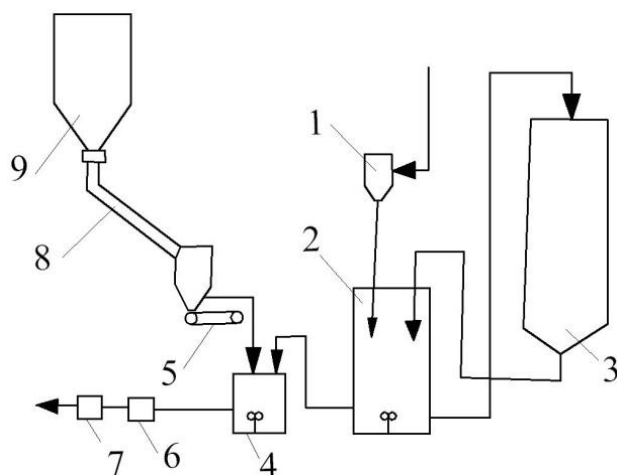


Рис. 7.3. Гидрозакладочная установка со смесительным баком.

Для перекачивания гидросмеси применяются гравитационный и принудительный (насосом) способы. Соотношение высоты и длины трубопровода не пре-

вышает 1:10. Во избежание заиливания трубопровода, минимальная скорость движения смеси классифицированных хвостов принимается более 1,5 м/с.

Диаметр труб (d) зависит от производительности установки (Q) и принятой скорости движения гидросмеси (V):

$$d = \sqrt{\frac{400}{\pi V}}, \quad (7.6)$$

В практике обычно диаметр трубопровода составляет 76-127 мм.

7.6. Закладка льдом

Использование льда в качестве закладочного материала в условиях криолитозоны и отрицательных температур рудничного воздуха изучаются с середины прошлого века. Исследования в этой области ведутся в институтах ВНИИ – 1, Санкт-петербургском горном университете, Институте горного дела Севера СО РАН и др.

Опыт рудников республики Саха (Якутия), Магаданской области показал, что при гидравлическом способе распыление воды форсунками скорость намораживания льда составила 0,5-0,6 м³/ч. Расход воздуха при температуре - 30⁰С достигал 18-20 м³ на 1 кг льда при плотности его 0,7-0,75 т/м³ и пористости 15-18%.

Для намораживания ледовой закладки в заходке размером 4х2,5х50 м понадобилось немногим более 40 суток. Очевидно, что при интенсивной разработке месторождений с большими объемами добычи этот способ закладки имеет крайне ограниченные возможности. Более перспективной в условиях мерзлых пород является льдопородная закладка.

Например, на золотодобывающем руднике «Бадран» (республика Саха Якутия) при отработке наклонных залежей камерной и слоевой выемкой закладка выработанного пространства осуществлялась льдопородными смесями. Для закладки камеры объемом 40000 тыс. м³, погашаемого наклонного ствола (2456 м³), потребовалось 72 тыс. т предварительно фракционированной отвальной породы и 8500 м³ воды.

В заполненное породой выработанное пространство вода подавалась самотеком. Для интенсификации процесса смерзания в камеру нагнетался холодный воздух вентилятором местного проветривания ВМ-6м. Состав и прочность полученной льдопородной закладки приведены в табл. 7.5.

Выполненные экспериментальные работы показали, что армирование льда дробленой породой повышает прочность и скорость смерзания закладочного массива.

Таблица 7.5

Составы закладочных смесей при опытных работах на месторождении «Бадран»*

Компоненты закладки	Расход на 1 м ³ закладки, кг	Прочность замороженного массива при t = -5 ⁰ С, МПа
1. Дробленая порода	1700-1800	2,0-2,5
Вода	150-170	
2. Дробленая порода	1300-1400	4,0-6,0
Песок	400-500	
Вода	140-220	

*Гринев В.Г. Решение проблем разработки рудных месторождений Севера. - Новосибирск: Наука. – 1992. – 204 с.

К числу достоинств льдопородной закладки относится сравнительно не высокая ее себестоимость. Недостатки: неконтролируемый процесс смерзания, ограниченные возможности для автоматизации работ.

7.7. Блочная закладка

На глубоких рудниках Южной Африки и Индии при выемке маломощных залежей используется закладка выработанного пространства каменными и искусственными блоками, скрепленными вяжущим раствором. Блоки устанавливаются периодически по мере подвигания фронта очистных работ. В Южной Африке применяются для закладки бетонные блоки. Для повышения прочности их «одевают» в деревянную срубную крепь.

Как правило, блочная закладка сочетается с креплением кровли гидравлическими стойками и деревянными срубами, засыпанными породой.

Достоинства блочной закладки – практическое отсутствие воды, что в условиях глубоких рудников крайне желательно из-за поддержания минимальной влажности рудничной атмосферы. Недостаток – большой объем тяжелого ручного труда, сложность механизации работ.

7.8. Сыпучая закладка гидравлическим способом

Сущность этого способа состоит в смешивании заполнителя с водой и трубопроводного транспорта пульпы в выработанное пространство. Твердая фракция смеси формирует закладочный массив. Вода через сыпучую массу, установленные заранее перемычки, дренажные трубы фильтруется и поступает на доставочный штрек, далее по канавкам в водосборник, откуда насосом откачивается на поверхность для повторного использования.

Материалом закладки чаще всего является классифицированные отходы обогащения, природный песок, гравийная смесь, дробленая порода крупностью до 50-60 мм. Соотношение твердого материала и воды обычно составляет от 1:2 до 1:5. С уменьшением плотности пульпы расстояние ее доставки самотеком по горизонтали возрастает. Плотность гидросмеси обычно составляет 1100-1500 кг/м³. Скорость для подобной пульпы принимается 3,0-3,2 м/с. Величина усадки изменяется от 10% для мелкозернистых материалов до 30% при кусковой породе.

Диаметр труб для транспорта смеси принимают в зависимости от крупности заполнителя, соотношения Т:Ж и глубины разработки (обычно 150-220 мм).

Подача гидросмеси в выработанное пространство может быть с естественным и искусственным напором. На глубоких рудниках, где статический напор в трубах достигает критических величин, смесительные установки переносятся в горные выработки.

Подготовка камеры к производству закладочных работ заключается в сооружении перемычек и устройств каналов для отвода воды и шламов. Перемычки устанавливают обычно из дерева в сочетании с металлической сеткой и тканями. Закладочный трубопровод на пологих залежах прокладывают на полную длину камеры. По мере возведения закладочного массива его укорачивают.

Гидравлическую закладку нередко применяют при отработке залежей горизонтальными слоями (рис. 7.4), а также при камерно-целиковой выемке для заполнения вторичных камер. В случаях недостаточной фильтрации гидросмеси, вода со смешанными тонкими шламами собирается в прудки, в которых прокладывают дренажные трубы для ее удаления.

Скорость отдачи воды из закладки характеризуется, как сказано выше, коэффициентом фильтрации:

$$K_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{jS}, \quad (7.7)$$

где Q_{ϕ} – расход фильтруемой воды, м³/с;

j – градиент напора, м/м;

S – площадь сечения, через которое фильтруется смесь воды и шламовых частиц, м².

Градиент напора составляет:

$$j = (H_1 - H_2)L, \quad (7.8)$$

где $H_1 - H_2$ – напор в первом и втором рассматриваемых сечениях соответственно, м;

L – расстояние между сечениями, м.

Значение коэффициента фильтрации должно быть более 0,001 см/с.

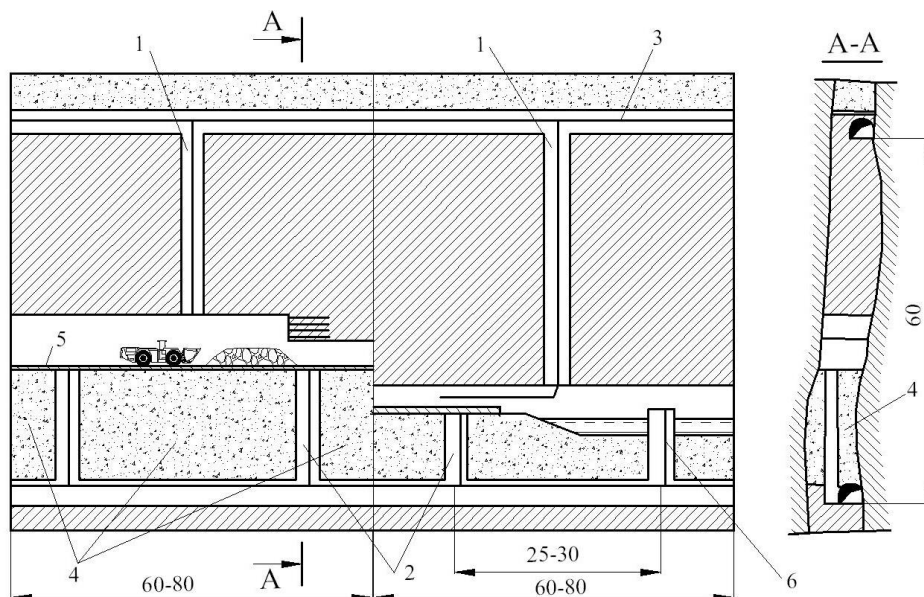


Рис. 7.4. Система разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и бетонным настилом. 1 – блоковые восстающие; 2 – рудоспуски и ходовые восстающие в два отделения; 3 – пульповод; 4 – гидрозакладка; 5 – бетонный настил; 6 – дренажная труба.

Показатели применения гидравлической закладки на ряде рудников приведены в табл. 7.6.

Таблица 7.6

Показатели применения гидравлической закладки (Д.М. Бронников, 1973)

Рудник	Условия применения	Закладочный материал	Т:Ж	Производительность установки, м ³ /ч
Зыряновский	Закладка камер второй очереди	Хвосты ОФ	60:40	30-40
Текелийский	Закладка камер второй очереди	Дробленая порода	50:50	150

Преимущества возведения гидравлической закладки: высокая производительность труда и низкие издержки производства, простота способа и возможность полной автоматизации процесса.

Недостатки: повышенная обводненность горных выработок; заиливание выработок глинистыми и шламовыми материалами; высокий износ трубопровода.

7.9. Сухая закладка

Закладка выработок сухим сыпучим материалом в зависимости от способа его доставки подразделяется на самотечную, механическую и пневматическую.

Самотечный способ закладки на рудниках применяют при камерно-целиковом порядке выемки. Камеры 1-ой очереди закладываются твердеющими смесями, 2-ой очереди – сухой породой (отвальными породами предприятия).

Подача породы в камеру осуществляется через восстающий. Доставка ее к восстающему производится по вентиляционному штреку в вагонах или ПДМ. Оставленное не заполненное пространство под кровлей камеры дозакладывается, например, сыпучим материалом гидравлическим способом.

Под механической закладкой понимается заполнение выработанного пространства породой с доставкой ее скреперами, конвейерами, ПДМ и машинами метательного действия. В качестве закладочного материала служат те же отходы обогащения и породы от проходки полевых выработок. При отдельной выемке весьма тонких жил для закладки используются отбитые вмещающие породы. Планировка их осуществляется скреперной лебедкой.

Для доставки и размещения сыпучей породы в отработанном пространстве нередко используется ПДМ. При отработке залежей горизонтальными слоями с закладкой, ПДМ работает по челноковой схеме от фланга к флангу слоя, укладывает породу и планирует ее.

Формирование закладочного массива с использованием ПДМ возможно при сплошной камерной выемке небольших отдельных залежей. Для примера на рис. 7.5 показана принципиальная схема одного из вариантов, применяемого на руднике «Локербай» (Канада).

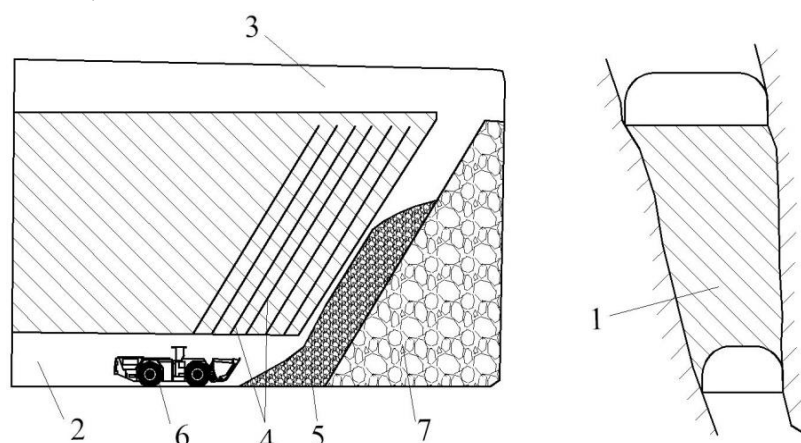


Рис. 7.5. Система разработки наклонными слоями с закладкой на руднике «Локербай» (Канада). 1 – рудное тело; 2 – нижний горизонт; 3 – верхняя подсечка; 4 – скважины; 5 – отбитая руда; 6 – погрузочно-доставочная машина; 7 – породная закладка.

Рудное тело подготавливается к выемке верхней и нижней подсечкой. По мере отбойки залежи наклонными слоями очистное пространство заполняется пустыми породами. Доставка сыпучего материала ПДМ ведется из верхней подсечки. Если боковые породы устойчивые, то закладочный массив может формироваться с отставанием от фронта отбойки.

Механическая закладка машинами метательного действия применялась при разработке соляных и угольных месторождений. В качестве материала используют любые кусковые породы, способные образовать плотный закладочный массив. Это

горелые породы терриконников, породы от проходческих работ, шлаки и золы котельных. Максимальная крупность куска зависит от конструкции машины, но не превышает 100-120 мм.

На калийных рудниках (Солигорском и Верхнекамском) при закладке выработанного пространства метательными машинами использовались отходы крупностью до 5 мм и соли из проходческих работ крупностью до 70 мм. В качестве метателей использовались роторные машины ленточно-барабанного типа МР-1, МР-2 и МР-5 производительностью, соответственно, 130, 300 и 700 т/ч. Скорость вылета материала – 20 м/с. Дальность метания – до 10-12 м.

Основание метателя выполнено в форме лыжи. Загрузка машин – ленточным конвейером. Длина конвейера может изменяться от 15 до 17 м.

Основными преимуществами этого типа машин являются простота конструкции, низкие эксплуатационные расходы, небольшой расход электроэнергии. Недостатки – быстрый износ метательной ленты, сложности в организации подачи закладочного материала, сравнительно большие габариты и значительный вес машин.

Пневматическая закладка. Сущность этого способа заключается в следующем. Закладочный материал вводится в трубопровод и сжатым воздухом транспортируется в выработанное пространство. Закладочные установки могут располагаться стационарно на поверхности или в подземных условиях вблизи добычных участков. В состав комплекса входит дробильное оборудование, классификатор для разделения материала по крупности и закладочные машины.

Закладочные машины бывают камерные, действующие периодически, и барабанные, работающие в непрерывном режиме.

В качестве закладочного материала используется, в первую очередь, отходы обогащения и дробленые отвальные породы.

На производительность закладочных установок, полноту заполнения выработанного пространства, расход сжатого воздуха и износ стенок трубопровода большое влияние оказывает ситовая и петрографическая характеристика закладочной смеси. Практикой предприятий установлено, что создание плотного закладочного массива с удовлетворительными показателями работы комплекса, гранулометрический состав шихты из дробленых пород должен примерно находиться в следующих соотношениях:

Размер фракции, мм	Содержание, %
0-10	10-15
10-20	20-25
20-50	55-60

При выборе закладочного материала большое внимание уделяется его абразивности, оказывающей решающее влияние на износ трубопровода. Например, использование кварцевого песка по сравнению с глинистыми сланцами, сокращает срок службы труб более чем в 2,5 раза.

Важное значение придается влажности закладочной шихты, от которой зависит ее транспортабельность. Практикой установлено, что увлажнение закладочного материала должно быть не выше 1,5-2,0%.

По конструкции закладочные машины подразделяются на три группы: камерные, эжекторные и с дозирующим барабаном. Привод – электрический или пневматический. Производительность машин изменяется в пределах от 30-40 до 100-120 м³/ч. Максимальная дальность транспортирования – 1500 м. Расход сжатого воздуха 150 м³ и более на 1 м³ закладочного материала. Давление его в сети трубопровода 0,4-0,6 МПа.

Среди достоинств пневматического способа закладки выработанного пространства отмечается следующее:

- возможность транспортировки закладочного материала по трубопроводу на сравнительно большие расстояния;
- использование отходов производства в качестве закладочного материала;
- простота возведения закладочного массива.

Недостатки:

- высокий расход электроэнергии;
- повышенное пылеобразование в призабойном пространстве;
- большой износ трубопроводов;
- высокие капитальные затраты на приобретение силового оборудования;
- ограниченная область применения по горно-геологическим условиям на рудных месторождениях.

Отрицательные факторы практически исключили применения пневматической закладки в горнорудной промышленности.

Контрольные вопросы и задания к главе 7

1. С какой целью применяется закладка выработок?
2. Назовите основные способы закладки выработок.
3. Что характеризует компрессионные свойства закладки?
4. Перечислите преимущества и недостатки литой твердеющей закладки.
5. Охарактеризуйте инъекционный способ возведения закладочных массивов.

6. Назовите область применения, преимущества и недостатки гидравлической закладки.

ГЛАВА 8

КРЕПЛЕНИЕ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

8.1. Общие сведения

Горная крепь – это горнотехническое сооружение, возводимое в подземных выработках (капитальных, подготовительных и очистных) для обеспечения их устойчивости и сохранности, а также управления горным давлением.

Крепь очистных выработок камерного типа должна воспринимать внешние и внутренние нагрузки и по возможности «сплачивать» массив, используя его самоподдерживающую способность и образуя единую конструкцию «порода-крепь».

Применяемые виды крепи на очистных работах, приведены в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Классификация видов крепи очистных выработок [В. Р. Именитов, 1984]

Виды крепи	Материал крепи	Пояснения к конструкции крепи
I. Крепи, размещаемые в массиве поддерживаемых пород: 1) штанговая (анкерная) 2) торкретбетон 3) обвязка 4) скважинная тросовая с твердеющим заполнителем 5) подвесная крепь	Металл, железобетон, специальные трубы, канат. Бетон. Трос. Трос, твердеющие заполнители	Пневматическим разбрызгиванием наносят слой бетона на стенки и кровлю выработки. Тросом обвязывают столбообразные целики. В скважины вводят отрезки троса, закрепляемые с помощью заполнителя
II. Крепи, размещаемые в выработанном пространстве и поддерживающие породный массив извне: 1) механизированные щиты 2) распорная 3) крепежные рамы 4) костровая 5) самоопускающиеся перекрытия 6) опорные столбы 7) станковая	Металл. Металл, дерево, пластмасса. Дерево, металл. Дерево, рельсы. Металлическая сетка, трос, дерево. Камень, бетон, искусственные плиты. Дерево	Перемещаются по почве залежей. Распорки устанавливают между висячим и лежащим боками. В виде сруба или оклада. Опускается под давлением налегающих обрушенных пород. Устанавливаются на почве залежи для поддержания крепи. Пространственная решетка в виде параллелепипедов

Наибольшее распространение в очистных забоях получила штанговая (анкерная) крепь в сочетании с металлической решетчатой затяжкой и торкретбетоном. Тросовое крепление, в основном, применяют при неустойчивых породах кровли. Деревянное крепление в виде распорной и станковой крепей используется при отработке маломощных рудных тел.

Крепи очистных выработок должны отвечать следующим требованиям: механизация возведения, высокая прочность и надежность, минимум помех для работы горного оборудования, наименьшие расходы по эксплуатации и ремонту крепи.

8.2. Анкерная крепь

Под анкерной крепью понимают систему закрепленных определенным образом в кровле, боках и почве выработок, анкеров для упрочнения массива горных пород и повышения устойчивости обнажений, за счет скрепления породных слоев или структурных блоков между собой или с более прочными окружающими породами.

Сравнительные характеристики, широко применяемых анкеров, приведены на рис. 8.1, где представлены железобетонные штанги (ЖБШ), металлические замковые анкера (МЗА), анкера Split-Set (ССА), анкера Swellex (СВА), армополимерные штанги (АПШ) [В.Н. Опарин, 2007].

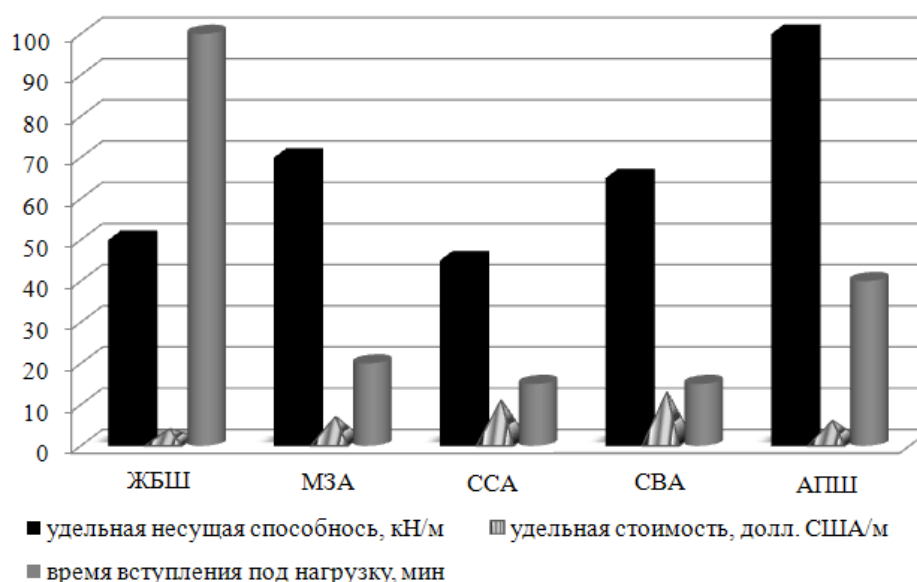


Рис. 8.1. Сравнительная характеристика анкеров.

ЖБШ наиболее широко используются при креплении горных выработок как за рубежом, так и в России. Они имеют относительно низкую удельную стоимость установки и достаточную несущую способность 50÷70 кН. Недостаток ЖБШ – от-

носителю длительное достижение анкером расчетной нагрузки (обычно до 10 суток). При использовании быстротвердеющих цементных растворов ЖБШ воспринимают нагрузку через 1,5÷2 часа.

В мировой практике, в технологическом цикле возведения крепи принято разделение операций бурения шпуров под анкера, подачи раствора в шпур и установки арматуры, что связано с большой продолжительностью твердения раствора. Бурение шпуров под штанги обычно входит в проходческий цикл и выполняется высокопроизводительной буровой техникой, применяемой для проходки подготовительно-нарезных выработок. Операции подачи раствора в шпур и установки арматуры осложняются в связи с необходимостью поиска пробуренных шпуров, настройки на них оборудования и ожидания схватывания раствора.

Полный цикл возведения ЖБШ, включая бурение шпуров, подачу раствора и введение арматуры, выполняют зарубежными самоходными установками Robot 06 фирмы «Sandvink» (Финляндия) производительностью около 40 анкеров в смену.

Канатные анкера являются разновидностью анкеров, закрепляемых на цементных растворах. Преимущества этого типа крепления над ЖБШ особенно ощутимы при разработке мощных рудных залежей при слоевой выемке руды в восходящем порядке с закладкой. Канатные анкера, установленные в скважинах длиной до 15 м на цементном растворе, служат крепью при отбойке 2-3 слоев в восходящем порядке. Широко применяются на рудниках Швеции, Канады, США, Австралии для крепления подготовительно-нарезных и очистных забоев.

Технология возведения крепи включает следующие операции (рис. 8.2): бурение шпуров, подача цементного раствора в шпур, установка каната в шпуре.

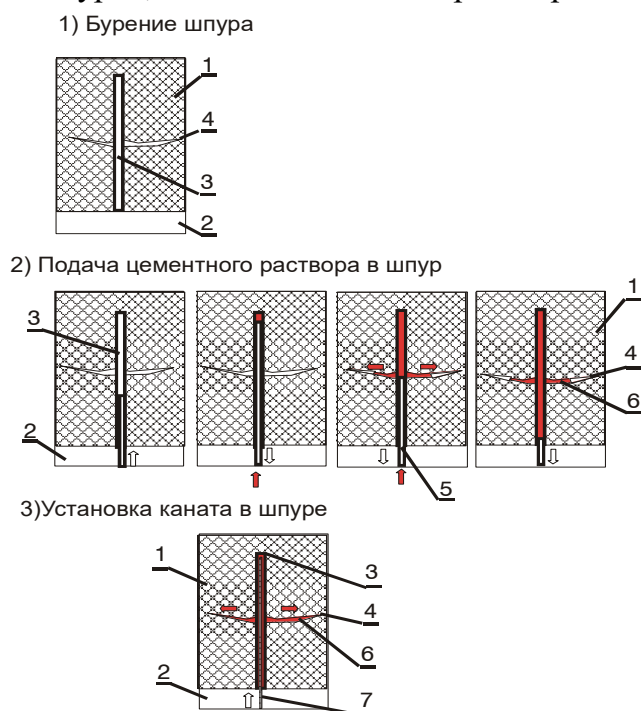


Рис. 8.2. Последовательность операций при автоматизированной установке канатного анкера фирмой GIA Industri AB (Швеция).

1 – массив горных пород; 2 – выработка; 3 – шпур; 4 – трещина расслоения; 5 – растворопровод; 6 – раствор; 7 – канат.

Введение растворопровода в шпур до упора в его днище облегчается применением специальной направляющей насадки. Подача раствора в шпур при обратном перемещении растворопровода к устью шпура обеспечивает избыточное давление в шпуре и поступление раствора в трещины массива. Рекомендуемый диаметр шпуров 48-64 мм. Цементный раствор (соотношение В/Ц = 0,35) набирает полную прочность на 11 сутки. Канатный анкер длиной 3 м на цементном растворе имеет несущую способность 600-660 кН.

Фирма «Atlas Copco» (Швеция) выпускает полностью механизированную буровую установку двойного назначения Cabletec LC, оснащенную двумя стрелами: для добычного бурения перфоратором и установки тросовых анкеров на цементном растворе (рис. 8.3).

Анкера МЗА с механическим их закреплением в шпуре вступают под нагрузку сразу по установке, но сложны в изготовлении, что определяет относительно более высокую их стоимость в сравнении с ЖБШ при относительно невысокой удельной несущей способности (70-80 кН).

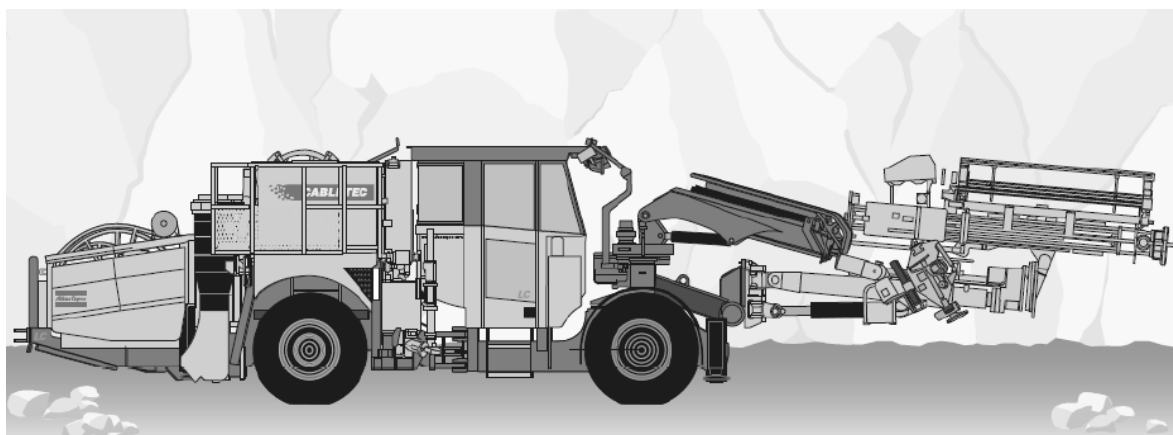


Рис. 8.3. Установка Cabletec LC для бурения шпуров и установки тросовых анкеров.

Анкера ССА разработаны американской фирмой «Ингерсол». Они более технологичны в установке и представляют собой стальную трубку диаметром на 2-3 мм больше диаметра шпура с продольной прорезью по всей длине, конусностью на переднем конце и буртиком для опорной пластины – на заднем. По удельной несущей способности ССА равен или несколько уступает ЖБШ, но по стоимости более дорогие. Для достижения достаточной удельной несущей способности (120-130 кН) анкера Split-Set должны изготавливаться из хорошей (пружинной) стали.

Анкерная крепь СВА, разработанная канадским отделением фирмы «Atlas Copco» (Швеция) представляет тонкостенную (до 2 мм) трубку с продольной вмятиной, выполненной холодной прокаткой, заглушенную с обеих сторон. Технология возведения состоит в следующем: на анкер надевают опорную пластину, вставляют его в шпур и подают воду под давлением 25-30 МПа специальной насосной

установкой. Испытания анкеров Swellex диаметром 32 мм и длиной 122-183 мм в шпурах диаметром 38 мм показали, что разрушающая нагрузка для них составляет 138 кН. Анкера Swellex по простоте конструкции и технологии возведения наиболее подходят для создания роботизированных комплексов.

Анкера АПШ. В России и за рубежом накоплен значительный опыт применения АПШ с закреплением их в шпурах быстротвердеющими синтетическими смолами. Практика показала высокую эффективность этих конструкций в неустойчивых породах, так как, проникая в трещины, составы склеивают между собой структурные отдельности массива, дополнительно упрочняя его. Так как АПШ обладают большей податливостью относительно ЖБШ и стоимость полимерных твердеющих составов достаточно высока, то в мировой практике наметилась тенденция уменьшения диаметра бурения под анкера, чтобы снизить величину зазора между арматурой и стенкой шпура. В ряде случаев буровую штангу оставляют в шпуре в качестве анкерного стержня, осуществляя подачу смолы в шпур сразу по завершении операции бурения. Как видно на рис. 8.1, АПШ (в случае применения эпоксидной смолы) превосходят по несущей способности другие типы анкеров, имеют значительно меньшее время вступления под нагрузку, чем ЖБШ, но в несколько раз дороже их.

Техническая характеристика, применяемых в России сталеполимерных анкерных крепей, приведена в табл. 8.2.

Таблица 8.2

Технические характеристики анкеров

Показатели	Типы анкеров					
	АСП	A20	A20B	АСО	ШК-1М	АКМ
Диаметр стержня, мм	20	20	20	20	20	16
Марка стали	Ст.3	Ст.5	Ст.5	Ст.3	Ст.3	Ст.3
Разрывное усилие, кН	95	150	160	95	95	70
Удлинение при максимальной нагрузке, %	6,4	1,2	1,2	6,4	6,4	8,7
Масса 1 м анкера, кг	2,8	2,8	2,8	2,7	2,9	1,7
Максимальная длина анкера, м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,0

Базой для автоматизации процесса возведения армополимерных штанг может служить самоходная установка Robolt 07 фирмы «Sandvinik» (Финляндия). Специальные самоходные установки Robolt G-320 и G-330 (рис. 8.4) настраиваются фирмой-изготовителем на любые типы анкеров по желанию заказчика [В.Н. Опарин, 2007].

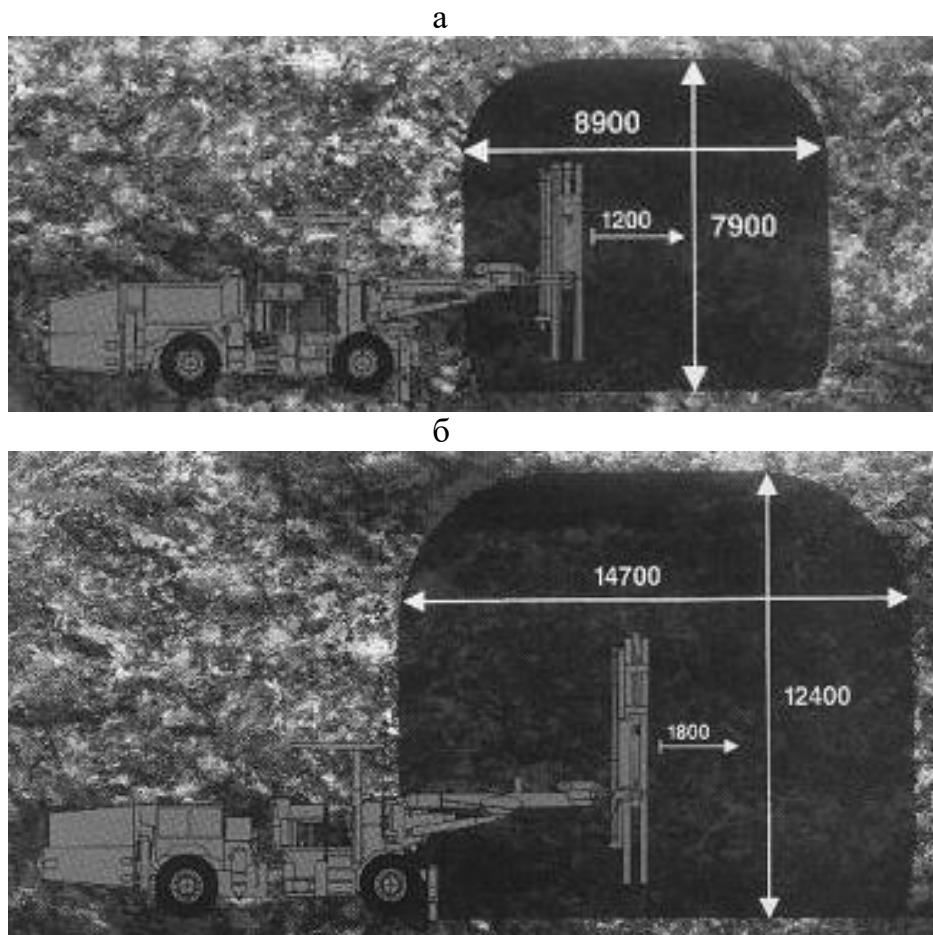


Рис. 8.4. Специальные самоходные установки Robot G-320 и Robot G-330 для возведения ЖБШ, МЗА, СВА, АПШ и других типов анкеров.

8.3. Другие виды крепи выработанного пространства

Для предотвращения отслаиваний и вывалов отдельных кусков руды и породы в очистное пространство применяют на брызг-бетонную крепь, как правило, в сочетании с другими видами крепи, чаще всего анкерами под металлической сеткой. Этим способом закрепляют кровлю и стенки очистных камер и забоев, предотвращая развитие интенсивного трещинообразования на их контуре.

Обвязка применяется для повышения устойчивости рудных целиков, оставляемых в выработанном пространстве при камерно-столбовой системе разработки. Для исключения отслаивания и вывалов руды (породы), уменьшающих размеры целиков и соответственно их устойчивость, последние обвязывают металлическими тросами (рис. 8.5). Разрушение целиков начинается с выпадения из его массива мелких кусков. На этом участке образуется концентратор напряжений и происходит постепенное разрушение целика. Обвязка препятствует началу этого процесса.

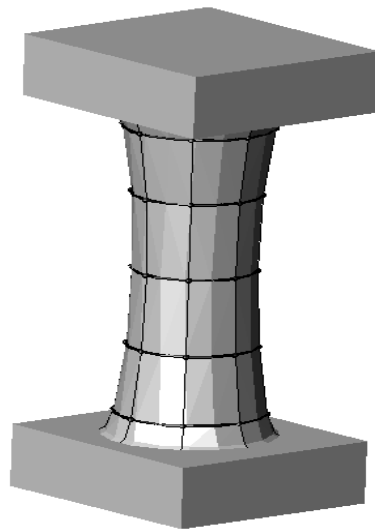


Рис. 8.5. Тросовая обвязка целика.

Щитовые механизированные комплексы применяются при выемке маломощных пологих залежей с креплением и последующим обрушением кровли. Механизированные щиты продвигаются вслед за забоем, поддерживая очистную выработку в устойчивом безопасном состоянии (рис. 8.6).

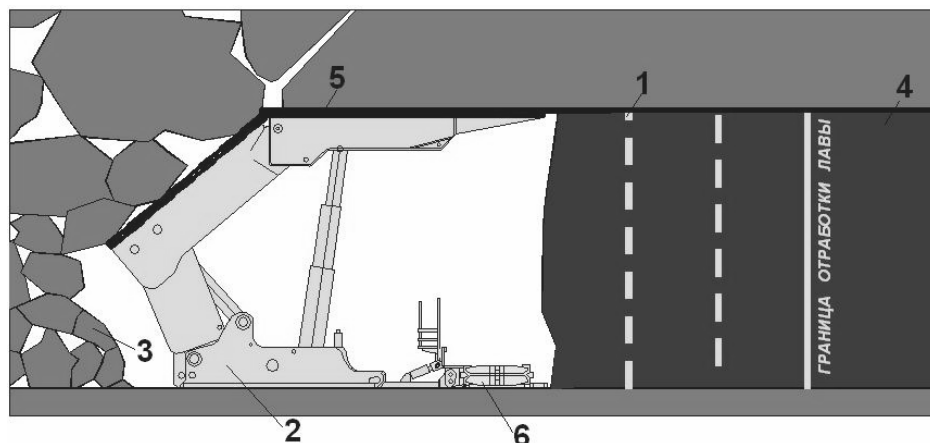


Рис. 8.6. Щитовой механизированный комплекс.

1 – выемочные полосы очистного комбайна; 2 – механизированная крепь; 3 – обрушенные породы; 4 – угольный пласт; 5 – защитное перекрытие «брус»; 6 – скребковый лавный конвейер.

Погашение выработанного пространства или посадка кровли осуществляется принудительно или за счет самообрушения пород.

Распорные крепи применяются в маломощных залежах. Основным элементом крепи являются жесткие или податливые стойки, в основном, изготовленные из дерева (рис. 8.7). Стойки устанавливаются рядами на расстоянии, обеспечивающем устойчивость обнажений и производство работ по очистной выемке. При необходимости применяют усиленную распорную крепь с дополнительными элементами.

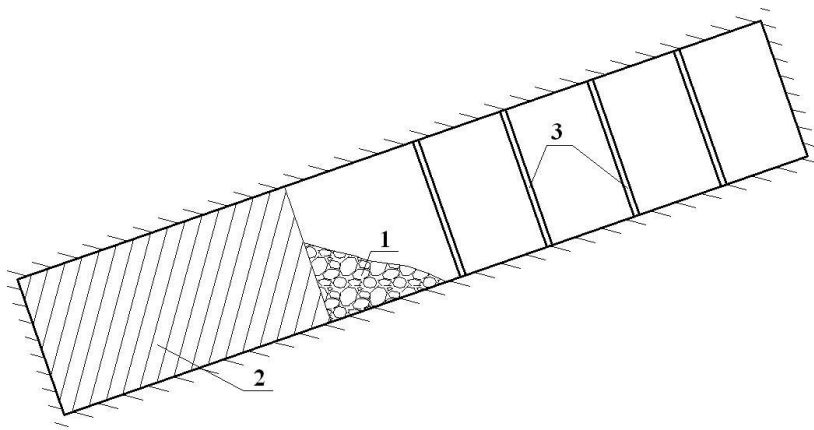


Рис. 8.7. Распорная крепь.
1 – очистной забой; 2 – рудный массив; 3 – распорная крепь – стойки.

Крепежные рамы применяют при отработке маломощных залежей руд системами разработки с открытым выработанным пространством. В качестве крепежных рам используют полные или неполные «дверные оклады» изготавливаемые в основном из дерева.

Костровая крепь представляет собой искусственно возводимую конструкцию в форме квадратной, прямоугольной или треугольной клетки из деревянных или металлических балок. Предназначена для управления кровлей очистного пространства. Возводится в основном при выемке горизонтальных и слабо-наклонных залежей (рис. 8.8).

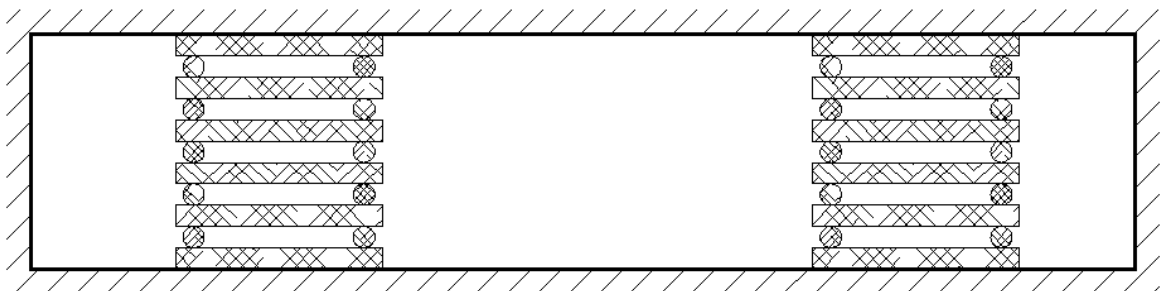


Рис. 8.8. Костровая деревянная крепь.

Пространство внутри костра, для повышения его устойчивости, иногда заполняется пустой породой.

Самоопускающиеся перекрытия представляют собой крепь очистных пространств в виде гибкого или жесткого перекрытия, служащего в качестве искусственной кровли и опускаемого по мере выпуска руды (рис. 8.9).

Данная крепь применяется в основном при слоевых системах разработки и системах с обрушением в неустойчивых рудах и вмещающих породах. Наибольшее распространение получили следующие перекрытия:

- гибкое перекрытие из канатов и железобетонных труб, шарнирно связанные между собой;
- усиленное перекрытие из стальной сетки и полос;

- гибкие перекрытия, состоящие из продольных и поперечных канатов, переплетенных между собой и металлической сеткой, настилаемой сверху;
- деревометаллические перекрытия в виде металлической решетки, укладываемой на деревянный настил.

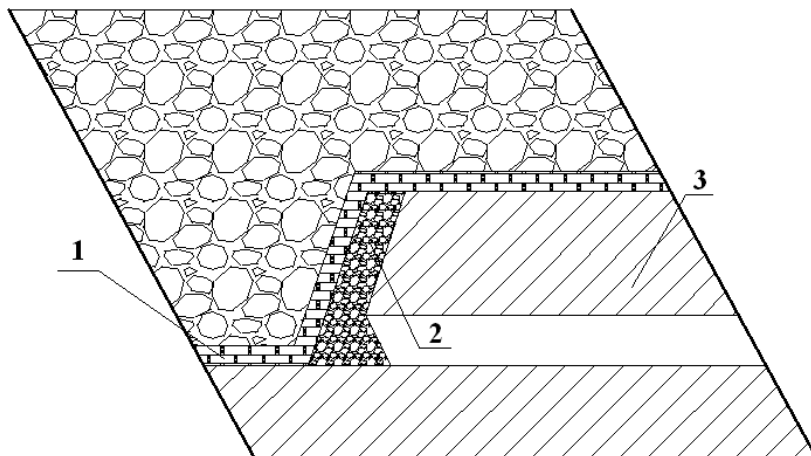


Рис. 8.9. Добыча руды под перекрытием.
1 – гибкое перекрытие; 2 – отбитая руда; 3 – рудный массив.

Помимо функции крепления, перекрытия выполняют роль изолирования отбитой руды от налегающих пород, повышая показатели полноты и качества извлечения запасов из недр. Недостатки: большие дополнительные затраты на монтаж перекрытия; сложность управления и сохранения перекрытия с понижением фронта очистных работ

Опорные столбы – это искусственно возводимая крепь из бетона, бетонных блоков или каменной кладки в очистных камерах. Предназначена для сохранения устойчивости кровли. Применяется при разработке пологих маломощных залежей с открытым выработанным пространством.

Контрольные вопросы и задания к главе 8

1. Какие виды крепления очистных выработок применяются на рудниках?
2. Какова сущность анкерного крепления горных пород, несущая способность анкеров?
3. Укажите недостатки и преимущества железобетонных штанг.
4. Какие технологические операции включает установка канатных анкеров?
5. Чем Вы можете объяснить повышение устойчивости целиков при их обвязке?
6. Назовите условия применения, основные достоинства и недостатки гибких перекрытий.

Библиографический список к разделу II

1. **Агошков М.И.** Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М.: Недра, 1983. – 423 с.
2. **Ахметов М.М.** Совершенствование методов подземной разработки Зыряновского месторождения / М.М. Ахметов, О.А. Байкануров, и др. Казахстан. – Алма-Ата, 1975. – 383 с.
3. **Баклашов И.В.** Геомеханика (в 2-х томах) / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия, и др. / Учебник для вузов, – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 267 с.
4. **Борщ-Компониец В.И.** Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / В.И. Борщ-Компониец, А.Б. Макаров. – М.: Недра, 1986.
5. **Бронников Д.М.** Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / Д.М. Бронников, А.Ф. Замесов, и др. – М.: Наука, 1973. – 181 с.
6. **Бронников Д.М.** Разработка руд на больших глубинах / Д.М. Бронников, А.Ф. Замесов, Г.И. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 292 с.
7. **Дубынин Н.Г.** Выпуск при подземной разработке / Н.Г. Дубынин. – М.: Недра, 1965. – 268 с.
8. **Дубынин Н.Г.** Управление выпуском руды при подземной разработке / Н.Г. Дубынин, В.Ф. Храмцов. – Новосибирск ИГД СО АН СССР. – 1970. – 169 с.
9. **Закладочные работы в шахтах.** Справочник / под ред. Д.М. Бронникова и М.Н. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 398 с.
10. **Именитов В.Р.** Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений / В.Р. Именитов // Учебное пособие для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
11. **Каплунов Д.Р.** Развитие подземной добычи при комплексном освоении месторождений / Д.Р. Каплунов, В.И. Левин, и др. – М.: Наука, 1992. – 265 с.
12. **Куликов В.В.** Выпуск руды / В.В. Куликов. – М.: Недра, 1980. – 237 с.
13. **Кутузов Б.Н.** Разрушение горных пород взрывом взрывные технологии в промышленности / Б.Н. Кутузов. МГГУ, 1994. – 445 с.
14. **Опарин В.Н.** Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках / В.Н. Опарин, Е.П. Русин, А.П. Тапсиев, А.М. Фрейдин, Б.П. Бадтиев; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Институт горного дела. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. – 99 с.
15. **Опарин В.Н.** Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска / Опарин В.Н., Тапсиев А.П., Богданов М.Н., и др. – Новосибирск. Изд-во СО РАН, 2008. – 371 с.

16. **Фрейдин А.М.** Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов, П.А. Филиппов; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Институт горного дела. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 187 с.
17. **Фугзан М.Д.** Опыт одностадийной разработки мощных рудных месторождений / М.Д. Фугзан. – М.: Недра, 1964. – 156 с.
18. **Хаимова-Малькова Р.И.** Методика исследования напряжений поляризационно-оптическим методом / Р.И. Хаимова-Малькова. – М.: Наука, 1970. – с. 116.
19. **Хомяков В.И.** Зарубежный опыт закладки на рудниках / В.И. Хомяков. – М.: Недра, 1984. – 224 с.
20. **Цыгалов М.Н.** Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд / М.Н. Цыгалов. – М.: Недра, 1985. – 272 с.
21. **Юн Р.Б.** Практическая геомеханика (пособие для горных инженеров) / Р.Б. Юн, А.Б. Юн, А.Б. Макаров, 2005. – 253 с.

РАЗДЕЛ III

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ В ПРАКТИКЕ РОССИЙСКИХ И ЗАРУБЕЖНЫХ РУДНИКОВ

ГЛАВА 9

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Обоснованию принципов разделения систем подземной разработки посвящены работы крупнейших отечественных и зарубежных ученых и горных инженеров. Большинство из более 60-ти опубликованных классификаций подвергнуты критическому разбору в фундаментальных монографиях Н.И. Трушкова, М.И. Агошкова, О.А. Байконурова и В.Р. Именитова.

Одним из основных выводов Н.И. Трушкова было признание нецелесообразности попытки охватить в единой классификации систем разработки каменноугольных и рудных залежей, вследствие их "громоздкости, имеющих противоречий и трудностях использования в практических целях". Многообразие рудных, в отличие от угольных, месторождений по форме и размерам, элементам залегания, физико-механическим свойствам, минералогическому составу и ценности полезного ископаемого обусловило применение на рудниках в XX столетии от 170 до 200 вариантов систем разработки.

Такое множество способов подземной выемки руд, с одной стороны, подчеркивает трудности построения их научной классификации, с другой – породило большое количество классификационных признаков для распределения систем разработки. У различных авторов за основу классификаций принимались следующие признаки:

- тип и размеры месторождения (W.R. Crane, G.J. Young, И. Покровский, Г.Е. Баканов, Л.И. Барон);
- способ поддержания выработанного пространства (F.W. Sperr, Y.H. Rayt, E.C. Mitke, В.Н. Семевский и др.);
- способ поддержания очистного пространства (J.F. Clelland, C.F. Sackson и E.D. Gardner, классификация Горного бюро США, Н.И. Трушков, Н.А. Стариков, Г.Н. Попов, В.Р. Именитов и др.);

- состояние очистного пространства (М.И. Агошков, Р.П. Каплунов и др.);
- поддержание в период выемки и последующего заполнения выработанного пространства (В.Т. Маркелов);
 - тип забоя, способ поддержания кровли, способ подсечки блока (Американский институт горных инженеров и металлургов);
 - направление фронта отработки и тип заполнения выработанного пространства (О.А. Байконуров);
 - стадийность выемки (А.И. Стешенко).

Перечисленные Выше классификационные признаки в той или иной мере упорядочивают и характеризуют применяемые системы разработки руд. Но в практических целях для выбора и сравнительной оценки методов разработки большинство из них малопригодны. В России заслуженно получили признание и используются при проектировании подземных рудников классификации М.И. Агошкова и В.Р. Именитова. Системы разработки у М.И. Агошкова (табл. 9.1) разделены на классы по «состоянию очистного пространства в период добычи руды». В.Р. Именитов использовал несколько иной классификационный признак: «способ поддержания очистного пространства при выемке руды» (табл. 9.2). Признавая полезность и достоинства классификаций обоих авторов, отметим ряд замечаний.

Во-первых, обе классификации были разработаны в середине 60-х годов прошлого столетия. С тех пор произошла и продолжается заметная эволюция систем разработок. Многие из них при выемке рудных месторождений средней мощности до весьма мощных утратили свое практическое значение.

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

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

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

- с закладкой выработанного пространства (сплошные слоевые и камерные, в том числе с камерно-целиковым порядком выемки);
- с открытым выработанным пространством (камерно-столбовые и камерные с плоским дном);
- с обрушением руды и вмещающих пород (этажное и, особенно, подэтажное обрушение с торцовым или площадно-торцовым выпуском руды);
- комбинированные (например, с закладкой и обрушением).

Таблица 9.1

Классификация систем разработки рудных месторождений по М.И. Агошкову

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

Достигнутый технический уровень технологий подземных горных работ на базе самоходной техники, успехи ряда горнодобывающих компаний на ее основе в

области роботизации и автоматизации процессов добычи руды приведет к дальнейшей унификации систем разработки.

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

Таблица 9.2

Классификация систем разработки рудных месторождений по В.Р. Именитову

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

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

Наукой и практикой выработаны основные принципы ведения горных работ в подобных условиях, позволяющих минимизировать опасные формы проявления горного давления. Напомним их:

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

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

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

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

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

По расчетам на глубинах 1000 м при камерно-столбовой выемке для поддержания кровли более половины запасов должно оставаться в целиках.

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

В-третьих, в классификациях М.И. Агошкова и В.Р. Именитова отсутствует группа камерных систем разработки с закладкой, которые, на наш взгляд, имеют самостоятельное значение. Эти геотехнологии применяются на глубинах 1000 и более метров в двух вариантах: сплошной и с камерно-целиковым порядком выемки.

Камерно-целиковая отработка с закладкой достаточно широко распространена на подземных рудниках Канады (рудники «Инко» «Геко» «Кид Крик» и др.), Финляндии («Оутокумпо»), Австралии («Маунт Айза»), СНГ («Гайский», «Лениногорский», «Зыряновский» и др.). По мнению ряда специалистов область применения подобных геотехнологий из-за заметного роста концентрации опорного давления после выемки первичных камер ограничивается глубиной 600–800 м. Разрушение вторичных камер (целиков), выработок горизонта выпуска обуславливает необходимость перехода на варианты сплошной камерной отработки, положительно зарекомендовавшей себя на рудниках Норильского региона.

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

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

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

Естественно, способ управления горным давлением может дополняться известными конструктивными решениями, направленными на увеличение деформационной способности разрабатываемого массива, регулирование уровня напряжений в призабойной зоне. В число таких вспомогательных процессов входит, например, надработка (подработка) рудной залежи, бурение опережающих скважин, камуфлетный прострел шпуров или скважин, проведение направленного

флюидоразрыва и т.п. Но эти, нередко, вынужденные меры могут осуществляться при любых системах разработки и не являются их характерным признаком.

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

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

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

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

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

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

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

В-четвертых, из классификации исключены системы разработки с креплением, полагая, что крепление выработок используется во всех известных способах выемки.

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

Итак, в соответствии с существующими способами управления горным давлением, системы разработки на больших глубинах делятся на три класса:

- I – с закладкой выработанного пространства;
- II – с обрушением налегающих (вмещающих) пород;
- III – комбинированные с закладкой и обрушением.

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

Такие явления периодически повторяются на Таштагольском железорудном месторождении, отрабатываемом системой этажного обрушения с вибровыпуском руды по площади и массовой отбойкой крупными блоками. В подобных геомеханических условиях с аналогичной глубиной ведения горных работ на руднике Кируна (Швеция) при подэтажном обрушении с послышной отбойкой и торцовым выпуском руды динамические проявления горного давления отсутствуют. Поэтому в группу систем с обрушением предлагаемой классификации включены лишь варианты с послышной отбойкой и торцовым или площадно-торцовым выпуском руды.

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

В первую очередь разрабатываются участки, на которых возводятся искусственные целики. Между ними отрабатываются временные рудные целики, погашаемые с отставанием во вторую очередь. Функции, обеспечивающие плавное оседание кровли, выполняют искусственные целики. Их параметры должны ограничивать скорость и величину оседания кровли до значений равных, как при полной закладке выработанного пространства. Ширина временных рудных целиков устанавливается в зависимости от допустимого устойчивого пролета кровли.

В зависимости от устойчивости руд и пород, мощности залежи, отработка участка с твердеющей закладкой может осуществляться горизонтальными слоями с восходящей (нисходящей) выемкой или камерами, временные рудные целики – подэтажным (весьма мощные) или этажным (мощные залежи) обрушением.

В заключении приведем сводную таблицу предлагаемой классификации (табл. 9.3).

Таблица 9.3

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

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

Контрольные вопросы и задания к главе 9

1. Опишите классификационные признаки, разделяющие системы разработки.
2. Основное отличие между классификацией систем разработки по М.И. Агошкову и В.Р. Именитову.
3. Какие классы систем разработки рудных месторождений выделены В.Р. Именитовым?
4. По каким признакам характеризуются системы разработки при отработке удароопасных месторождений?
5. Охарактеризуйте новую классификацию систем разработки рудных месторождений, склонных и опасных по горным ударам.

ГЛАВА 10

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

10.1. Общая характеристика

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

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

Напомним, класс систем разработки с закладкой включает:

- горизонтальные слои с восходящим или нисходящим порядком отработки (в условиях больших глубин их обычно именуют как сплошные слоевые системы разработки);
- горизонтальные слои с целиками на податливом основании;
- камерно-слоевую выемку;
- сплошную однослойную выемку;
- сплошную камерную выемку;
- камерную с камерно-целиковым порядком выемку.

10.2. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой

Отработка рудных залежей горизонтальными слоями с закладкой (рис. 10.1) широко распространена на рудниках Канады, Швеции, США, Австралии и России.

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

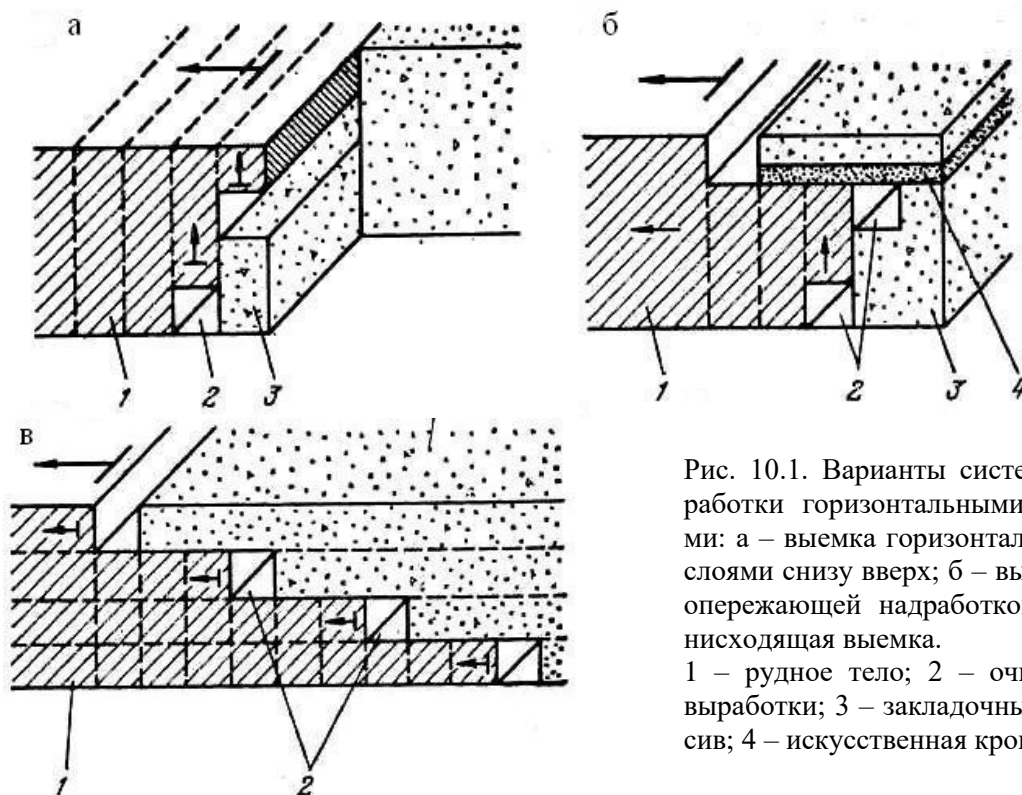


Рис. 10.1. Варианты систем разработки горизонтальными слоями: а – выемка горизонтальными слоями снизу вверх; б – выемка с опережающей надработкой; в – нисходящая выемка. 1 – рудное тело; 2 – очистные выработки; 3 – закладочный массив; 4 – искусственная кровля.

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

10.2.1. Сплошная слоевая выемка снизу вверх

На рис. 10.2 приведен типичный пример разработки пологопадающей мощной рудной залежи системой горизонтальных слоев с выемкой по восстанию. Подготовку рудного тела или его участка выполняют с учетом условий его залегания, мощности и эффективного использования самоходного оборудования.

Рассмотрим практику освоения этой геотехнологии на примере рудников Норильского региона. Талнахский рудный узел включает Октябрьское месторождение, расположенное западнее Норильско-Харалакского разлома, и Талнахское, охватывающее зону грабена этого разлома и его восточное крыло. Для месторож-

дений характерно большое количество тектонических разрывов различного порядка и ярко выраженное блоковое строение района.

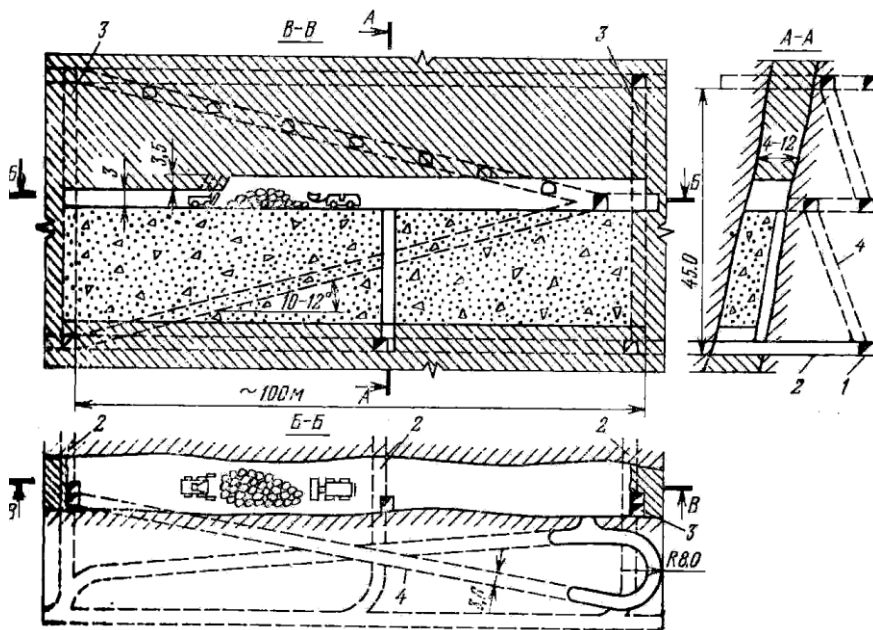


Рис. 10.2. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства.

1 – транспортный штрек; 2 – орт заезд; 3 – закладочный восстающий; 4 – наклонно-петлевой съезд.

Сульфидное оруденение пространственно и генетически связано с крупной дифференцированной интрузией габбро-долеритов и представлено тремя основными типами руд:

- сплошными (весьма ценными);
- вкрапленными и прожилково-вкрапленными;
- медистыми.

Прочностные и деформационные свойства руд и пород, слагающие месторождения приведены в таблице 10.1.

При проходке подготовительно-нарезных выработок геологической службой рудника на обнажениях руд и пород измеряются элементы залегания всех видимых природных и техногенных трещин, степень их раскрытия, определяются их размеры, неровности стенок и наличие «зеркал» скольжения. Устанавливается наличие ослабляющих минералов. Обработка этих данных показывает степень нарушенности массива (табл. 10.2). Эта характеристика является основой для выбора системы разработки.

Институтами ИПКОН РАН, ОАО «Гипроникель», ОАО «ВНИМИ» в содружестве с инженерами предприятия была обоснована выемка, в первую очередь, сплошных наиболее богатых руд. Сплошные руды образуют ряд пологопадающих и пластообразных залежей мощностью преимущественно 20–40 м. Они локализованы, в основном, по нижнему контакту интрузии на глубинах от 500 до 2000 м. Руды и вмещающие породы крепкие – от средней устойчивости до сильно нарушенных весьма неустойчивых.

Таблица 10.1

Механические свойства руд и пород Талнахского рудного узла

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

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

Основным отличительным признаком сплошных слоевых систем разработки является ведение очистных работ сплошным фронтом без оставления в выработанном пространстве жестких целиков. Рудная залежь разделяется на панели, и отработка ее ведется расходящимися фронтами от центра к флангам (рис. 10.3).

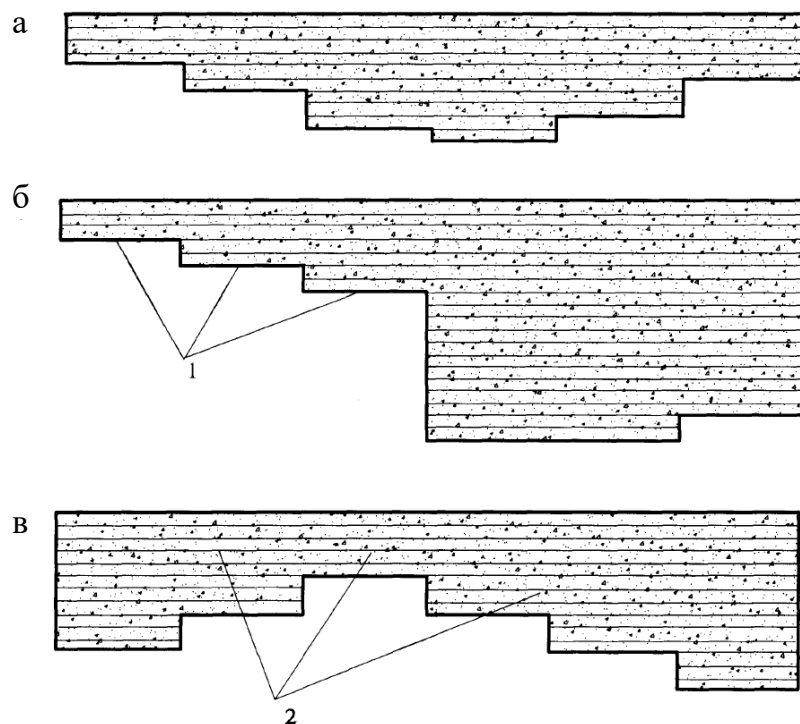


Рис. 10.3. Принципиальная схема сплошной выемки пологой залежи с закладкой: а) для всего фронта очистных работ; б) при объединении панелей в группы; в) допустимая в определенных случаях.
1 – панели; 2 – выемочные ленты.

Таблица 10.2
Классификация руд и пород по нарушенности Талнахско-Октябрьского месторождения

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

В панелях выделяются вертикальные ленты, которые обрабатываются слоями в восходящем порядке (рис. 10.4).

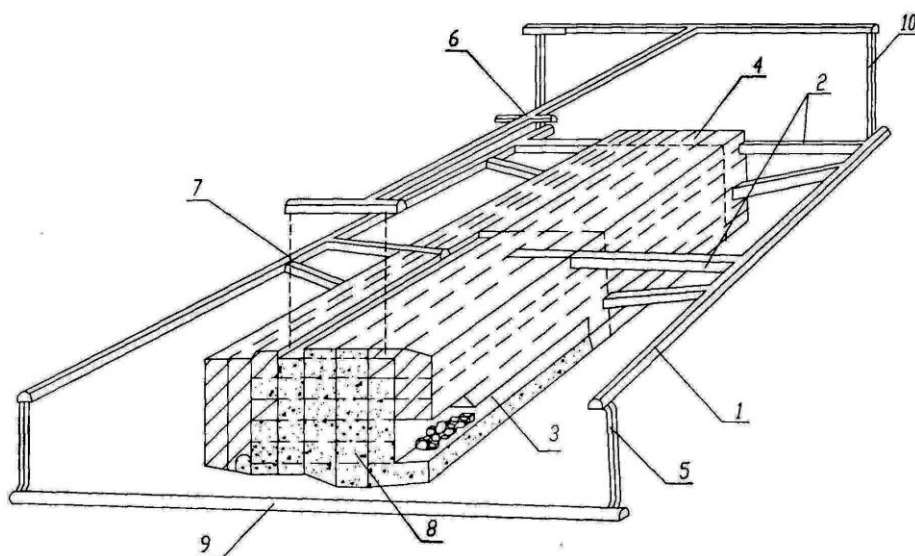


Рис. 10.4. Выемка горизонтальными слоями снизу вверх.

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

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

Подготовка диагональными уклонами обычно осуществляется при мощности рудной залежи 20 и более метров и углом падения 15 и более градусов (рис. 10.5).

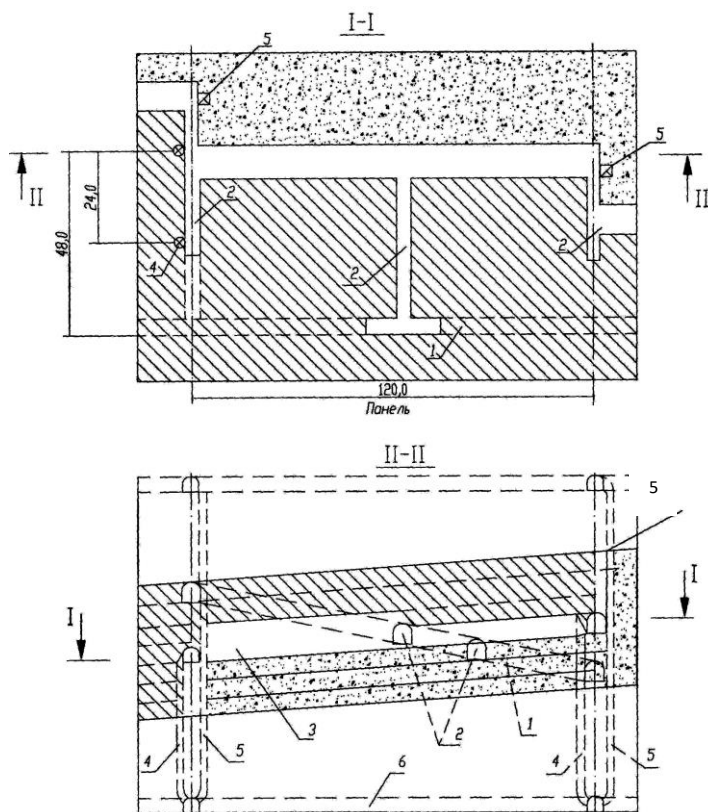


Рис. 10.5. Схема подготовки панелей фланговыми уклонами.

1 – фланговый уклон; 2 – слоевые орты; 3 – слои; 4 – рудоспуски; 5 – вентиляционные восстающие; 6 – откаточный горизонт.

При пологом залегании пластообразной залежи подготовку осуществляют транспортными штреками (рис. 10.6). При этой схеме подготовки очистная выемка ленты слоями осуществляется в три стадии: отработка нижнего (подсечного), основных и подкровельного слоев. В нижнем слое проходится разрезной штрек с последующим расширением и поднятием кровли до проектных размеров. Ширину и высоту слоя принимают в зависимости от нарушенности руд и возможностей оборки заколов в кровле. В различных горно-геологических условиях ширина слоя составляет от 6 до 10 м, высота – от 5 до 10 м.

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

Отбойка руды в слое производится шпурами диаметром 42–48 мм или скважинами диаметром 51–76 мм. Для бурения шпуров используют самоходные буровые установки (СБУ) типа Boomer 353H, скважин – Simba 254H фирмы Atlas Copco. Сменная производительность СБУ, соответственно, составляет 350–380 и 140–170 м.

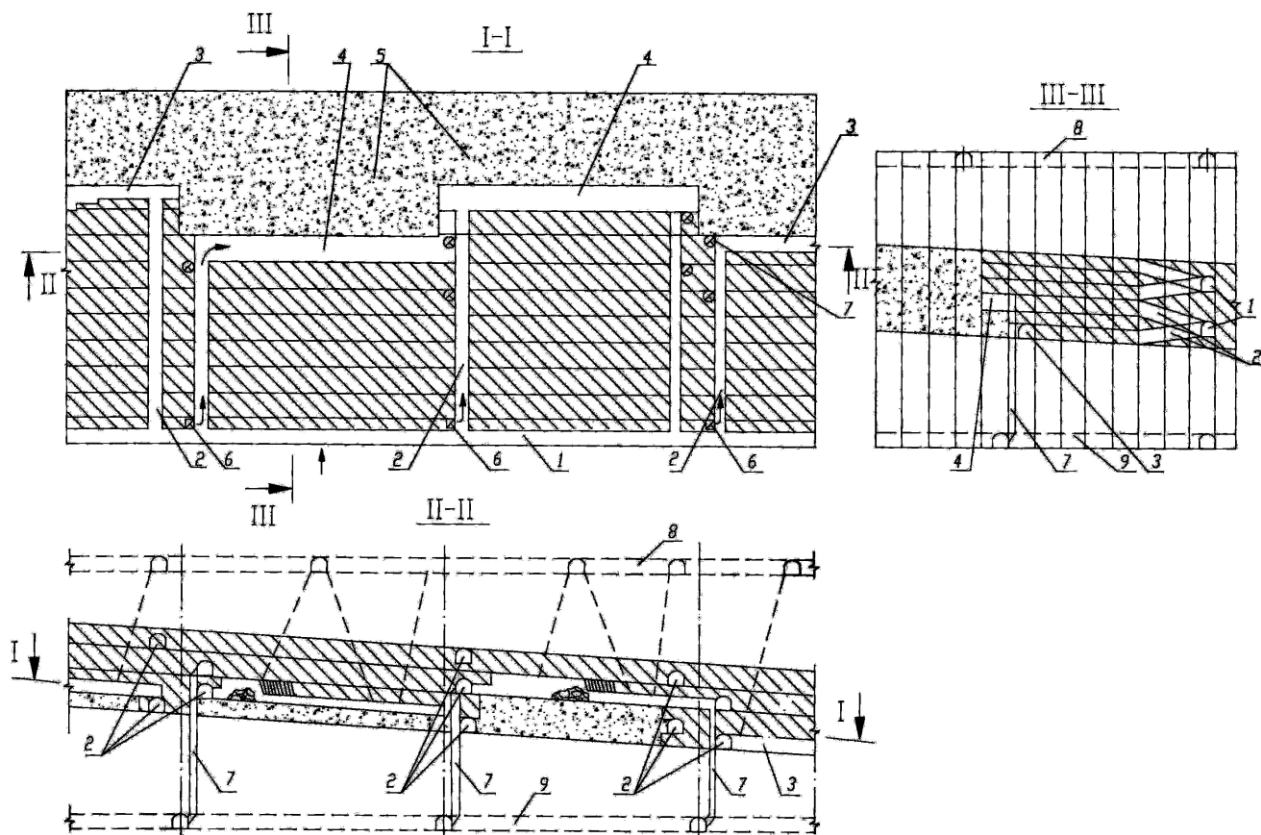


Рис. 10.6. Схема подготовки транспортным штреком.

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

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

По завершению погрузки руды и зачистки почвы слоя производятся закладочные работы. Закладочная твердеющая смесь подается в выработанное пространство с вентиляционно-закладочного горизонта по скважинам диаметром 165–300 мм. Нормативная ее прочность определяется из следующих условий:

- устойчивости вертикальных обнажений искусственного массива;
- возможности передвижения тяжелой самоходной техники спустя 2–3 дня после укладки твердеющей смеси.

В больших объемах слоевая отработка снизу вверх, особенно на зарубежных рудниках, применяется на крутопадающих месторождениях. В современных условиях при выемке рудных тел средней мощности и весьма мощных получил распространение вариант подготовки залежи наклонными съездами, благодаря чему обеспечивается большая мобильность самоходной техники. Характерный пример такой подготовки из практики работы рудника «Кобар» (Австралия) показан на рис. 10.7.

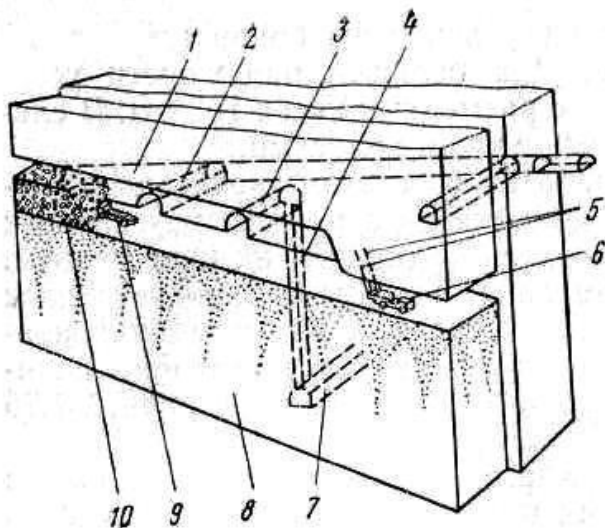


Рис. 10.7. Система разработки восходящими горизонтальными слоями с закладкой и применением СО.

1 – наклонная выработка для перемещения СО; 2 – сбойка; 3 – заезд к рудоспуску; 4 – рудоспуск; 5 – восстающие шпурь; 6 – бурильная установка; 7 – квершлаг; 8 – закладочный массив; 9 – ПДМ; 10 – отбитая руда.

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

На руднике «Кристинеберг» (Швеция) разрабатывается крутопадающая полиметаллическая залежь мощностью 5–6 и в раздувах до 12 м. Руды и вмещающие породы крепкие, средней устойчивости до неустойчивых в развитых системах тектонических нарушений. Месторождение отнесено к потенциально удароопасным.

Вскрытие его осуществлено вертикальными стволами и наклонным съездом до глубины 1000 м. Очистные работы достигли глубины 800 м. Этажи высотой 90 м разделяются транспортными полевыми штреками, по которым осуществляется доставка руды к главному стволу и вентиляция горных выработок. Подготовительно-нарезные работы включают проходку восстающих, рудоспусков и заездов на слои.

Выемка ведется проходческими забоями сечением 5×5 м с последующим расширением в местах раздувов (рис. 10.8). Для крепления пород висячего и лежащего боков устанавливают железобетонные анкеры глубиной до 2,2 м. Поддержание рудного массива осуществляется канатными анкерами глубиной до 15 м.

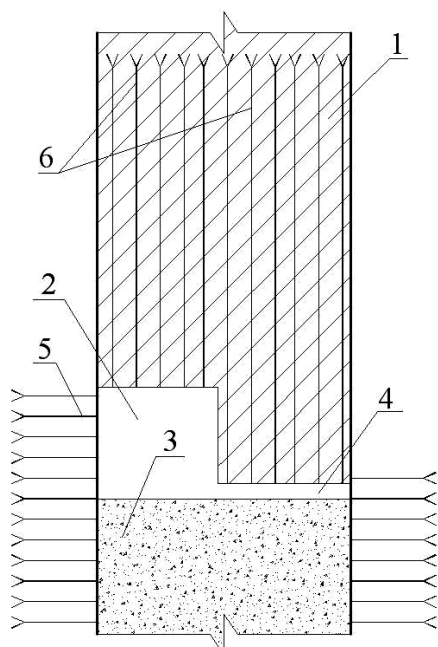


Рис. 10.8. Технологическая схема отработки залежи (вертикальный разрез).

1 – руда; 2 – проходческий забой; 3 – закладка; 4 – недозаклад; 5 – железобетонные анкеры; 6 – канатные анкеры.

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

Закладка выработанного пространства осуществляется хвостами обогащения с добавками цемента до 50 кг/м³. Для вентиляции забоев между рудным массивом и закладкой оставляется зазор высотой 30–40 см.

Рассмотренный вариант характеризуется высокой производительностью труда забойного рабочего (60–80 т/смену), высокой концентрацией горных работ, малым расходом подготовительно-нарезных выработок (1,5–2 м/1000 т), низким уровнем потерь (2–4%) и разубоживания руды (7–10%).

На ряде крутопадающих месторождений с большой протяженностью выемочных участков, особенно в первоначальный период освоения, самоходную горную технику поднимали в блок по специально оборудованному восстающему. Такой пример показан на рис. 10.9 из практики рудника «Томпсон» (Канада).

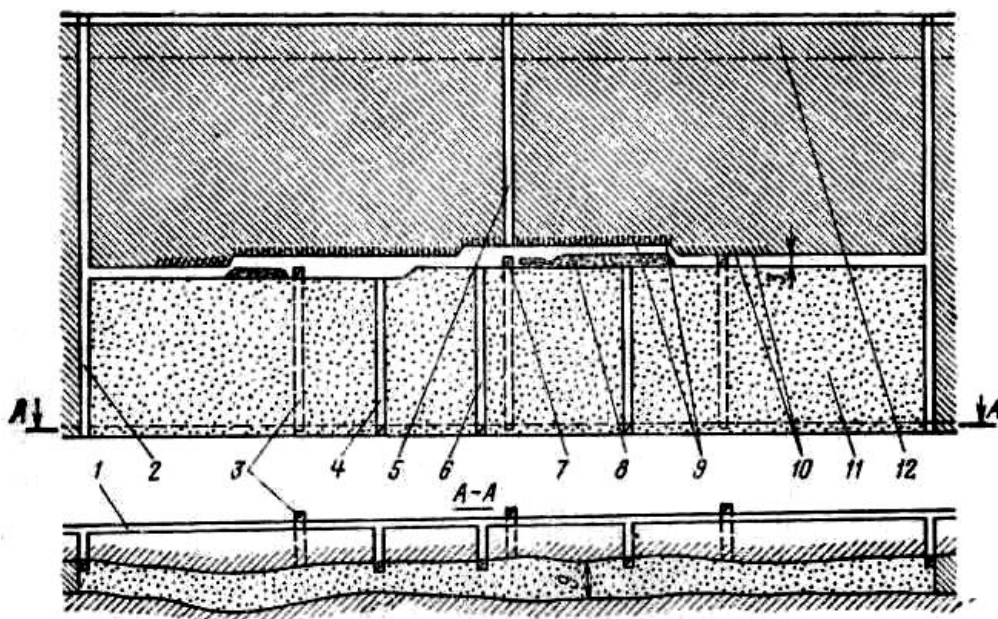


Рис. 10.9. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и применением СО на руднике «Томпсон».

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

Рудная зона месторождения простирается на 5 км. Угол падения в среднем – 55° . Мощность изменяется от первых метров до 46 м. Горные работы достигли глубины 1350 м.

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

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

10.3. Сплошная слоевая выемка сверху вниз

Нисходящий порядок отработки слоями (рис. 10.10) применяется в сильно нарушенных рудных телах любого падения от средней мощности до весьма мощных. Руды и вмещающие породы от средне устойчивых до неустойчивых. Ценность руды – высокая. Глубина применения в известных пределах неограниченна.

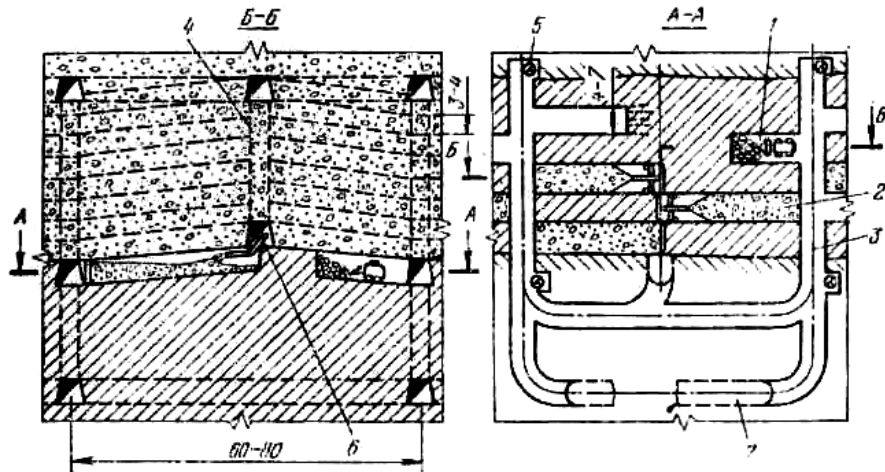


Рис. 10.10. Нисходящая слоевая выемка с закладкой.

1 – отработываемая залежь; 2 – закладываемая заходка; 3 – доставочный орт; 4 – закладочный восстающий; 5 – рудоспуски; 6 – пульпопровод; 7 – наклонный съезд.

На месторождениях Талнахского рудного узла этим способом разрабатываются мощные пологопадающие залежи весьма нарушенных руд с сбросами, взбросами и неустойчивыми налегающими породами. Сущность геотехнологии заключается в разделении рудного тела на панели, которые извлекают слоями с опережением верхних относительно нижних (рис. 10.11). Залежь предварительно надрабатывается проходкой выработок (заходок) и закладкой их твердеющими смесями.

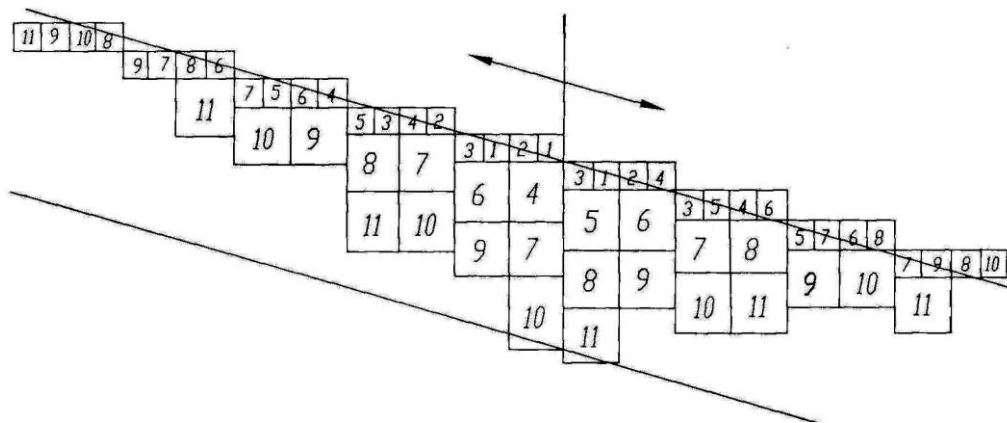


Рис. 10.11. Принципиальная схема развития очистных работ при нисходящем порядке выемки слоев: 1, 2, 3, и т.д. – последовательность отработки заходок.

Подготовительно-нарезные работы включают проходку квершлагов и соединительных штреков на откаточном и вентиляционно-закладочном горизонтах, транспортных уклонов, рудоспусков, вентиляционных восстающих слоевых и разрезных штреков. На рис. 10.12 приведена принципиальная схема подготовки зале-

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

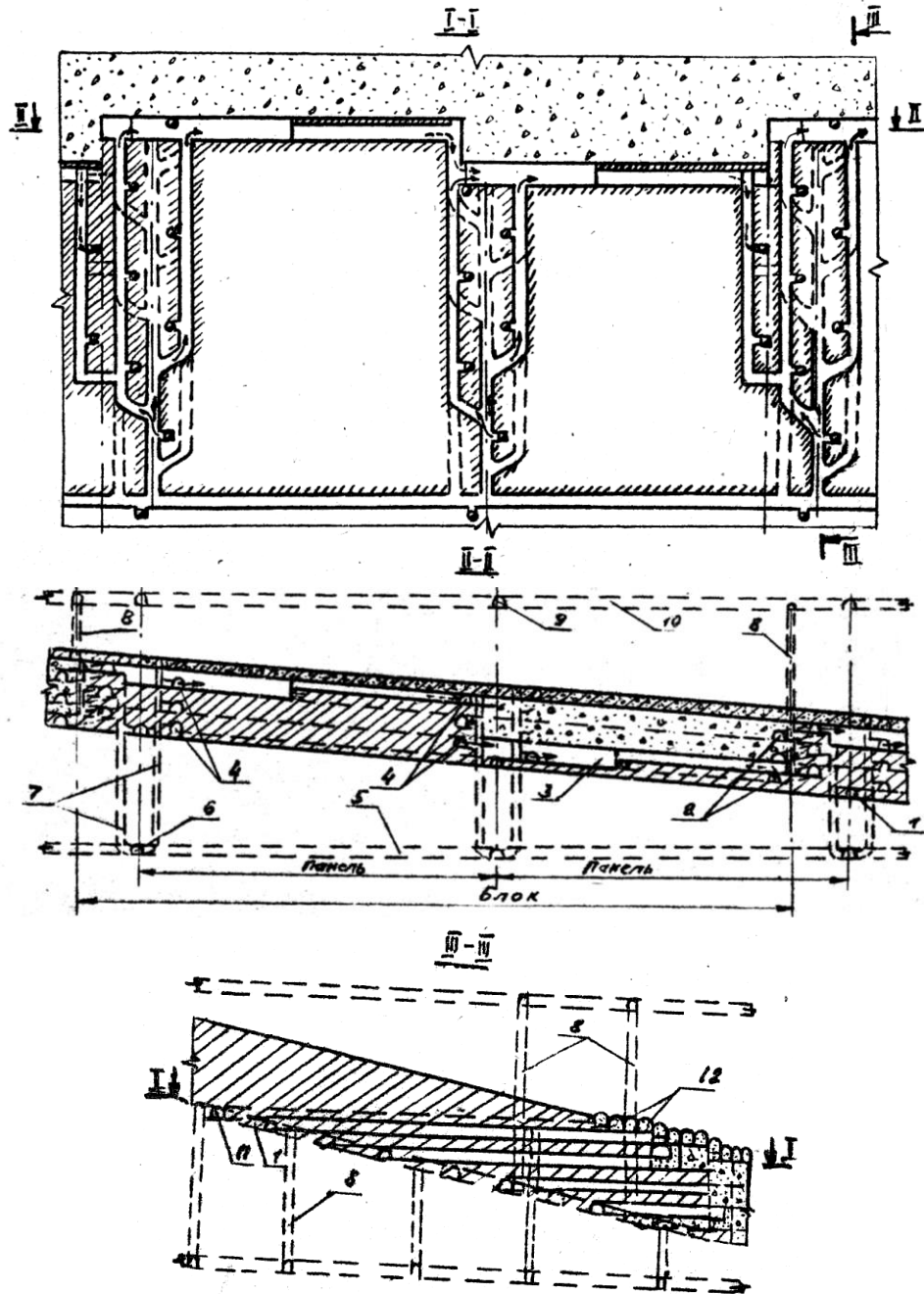


Рис. 10.12. Схема подготовки фланговыми уклонами по почве рудного тела перпендикулярно фронту работ.

1 – уклоны; 2 – вентиляционные орты; 3 – заходки; 4 – слоевые заезды; 5 – откаточный штрек; 6 – откаточный квершлаг; 7 – рудоспуск; 8 – вентиляционные восстающие; 9 – вентиляционно-закладочный квершлаг; 10 – вентиляционно-закладочный штрек; 11 – транспортный штрек; 12 – выработки перекрытия.

Очистные работы ведутся аналогичной горной техникой, как и при выемке снизу вверх и начинаются с проходки подкровельных слоев. Отработка их на рудниках Норильского региона ведется:

- с отбойкой руды в одну стадию потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по оси слоя (рис. 10.13а);
- проходкой и закладкой выработок шириною 4,5 м вприсечку с закладочным массивом (рис. 10.13б);
- с камерно-целиковым порядком.

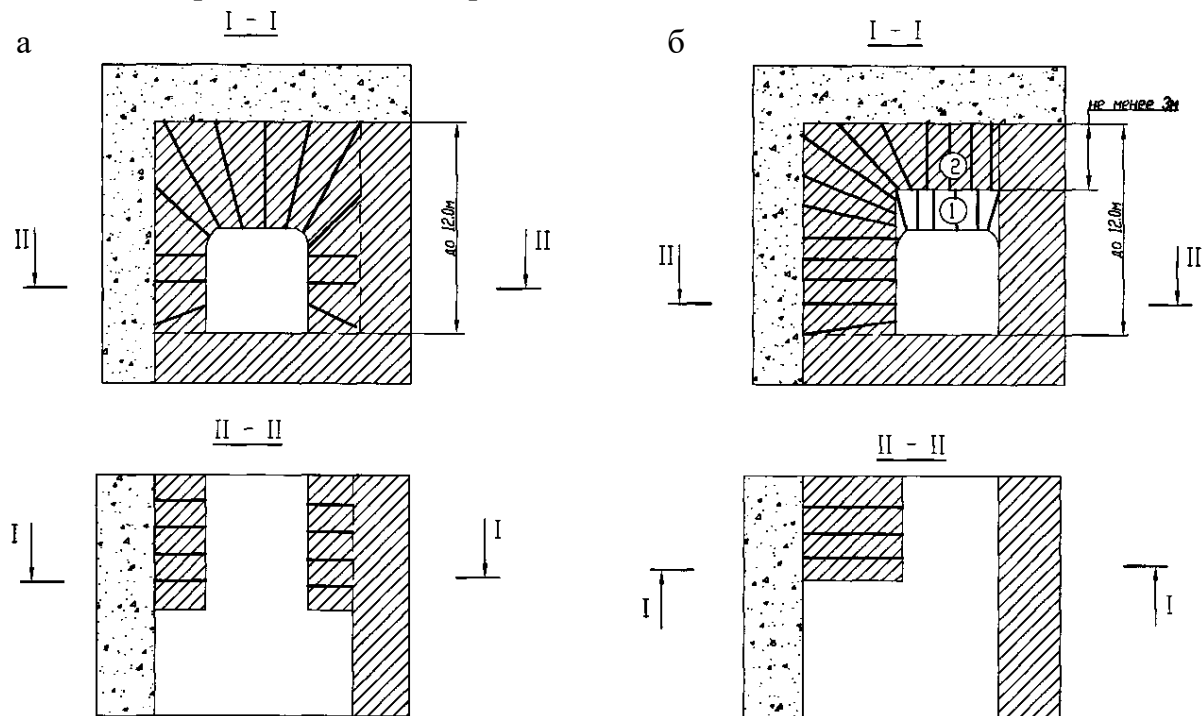


Рис. 10.13. Схема отработки слоя потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по оси слоя (а) и вприсечку с закладочным массивом (б).

В основных слоях отработку ведут с предварительной проходки разрезного штрека с последующей отбойкой руды или тупиковыми заходками на все сечение слоя (рис. 10.14).

Высоту основного слоя принимают с учетом нарушенности руд:

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

Длина очистных лент по основным слоям определяется шириной панели и не превышает 120 м. Ведение горных работ под искусственной кровлей предъявляет жесткие требования к взрывной отбойке руды и сохранности закладочного массива. В паспортах буровзрывных работ (БВР) обязательно предусматривается некоторое расстояние зарядов ВВ до кровли закладки, обеспечивающее полную отбойку руды без нарушения искусственных кровли и стенки. Для этих же целей перед закладкой в отработанном слое обязательно осуществляется предохранительная подсыпка рудной мелочи толщиной 0,3 м. Образование и планировка подсыпки осуществляется ПДМ.

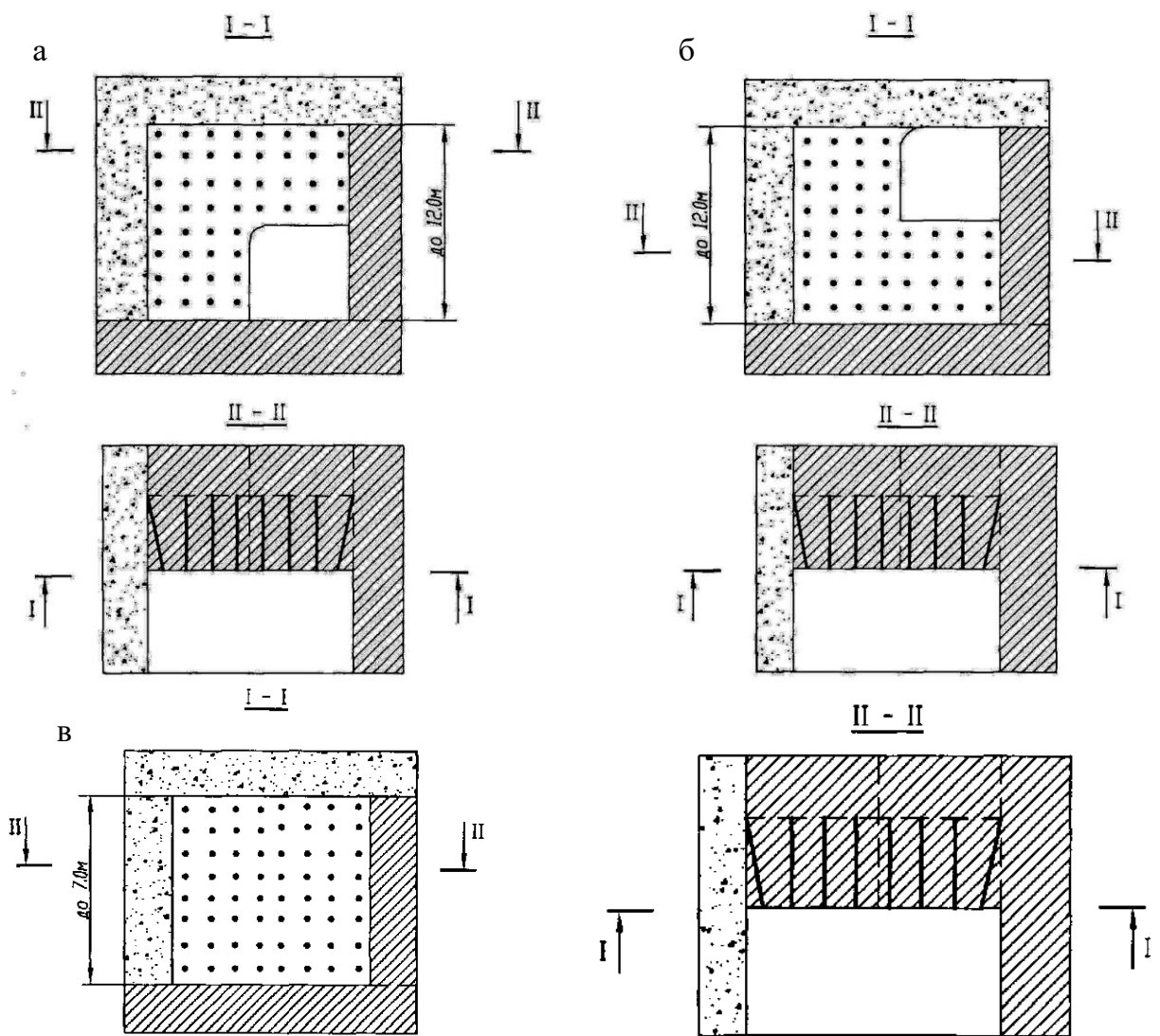


Рис. 10.14. Схема отработки основного слоя в одну стадию с отбойкой горизонтальными шпурами потолкоуступным (а), почвоуступным (б) забоем и тупиковыми заходками на все сечение (в).

Формирование массива искусственной кровли достаточно часто осуществляется в два этапа. В нижний несущий слой подается твердеющая смесь повышенной прочности с армирующими элементами на всю высоту. Нормативная прочность закладки верхнего слоя устанавливается исходя из требования устойчивости вертикальной стенки при обнажении в период отработки соседнего слоя.

10.4. Система разработки горизонтальными слоями с камерно-целиковым порядком выемки

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

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

Примером реализации этого способа может служить рудник «Интернациональный» АК «АЛРОСА». Рудником разрабатывается трубообразное, овальной формы рудное тело алмазосодержащих кимберлитов. Площадь поперечного сечения его в верхней части – 13 тыс. м², в нижележащих запасах, отработка которых начата подземным способом от 4,3 до 2,8 тыс. м². Глубина распространения – более 1000 м.

Район месторождения характеризуется сплошным распространением многолетней мерзлоты. Мощность мерзлых пород составляет 300–320 м. Характеристики алмазосодержащих пород, слагающих месторождение, приведены в табл.10.3.

Таблица 10.3

Прочностные свойства кимберлитовых руд

Тип руды	Интервал отметок, м	Прочность кимберлитов	
		На сжатие, σ_c , МПа	На растяжение, σ_p , МПа
Порфиновый кимберлит	-286÷-284	23,1	3,9
Автолитовая кимберлитовая брекчия	-284÷-272	33,4	5,5
Микропорфиновый кимберлит	-277÷-275	41,3	3,0
Кимберлитовая брекчия	-277÷-275	12,1	2,0

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

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

Кимберлиты являются малопрочными рудами (табл. 10.3) с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 2–5. Природные трещины в них залечены галитом и сульфатами, что обусловило их слабую устойчивость. Породы и руды не рассматриваются как потенциально удароопасные.

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

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия, ценность полезного ископаемого для отработки месторождения проектом принята система горизонтальными слоями с твердеющей закладкой. В пределах этажа рудное тело разделяется на вертикальные ленты, которые извлекаются слоями с камерно-целиковым порядком выемки. Размеры слоя: высота 3,5–5,5 м, ширина 3,5–6,0 м, ширина временного рудного целика между обрабатываемыми слоями 3,5–12 м. Очистная выемка лент при достаточно устойчивой руде ведется снизу вверх, при неустойчивой – сверху вниз.

Подготовка запасов этажа (рис. 10.15) состоит из проходки спирального съезда, кольцевых откаточного и вентиляционного штреков, сбитыми между собой вентиляционным и лифтовым восстающим, рудо и породоспусками, а также закладочными штреками. Все подготовительные выработки этажа располагаются во вмещающих породах на удалении не менее 20 м от контура рудного тела, закладочные штреки – в 10 м.

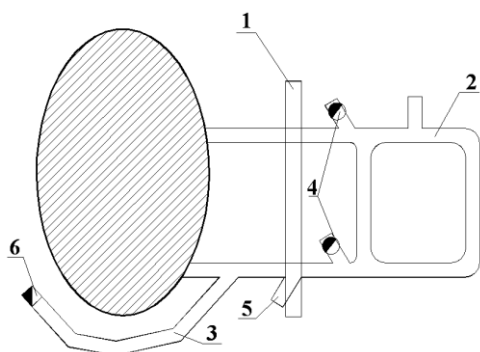


Рис. 10.15. Схема подготовки этажа.
1 – откаточный штрек; 2 – спиральный съезд; 3 – закладочный штрек; 4 – рудоспуск; 5 – породоспуск; 6 – вентиляционный восстающий.

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

Очистные работы включают (рис. 10.16):

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

После выемки заходка подлежит закладке твердеющей смесью. Порядок отработки при камерно-целиковой схеме выбирается из условий:

- обеспечить твердение искусственного массива нормативной прочности до момента его обнажения при извлечении запасов смежного слоя;
- исключить простои комбайна из-за недостаточной прочности закладки.

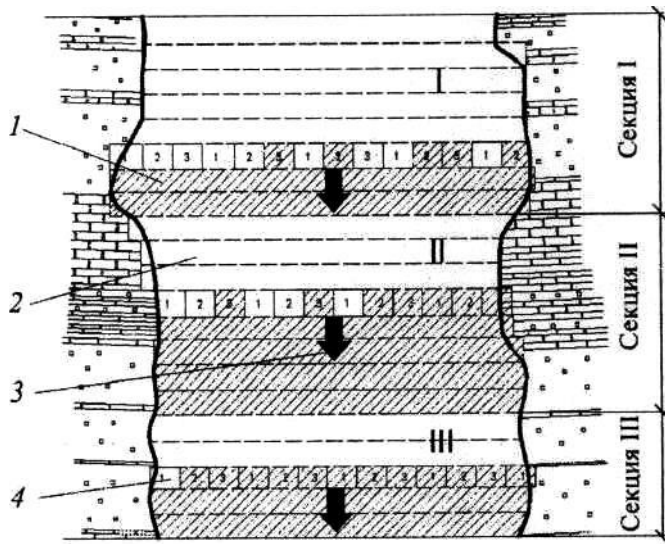


Рис. 10.16. Принципиальная схема полойной выемки запасов на руднике «Интернациональный»: I – III порядок ввода секций в отработку.

1 – руда; 2 – закладочный массив; 3 – направление развития фронта очистных работ; 4 – очистные заходки.

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

10.5. Система разработки горизонтальными слоями с целиками на податливом основании

Для интенсификации очистной выемки и увеличения фронта работ в рудных массивах, склонным к горным ударам, институтом ИПКОН РАН [Н.Ф. Замесов, 1990] разработан способ выемки пологопадающих мощных залежей горизонтальными слоями с целиками на податливом основании. Область применения – пологопадающих рудные тела от средней мощности до весьма мощных. Руды и вмещающие породы средней устойчивости до неустойчивых. Ценность руды – от средней до высокой. Допустимая глубина применения – требует дополнительной оценки.

Сущность этого варианта состоит в разделении рудного тела на блоки, изолированными временными рудными целиками (рис. 10.17). Для снижения концентрации напряжений целикам придают требуемую податливость, подсечкой их проходческими выработками и закладкой твердеющей смесью.

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

В состав подготовительно-нарезных работ при этой геотехнологии входит проходка транспортного штрека, уклона с нарезкой заездов на слои, выработок вентиляционно-закладочного горизонта, вентиляционных восстающих и рудоспусков, а также подсечки целиков и закладки ее твердеющей смесью (см. рис. 10.17).

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

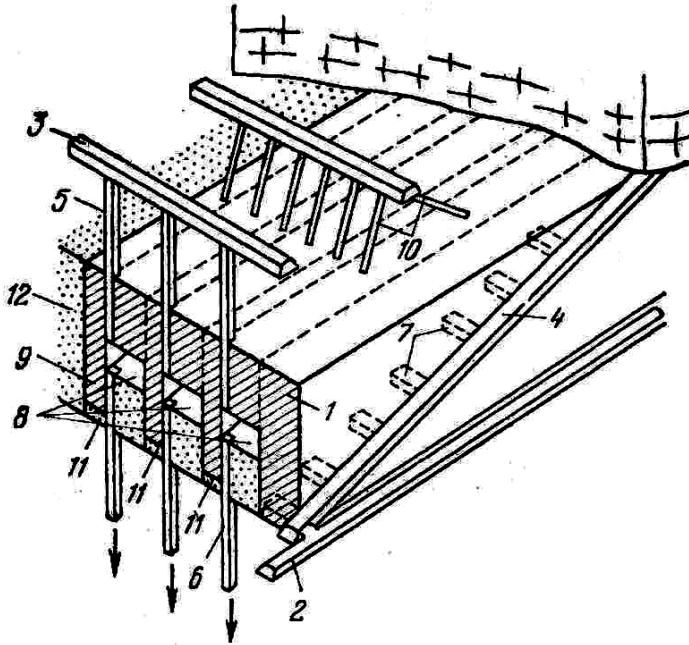


Рис. 10.17. Сплошная слоевая система разработки с временными целиками на податливом основании [Н.Ф. Замесов, 1990].

1 – рудный массив; 2 – транспортный штрек; 3 – вентиляционно-закладочный горизонт; 4 – уклон; 5 – вентиляционные восстающие; 6 – рудоспуски; 7 – слоевые орты; 8 – очистные камеры; 9 – временные целики; 10 – закладочные скважины; 11 – податливое основание; 12 – закладочный массив.

Проведенные промышленные испытания этой геотехнологии на руднике «Октябрьский», аналитические расчеты и натурные наблюдения показали, что [Н.Ф. Замесов, 1990]:

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

Подобная геотехнология используется на руднике «Крейтон» (Канада), где горные работы достигли глубины 2170 м. Обработка месторождения ведется панелями, включающими шесть камер шириною 7,6 м, разделенных целиками шириною 4,9 м. Размеры целиков рассчитаны из условия их податливости под влиянием горного давления и, тем самым, способствовали разгрузке массива.

В камере длиною 61 м обычно используют одну бурильную установку и ПДМ, которая доставляет руду в рудоспуск, выкрепляемый в закладочном массиве стальными кольцами диаметром 1,83 м. Очистные работы в камерных запасах осуществляют слоями снизу вверх высотой до 5 м. Гидравлическая закладка ведется классифицированными хвостами обогащения в смеси с цементом в соотношении с твердым 30 : 1.

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

10.6. Камерно-слоевая система разработки

Камерно-слоевая система разработки (рис. 10.18–10.19) применяется для отработки залежей от средней мощности при крутом падении до весьма мощных при пологом и наклонном залегании. Руды от средней устойчивости до неустойчивых. Вмещающие породы средней устойчивости. Руды ценные и средней ценности. Предельная глубина – требует уточнения.

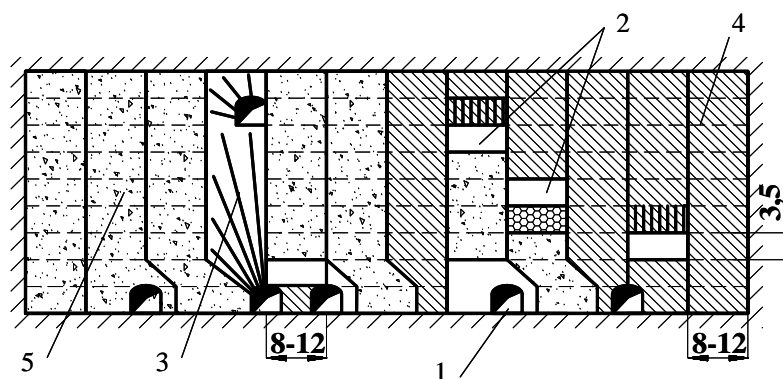


Рис. 10.18. Схема камерно-слоевой системы разработки.

1 – слоевой штрек; 2 – выемочные горизонтальные слои камеры; 3 – временный целик (вторичная камера); 4 – рудный массив; 5 – закладочный массив.

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

Как видно из рис. 10.18, слоевая выемка начинается в камерах первой очереди. По завершению твердения закладки в камерах приступают к очистной выемке запасов в целиках слоями снизу вверх или сверху вниз.

Слоевая отработка целиков, как правило, со шпуровой отбойкой позволяет минимизировать разубоживание руды цементносодержащей закладкой. Для большинства полиметаллических и сульфидных руд с присутствием в них цемента отрицательно сказывается на показатели извлечения полезных компонентов при обогащении. По этой причине потери металлов при обогащении могут достигать 2–4%.

Подготовительно-нарезные работы при пологом залегании залежей практически аналогичны, как при выемке с целиками на податливом основании. Ширина

камер в зависимости от устойчивости вмещающих пород принимается от 8 до 20 м, ширина целиков – 8–10 м. Высота камер равна мощности рудного тела, длина – 40–60 м.

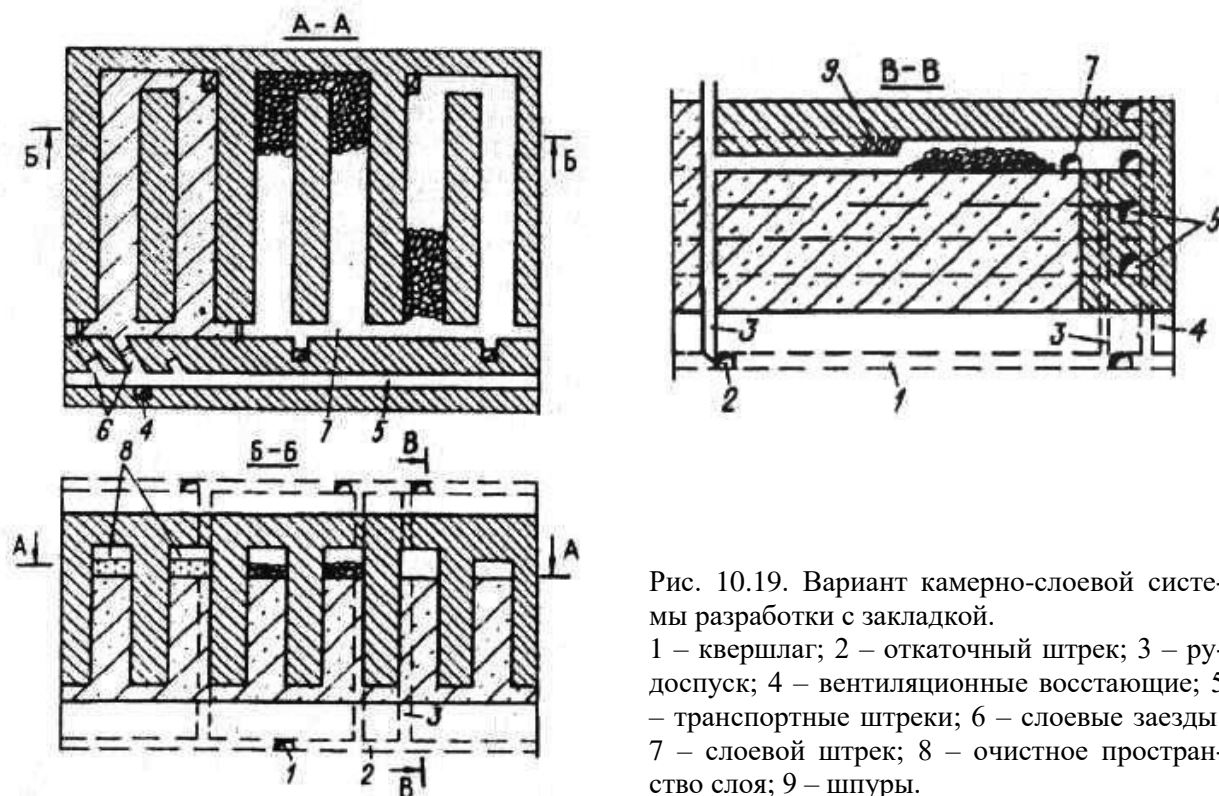


Рис. 10.19. Вариант камерно-слоевой системы разработки с закладкой.
 1 – квершлаг; 2 – откаточный штрек; 3 – рудопуск; 4 – вентиляционные восстающие; 5 – транспортные штреки; 6 – слоевые заезды; 7 – слоевой штрек; 8 – очистное пространство слоя; 9 – шпур.

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

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

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

10.7. Однослойная сплошная выемка с закладкой

Системы разработки с однослойной сплошной выемкой и твердеющей закладкой известны из практики глубоких рудников (более 3,5 км) Индии и ЮАР. Об-

ласть применения – весьма тонкие и тонкие рудные тела крутого (Индия) и пологого (ЮАР) падения. Крепость руды и вмещающих пород высокая. Руды средней устойчивости и неустойчивые, вмещающие породы средней устойчивости. Закладка – твердеющими смесями, бутовыми полосами, гранитными блоками. Ценность руды высокая. Глубина залегания – в известных пределах не ограничена.

Разработка месторождений как в Индии, так и в ЮАР ведется в крайне сложных горнотехнических и геомеханических условиях: высокое горное давление и нередкое проявление его в динамической форме с горными ударами, значительная температура пород, требующая кондиционирования рудничного воздуха, малая мощность рудных тел.

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

Основной системой разработки в настоящее время является однослойная сплошная нисходящая или восходящая выемка с бетонной закладкой.

На рис. 10.20 показан вариант нисходящей сплошной слоевой выемки заходками. Подготовка участка осуществляется откаточным и вентиляционными штреками. Блоки высотой до 100 м разделяются на участки шириною 4,5 м, которые погашаются слоями сверху вниз. Высота слоя при мощности рудного тела более 3 м – 1,8 м, при меньшей мощности – 2,4 м.

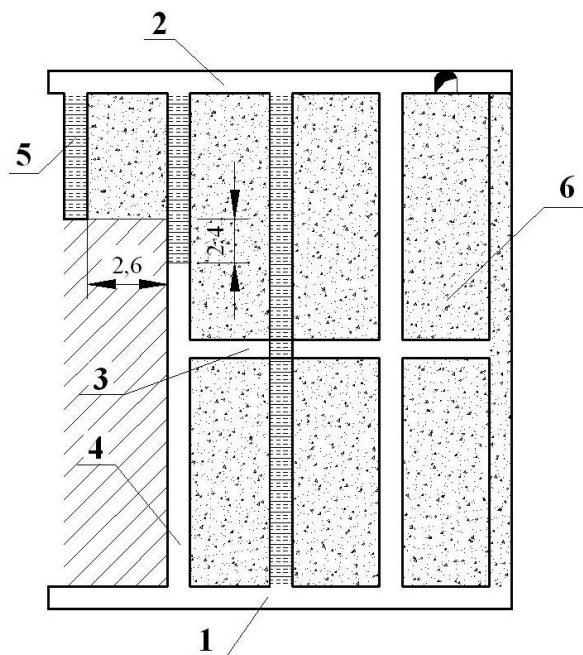


Рис. 10.20. Вариант камерно-слоевой системы разработки с закладкой.

1 – откаточный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – промежуточный горизонт; 4 – рудоспуск; 5 – восстающий ходок; 6 – закладочный массив.

После выемки заходки наращивается восстающий с оформлением ходового отделения. Восстающий выкрепляется срубовой либо органной крепью. Далее

укладывается на почве выемки ограждающая металлическая сетка, закрепленная с деревянной крепью соседних восстающих, и выработанное пространство заполняется твердеющей закладкой. После набора достаточной прочности закладки, цикл очистных работ повторяется.

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

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

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

- основные подготовительные транспортные выработки проходятся в лежащем боку на большом удалении от добычных забоев и подходные выработки к ним – в подработанной зоне;
- добычные работы осуществляют без оставления целиков сплошным V-образным развитием фронта очистной выемки лавами;
- ориентация фронта работ выбирается с учетом (по возможности) встречи с геологическими нарушениями под крутым углом.

Сплошная отработка, как правило, осуществляется в обе стороны по простиранию рудного тела. Развитие фронта ведут в форме треугольного расположения забоев – лав с вершиной, обращенной по падению или восстанию. На руднике «Вестерн Дин Левелз» применяется восходящая выемка, на руднике «Ист Ранд» - нисходящая. Один из примеров технологической схемы системы разработки с закладкой бутовыми полосами на глубоких рудниках ЮАР показан на рис. 10.21.

Подготовка выемочных участков проводится полевыми штреками. Проходка их осуществляется в лежащем боку жилы через 100 м по падению на расстоянии от нее 36–40 м. По рудному телу через 40–55 м проводятся рудные штреки, сбиваемыми рудоспусками и ходками с полевыми штреками и квершлагами. Проходка восстающих предусматривается через 120–300 м.

Отбойка руды в лаве ведется шпурами глубиной от 1,0 до 2,0 м в зависимости от мощности рудного тела. Шпуры бурят ручными перфораторами на пневмопод-

держках. Из числа ВВ используется 40% динамит. Взрывание шпуров производится по всей длине лавы одновременно электрическим способом. При отбойке жилы мощностью менее 0,4–0,5 м осуществляется отдельная почвоуступная выемка руды.

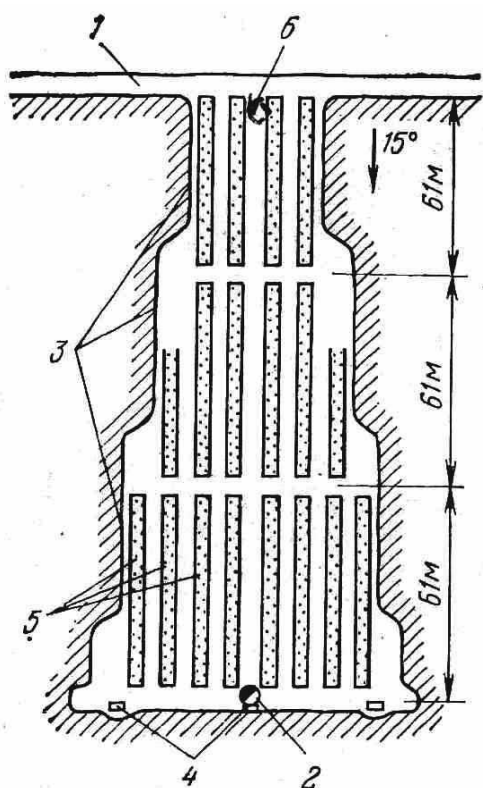


Рис. 10.21. Сплошная система разработки с расположением бутовых полос по восставанию.
1 – рудный штрек; 2 – рудоспуск; 3 – очистные забои; 4 – скреперные установки; 5 – бутовые полосы; 6 – восстающий.

Отбитая руда доставляется вдоль забоя и по выработкам скреперными установками к рудоспуску. Из рудоспуска руда поступает на полевой штрек, грузится в вагонетки и локомотивами транспортируется к стволу.

Наиболее ответственным процессом применяемой технологии является управление и поддержание кровли очистного забоя. Геомеханическая служба рудника регулярно ведет наблюдения за сдвижением кровли, оценивает напряженное состояние массива горных пород прямыми измерениями и сейсмическими методами. Для снижения вероятности проявлений горных ударов, широко применяется в лавах опережающее камуфлетное взрывание шпуров.

Для поддержания очистного пространства в лавах за многолетний период эксплуатации месторождений испытывались и использовались различные способы крепления: гидравлическими стойками у призабойного пространства, костровой комбинированной крепью из бетона и дерева, костровой деревянной кладкой, «одеждой» в полиэтиленовый мешок и заполненной песчано-цементной смесью, бутовыми полосами, сложенными из породы от проходческих забоев и от подрывки кровли и почвы при отдельной выемке рудного тела. Широко используется анкерование пород кровли. С наилучшей стороны здесь зарекомендовали себя канатные анкеры с твердеющим заполнителем. К настоящему времени большинство рудников

переходят к технологиям очистной выемки с полным заполнением выработанного пространства закладкой из твердеющих смесей.

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

Однослойная сплошная выемка с закладкой в индустриальном исполнении применяется на рудниках компании «Оутокумпу Ой» (Финляндия). Пологопадающие рудные тела мощностью до 6–8 м отрабатывают заходками с гидравлической закладкой обесшламленными хвостами обогащения (рис. 10.22).

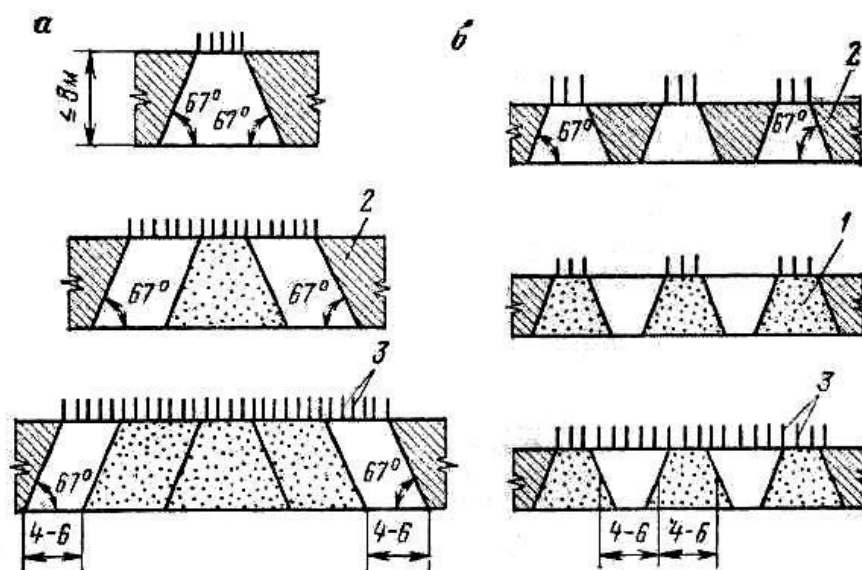


Рис. 10.22. Схемы отрабатки пологих рудных тел мощностью 6-8 м на рудниках компании «Оутокумпу Ой»: а и б – варианты сплошной выемки. 1 – закладочный массив; 2 – руда; 3 – анкеры.

При длине блока 40–80 м, его разрезают в центральной части штреком на всю мощность залежи. Боковые стенки штрека оформляют под углом около 67° . Кровлю его закрепляют анкерами под сетку. После укладки водоотводных трубопроводов в выработку подается закладочная смесь, которая набирает достаточную прочность в течение 6 недель.

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

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

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

10.8. Сплошная камерная система разработки с твердеющей закладкой

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

Эта геотехнология известна из практики рудника «Маяк», разрабатывающего участок Талнахского месторождения (рис. 10.23). Пластообразная пологая залежь вкрапленных руд мощностью до 40 м залегает под сильно нарушенными покрывающими породами с интенсивным проявлением разрывной тектоники.

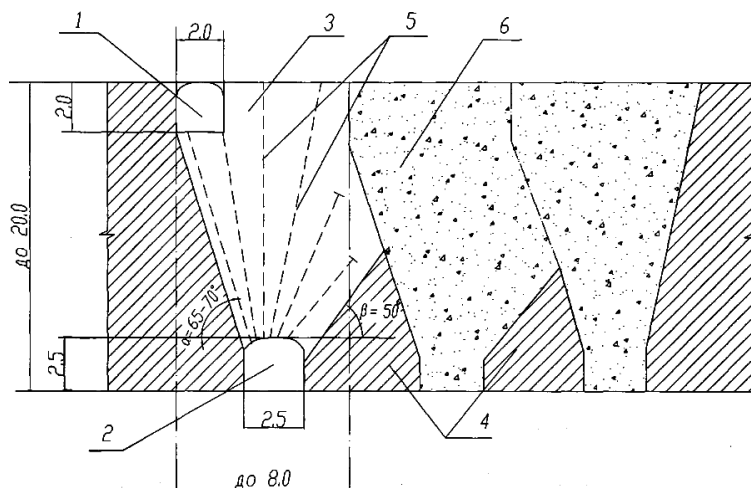


Рис. 10.23. Сплошная камерная система разработки.

1 – вентиляционный штрек; 2 – траншейно-буровой штрек; 3 – камеры; 4 – рудные откосы; 5 – взрывные скважины; 6 – твердеющая закладка.

Рудное тело или его часть разделяется на панели, в которых определяются размеры панельных целиков и выделяются запасы для камерной выемки. Параметры камер устанавливаются в следующих размерах: ширина – 6–8 м, длина соответствует длине панели, высота равна мощности залежи. Если мощность превышает 20–25 м, камеры разделяются на подэтажи, отработка которых ведется сверху вниз. Ширину панельных целиков обычно принимают равной 2-х кратной ширине панели.

Подготовительно-нарезные работы в панели включают проходку (рис. 10.24): панельных доставочного и вентиляционного штреков, выработок вентиляционно-закладочного горизонта, вентиляционного восстающего и рудоспусков. В каждой камере нарезаются траншейно-буровые и вентиляционные штреки, проходится отрезной. В случаях, когда налегающий массив представлен весьма нарушенными породами, в кровле камер формируется защитная зона из бетона.

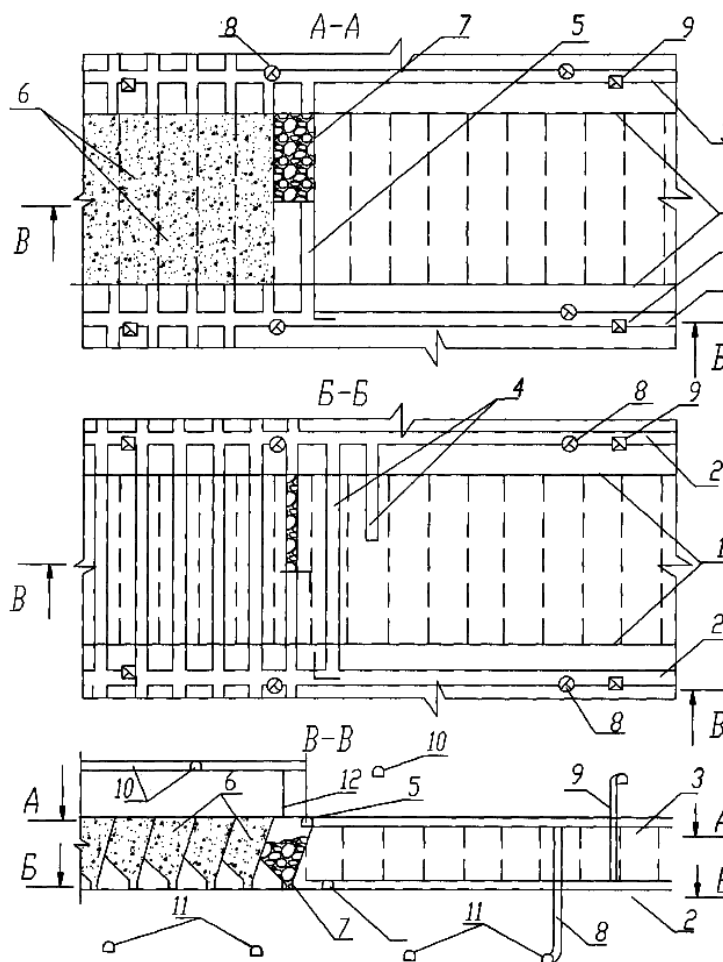


Рис. 10.24. Схема подготовки панели и нарезки камер.

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

Очистная выемка запасов камеры начинается с разделки отрезной щели. Наклонные или вертикальные камеры разбуриваются восходящими или нисходящими, иногда встречными веерами скважин. Отбойка ведется вертикальными слоями. Выпуск отбитой руды производят скреперными установками по траншейно-буровому штреку к рудоспуску, расположенному в панельном целике.

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

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

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

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

Рассматривались следующие варианты сплошной камерной системы разработки с закладкой:

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

Параметры, перечисленных выше геотехнологий, приведены в табл. 10.4.

Таблица 10.4.

Расчетные показатели сплошной камерной выемки с закладкой

Параметры	Варианты сплошной камерной системы разработки		
	этажная	подэтажная	вертикальными блоками
Мощность залежи, м	20	40	40
Размеры блока, м	120×20×72	120×40×72	120×40×72
Длина камеры, м	60	60	12
Ширина камеры (блока), м	8	8	12
Высота камеры (блока), м	20	20	40
Высота подэтажа, м	–	20	–
Оборудование на проходческих работах	Boomer-282H, TORO-400D, ST-5R, анкерустановщики Robot H395, при проходке (бурении) восстающих и рудоспусков установки Роббинс		
Оборудование на очистных работах	СОЛО 1020, Simba-1352H, Simba-254H, TORO-1400D, ST-8BR		

Этажная выемка. Комплекс подготовительных работ по блоку (рис. 10.25) заключается в проведении транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков и вентиляционных восстающих выработок.

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

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

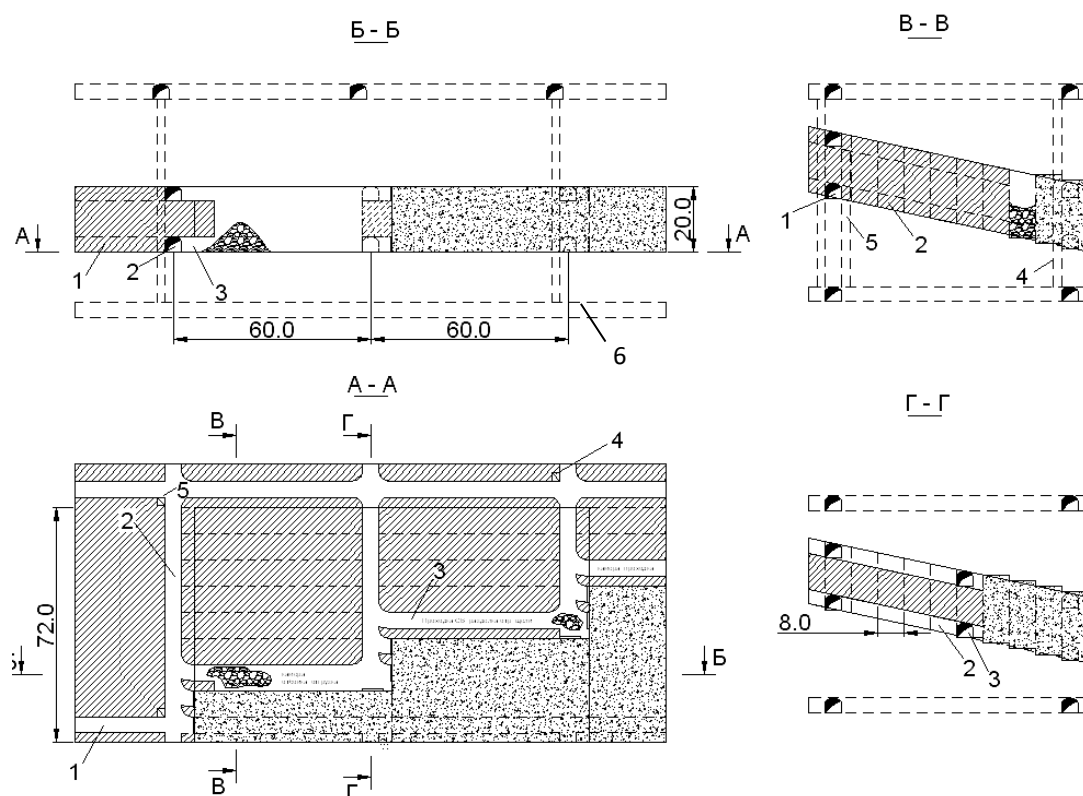


Рис. 10.25. Схема сплошной этажной выемки.

1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – разрезной штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – рудоспуск; 6 – откаточный горизонт.

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

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

Сплошная камерная выемка из подэтажей предназначена для отработки залежей мощностью 30–40 и более м (рис. 10.26). Конструктивные парамет-

ры очистной панели, подготовительно-нарезные работы и комплекс используемого технологического оборудования аналогичны варианту этажной выемки. Отличительной особенностью является лишь наличие подэтажного горизонта, используемого для отработки верхней части рудного тела. Заезд самоходного оборудования на подэтаж осуществляется по транспортному уклону, который соединяется со слоевыми ортами. От слоевых ортов нарезаются разрезные штреки для отработки верхнего подэтажа.

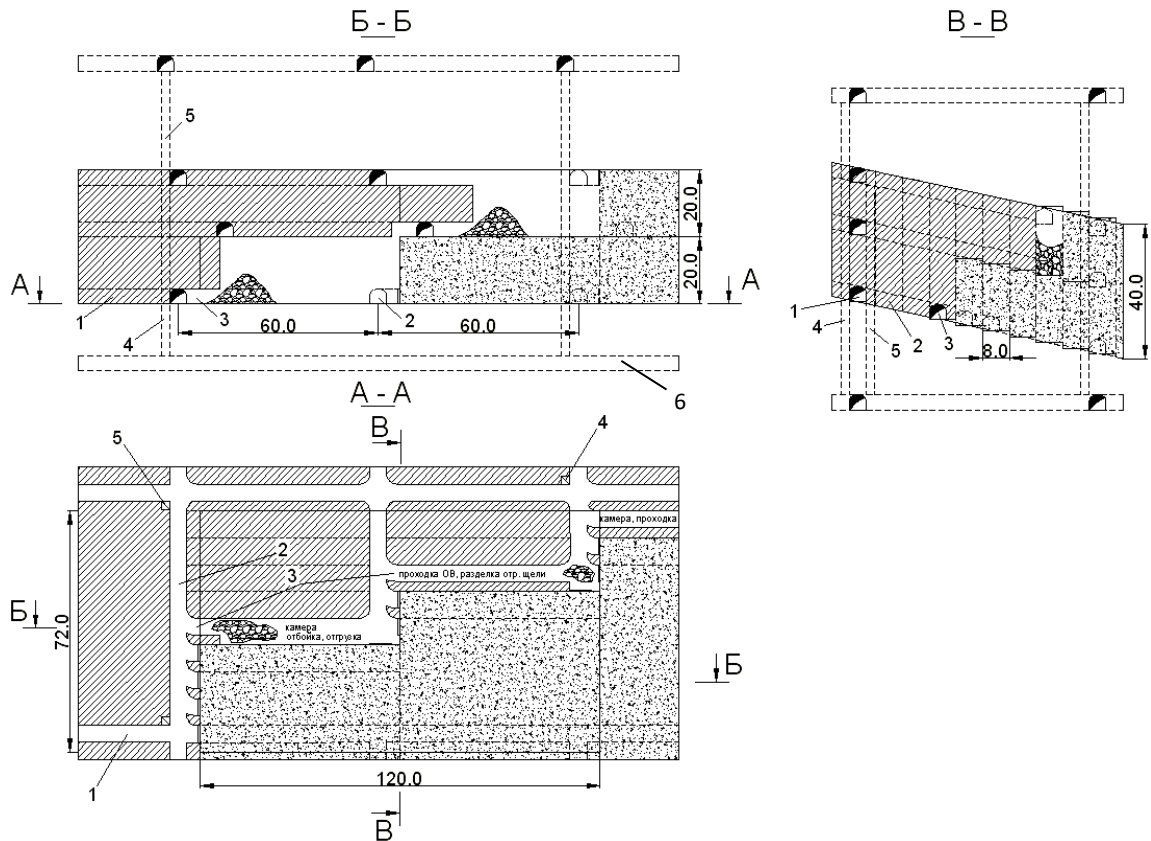


Рис. 10.26. Схема сплошной подэтажной выемки.

1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – разрезной штрек; 4 – вентиляционно-ходовой восстающий; 5 – рудоспуск; 6 – откаточный горизонт.

Намеченный к отработке участок по мощности делится на подэтажи высотой не более 20–25 м в зависимости от степени нарушенности массива. Отбойка руды производится раздельно на каждом подэтаже. Выемка нижнего подэтажа опережает очистные работы относительно верхнего подэтажа на 2–3 камеры по направлению отработки залежи. Над закладочным массивом нижних камер (по почве закладки) проходятся разрезные штреки для отработки верхнего подэтажа. Закладка камер производится по скважинам отдельно для каждого подэтажа.

Сплошная выемка вертикальными блоками. Отличительной особенностью варианта является значительное уменьшение размеров камер в плане (12,0×12,0 м) с отработкой их на полную мощность залежи (рис. 10.27).

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

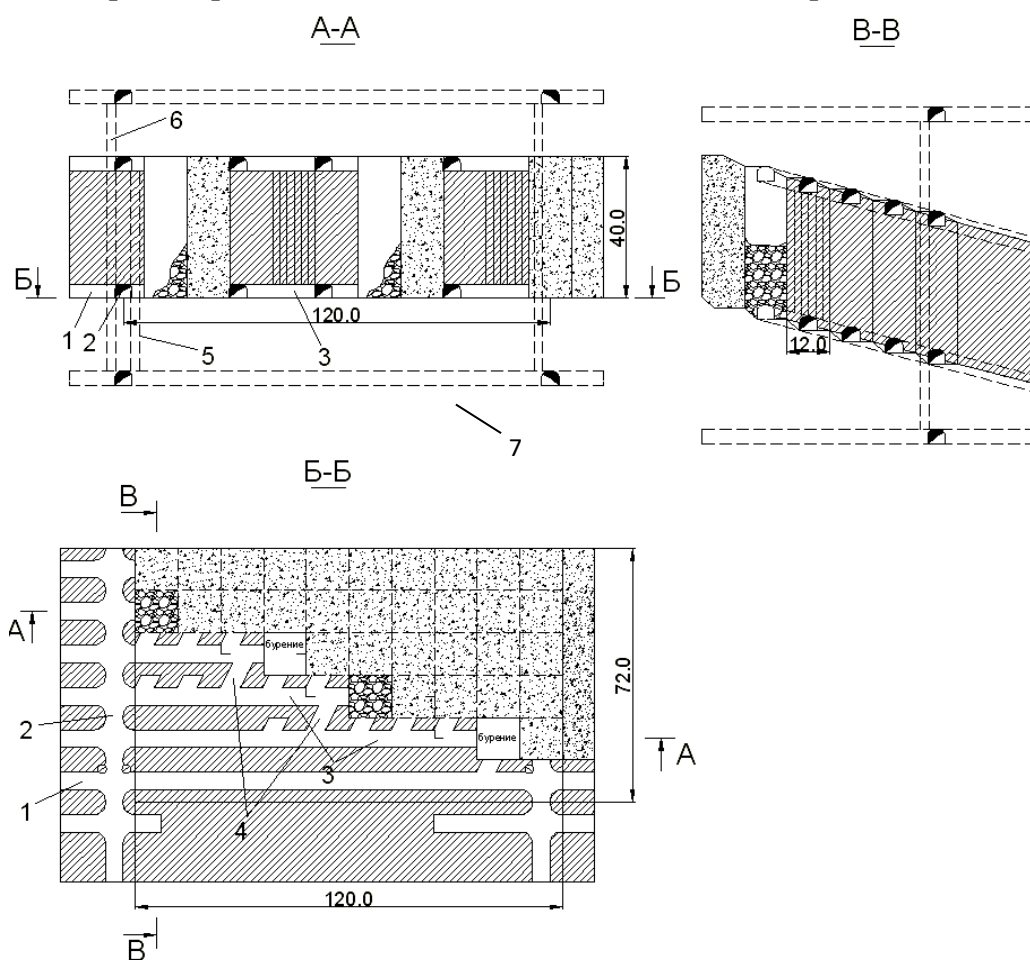


Рис. 10.27. Схема сплошной камерной выемки вертикальными блоками.

1 – транспортный штрек; 2 – транспортный орт; 3 – разрезной штрек; 4 – погрузочные заезды; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-ходовой восстающий; 7 – откаточный горизонт.

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

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

Расчетные технико-экономические показатели вариантов сплошной камерной системы разработки с закладкой приведены в табл. 10.5

Таблица 10.5

Сравнительные показатели сплошной камерной системы разработки

Параметры	Варианты сплошной камерной системы разработки		
	этажная	подэтажная	вертикальными блоками
Удельный объем проходческих работ, м ³ /1000т	82,8	61,8	45,0
Потери руды, %	6,5	4,3	4,1
Разубоживание, %	8,5	8,0	9,4
Годовая производительность панели, тыс. т/год	144,2	153,2	212,7
Производительность рабочего по системе разработки, т/смену	45,0	48,0	54,0

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

10.9. Камерная система разработки с камерно-целиковым порядком выемки

Камерно-целиковая выемка с закладкой довольно широко применяется на рудниках России и СНГ («Николаевский», «Гайский», «Зыряновский», «Ленингорский» и др.), Канады («Инко», «Кид Крик», «Флин Флон» и др.), Финляндии («Оутокумку Ой»), Австралии («Маунт Айза»). Этой геотехнологией могут обрабатываться мощные и весьма мощные залежи любого падения с рудами и вмещающими породами от устойчивых до средней устойчивости. Руды ценные. Глубина применения ограничена.

На рис. 10.28 показан типичный вариант камерно-целиковой отработки пологих залежей, применявшейся на Николаевском и Жезказганском месторождениях. Николаевский рудник разрабатывает группу скарново-сульфидных залежей весьма сложной формы.

Отработка месторождения началась с выемки Глыбового рудного тела по камерно-целиковой схеме. Ширина первичных (ПК) и вторичных (ВК) камер принималась 20 м, высота в соответствии с мощностью залежи колебалась от 40 до 70 м, длина ограничивалась размерами рудного тела вкрест простирания и составляла 45–60 м.

Подготовка к очистным работам включала полевую проходку участкового уклона с заездами на подэтажи, восстающих, выработок вентиляционно-закладочного горизонта и выработок выпуска руды – траншейного и доставочного ортов, сбитых заездами. Из полевого уклона в каждом подэтаже высотой 15 м

нарезались в ПК два подэтажных орта по проектным контурам камеры и один в центре ВК. После прохода отрезного восстающего и разделки отрезной щели приступали к отбойке в первую очередь ПК.

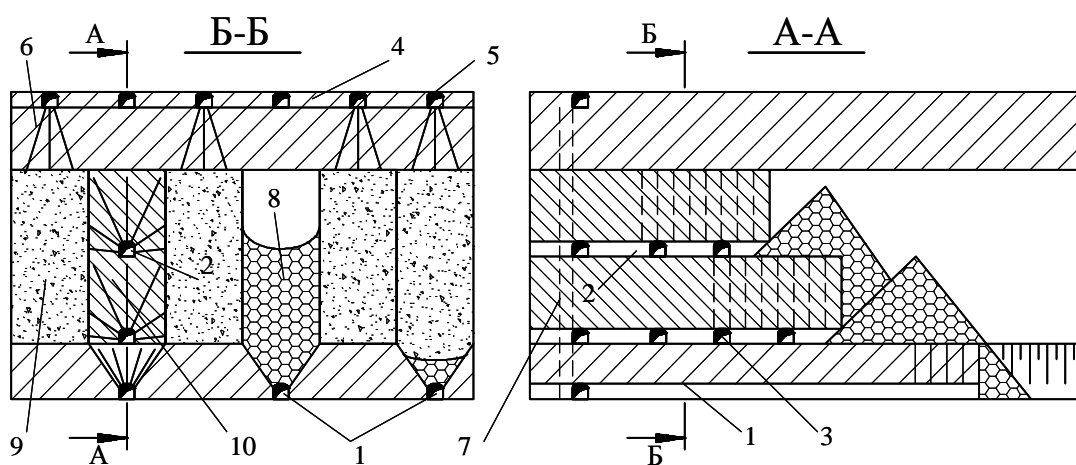


Рис. 10.28. Камерная система разработки с камерно-цементитовым порядком выемки. 1 – доставочный орт; 2 – буровой орт; 3 – штрек; 4 – вентиляционно-закладочный штрек; 5 – вентиляционно-закладочный орт; 6 – закладочные скважины; 7 – восстающий; 8 – отбитая руда; 9 – заложённая первичная камера; 10 – вторичная камера (целик).

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

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

Закладка ПК твердеющими смесями выполнялась по скважинам, пробуренных с вентиляционно-закладочного горизонта. После набора прочности искусственного массива в ПК 5 МПа, приступали к отработке ВК. Очистная выемка ВК велась в таком же порядке. Закладка их проводилась сухой породой, получаемой из проход-

ки полевых выработок, что, с одной стороны, снижало затраты на закладочные работы, с другой – исключало процесс выдачи и складирование пустой породы на поверхность.

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

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

На рудниках Жезказганского месторождения приняты следующие параметры выемки: ширина ПК и ВК – 15 м, высота – 35–40 м, длина – 40–60 м, высота подэтажа – 15 м. Сравнительные технико-экономические показатели геотехнологии приведены в табл. 10.6.

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

Таблица 10.6

Показатели камерно-целиковой отработки с закладкой

Показатели	Рудник Николаевский	Рудники Жезказганского месторождения
Удельный объем горнопроходческих работ, м ³ /1000т	61,4	67,4
Потери, %	4,5	4,0
Разубоживание, %	24,4	6,2
В том числе: конструктивные	14,2	–
цементной закладкой	4,5	нет данных
Производительность труда по системе разработки, т/чел.- см.	42,7	54,2

В весьма мощных крутых залежах (> 20 м) камеры располагают вкрест простирания. Их длина равняется мощности рудного тела, высота – высоте этажа, ширина 15–20 м.

Подготовка залежей к очистной выемке осуществляется полевыми выработками: уклоном с заездами на подэтажи, доставочного штрека с заездами в камеру и рудоспусков. Блоковые восстающие при разработке по простиранию располагаются в целиках (ВК) и вкрест простирания – в ПК и ВК. С уклона проходятся рудные подэтажные штреки (при подэтажной отбойке) или проводится верхняя подсечка (при отбойке нисходящими параллельными скважинами).

Отбойка руды производится скважинами из подэтажных штреков (ортов). Расположение скважин обычно веерное. В последние годы расширяется послонная отбойка зарядами VCR, размещенными в параллельно пробуренных нисходящих скважинах. Эволюцию способа отбойки руды в камере можно рассмотреть на примере рудника «Кидд Крик» (Канада).

Рудник разрабатывает залежь мощностью до 180 м. Угол падения $70\text{--}80^\circ$. Месторождение вскрыто на глубину 1560 м. Отработка большей части месторождения ведется камерной системой с закладкой и камерно-целиковым порядком выемки.

Очистные работы в камере начинаются с бурения отрезного восстающего диаметром 1,2–1,5 м. Первоначально отбойку руды проводили вертикальными веерами скважин диаметром 54 мм (рис. 10.29а). Испытывались и применялись другие схемы расположения взрывных скважин (рис. 10.29б, в и г).

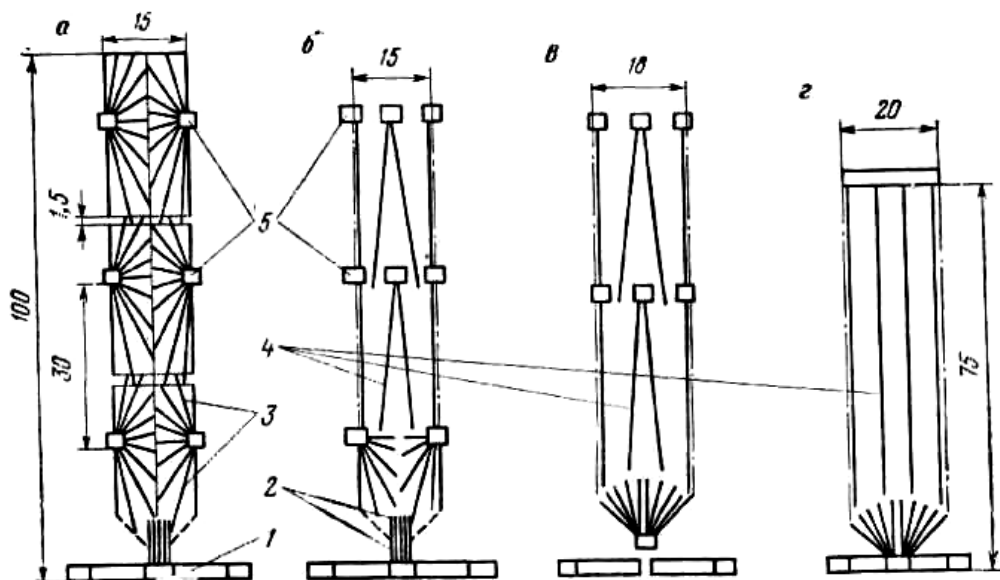


Рис. 10.29. Схемы расположения скважин при отбойке камерного запаса на руднике «Кидд-Крик».

1 – выработки выпуска; 2 – восстающие шпуров подсечки; 3 – скважины диаметром 54 мм; 4 – скважины диаметром 200 мм; 5 – буровые выработки.

В результате проведенных экспериментов, оценки дробимости руды и эффективности работ была принята схема расположения скважин диаметром 200 мм, по-

казанная на рис. 10.29 «г». При этом отбойка ведется восходящими слоями высотой до 2,0 м торцовой, площадной из заездов или площадно-торцовой схемам с доставкой руды ПДМ к рудоспускам. Конструкция горизонта выпуска рассмотрена выше.

Зачистка остатков отбитой руды дистанционно-управляемыми ПДМ позволяет выпуск и доставку руды вести при плоском днище камеры с одним заездом. Такая схема успешно применяется на многих рудниках Канады, США и Австралии. В частности, на руднике «Локербай» (Канада) крутопадающее рудное тело отрабатывается по камерно-целиковой схеме с закладкой (рис. 10.30). Глубина горных работ более 1000 м. Ширина камер 11 м, длина 12–37 м, высота 45–61 м. Отбойку руды осуществляют вертикальными слоями скважин пробуренных из верхней подсечки.

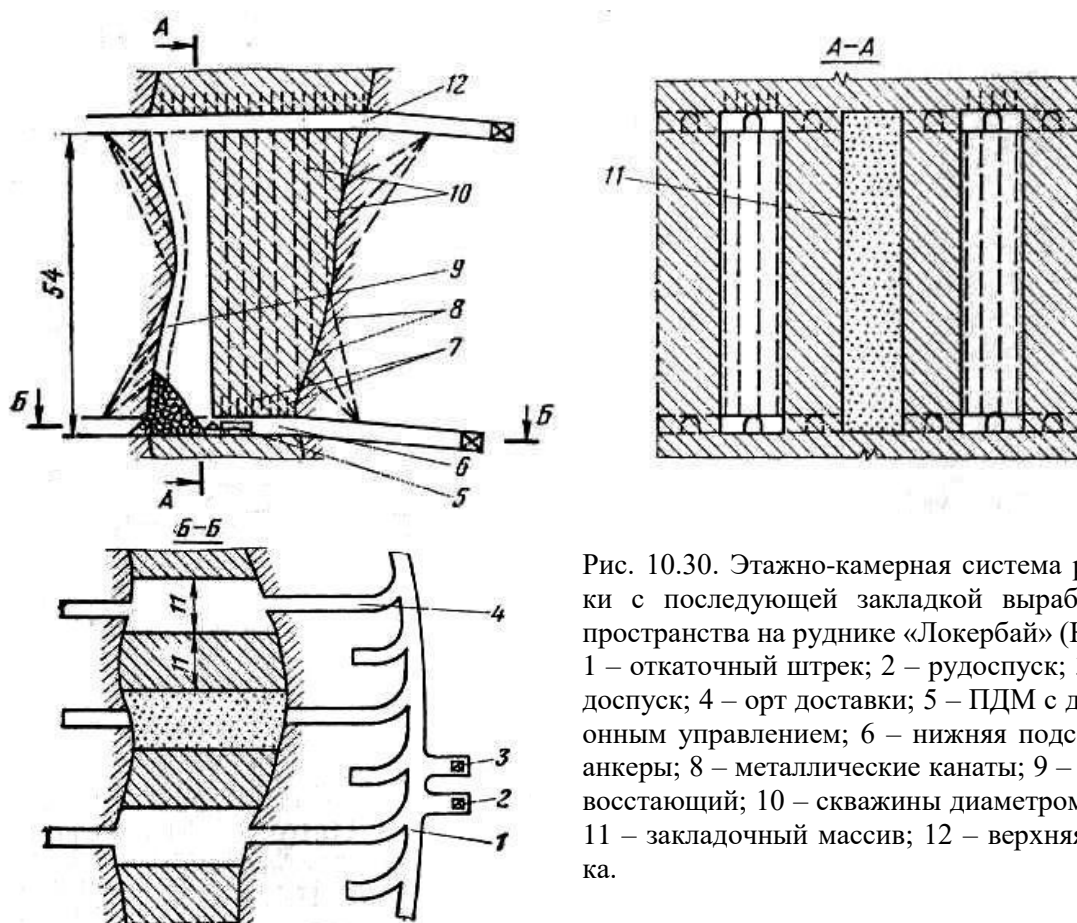


Рис. 10.30. Этажно-камерная система разработки с последующей закладкой выработанного пространства на руднике «Локербай» (Канада). 1 – откаточный штрек; 2 – рудоспуск; 3 – породоспуск; 4 – орт доставки; 5 – ПДМ с дистанционным управлением; 6 – нижняя подсечка; 7 – анкеры; 8 – металлические канаты; 9 – отрезной восстающий; 10 – скважины диаметром 165 мм; 11 – закладочный массив; 12 – верхняя подсечка.

Основная масса руды выгружается ПДМ по торцовой схеме, остатки извлекают ПДМ с дистанционным управлением. К настоящему времени, как отмечалось выше, созданы и используются автоматизированные системы управления ПДМ из диспетчерского пункта, расположенного на поверхности или в офисе горнодобывающей компании.

На этом же руднике, как показано на рис. 10.30, для укрепления пород лежащего и висячего боков применяются канатные анкеры, препятствующие обрушению пустых пород при отбойке руды. Скважины под анкерную крепь бурят из выработок верхней и нижней подсечки. В скважины заводят тросы и заполняют быстросхватывающимися цементными растворами.

Организация отработки запасов в этаже многостадийная. Камеры первой очереди разделяются целиками шириною 33 м. После отработки они заполняются твердеющей смесью при отношении хвостов обогащения к цементу 12 : 1. Подобным материалом заполняются отработанные камеры шириною 11 м второй очереди в центре целика. Участки третьей и четвертой очередей закладываются обычной гидрозакладкой отходов обогащения. В среднем отношение заполнителя к цементу составляет 24 : 1, что позволяет существенно сократить затраты на закладочные работы.

10.10. Оценка систем разработки с закладкой

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

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

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

Поддержание подработанного массива закладкой постоянно развивается. Выполненные замеры в искусственном массиве на Октябрьском руднике показали, что при пролете отработки 200 м на обширной площади напряжения в затвердевшей закладке достигли лишь 0,8 γH . Несмотря на то, что закладочный массив находится в условиях неполного сжатия, его действие ограничивают деформации и резкие разрушения окружающего массива, обеспечивая релаксацию напряжений в нем.

2. Высокие показатели полноты и качества извлечения запасов. Учитывая невозобновляемость и истощимость месторождений минерального сырья, особенно рудных ископаемых, значимость этого преимущества постоянно возрастает.

В табл. 10.7 приведены сравнительные технико-экономические показатели систем разработки с закладкой, применяемых на рудниках Норильского региона [Д.М. Бронников, 1982].

Таблица 10.7

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

Показатели	Варианты систем				
	Горизонтальные слои сверху вниз	Горизонтальные слои снизу вверх	С целиками на податливом основании	Горизонтальные слои сверху вниз	Сплошная камерная выемка
Удельный объем горнопроходческих работ, м ³ /1000 т	23	40	40	70	60
Трудоемкость, чел.-смен/1000 т	23	28	30	40	38
Производительность фланга панели, тыс.т/год	200	170	400	180	200
Потери, %	1,5	2,0	2,0	1,0	4,5
Разубоживание, %	8,0	12,0	11,0	12,0	13,0

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

Важным достоинством слоевых систем разработки является возможность выделить и оставить в недрах значительную часть породных включений. На рис. 10.31 показана технологическая схема, включающая частичную отбойку породных включений и размещение отбитой породы на почве заложённых слоев.

Вероятные относительные объемы оставленных в закладке породных включений в зависимости от коэффициента рудоносности (на примере Николаевского месторождения) приведены в табл. 10.8.

Таблица 10.8

Использование породных включений в качестве закладки

Показатели	Коэффициент рудоносности		
	0,5	0,7	0,85
Коэффициент выделения породных включений	0,96	0,91	0,82
Относительный объем включений, используемый для закладки, %	24,0	13,6	6,2

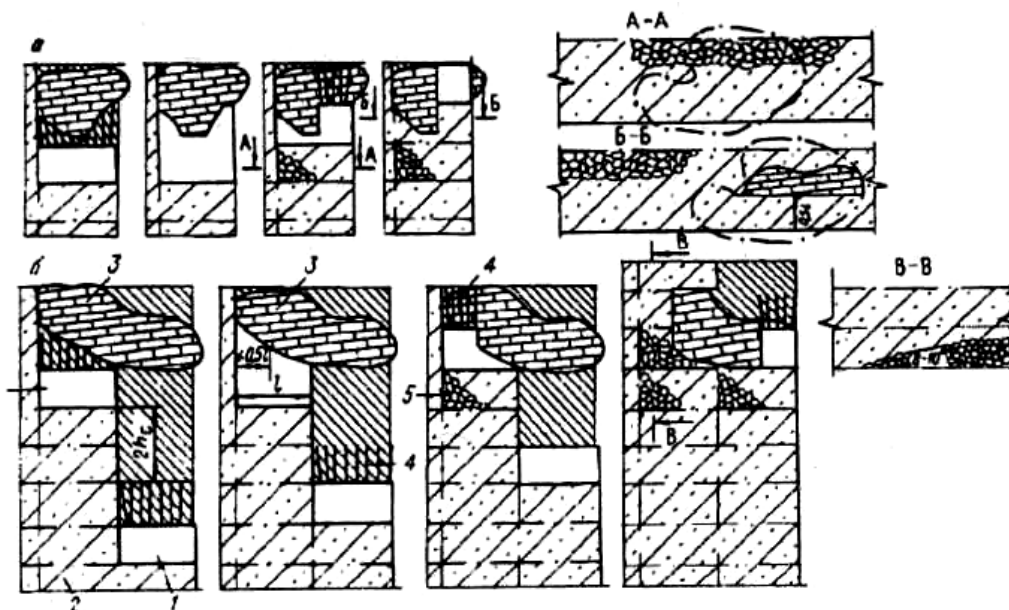


Рис. 10.31. Технологическая схема отбойки природных включений при слоевых системах: а – при малых породных включениях; б – при больших породных включениях.
1 – очистное пространство слоя; 2 – твердеющая закладка; 3 – породное включение; 4 – восходящие шпурсы; 5 – порода.

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

Трудоемкость по вариантам выемки с закладкой (табл. 10.7) находится в пределах 23–40 чел.-смен/1000т. На рудниках Горной Шории, разрабатывающих весьма мощные залежи железных руд одностадийной системой этажного обрушения, этот показатель составляет на отдельных предприятиях 39–57 чел.-смен./1000 т. Если принять во внимание сроки подготовки блоков или панелей к очистной выемке, отбойку и доставку руды, то сравнительная годовая производительность геотехнологий с обрушением и закладкой также вполне сопоставима.

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

5. Возможность утилизировать отходы горно-обогатительного производства. Для приготовления закладочных смесей широко используются «хвосты» обогати-

тельных фабрик, отвальные породы от вскрышных и проходческих работ, гранулированные шлаки металлургического производства, золы ТЭЦ и т.д. Применение систем разработки с закладкой позволяет создавать безотходную геотехнологию подземной добычи руд, отказаться от размещения отвалов и хвостохранилищ на земной поверхности.

Контрольные вопросы и задания к главе 10

1. Перечислите основные системы разработки с закладкой выработанного пространства.
2. Опишите сплошную слоевую выемку снизу вверх и принципы отработки залежи этой геотехнологией.
3. Расскажите о процессах очистных работ, их особенностях при сплошной слоевой выемке сверху вниз.
4. Назовите область применения системы разработки горизонтальными слоями с нисходящим порядком выемки.
5. Перечислите особенности камерно-слоевых систем разработки, их отличия от слоевой выемки.
6. Назовите особенности однослойной сплошной выемки с закладкой на глубоких рудниках Индии и ЮАР.
7. Охарактеризуйте варианты сплошной камерной системы разработки с твердеющей закладкой.
8. Оцените камерную систему разработки с закладкой и камерно-целиковым порядком выемки.
9. Какие достоинства и недостатки присущи системам разработки с закладкой выработанного пространства?

ГЛАВА 11

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

11.1. Общие сведения

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

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

Отставание самообрушения и зависания пород всякого бока или кровли создают угрозу внезапного обрушения горной массы в больших объемах, вызывая явление воздушного удара в нижележащих рабочих горных выработках. На Николаевском руднике (случай рассмотрен в разделе IV) зависший крупный структурный блок в кровле очистной выработки взрывоподобно разрушился в форме горного удара. В подобных ситуациях обязательно должно своевременно производиться принудительное обрушение пород буровзрывным способом.

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

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

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

В-третьих, на контакте с отбитой рудой всегда присутствуют налегающие пустые породы. В процессе выпуска неизбежно происходят, с одной стороны, потери части полезного ископаемого в выработанном пространстве, с другой – примешивание пустых пород. Сравнительно низкие показатели качества и полноты извлечения запасов из недр при системах с обрушением (относительно вариантов с заклад-

кой выработанного пространства) ограничивают область их применения отработкой малоценных и средней ценности руд.

11.2. Параметры предохранительной подушки

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

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

Параметры предохранительной подушки определяются по методике, разработанной в МГГУ под руководством В.Р. Именитова.

Необходимая толщина породной подушки (H_{nn}) прямо пропорциональна высоте падения пород (H_{nad}) и приближенно определяется:

$$H_{nn} = \kappa \times H_{nad}, \text{ м}, \quad (11.1)$$

где κ – коэффициент пропорциональности;

$$\kappa = \kappa_1 \times \kappa_2 \times \kappa_3 \times \kappa_{рез}, \quad (11.2)$$

где κ_1 – коэффициент, учитывающий аэродинамическое сопротивление предохранительной подушки;

κ_2 – то же, обрушенных пород и рудовыпускных выработок;

κ_3 – то же, обрушенных пород и рудовыпускных выработок;

$\kappa_{рез}$ – коэффициент резерва, учитывающий прочие факторы, принимается равным 1,3 при условии, что толщина подушки и диаметр среднего куска изменяются во времени не более чем на 20%.

$$\kappa_1 = 3\sqrt[3]{(0,01 - 0,003f)d_{cp}}, \quad (11.3)$$

$$\kappa_2 = 0,9 - 0,01H_{nad}, \quad (11.4)$$

где f и d_{cp} – соответственно, крепость и средневзвешенный размер куска обрушенной породы.

Формула 11.4 ограничивается условием: $H_{nad} \leq 70$ м. При частичном обрушении пород в небольшом объеме $\kappa_2 = 0,36$.

Коэффициент аэродинамического сопротивления выработок выпуска κ_3 зависит от площади их сечения и скорости воздушного потока свободно падающей горной массы. Эта связь описывается эмпирической формулой:

$$\kappa_3 = 0,01 \left(\frac{S}{ns} \right)^a + 1, \quad (11.5)$$

где S – площадь основания блока, м²;

s – площадь выпускного отверстия, м²;

n – число выпускных отверстий;

a – коэффициент, учитывающий объем обрушенных пород.

При частичном обрушении пород $a = 1$, при полном обрушении $a = 0,7$.

При образовании подушки принудительным обрушением:

$$H_{nn} = \frac{\kappa}{1 + \kappa \left(1 - \frac{1}{\kappa_p} \right)} H_{над}, \quad (11.6)$$

где κ – определяется из формулы (11.2);

κ_p – коэффициент разрыхления пород, слагающих подушку.

При $\kappa_p = 1,35$ высота породной подушки приближенно определяется:

$$H_{nn} = \frac{\kappa}{1 + 0,25\kappa} H_{над}. \quad (11.7)$$

Согласно натурным наблюдениям на рудниках Криворожского бассейна, на Николаевском месторождении высота породной подушки 20 м достаточна для защиты и сохранности горных выработок от внезапных обрушений горной массы в больших объемах.

11.3. Выпуск руды под обрушенными породами

При разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом более 35% добываемого минерального сырья выпускают под обрушенными налегающими породами. Основной задачей этого процесса является максимизация показателей полноты и качества извлечения запасов из недр.

Основными показателями выпуска являются:

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

В начальной стадии из очистных выработок извлекается чистая руда. По мере истечения происходит примешивание к руде пустых налегающих пород. Наступает момент, когда из выработок выпуска поступает руда с содержанием полезных компонентов ниже допустимого уровня, и процесс останавливают. Это содержание в последних дозах выпуска на каждом месторождении устанавливается экономиче-

скими расчетами. На его основе определяется предельное разубоживание руды ($R_{пред}$) в последней дозе выпуска:

$$R_{пред} = \frac{c - a}{c - b}, \quad (11.8)$$

где c – содержание металла в руде;

a – экономически допустимое содержание полезных компонентов;

b – содержание металла в разубоживающей породе.

Выпуск под обрушенными породами происходит из объемов, напоминающих по форме вытянутые по вертикали эллипсоиды вращения (рис. 11.1). Частицы отбитой руды, лежащие на поверхности эллипсоида, подходят к выпускному отверстию одновременно.

Объем фигуры выпуска достаточно корректно описывается следующим выражением [В.В. Куликов, 1980]:

$$\frac{H}{D} = \sqrt{mH}, \quad (11.9)$$

где $\frac{H}{D}$ – коэффициент вытянутости эллипсоида;

H – высота эллипсоида, м;

D – наибольший горизонтальный диаметр эллипсоида, м;

m – эмпирический коэффициент, зависящий от сыпучих свойств руды, m^{-1} (принимает значение 0,9–1,4; меньшие значения характерны для сильно уплотненных руд).

Параметры фигуры выпуска оцениваются единым комплексным показателем сыпучих сред – показателем сыпучести (ρ). Физический смысл его выражается радиусом кривизны вершины фигуры выпуска:

$$a = \frac{b^2}{\rho}; \quad (11.10)$$

$$b = \sqrt{\frac{\rho H_v}{2}}; \quad (11.11)$$

$$V = \frac{4}{3} \pi a b^2; \quad (11.12)$$

$$V_s = \frac{\pi}{3} \rho H_v^2; \quad (11.13)$$

где a и b – соответственно, большая и малая полуось эллипсоида выпуска, м;

ρ – показатель сыпучести, м;

H_v – высота эллипсоида выпуска, м;

V и V_s – соответственно объемы эллипсоида выпуска, определяемые по его полуосям и полной высоте, m^3 .

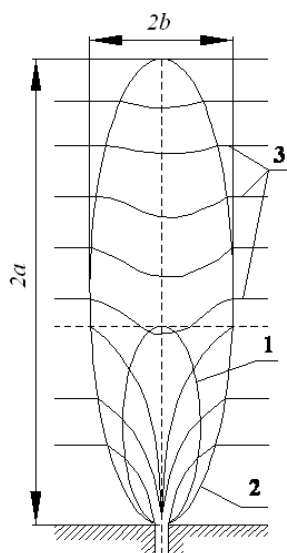


Рис. 11.1. Фигура выпуска руды.
1 – эллипсоид выпуска руды; 2 – эллипсоид вторичного разрыхления; 3 – границы слоев, которые до начала выпуска были горизонтальными.

Показатель сыпучести зависит от гранулометрического состава сыпучей массы, коэффициента разрыхления, плотности, условий отбойки. Низкий коэффициент разрыхления, высокая плотность выпускаемого материала и отбойка руды в зажатой среде обуславливают низкий показатель сыпучести, при котором эллипсоид выпуска имеет вытянутую форму в виде «столба», что значительно ухудшает показатели извлечения.

Освобождающееся от руды пространство заполняется другими ее частицами руды и породы из окрестностей эллипсоида выпуска, в результате чего образуется эллипсоид вторичного разрыхления (рис. 11.1). Разубоживание руды начинается с момента, когда происходит прогиб контакта «руда – порода» при достижении эллипсоида выпуска высоты отбиваемого слоя или блока (рис. 11.2).

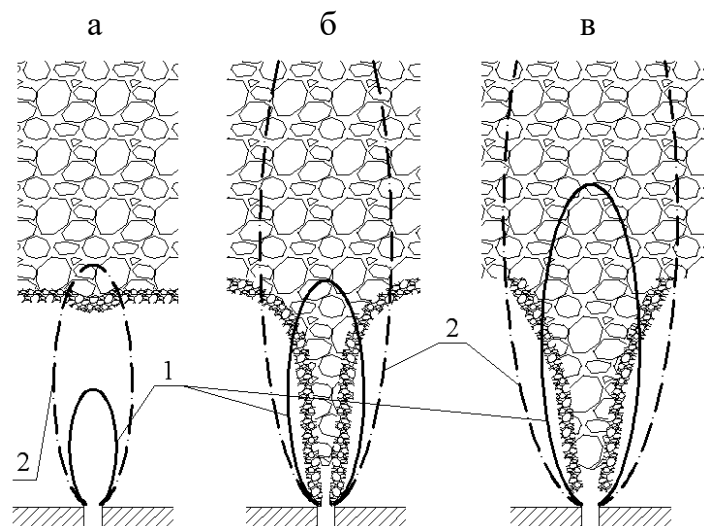


Рис. 11.2. Стадии выпуска руды под обрушенными породами.
а – начало прогиба контакта «отбитая руда – порода»; б – начало разубоживания; в – окончание выпуска.
1 – эллипсоид выпуска; 2 – эллипсоид разрыхления.

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

При определении показателей извлечения руды необходимо учитывать следующие факторы:

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

Рассмотрим влияние некоторых из этих факторов на показатели извлечения. Увеличение высоты отбиваемого слоя при постоянном расстоянии между выработками выпуска снижает потери руды. Чем меньше расстояние между выработками выпуска, тем выше показатели извлечения. Оптимальным расстоянием между ними считается такое, при котором затраты на проведение выработок и их поддержание в сумме с экономическим ущербом от потерь и разубоживания руды будут минимальными. На практике принято расстояние между выпускными выработками принимать по условию их устойчивости и сохранности.

Наличие бокового контакта отбитой руды с обрушенными пустыми породами обуславливает дополнительные потери и разубоживание руды.

Движение частиц в потоке происходит, в основном, под давлением вышележащей толщи пород, по сравнению с которым собственным весом частиц можно пренебречь. Руда и пустая порода, имеющие различные объемные веса, приводятся в движение одинаковым давлением налегающих пород.

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

Различают равномерно-последовательный и поочередный режимы выпуска. Равномерно-последовательный режим характеризуется выпуском одинаковыми дозами последовательно из выпускных отверстий. Он обеспечивает равномерное оседание поверхности «отбитая руда – порода», минимальные потери и разубоживание руды.

Поочередный – это выпуск, при котором поочередно из выпускных отверстий руду извлекают полностью на всю высоту обрушенного слоя. Такой режим используется на железорудных месторождениях Горной Шории, применяющих одностадийную систему разработки этажного принудительного обрушения с пло-

щадным выпуском руды. Ему свойственно снижение показателей извлечения по сравнению с равномерно-последовательным режимом, но при этом упрощается организация работ.

Теоретически установлено, что достижение высоких показателей извлечения руды обеспечивается при условии, что пространственная форма отбитого слоя руды соответствует фигуре эллипсоидов выпуска. Для достижения высокой эффективности добычи необходимо, чтобы параметры отбойки полезных ископаемых максимально соответствовали параметрам эллипсоида выпуска.

Особенности и показатели извлечения при площадной и торцовой технологиях выпуска руды достаточно подробно изложены в учебниках М.И. Агошкова [1982], В.Р. Именитова [1984] и монографиях В.В. Куликова [1980] и Н.Г. Дубынина [1968]. Площадно-торцовая схема выпуска полезного ископаемого под обрушенными породами, разработанная в ИГД СО РАН, является новым процессом [А.М. Фрейдин, 2008]. Для характеристики этого способа извлечения руды из блоков по сравнению с широко распространенным торцовым выпуском ниже приводятся результаты моделирования этих схем на эквивалентных материалах.

Исследование проводилось на объёмных моделях. Корректность моделирования обеспечивалась выполнением основных трёх условий подобия природы и модели: геометрического $L_1/L_2 = \lambda$, кинематического $t_1/t_2 = \eta$ и динамического $F_1/F_2 = \delta^*$. (где L_1, L_2 – линейные размеры в натуре и модели; t_1, t_2 – промежутки времени, за которые сходственные точки совершают подобные перемещения; F_1, F_2 – силы, действующие в сходственных областях природы и модели).

Начальные и граничные условия в модели соответствовали подобным условиям природы: запас длины, ширины и высоты модели принимался достаточным, чтобы в этих пределах разместилась зона потока выпуска с учётом проникновения боковых и налегающих пустых пород. В качестве руды и налегающих пород использовались соответственно рудный концентрат (крупностью частиц 4–6 мм, плотностью 3,65 т/м³) и доломитовая крошка (крупностью 6–10 мм и плотностью 2,6 т/м³), наиболее отвечающие свойствам руды и налегающих пород в натуре.

Параметры моделей с учётом принятого геометрического масштаба $\lambda = 100$ составили: для технологии торцового выпуска руды – расстояние между буродоставочными ортами $L = 0,12–0,14$ м, высота подэтажа $h = 0,10–0,20$ м, толщина отбиваемого слоя $t_{cl} = 0,035–0,05$ м; для технологии площадно-торцового выпуска руды соответственно $L = 0,12–0,14$ м, $h = 0,10–0,20$ м, $t_{cl} = 0,08–0,10$ м (рис. 11.3).

* Фрейдин А.М., Неверов С.А. Моделирование площадно-торцовой технологии выпуска руды под обрушенными породами // ФТПРПИ. — 2005. — № 5.

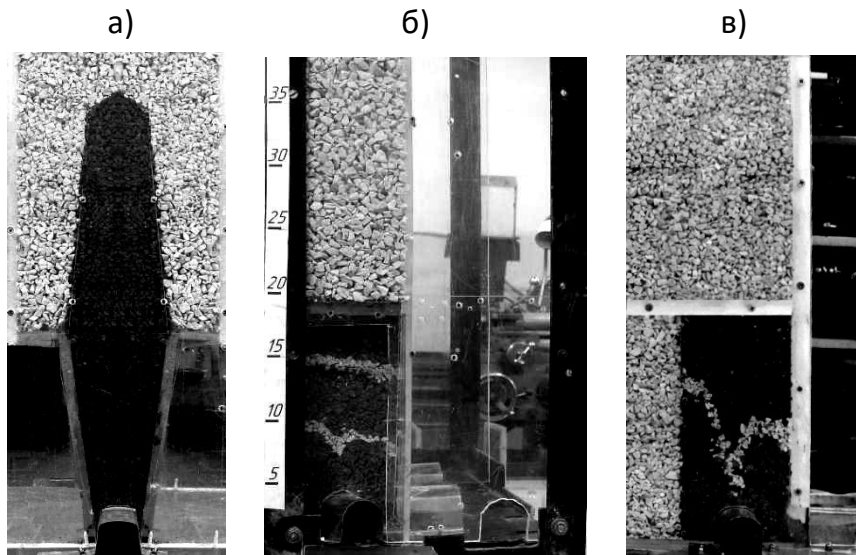


Рис. 11.3. Модель выпуска руды: а) торцовый; б) и в) площадно-торцовый.

Динамическое подобие выполнялось при условии:

$$\delta = \gamma_1 / \gamma_2, \quad (11.14)$$

где γ_1, γ_2 – соответственно, объёмные веса руды и рудного концентрата (материала, используемого в модели). Здесь и далее индекс 1 относится к натуре, 2 – к модели.

Процесс истечения руды характеризуется временем. В связи с этим при моделировании соблюдалось кинематическое подобие. Определяющими факторами при этом являются ускорение свободного падения (g_1 и g_2) и скорость движения частиц:

$$\theta = \frac{g_1}{g_2} = 1 \quad (11.15)$$

В динамически подобных системах, находящихся в поле сил гравитации, скорость движения частиц в потоке должна согласовываться с критерием подобия Фруда*:

$$\frac{v_1^2}{L_1 g_1} = \frac{v_2^2}{L_2 g_2}, \quad (11.16)$$

где v_1^2, v_2^2 – скорости движения частиц, соответственно, в натуре и модели.

Из формулы (11.16) следует равенство:

$$v_1 = \sqrt{\lambda \theta} v_2. \quad (11.17)$$

При моделировании выпуска учесть подобие давления боковых пород технически сложно, достаточно ограничиться соблюдением силового подобия весом налегающих пород.

Масштаб моделирования вертикальных сил давления принимался по критерию подобия Эйлера*:

* Крамаджян А.А., Стажевский С.Б., Хан Г.Н. Моделирование выпуска сыпучих материалов из ёмкостей // ФТПРПИ. — 1999. — № 4.

$$\frac{\gamma_1 v_1^2}{\sigma_1} = \frac{\gamma_2 v_2^2}{\sigma_2}. \quad (11.18)$$

Подставив выражение (11.14) и (11.17) в (11.18) получим:

$$\sigma_2 = \frac{\sigma_1}{\lambda \delta \theta}. \quad (11.19)$$

Полное подобие физико-механических и деформационно-прочностных свойств сыпучего материала достигается через приведённый показатель сыпучести $\rho = 1,15-1,25$ м при коэффициенте разрыхления $K_p = 1,34-1,36$ (наиболее вероятная плотность упаковки), соответствующий натурным условиям при высоте столба налегающих пород равной высоте трех – четырех подэтажей. Выпуск осуществлялся путём чередования извлечения руды из заезда и торца с изменением толщины и ширины отбиваемых слоёв. Для получения адекватных показателей извлечения в модели имитировались остатки руды на выше отработанном подэтаже.

Критерием оценки показателей извлечения было принято предельное разубоживание в последней дозе выпуска (R^1) [В.В. Куликов, 1980]. Количество извлекаемой из моделей рудной массы соответствовало 60% предельному разубоживанию.

Моделированием торцового выпуска установлено (табл. 11.1), что наилучшие показатели извлечения достигались при толщине отбиваемого слоя $t_{сл} = 3,7-4,5$ м. Потери руды составили 12,5–13,1%, разубоживание 22,7–23,5% (рис. 11.4).

Таблица 11.1

Основные показатели моделирования выпуска руды

Показатели	Площадно-торцовый выпуск		Торцовый выпуск $h = 20$ м $t_T = 4,0$ м
	при $h = 15$ м $t_{сл} = 8$ м	при $h = 20$ м $t_{сл} = 10$ м	
Запасы слоя в разрыхленном состоянии, кг	3,90–4,10	7,56–7,70	2,92–3,01
Коэффициент разрыхления	1,33–1,36	1,33–1,36	1,35–1,36
Показатель сыпучести, м	1,15–1,2	1,15–1,18	1,2–1,25
Извлечённая чистая руда до начала разубоживания, кг	2,45–2,55	4,45–4,79	1,31–1,35
то же, %	63–65	60–63	39–45
Добытая рудная масса, кг	4,15–4,26	7,940–8,110	3,35–3,41
то же, %	106–109	106–109	113–120
В том числе: извлечённая руда, кг	3,58–3,68	6,895–6,960	2,57–2,61
пустая порода, кг	0,538–0,57	1,020–1,153	0,75–0,80
Потери, %	8,0–8,4	8,3–8,6	12,5–13,1
Разубоживание, %	13,4–14,1	13,8–14,6	22,7–23,5

При площадно-торцовом выпуске руды в модели с параметрами $h = 20,0$ м, $t_{сл} = 10,0$ м (рис. 11.3 б, в) показатели извлечения составили (табл. 11.1): выход чистой руды 58–62%, потери изменялись от 8,3 до 8,9%, общее разубоживание 14,0–15,3%

(рис. 11.4). Для моделей с параметрами $h = 15$ м, $t_{cl} = 8$ м показатели извлечения составили потери 8,0–8,4%, разубоживание 13,4–14,1% (рис. 11.4).

В процессе экспериментов площадно-торцовой схемы выпуска изучался равномерно-последовательный режим одинаковыми дозами из погрузочного заезда и из торца буро-доставочного орта и в соотношении – соответственно 2:1, 3:1 и 1:2.

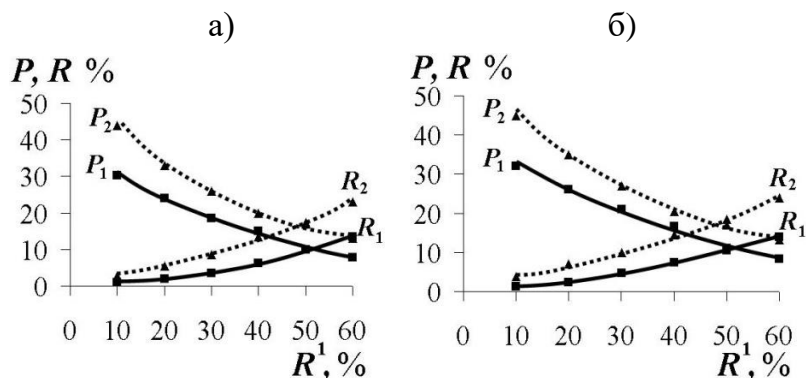


Рис. 11.4. Сравнительные графики зависимостей показателей извлечения руды от предельного разубоживания в последней дозе выпуска: а) при $h = 15,0$ м; б) при $h = 20,0$ м; P_1, P_2 и R_1, R_2 – соответственно потери и разубоживание руды при площадно-торцовой и торцовой технологии выпуска.

Установлено, что наилучшие показатели извлечения достигались при выпуске руды в вариантах с равными дозами и в соотношении 2:1 (рис. 11.5).

Более высокое качество извлечения запасов, по сравнению с вариантами 3:1 и 1:2 объясняется уменьшением площади контакта руды с обрушенной породой, которая оставалась в первых двух режимах практически постоянной при выпуске до 75-80% рудной массы.

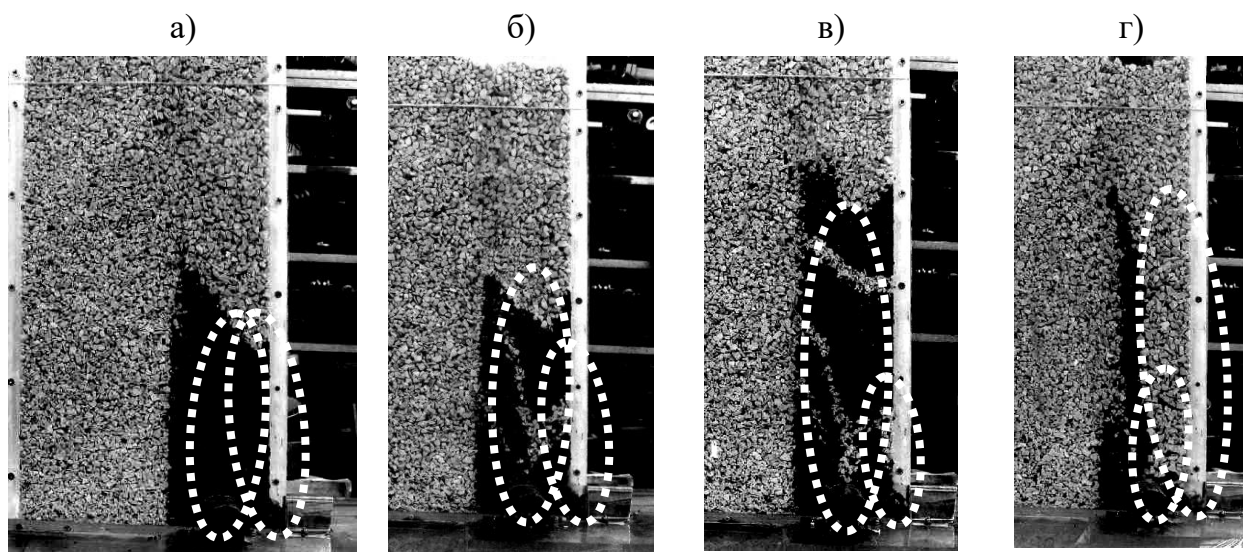


Рис. 11.5. Фрагменты параметров зон потоков при выпуске отбитого слоя руды: а) равными дозами; б) дозами в соотношении 2:1; в) соответственно – 3:1; г) соответственно – 1:2.

Кроме того неоднородность разрыхления материала в отбитом слое в вариантах «в» и «г» (рис. 11.5) способствовало значительным отклонениям области течения руды относительно оси выпускных выработок и провоцировало более раннее примешивание пород к ней.

Рациональные параметры технологии отбойки устанавливались путем ранжирования толщины отбиваемого слоя. В моделях с высотой подэтажа $h = 20$ м (ширина панели 10 м) толщина выпускаемого слоя принималась $t_{сл} = 8, 10, 12$ и 15 м и при $h = 15$ м (ширина панели 8 м) соответственно – $t_{сл} = 6, 8, 10$ и 12 м. Ширина выработки выпуска составляла 4 м. Результаты моделирования представлены на рис. 11.6.

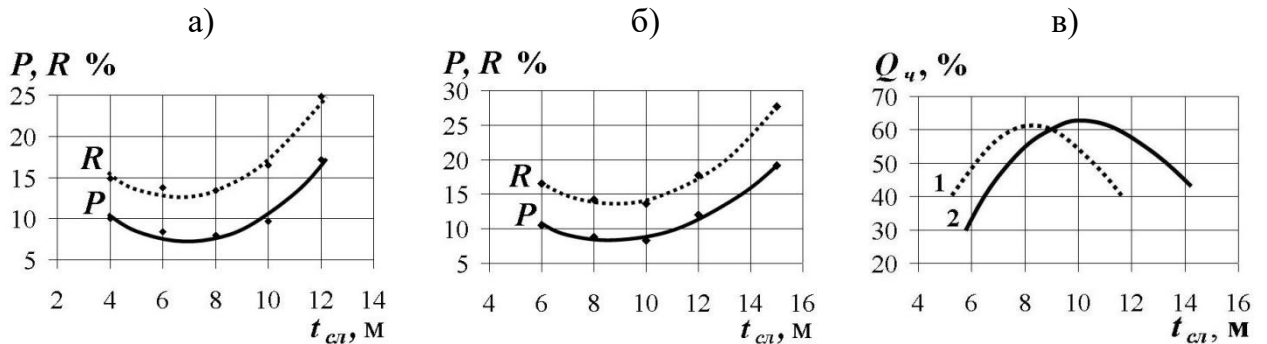


Рис. 11.6. Графики зависимости показателей извлечения от толщины отбиваемых слоёв:
 а) при $h = 15$ м; б) соответственно при $h = 20$ м; в) выход чистой руды.
 1 – при $h = 15$ м, 2 – при $h = 20$ м.

Как видно из рис. 11.6, минимальные потери и разубоживание, а также максимальный выход чистой руды достигались при толщине слоя $t_{сл} \approx 8$ и 10 м соответственно для $h = 15$ и 20 м. Рациональная толщина отбиваемых слоёв по условию выпуска составляет половину высоты подэтажа ($t_{сл} \approx 0,45 \div 0,5h$).

11.4. Система подэтажного обрушения

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

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

Отбойка руды – веерами взрывных скважин на зажатую среду (обрушенную породу). В зависимости от напряженного состояния, устойчивости рудного массива

выпуск руды под обрушенными породами может осуществляться по торцовой, площадно-торцовой и фронтально-торцовой технологическим схемам. На железорудных месторождениях Криворожского бассейна сохраняется донный выпуск виброустановками и скреперными установками с откаткой руды рельсовым транспортом.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке подэтажного пологого доставочного штрека, обычно в лежащем боку рудного тела, сбитого с участковым полевым уклоном и рудоспусками с концентрационным транспортным горизонтом (рис. 11.7). Из доставочного штрека нарезают подэтажные панельные буро-доставочные орты и на контуре висячего бока отрезные восстающие. После разделки отрезной щели приступают к очистной выемке подэтажа.

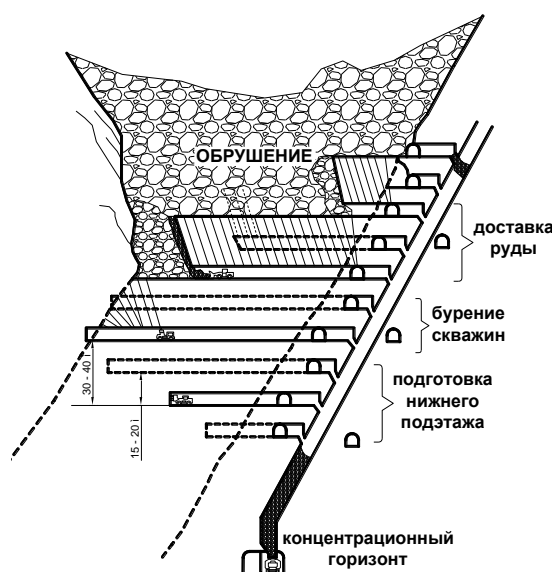


Рис. 11.7. Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

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

Характерным примером эффективного применения подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды является рудник «Кируна» (Швеция). Крутопадающая рудная залежь простиранием более 3-х км разведана на глубину 1,5 км. Мощность ее 50–90 м. Содержание железа – более 60%. Контакты между рудой и породой четкие. Вмещающие породы – кварцевые порфиры – содержат магнетит до 15–20%. Вскрытие месторождения произведено системой вертикальных стволов и капитальным уклоном с организацией одного концентрационного горизонта, который в настоящее время расположен на глубине 1045 м. На каждый из пяти само-

стоятельных участков (рис. 11.8) пройдены главные уклоны сечением 5×8 м, обеспечивающие доступ самоходной техники на подэтажи в действующие забои.

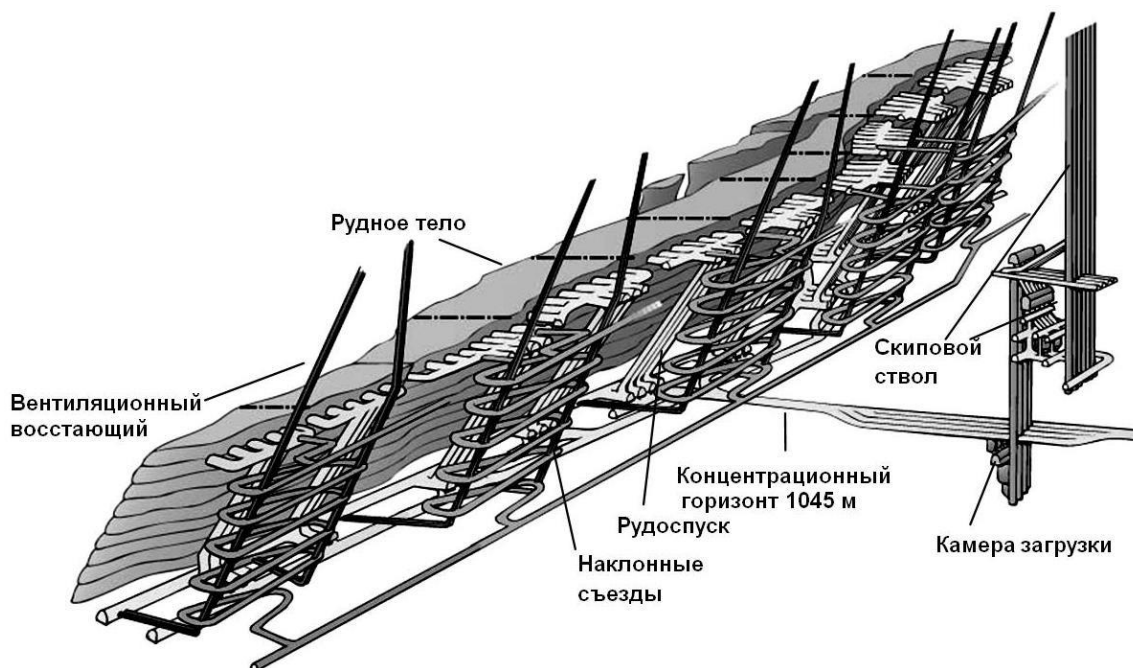


Рис. 11.8. Схема рудника «Кируна».

Основные процессы добычи руды показаны на схеме рис. 11.9. Высота подэтажа в течение многолетней практики применения системы изменялась от 13–15 м и в настоящее время, с ростом точности разбуривания рудного массива, составляет 28,5 м.

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

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

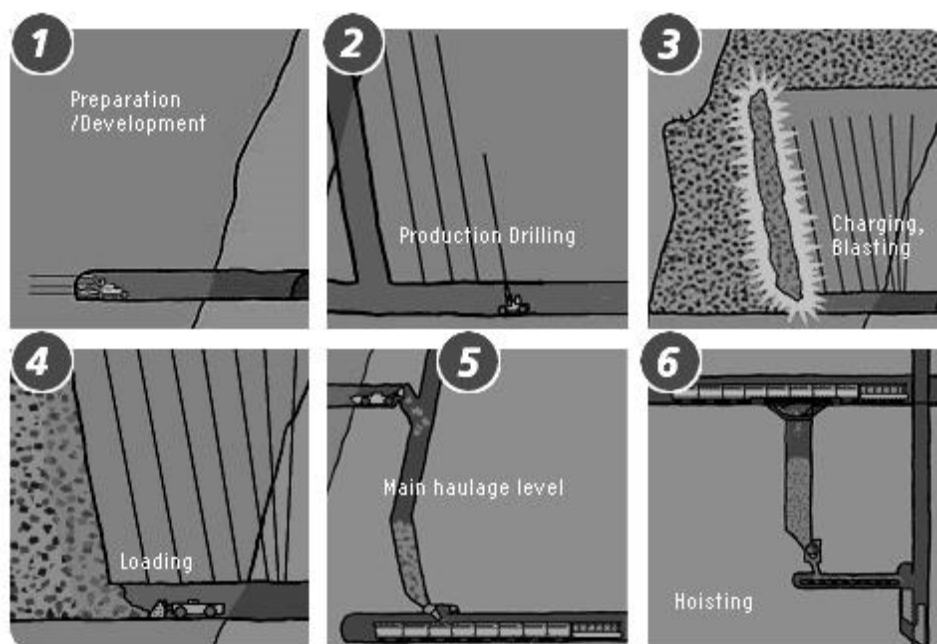


Рис. 11.9. Основные процессы системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на руднике «Кируна».

1 – подготовительные работы; 2 – добычное бурение; 3 – зарядание, взрывание; 4 – погрузка, 5 – перепуск руды на основной откаточный горизонт; 6 – подъем.

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

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

Согласно данным шведских специалистов производительность доставки при расстоянии до рудоспуска 100–120 м дистанционно управляемых погрузчиков и с ручным управлением примерно одинакова и составляет в среднем 2200 т/смену.

Определенный интерес представляет экспериментальная отработка системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды Глыбового рудного тела (ГРТ) на Николаевском руднике (рис. 11.10). В морфологическом отношении залежь ГРТ–3 представляла собой крутопадающее тело изометрической формы с размерами 50×60×90 м. Глубина ее залегания от поверхности 700–800 м. Внутри рудного тела в большом количестве имелись глыбы известняка с линейными размерами от 5 до 20 м. Объем породных включений по отдельным подэтажам колебался от 20 до

40% от объема запасов. Руды слаботрешиноватые устойчивые, вмещающие породы средней устойчивости. Ценность полезных компонентов – средняя.

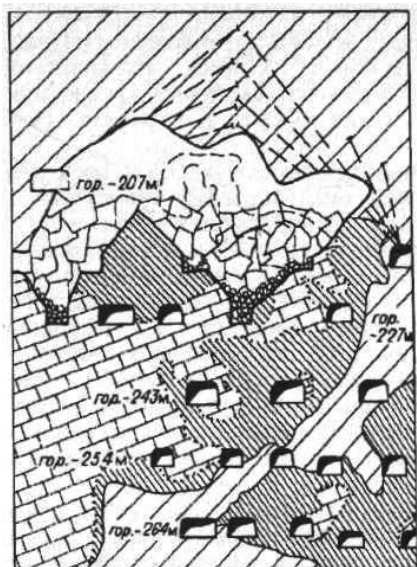


Рис. 11.10. Система подэтажного обрушения при выемке рудного тела ГРТ-3.

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

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

2. Последующие подэтажи высотой 10–12 м обрабатывались ромбовидными панелями под обрушенными породами. Породы кровли были разбурены из полевых фланговых выработок и обрушены в форме шатра. Нижняя часть скважин в кровле была взорвана принудительно из расчета образования предохранительной подушки, требуемой толщины. Верхняя ее часть была подготовлена к самообрушению с приданием ей шатровой формы, камуфлетным взрыванием верхних веерообразных скважин.

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

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

Благодаря многозабойной проходке в три смены, бригада выполняла два цикла в сутки с уходкой 5 м при среднем сечении выработки 14 м². Проходка вентиляционных восстающих и рудоспусков выполнялась бурением комбайном КВ-2 кон-

струкции института «Гипрорудмаш» (Украина). Производительность комбайна при диаметре выработки 1,6 м без учета монтажно-демонтажных работ составила в среднем 5,5 м/сутки.

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

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

Достиженные технико-экономические показатели при отработке ГРТ–3 приведены в таблице 11.2.

Таблица 11.2

Технико-экономические показатели системы подэтажного обрушения на Николаевском руднике

Показатели	Проект	Факт
Потери, %	4,5	5,1–7,0
Разубоживание руды, %	13,6–15,5	29,0
Удельный объем проходческих работ, м ³ /1000 т	61,42	87,7
м/1000 т.	3,61	8,2
в том числе горно-подготовительных, м/1000 т	1,85	3,6
Производительность труда рабочего по системе, т/чел. смену.	42,7	46,0
м ³ /чел. смену.	13,0	14,0

Многолетний опыт применения подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на зарубежных и отечественных рудниках позволяет отметить следующее. Имея высокие технико-экономические показатели, эта технология характеризуется высокой способностью к автоматизации основных производственных процессов, отличается максимальной простотой и гибкостью, позволяет эффективно разведывать контуры весьма сложных рудных залежей, регулировать высоту подэтажа и обрушенных зон, стабилизировать качество добываемой руды и оставлять часть породных включений в выработанном пространстве. Высокая интенсивность очистной выемки, постоянное обновление торца забоя при отработке обеспечивают безопасность выпуска руды даже при разработке неустойчивых руд. Послойная отбойка руды снижает сейсмическое воздействие на окружающий массив и вероятность проявления горного давления в динамической форме.

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

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

Рассмотренная вентиляция буро-доставочных ортов используется в практике рудников «Кируна» и др. В нашей стране предложены иные решения модернизации этой геотехнологии, позволяющие нейтрализовать отмеченные выше недостатки.

В ИГД СО РАН разработан вариант подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды под обрушенными породами (рис 11.11). Отличительной особенностью его по сравнению с торцовым выпуском является дополнительная проходка между буро-доставочными ортами погрузочных заездов, которые используются для вентиляции забоя и выпуска обрушенной руды из торца заезда.

Подготовительно-нарезные работы при этой геотехнологии заключаются в проходке участкового уклона, транспортного и вентиляционного штреков, рудо-спусков, буро-доставочных ортов и погрузочных заездов. В случае высокого горного давления или недостаточной устойчивости руд проходка погрузочных заездов ведется по мере выемки отбиваемых слоев. При этом в работе должно находиться не менее двух заездов, первый из которых используется для выпуска руды, второй – для проветривания.

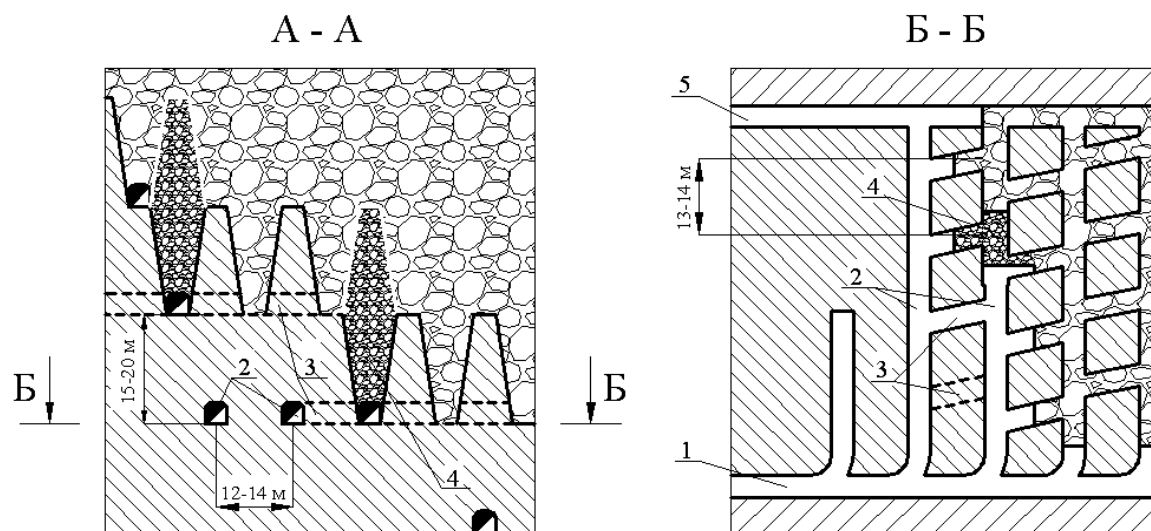


Рис. 11.11. Технология подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды.
 1 – транспортный штрек; 2 – буро-доставочный орт; 3 – погрузочные заезды;
 4 – слой отбитой руды; 5 – вентиляционный (отрезной) штрек.

Подготовка горизонта отбойки, выпуска и доставки руды по данной схеме позволяет обеспечить вентиляцию забоя за счет общешахтной депрессии. Свежий

поток воздуха из доставочного штрека поступает в отрабатываемую панель и далее, через погрузочный заезд и погашенную вентиляционную отрезную выработку, выбрасывается в вентиляционный канал.

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

Выполненный комплекс исследований на физических моделях и аналитические расчеты, показали, что площадно-торцовая технология выпуска относительно торцовой позволяет уменьшить потери на 15–20 и разубоживание на 30–35 относительных процентов (рис. 11.4).

Минимальные потери и разубоживание руды достигаются:

- равномерно-последовательным режимом выпуска дозами из погрузочного заезда и буро-доставочного орта в соотношении соответственно 2:1;
- толщина обрушаемого слоя руды должна быть равной половине высоты подэтажа (рис. 11.6);
- рациональное расстояние между буро-доставочными ортами при высоте подэтажа 15 и 20 м составляет соответственно 12 и 14 м и между погрузочными заездами соответственно 12,0–12,5 и 13,5–14,5 м.

Ниже в табл. 11.3 приведены сравнительные технико-экономические показатели системы с торцовым и площадно-торцовым выпуском руды. Расчеты выполнены на примере Шерегешевского железорудного месторождения при высоте подэтажа 20 м с применением однотипного самоходного оборудования.

Таблица 11.3

Сравнительные показатели систем подэтажного обрушения

Показатели	Подэтажное обрушение	
	с торцовым выпуском руды	с площадно-торцовым выпуском руды
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000т	1,7–2,1	1,8–2,3
Потери, %	12,5–13,1	7,8–8,1
Разубоживание, %	25,3–27,1	21,4–22,2
Производительность по системе разработки, т/смену	95–100	93–98
Себестоимость добычи, %	100	104
Себестоимость концентрата, %	100	95

В Институте ОАО «ВостНИГРИ» разработан вариант подэтажного обрушения с фронтально-торцовым выпуском (рис. 11.12). Эта геотехнология прошла промышленные испытания на Шерегешском руднике. Отличительной особенностью варианта является расширение торца буро-доставочного орта на ширину панели. Образующая треугольная подсечка обеспечивает вентиляцию забоев и повышения показателей извлечения.

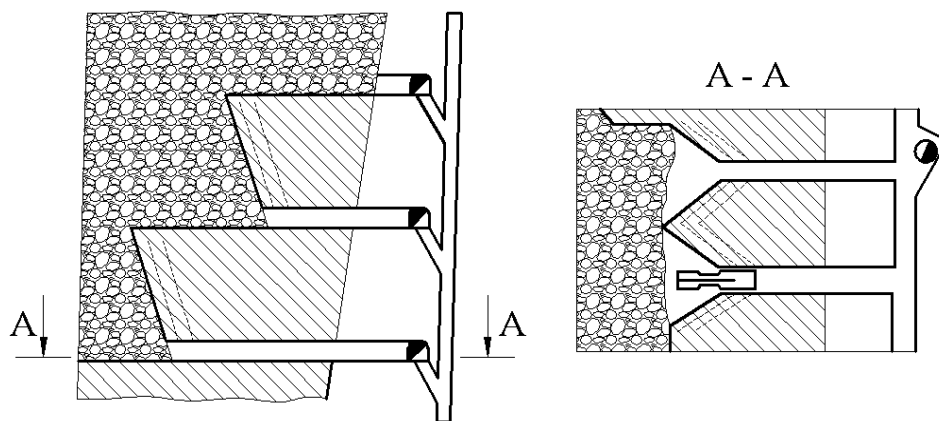


Рис. 11.12. Подэтажное обрушение с треугольной подсечкой.

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

Погрузка руды в самоходные вагоны «4ВС» выполняла машина ПНБ-3К. Доставка руды в рудоспуск на расстояние до 70 м. Эксплуатационная производительность комплекса при выходе негабарита 10% составила 255 т/смену. Очевидно, применение современных ПДМ позволило бы существенно улучшить этот показатель.

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

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

На подземных рудниках Кривбасса широко применяется система подэтажного обрушения с донным выпуском и скреперной доставкой руды. На рис. 11.13 показан типичный вариант этой геотехнологии.

Этаж высотой 80 м обрабатывают двумя самостоятельными подэтажами. Размеры панели в плане в зависимости от глубины горных работ применяют от 40×50 до 25×30 м. Вертикальную компенсационную камеру создают последовательным взрыванием параллельных восходящих скважин. Основной массив блока разбуривается веерами скважин.

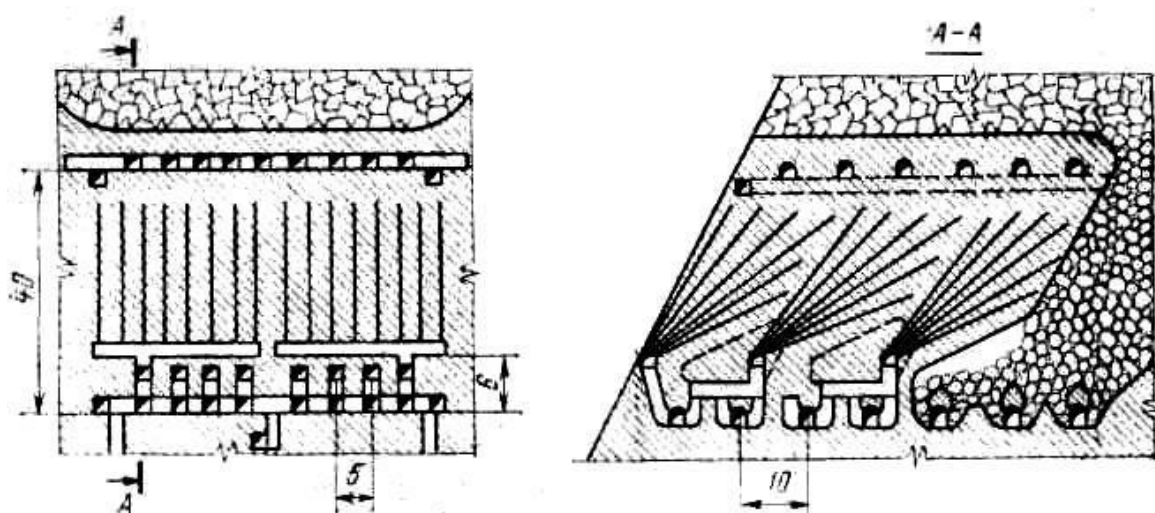


Рис. 11.13. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды и сплошным порядком выемки с отбойкой наклонными слоями.

Строительство горизонта выпуска руды – проходка траншей и воронок - осуществляется после обрушения запасов блока. Подобный порядок очистной выемки позволяет несколько уменьшить отрицательное влияние высокого горного давления и сохранить выработки выпуска до завершения извлечения руды.

В целях снижения разрушительного влияния горного давления, выемка осуществляется сплошным фронтом от висячего бока к лежащему. Фронтальная отработка запасов, вызывающая уменьшение эксплуатационной площади в пределах шахтного поля, обуславливает необходимость вести выпуск обрушенной руды с максимально возможной скоростью. Однако применяемая скреперная доставка руды и конструкция основания блока ограничивают интенсивность очистных работ.

Система подэтажного обрушения с донным выпуском руды является многооперационной геотехнологией с большим объемом ручного труда, повышенным травматизмом и значительно уступает современным способам выемки на основе комплексов самоходного оборудования.

11.5. Система этажного обрушения

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

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

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

На рис. 11.14–11.15 представлены типичные варианты системы этажного обрушения. Подготовка этажа к очистной выемке при торцовом выпуске руды (рис. 11.14) заключается в проходке полевого штрека, участкового уклона с выходом на горизонт бурового штрека и рудоспуска. Полевой доставочный штрек сбивается заездом с рудным доставочным штреком. Заезды проходятся из расчета вентиляции бурового и рудного доставочного штреков.

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

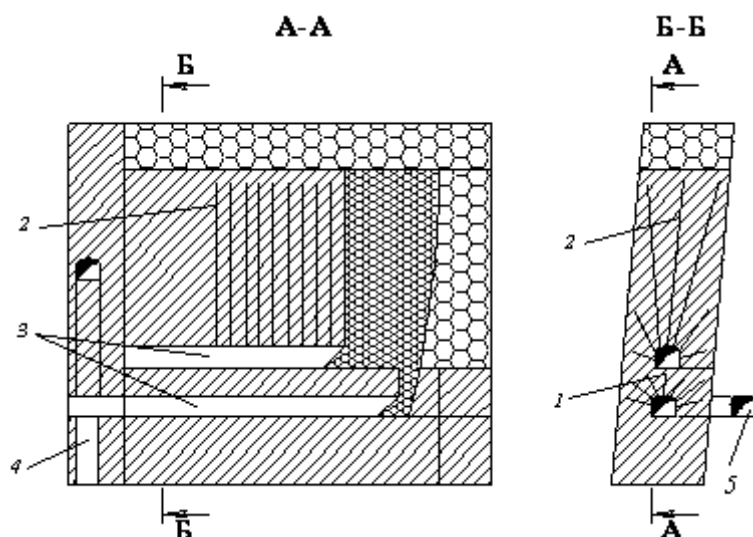


Рис. 11.14. Система разработки этажного обрушения с торцовым выпуском руды: 1 – веер скважин для обрушения защитного козырька; 2 – основной веер скважин; 3 – буропогрузочный штрек; 4 – рудоспуск; 5 – полевой доставочный штрек.

Очистная выемка при мощности рудного тела до 20–25 м и крутом падении ведется по простиранию. Если мощность залежи превышает 12–15 м, для сокращения потерь отбитой руды подготовку основания блока целесообразно выполнять для площадно-торцовой технологии выпуска руды. Различие от показанной на рис. 11.14 схемы подготовки состоит лишь в том, что погрузочные заезды в контуры

очистного пространства проходится из полевого штрека через 8–12 м и используются для выпуска руды параллельно с выпуском из торца рудного штрека.

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

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

В настоящее время система этажного обрушения применяется также в варианте с донным выпуском руды (рис. 11.15).

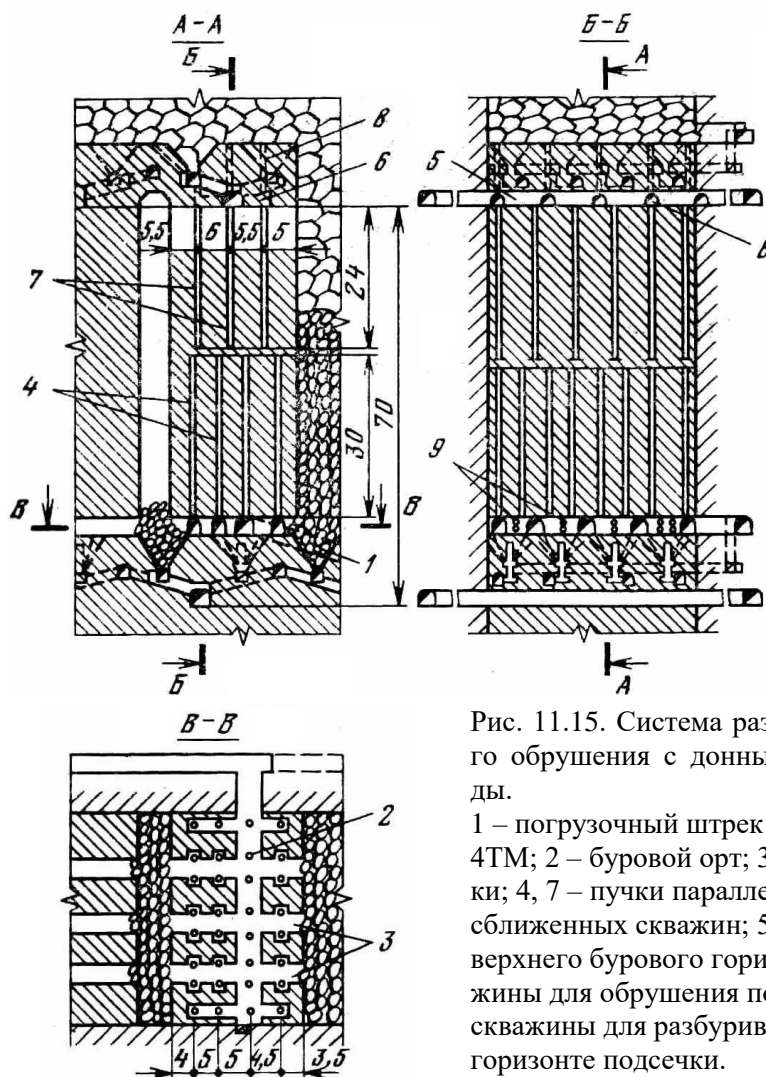


Рис. 11.15. Система разработки этажного обрушения с донным выпуском руды.

1 – погрузочный штрек под ВДПУ-4ТМ; 2 – буровой орт; 3 – штрек подсечки; 4, 7 – пучки параллельно-сближенных скважин; 5, 6 – выработки верхнего бурового горизонта; 8 – скважины для обрушения потолочины; 9 – скважины для разбуривания целиков на горизонте подсечки.

Этот способ разработки распространен на железорудных месторождениях Горной Шории и Хакасии. Для примера, ниже приводится вариант этажного об-

рушения, применяемый на наиболее производительном в регионе Шерегешском руднике.

На месторождении разрабатываются магнетитовые залежи мощностью до 100 м. Длина их по простиранию достигает 1000 м, глубина распространения составляет 900 м. Коэффициент крепости руд по шкале М.М. Протоdjяконова 14–16, вмещающих пород – 10–20. С глубины 600 м месторождение отнесено к удароопасным.

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

Подготовительные работы на этаже заключаются (рис. 11.16) в проходке откаточных полевых штреков сбитых ортами через 27 м. Из ортов через 16 м друг от друга нарезают выработки под виброустановки, которые соединяются между собой вентиляционно-смотровым ортом. В торцовой части заходки разделяют камеры размерами 3×3×3 м, из которых на высоту 3–4 м до почвы горизонта подсечки образуются дучки. Последние перед началом очистных работ разделяют в воронки.

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

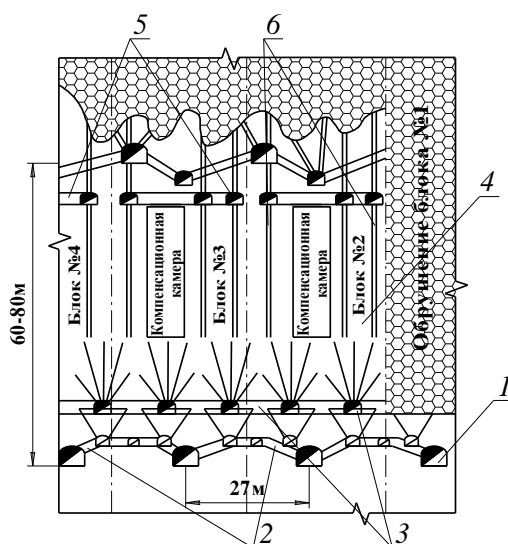


Рис. 11.16. Система разработки этажного принудительного обрушения с вибропуском руды.

1 – откаточный орт; 2 – камеры под ВДПУ; 3 – выработки горизонта подсечки; 4 – выемочный блок; 5 – выработки бурового горизонта; 6 – пучки глубоких скважин.

Из подсечных и буровых выработок бурятся веера скважин или их пучки, последовательным взрыванием которых образуется подсечка и отрезная щель (камера). Камеру ориентируют длинной стороной вкрест простирания залежи. Обрушение основного массива панели производят одновременно на компенсационную камеру или зажатую среду пучками сближенных скважинных зарядов. Для бурения скважин диаметром 105 мм используются станки НКР-100.

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

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

На всех четырех рудниках используется переносное горное оборудование: для бурения шпуров при проходке выработок – переносные (ПР-30, ПП-54, ПП-63), колонковые (ПК-60) и телескопные (ПТ-36, ПТ-48) перфораторы, установки УПБ-1, буровые каретки БУР-2М и СБКН-2; для погрузки, выпуска и доставки горной массы, соответственно, скреперные лебёдки ЛС-30, погрузочные машины 1ППН-5. Откатка горной массы осуществляется электровозами К-10, К-14 в глухих вагонах ВГ-4 и ВГ-9.

Технико-экономические показатели и сравнительная оценка системы разработки на рудниках приведены в табл. 11.4

Таблица 11.4

Сравнительная оценка технико-экономических показателей системы этажного обрушения, применяемой на рудниках региона

Показатели	Рудники			
	Шерегешский	Таштагольский	Казский	Абаканский
Удельный расход проходческих работ, м/1000т.	2,7–3,3	2,6–3,1	3,4–3,6	4,1–4,9
Производительность одного рабочего по системе разработки, т/чел.-смен.	до 25	14–17	13–15	до 25
Потери руды, %	9,0–12,0	9,0–12,0	9,0–11,0	17,0–20,0
Разубоживание руды, %	31,0–35,0	30,0–35,0	29,0–36,0	35,0–38,0
Содержание Fe в сырой руде, %	26,0–26,5	35,3–35,8	28,2–28,8	28,8–29,0

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

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

Большие масштабы взрывов при обрушении блоков обуславливают высокую концентрацию опорного давления в призабойной зоне, провоцируют динамические явления большой энергетической мощности (до 10^9 Дж). С другой стороны, одновременное взрывание зарядов ВВ с массой до 200–400 т и даже 600 т, вызывают залповые выбросы газов и пыли на поверхность рудников и посёлков, в 5–7 раз превышающих ПДК.

Применяемая система разработки этажным обрушением с вибровыпуском руды обуславливает достаточно сложное конструктивное оформление днищ блоков и буровых горизонтов, значительный удельный расход подготовительно-нарезных выработок (2,7–4,9 м/1000т добываемой руды) и стеснённое условие их проведения. В общей структуре трудовых затрат по системе разработки более половины приходится на проходческие работы. Производительность проходчика не превышает 12 м/мес. При запасах руды в блоке 500–700 тыс. т, продолжительность его подготовки к очистной выемке составляет 13–15 месяцев. Низкие темпы подготовительно-нарезных работ и воспроизводства погашенных запасов в 3,0–4,0 раза отстают от возможной интенсивности очистной выемки, ограничивают её и оказывают решающее влияние на производственную мощность рудника. Повышение объёмов добычи руды возможно только за счёт увеличения числа подготавливаемых участков и очистных блоков, находящихся в одновременной работе, что, в свою очередь, ведёт к деконцентрации горных работ и значительному увеличению оборотных средств, а также к возрастанию текущих затрат на эксплуатацию, поддержание и ремонт подготовительных выработок. Весьма важным недостатком технологии являются также повышенные требования к нормативам подготовленных и готовых к выемке запасов и многостадийность процессов очистной выемки.

Примером отработки весьма мощных пологих залежей системой этажного обрушения с одностадийной выемкой и донным выпуском руды может служить рудник «Заполярный» Норильского региона (рис. 11.17).

Рудник разрабатывает залежь вкрапленных руд мощностью от 10 до 60 м. Угол падения $5-8^{\circ}$. Глубина залегания 300–500 м. В почве рудного тела - угленосные породы, на отдельных участках диабазы. В кровле – оливиновые и оливинсодержающие габбро-долериты мощностью 10–50 м. Коэффициент крепости руды по шкале М.М. Протоdjяконова 10–14, налегающих пород 10–16.

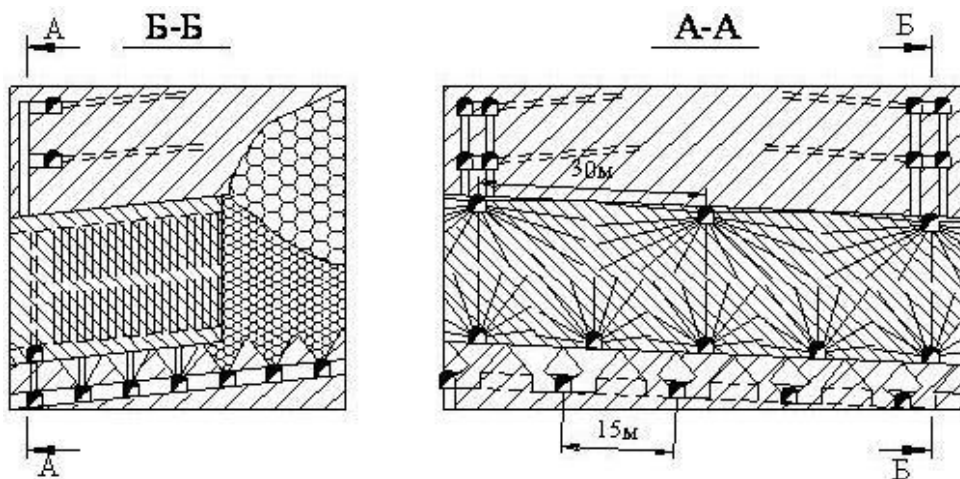


Рис. 11.17. Система разработки этажного принудительного обрушения на руднике «Заполярный».

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

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

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

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

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

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

Обрушение налегающих пород ведется принудительно с шагом посадки 60 м. В начале обрушают три слоя руды шириной по 15 м. Принудительное обрушение пород кровли осуществляют одновременно с отбойкой четвертого слоя на ширину двух последних слоев. Разрушение кровли над первым и вторым слоем происходит в режиме самообрушения.

Посадку кровли производят комплектами горизонтальных и слабонаклонных скважин диаметром 105 мм при удельном расходе ВВ 0,4–0,45 кг/м³. Скважины бурят из камер посадочных восстающих, которые проходят с вентиляционно-бурового горизонта через 60 м.

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

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

Большой объем проходческих работ, применяемое переносное горное оборудование в геотехнологии обуславливают высокую трудоемкость добычи (табл. 11.5).

Таблица 11.5

Производительность труда по руднику «Заполярный»

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

Столь низкие показатели добычи руды обусловили необходимость технического перевооружения и реконструкции рудника. Начиная с 2004 г. предприятие осваивает современные способы добычи руды на основе комплексов самоходного оборудования. В частности, проектом института «ОАО «Гипроникель» предусмотрено на участках мощностью до 20–25 м – этажное обрушение с торцовым выпуском руды и при большой мощности подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды. В ИГД СО РАН для этих целей разработан вариант сплошной камерной выемки с обрушением кровли и выпуском руды из подконсольного пространства, описание которого приведено ниже.

Ожидаемое повышение эффективности отработки запасов рудника при освоении геотехнологии на базе СО (табл. 11.6) приведены при мощности залежи 20 м.

Таблица 11.6

Сравнительные показатели освоения системы этажного обрушения на руднике «Заполярный»

Показатели	Система разработки этажным обрушением	
	С донным выпуском и скреперной доставкой	С торцовым выпуском и ПДМ
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м ³ /1000м ³	218,4	207,4
Потери, %	14-20	14-15
Разубоживание, %	16-25	18-20
Производительность по системе разработки, м ³ /чел.-смену	8,5	27,5

11.6. Система этажного самообрушения

Применяется при отработке весьма мощных залежей типа штокверков или пологопадающих линз. Руды и вмещающие породы не высокой крепости, весьма трещиноватые, склонные к самообрушению. Ценность руды – средняя и ниже средней.

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

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

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

Отработанный на Никитовском руднике блок № 1 показан на рис. 11.18. Высота обрушения массива составляла 104 м. Подготовка блока осуществляется ортами. Подсечку и обрушение руды производили над ортами 1, 2, 3 и т.д. Обрушенная площадь составила 520–580 м². Прирезку панелей осуществляли по мере выпуска руды из рядом расположенной панели. Она состояла в сплошной подсечке рудного массива скважинной отбойкой.

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

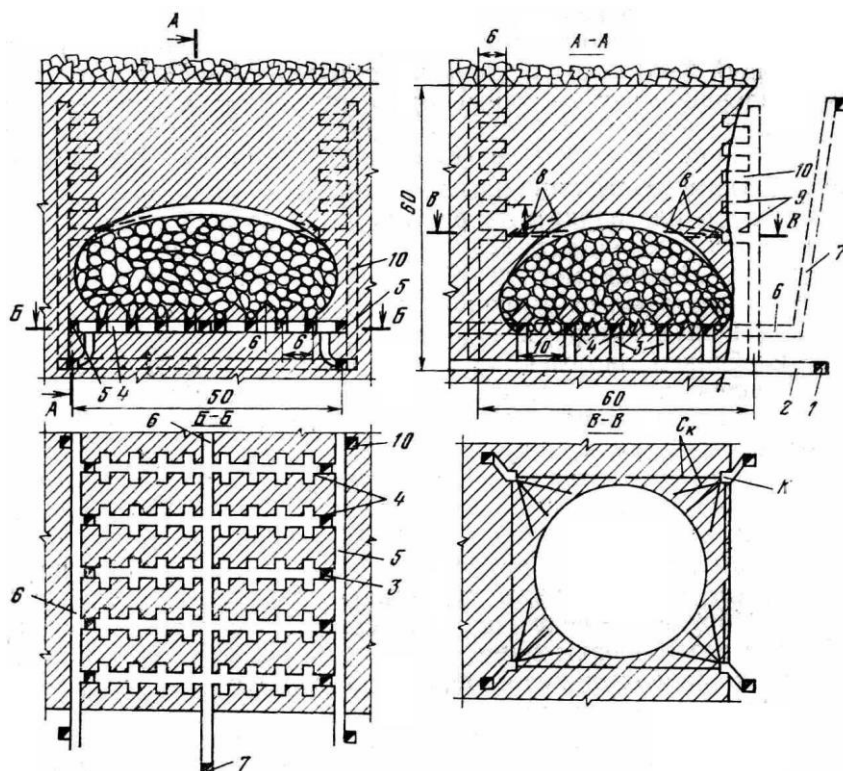


Рис. 11.18. Система этажного самообрушения.

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

Технико-экономические показатели панельного самообрушения приведены в табл. 11.7.

Таблица 11.7

Технико-экономические показатели системы этажного самообрушения на Никитовском руднике

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

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

11.7. Системы подэтажных штреков с выемкой по падению

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

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

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

Среди недостатков отмечается большой объем нарезных работ в стесненных условиях, низкая интенсивность выемки и высокая трудоемкость добычи.

Характерным примером применения системы подэтажных штреков с выемкой по падению тонких жил является рудник «Брунsvик» (США). Подготовка блоков заключается в проходке этажных штреков через 42 м по вертикали и восстающих через 30–45 м. Подэтажные штреки минимальной ширины (0,8 м) проходились через 7,5 м в обе стороны от центрального восстающего (рис. 11.19). Очистная выемка жилы мощностью 0,3–0,5 м осуществлялась сверху вниз с отбойкой руды узкой щелью, доставка отбитой руды к рудоспуску – скреперными установками.

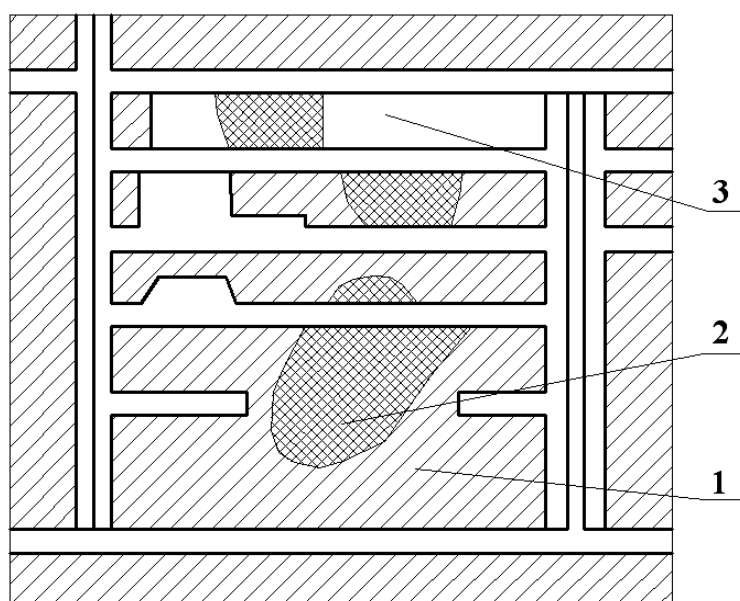


Рис. 11.19. Схема отработки блока системой подэтажных штреков с выемкой по падению («Брунsvик» США).

1 – руда; 2 – породные включения; 3 – выработанное пространство.

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

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

Отбойку руды в подэтажных целиках вели шпуровыми зарядами, обруивая его с верхнего и нижнего подэтажных штреков. При этом около половины добытой руды поступало от проходки подэтажных штреков. Трудоемкость этих работ составляла 85% от общих трудовых затрат по блоку или более 190 чел.-смен на 1000 т добытой руды.

В нашей стране эта система разработки известна из практики Хрустальненского и Южного месторождений Дальнего Востока. На Хрустальненском месторождении ею обрабатывались отдельные блоки жилы Хлоритовой (рис. 11.20–11.21).

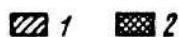
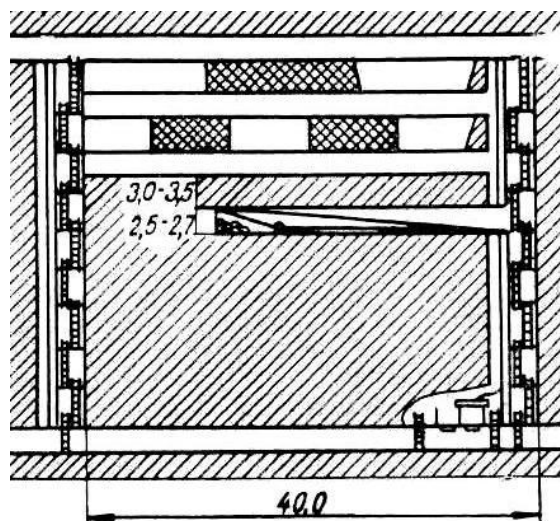


Рис. 11.20. Схема отработки экспериментального блока 4-V по жиле Хлоритовой системой подэтажных штреков с выемкой по падению. 1 – промышленные запасы блока; 2 – выделенные забалансовые целики.

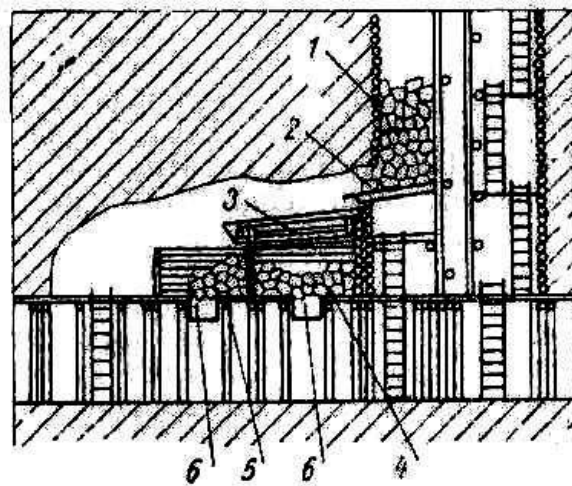


Рис. 11.21. Устройство камеры грохочения руды в блоке 4-V.

1 – рудоспуск; 2 – питатель типа вибrolента ВЛЖ-1М; 3 – виброщелевой грохот; 4 – сруб-колодец; 5 – аккумулярующий бункер; 6 – вибrolента.

Отличительной особенностью жилы Хлоритовой – низкий коэффициент рудоносности и наличие на контактах безрудной дайки порфиринов. Рудное тело представлено зоной дробления жильной формы кварц-хлорит-сульфидного состава. Мощность жилы от 0,2 до 1,2 м. Контакты четкие. Угол падения 55–70°. Вмещающие породы – средней устойчивости.

Дайка мощностью 0,8–1,6 м располагалась как в висячем, так и в лежащем боку, а нередко в центре рудного тела и при обнажениях легко самообрушалась.

Крепость руды и вмещающих пород по шкале М.М. Протодяконова соответственно составляла 10–12 и 8–10. Коэффициент рудоносности по данным опробования оконтуривающих блок выработок равнялся 0,32.

Наличие дайки, слабоустойчивые вмещающие породы приводили при системе с магазинированием руды к высокому разубоживанию. В результате отбитая руда зачастую оказывалась некондиционной. По этой причине основные запасы жилы были переведены в категорию забалансовых запасов.

Для повышения содержания металла в добытой руде помимо применения системы подэтажных штреков в опытном блоке была предложена и реализована технология отбойки вмещающих пород при проходке подэтажных штреков повышенной крупности и, наоборот, переизмельчение жильного материала.

В основании блока осуществлялась классификация рудной массы по крупности на специально сконструированном виброщелевом грохоте. Отбитая руда при проходке подэтажных штреков доставлялась скреперной установкой в рудоспуск, откуда питателем ВЛЖ-1М подавалась на виброщелевой грохот конструкции ИГД СО РАН. Грохот был смонтирован на срубовом колодце. Материал, прошедший грохочение, делился на два класса крупности. Мелкая фракция крупностью 50 мм попадала в один бункер, крупная – в другой бункер и далее грузилась питателем в вагоны электровозной откатки с доставкой, соответственно, на обогатительную фабрику и отвал.

В результате механического разделения руды по крупности удалось выделить свыше 40% породы и повысить содержание металла в добытой кондиционной руде на 38% против отбитой. Производительность добычи руды по блоку составила 4,5 т/чел.-смену, при грохочении и выгрузке ее 18,8 т/чел.-смену.

11.8. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию

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

В первоначальный период освоения самоходной техники блок разделялся на камерные запасы и временные рудные целики (рис. 11.22). Ширина камер в зави-

симости от устойчивости вмещающих пород – 40-60 м, междукамерных целиков – 8-15 м и потолочины – 6-10 м.

Подготовительно-нарезные работы включали проходку в основании блока полевого доставочного штрека, из которого через 8-12 м нарезались погрузочные заезды в камеру. В зависимости от мощности рудного тела и его изменчивости, через 12-20 м по восстанию проходились подэтажные штреки, которые сбивались ортами с вентиляционным восстающим.

Его проходили из выработок этажного горизонта (ниши глубиной 1,5-2,0 м). В показанной на рис. 11.22 технологической схеме, доставка СО на подэтажи для их проходки выполнялась через восстающий, выкрепленный с тремя отделениями. Одно из них служило ходовым и вентиляционным, другое – материальное для доставки оборудования и материалов и третье – для перепуска рудной массы из проходческих забоев.

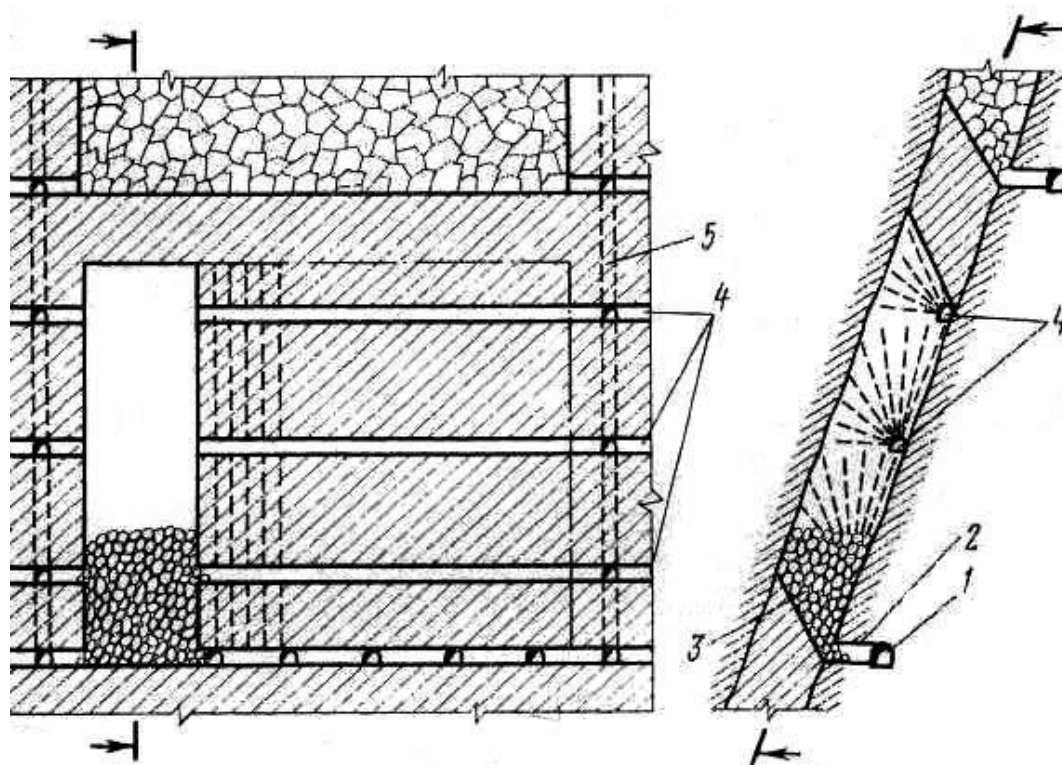


Рис. 11.22. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию: а – в блоке, подготовленном восстающим; б – в блоке, подготовленном наклонным съездом. 1 – откаточный штрек; 2 – ниши для погрузки руды на нижнем подэтаже; 3 – выпускные траншеи; 4 – подэтажные штреки; 5 – восстающий.

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

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

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

Модернизированный вариант этой системы разработки применялся на Фестивальном месторождении, разрабатываемым рудником «Молодежный» (рис. 11.23). Месторождение представлено крутопадающими рудными телами мощностью 10–12 м. Руды и вмещающие породы устойчивые, на отдельных участках – средней устойчивости. Коэффициент крепости руды и породы по шкале проф. М.М. Прото-дьяконова 10–18 и 8–15 соответственно.

Подготовка этажа высотой 65 м, в последующем – 130 м, осуществлялась участковыми полевыми наклонными съездами (уклонами), из которых проходились орты и подэтажные штреки. В состав проходческого оборудования входили: буровая, зарядная и погрузочно-доставочная машины на пневмошинном ходу.

Особенностью геотехнологии составляло следующее (см. рис. 11.23). Вслед за проходкой уклона с отметки первого подэтажа проводили подэтажные выработки и развивали из них добычные работы. Доставка отбитой руды в подэтаже производилась ПДМ к полемому рудоспуску, пройденному у уклона до откаточного (концентрационного) горизонта.

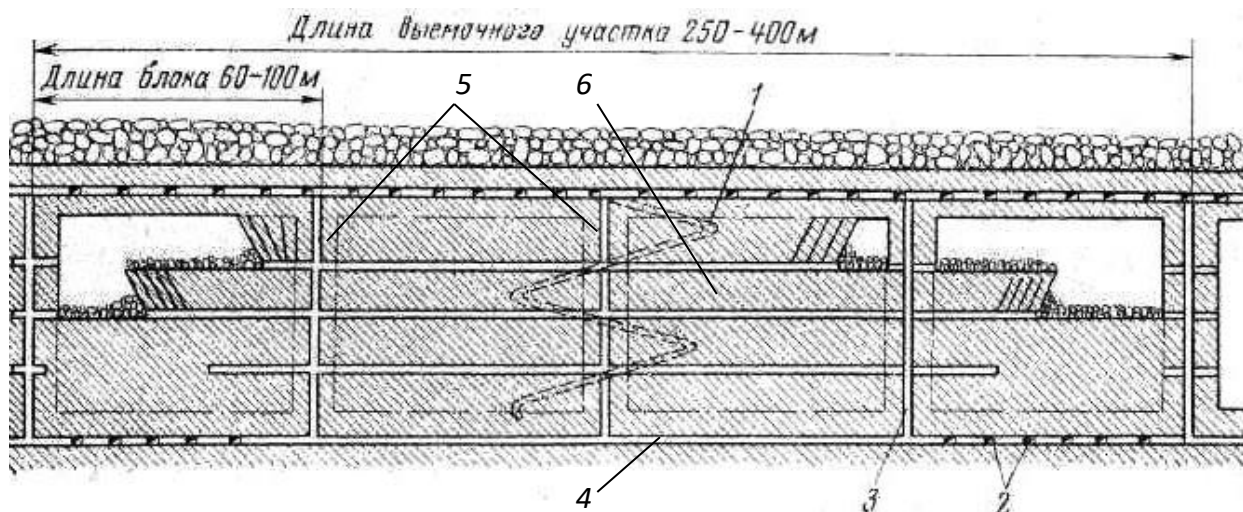


Рис. 11.23. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простираанию на руднике «Молодежный».

1 – уклон; 2 – ниши для погрузки руды на нижнем подэтаже; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – доставочный штрек; 5 – междукамерный целик; 6 – камера.

Одновременно с очистными работами продолжалась проходка уклона и ниже-лежащих подэтажных штреков, которые по мере готовности также включались в очистную выемку. Образующиеся на почве подэтажей остатки отбитой руды постепенно перепускались сверху вниз и окончательно выпускались из выработок этажного горизонта, проходимых на последней стадии отработки участка после погашения целиков.

Результаты освоения системы разработки с комплексным использованием СО приведены в табл. 11.8.

Таблица 11.8

Сравнительные технико-экономические показатели системы разработки на руднике «Молодежный»

Показатели	Система разработки подэтажными штреками	
	с использованием переносного горного оборудования	с комплексным использованием СО
1. Удельный объем проходческих работ, м/1000 т м ³ /1000 т	6–7 47–55	4–5 50–63
2. Производительность проходчика, м ³ /чел.-смену	4–5	12–14
3. Период подготовки блока к очистной выемке, мес.	10–12	5–7
4. Производительность труда по системе разработки, м ³ /чел.-смену	8–9	14–16
5. Потери руды, %	11,7	9,9
6. Разубоживание, %	15,8	15,8

Как видно из табл. 11.8, комплексное применение СО позволило:

- сократить сроки подготовки запасов к очистной выемке в 1,7–2,0 раза;
- увеличить производительность труда забойных рабочих в 1,8 раза.

Определенный интерес представляет адаптация рассматриваемой системы разработки к удароопасным условиям вольфрамо-медного месторождения «Восток-2». Месторождение представлено крутопадающей залежью сложного строения с углом падения 85⁰ в центре и до 50⁰ на флангах. Мощность изменяется от 3 до 20 м, составляя в среднем 10–12 м. Руда – крепкая, хрупкая, плотность ее колеблется в пределах 2,9–3,6 т/м³.

Вмещающие породы представлены преимущественно биотитовыми роговиками, прокварцованными песчаниками и мраморизированными известняками. Породы средней трещиноватости. Начиная с отметки – 620 м, руды и породы оценены как потенциально удароопасные.

Рудное тело в центре разделяется порфиритовой дайкой шириною 120–130 м. Длина рудного крыла на север и юг от дайки 180–200 м.

Для отработки штольневых горизонтов месторождения была принята система подэтажных штреков в варианте, показанном на рис. 11.22. Горные работы велись комплексом самоходных машин. Параметры выемки были следующие: высота этажа – 60 м, подэтажа – 15 м, длина камеры – 40 м, ширина междукамерного целика – 10–12 м и толщина потолочины – 4–6 м.

В процессе отработки месторождения выявился ряд важных недостатков системы. Двухстадийный порядок обусловил низкую интенсивность очистной выемки и, как следствие, большие объемы обрушений пород висячего бока при отработке камер. На отдельных ослабленных участках происходило обрушение потолочного целика. Принудительное обрушение междукамерных и потолочных целиков сопровождалось при выпуске большим объемом вовлечением в руды налегающих пород. Кроме того, с углублением горных работ, ростом вероятности горных ударов в соответствии с требованиями безопасности необходимо было отказаться от оставления в недрах целиков, пригрузка которых с ростом площади отработки значительно возрастала.

В этой связи был разработан вариант системы подэтажных штреков со сплошной выемкой и выпуском руды из подконсольного пространства (рис. 11.24).

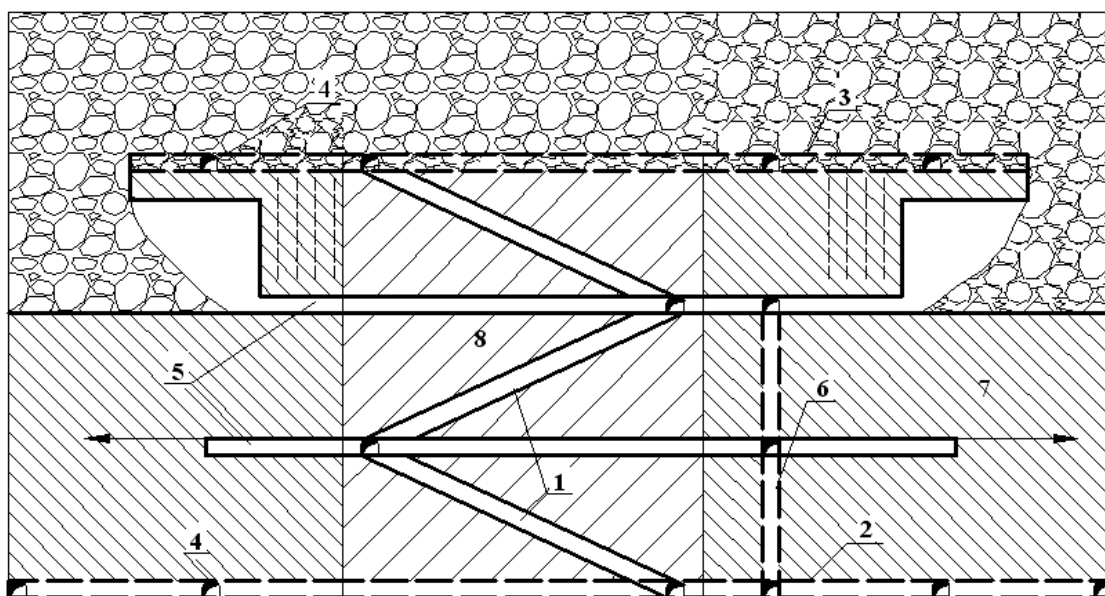


Рис. 11.24. Система разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию из подконсольного пространства.

1 – уклон; 2 – полевой штрек; 3 – рудный штрек; 4 – заезды; 5 – подэтажные штреки; 6 – рудоспуск; 7 – рудный массив; 8 – безрудный целик.

Отличительная особенность системы состоит в отбойке и выпуске руды сплошным фронтом без оставления междукамерных целиков. Отработка камерных

запасов производится под защитой потолочины, погашение которой выполняется регулярно в строгом соответствии с фронтом очистной выемки.

Подготовку этажа к отработке осуществляют проходкой наклонного съезда, располагаемого в безрудном целике, из которого последовательно нарезаются рудные подэтажные штреки на обоих флангах залежи. При таком развитии горных работ обеспечивается многозабойная организация труда с высоким коэффициентом использования СО.

На рис. 11.25 показан фрагмент технологической схемы исполнения этого способа разработки.

Руду скважинами 3 отбивают от фланга залежи с опережением верхних подэтажей на подконсольное пространство 4, ограниченное обрушенными породами 5.

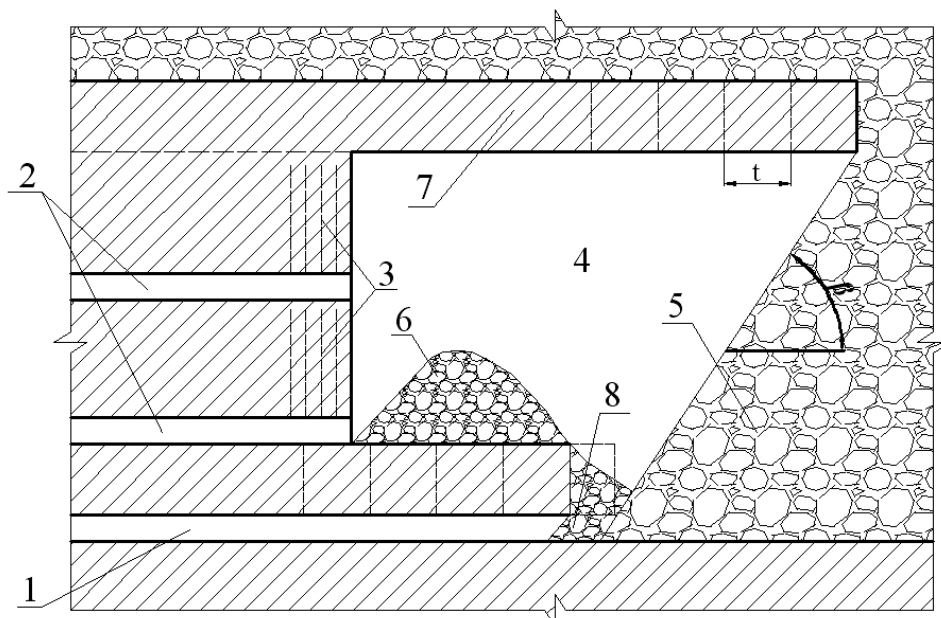


Рис. 11.25. Фрагмент технологической схемы разработки подэтажными штреками с выемкой по простиранию из подконсольного пространства.

1 – доставочный штрек; 2 – подэтажные штреки; 3 – взрывные скважины; 4 – выработанное подконсольное пространство; 5 – обрушенные породы; 6 – отбитый слой руды; 7 – потолочина; 8 – торец доставочной выработки.

Отбитую на подэтажах руду выпускают из торцов подэтажных 2 и доставочных 1 выработок. Основная масса руды извлекается «чистой» из подконсольного пространства без примешивания налегающих пород. После выпуска отбитого слоя камерных запасов толщиной t , производится погашение слоя потолочного целика 7. Для обеспечения полноты извлечения руды необходимо, чтобы толщина отбиваемого слоя в потолочине и нижнем подэтаже были равными.

При известном угле откоса обрушенных пород шаг обрушения потолочины не должен превышать $t < h / \operatorname{tg} \beta$, где h – высота камеры, м; β – угол естественного откоса обрушенных пород. С другой стороны, обрушение потолочины необходимо

выполнять с отставанием от фронта отбойки камеры на величину $l = ((h - h_{шт}) / \operatorname{tg} \beta) + t$, где $h_{шт}$ – высота рудного доставочного штрека. При этом условии примешивание вмещающих пород будет минимальным.

Удовлетворительные показатели извлечения руды обрушаемой потолочины обеспечиваются забросом руды в зону выпускных выработок. Это достигается направленной взрыводоставкой руды к выработке выпуска с использованием короткозамедленного взрывания. Часть руды при этом неизбежно теряется на откосе обрушенных пород.

Расчетами установлено, что эти потери зависят от мощности рудного тела (m) и при $m = 8-10$ м составляют 10–18% от запасов руды в потолочине, при $m = 10-20$ м – соответственно 5–12%.

Выполненная геомеханическая оценка и технико-экономические расчеты показали, что вариант одностадийной камерной выемки по простиранию по сравнению с камерно-целиковым порядком отработки (базовый вариант) обеспечивает:

- снижение вероятности проявления горного давления в динамической форме;
- уменьшение удельного объема проходческих подготовительных и нарезных работ, соответственно, на 6,5 и 11,5%;
- повышение производительности труда по системе разработки на 15–20%;
- уменьшение потерь руды на 3–5%, разубоживания на 8–9%.

Другим примером применения системы подэтажных штреков по простиранию в удароопасных условиях является вышеупомянутое Южное месторождение жильного типа. Мощность рудных тел изменяется от нескольких сантиметров до 4,5 м, составляя в среднем 1,2 м. Угол падения – 50° .

Месторождение обрабатывалось системой разработки с магазинированием руды с восходящим порядком на уменьшающийся целик, которая будет охарактеризована позднее. С развитием динамических явлений, разрушением потолочин в форме горных ударов, рудник вынужден был отказаться от этого способа добычи, провести промышленные испытания подэтажной выемки по падению и простиранию (рис. 11.26).

а)

б)

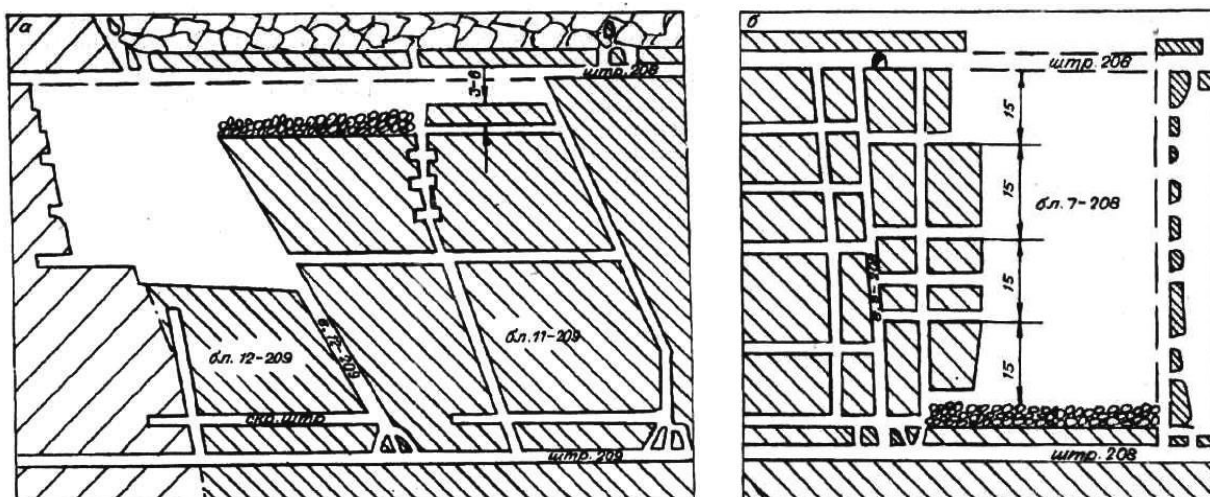


Рис. 11.27. Система разработки подэтажными штреками: а – с выемкой руды по падению; б – по простиранию и самотечным выпуском.

По результатам испытаний (табл. 11.9) дальнейшая обработка месторождения ведется системой подэтажных штреков с выемкой по простиранию.

Таблица 11.9

Технико-экономические показатели базовой и опытной технологии

Показатели	Выемка с магазинированием	Подэтажная выемка	
		по падению	по простиранию
Мощность жилы, м	0,96	1,02	1,28
Выемочная мощность, м	1,2	1,86	2,76
Производительность труда рабочего м ³ / чел.-смену	2,78	3,2	4,52
Потери, %	4,1	5,6	10,6
Разубоживание, %	27,4	51,6	53,7

Несмотря на заметное ухудшение показателей полноты и качества извлечения запасов блока, этот способ добычи обеспечил безопасность ведения очистных работ. Существенно снизилась частота и тяжесть динамических проявлений горного давления, их энергетический уровень.

11.9. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли

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

В этой связи в ИГД СО РАН разработан вариант геотехнологии сплошной камерной выемки и обрушением пород кровли (рис. 11.27). Область применения –

мощные и весьма мощные рудные тела пологого и наклонного падения при условии, что выемка с закладкой выработанного пространства не рентабельна. Руды и вмещающие породы крепкие и средней крепости. Устойчивость их средняя. Повышенные тектонические напряжения в массиве пород способствуют повышению эффективности геотехнологии. Ценность полезного ископаемого – средняя и ниже.

Отработка рудного тела ведется блоками, в составе которых выделяются камеры и целики (см. рис. 11.27). В первую очередь извлекаются запасы камеры. По завершению ее отработки обрушается целик на открытое выработанное пространство ранее отработанной камеры, и выпуск руды осуществляется под защитой породной консоли. По окончании выпуска отбитой руды в блоке производится принудительное обрушение пород кровли, и далее приступают к очистной выемке соседнего блока в аналогичном порядке.

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

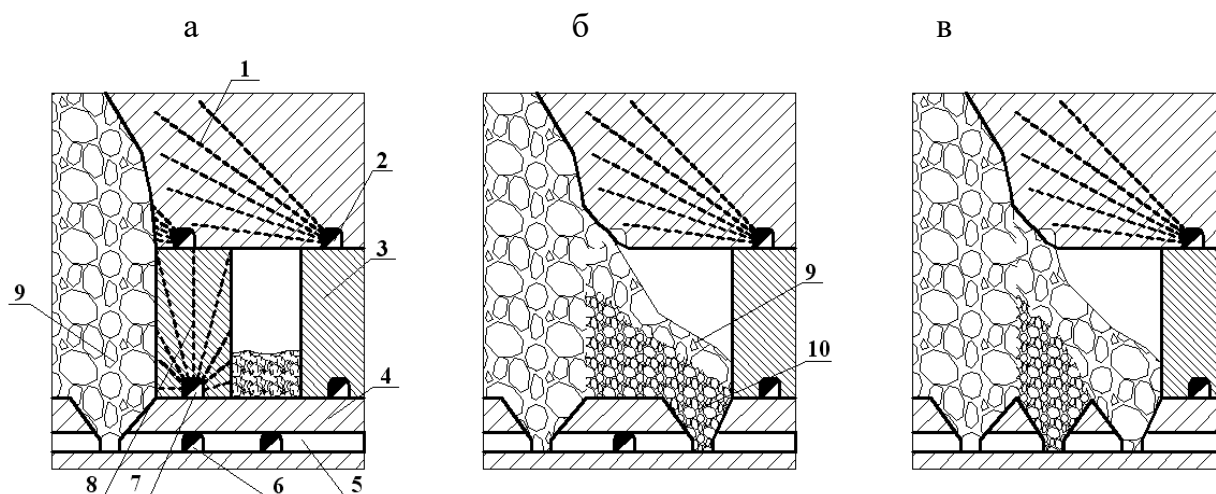


Рис. 11.27. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли: а – выемка камерных запасов; б – обрушение целика; в – выпуск руды в границах камеры и целика.
1 – породная консоль; 2 – буровой посадочный орт; 3 – рудное тело; 4 – вмещающие породы; 5 – полевого откаточный штрек; 6 – погрузочно-доставочный орт; 7 – буровой орт; 8 – буровые скважины; 9 – обрушенные породы; 10 – отбитая руда.

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

При рудной подготовке погрузочно-доставочные выработки днища блока проходятся на контакте рудного тела с подстилающими породами. Выпуск руды в этом случае ведется по торцовой схеме. При комбинированной подготовке в камере строится рудное днище, в целике – полевое.

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

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

Отбойка руды в целике может быть осуществлена несколькими вариантами (рис. 11.28). В первой схеме (см. рис. 28а) – веера скважин бурятся перпендикулярно длинной оси целика. Обрушение руды на отрезную щель производится слоями или массовым взрывом.

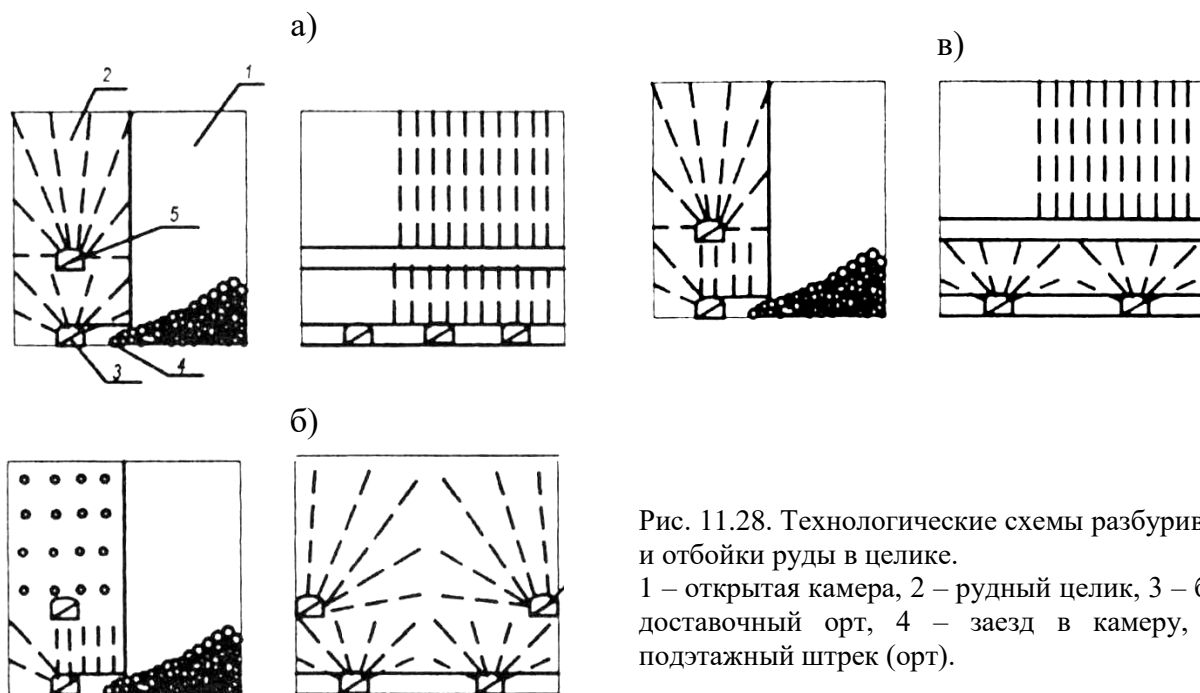


Рис. 11.28. Технологические схемы разбуривания и отбойки руды в целике.

1 – открытая камера, 2 – рудный целик, 3 – буродоставочный орт, 4 – заезд в камеру, 5 – подэтажный штрек (орт).

Во второй (см. рис. 11.28б) – при относительно небольшой длине целика разбуривание его осуществляется рядами вееров скважин из оконтуривающих блок выработок. Обрушение целика – одним массовым взрывом. При этой схеме обеспечивается большой заброс руды в открытую камеру. Увеличенная длина взрывных скважин отрицательно сказывается на производительности буровых установок.

В третьей (см. рис. 11.28в) – верхний подэтаж обрушается одним взрывом вееров скважин, пробуренных по длине целика, а нижний, уменьшенной высоты, –

последним взрыванием вееров скважин, пробуренных из погрузочных заездов рудного днища целика.

Выпуск отбитой в целике руды совместно с ее остатками в основании камеры ведут поочередно, начиная от массива следующего блока. Сложность этого процесса определяется наличием бокового контакта с обрушенными породами. Если выпуск отбитого полезного ископаемого под обрушенными породами достаточно теоретически и экспериментально изучен Г.М. Малаховым [1976], В.В. Куликовым [1980], Н.Г. Дубыниным [1968], то показатели извлечения руды из-под консоли с одним боковым контактом трудно прогнозируются.

Для прогнозных расчетов уровня потерь и разубоживания и качественной характеристики выпуска руды из-под консоли было выполнено моделирование этого процесса на эквивалентных материалах (рис. 11.29). Эксперименты показали, что на величину полноты и качества извлечения запасов обрушенного целика влияют следующие факторы:

- сыпучие свойства руды и обрушенных пород;
- гранулометрический состав отбитой руды и обрушенных пород;
- высота блока;
- ширина целика и камеры;
- расстояние между выработками выпуска руды;
- предельное разубоживание в последней дозе выпуска.

По результатам экспериментов получены линейные уравнения регрессии, пригодные для оценки уровня потерь (P , %) и разубоживания (R , %).

$$P = 0,28H_{\delta} + 0,32B_{\delta} - 0,2R_{пред} + 6,8, \quad (11.20)$$

$$R = 0,33H_{\delta} - 0,49B_{\delta} + 0,43R_{пред} - 14,8, \quad (11.21)$$

где H_{δ} – высота блока, м;

B_{δ} – ширина целика, м;

$R_{пред}$ – предельное разубоживание в последней дозе выпуска, д.ед.

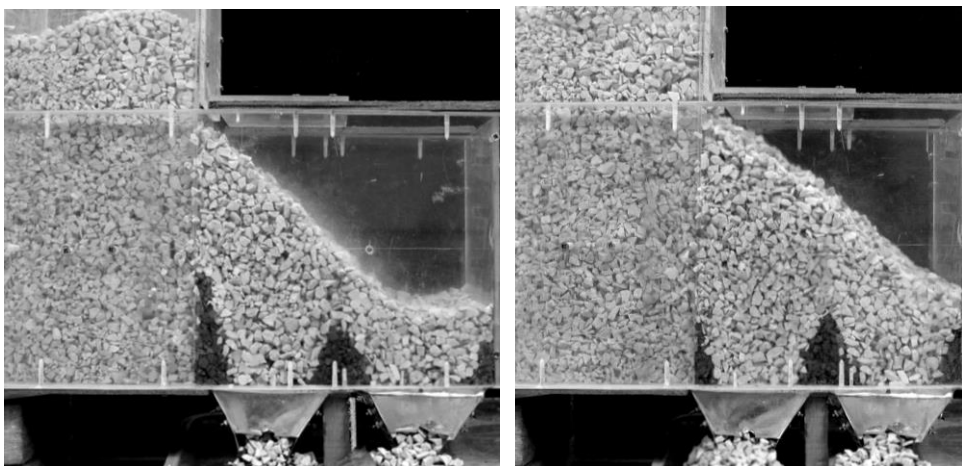
Уравнения (11.20) и (11.21) получены при постоянных значениях ширины камеры ($B_{\kappa} = 20$ м), расстоянии между выработками выпуска (12 м), коэффициенте разрыхления руды ($K_p = 1,35-1,42$) и породы ($K_p = 1,59-1,66$). Ограничительные интервалы в расчете составили: $14 \leq B_{\delta} \leq 20$; $20 \leq H_{\delta} \leq 60$; $0,5 \leq R_{пред} \leq 0,8$.

Относительная погрешность экспериментальных и расчетных показателей не превышает 10%.

а

б

Рис. 11.29. Моделирование процесса выпуска



руды из подкон-
сольного про-
странства: а – при
 $B_{ц} = 20$ м; б – при
 $B_{ц} = 15$ м

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

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

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

Проектом предусматривалось деление участка на две камеры и два целика. Типичный разрез залежи и блокировка запасов показаны на рис. 11.30. В соответствии с проектом в первую очередь извлекались запасы камеры № 1, затем – целика № 1 и далее обрушались породы кровли. В подобной последовательности осуществлялась выемка камеры № 2 и целика № 2 с обрушением налегающих пород.

При проходке подготовительно-нарезных выработок использовались буровые установки типа «Гамрок-Минибур-Дизель» и погрузочные машины типа «Того-400ДС» и «Того-200». Буровые штреки проводились без крепления, выработки горизонта выпуска – с установкой железобетонных анкеров и торкретированием на участках их сопряжений.

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

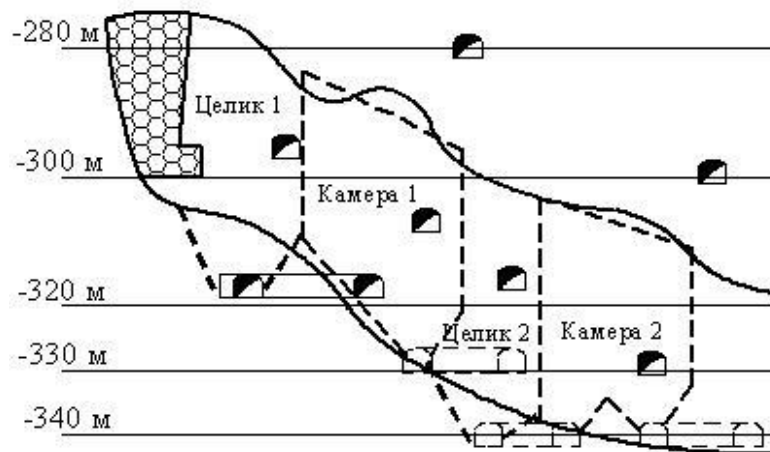


Рис. 11.30. Блокировка запасов блока «Север-7».

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

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

На этом участке между ранее отработанным пространством и краевым флангом блока «Север-9» был выделен безрудный целик шириной 4–6 м (рис. 11.31), что повлияло на блокировку запасов и очередность их выемки. Вслед за отработкой камеры № 1 были извлечены запасы камеры № 2 и затем погашена кровля залежи. Далее осуществлена выемка камеры № 3 и в последнюю очередь – запасов целика, с последующим обрушением налегающих пород. Способы и средства механизации проходческих и очистных работ не отличалась от принятых в блоке «Север-7».

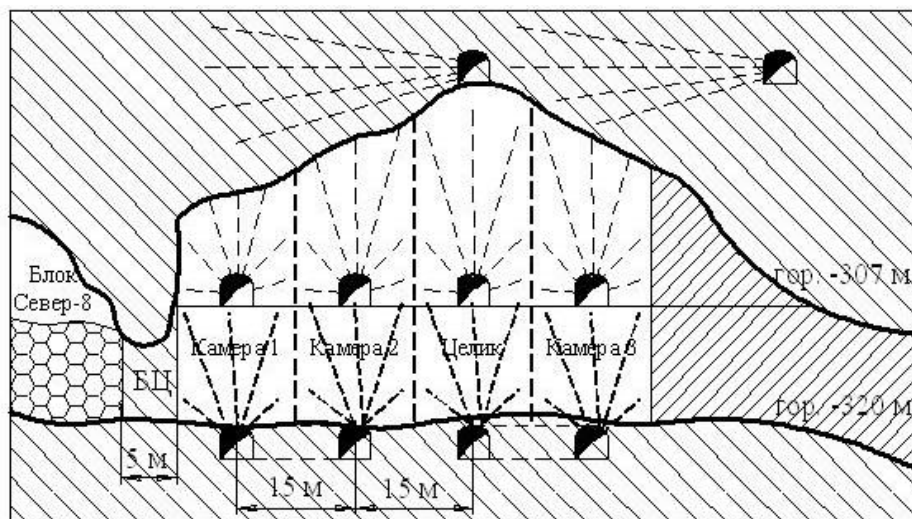


Рис. 11.31. Типичный разрез по блоку «Север-9».

Достиженные основные технико-экономические показатели при испытаниях системы разработки представлены в табл.11.10.

Таблица 11.10

Основные технико-экономические показатели

Показатели	Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли	
	Блок «Север-7»	Блок «Север-9»
Балансовые запасы, тыс.т	485,7	184,9
в том числе в камерах	273,5	129,9
Удельный объем проходческих работ, м/1000 т	6,9	6,2
м ³ /1000 т	68,1	61,2
в том числе в нарезных, м ³ /1000 т	35,9	24,8
Потери руды, %	8,7	7,7
в том числе при отработке целиков	15,5	9,3
Разубоживание руды, %	11,0	18,7
в том числе при отработке целиков	21,3	25,2
Содержание металлов в товарной руде, %		
– свинец	2,5	1,66
– цинк	3,58	2,42
Трудоемкость добычи по системе разработки, чел-смен/1000 т	30,6	32,3
Себестоимость добычи руды, %	100,0	105,6

В процессе проведения промышленных испытаний системы разработки проводились систематические наблюдения за геомеханической обстановкой в районе блоков и состоянием подработанной породной кровли. В блоке «Север-7» было отмечено 6 случаев аномального повышения уровня акустической эмиссии. На гор.-325 м зафиксированы 2 толчка в форме резкого удара, схожего со взрывом шпурового заряда. Толчки произошли после взрывания скважин (масса заряда ВВ составляла 700 кг) с интервалом 3,5 и 4,2 часа. Отмечалось сотрясение массива, осыпание пыли с бортов и кровли выработок. Два толчка произошли и в блоке «Север-9», где накануне была проведена отбойка с массой заряда ВВ 1000 кг.

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

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

Как отмечалось выше, применительно к условиям месторождения Норильск-1 (рудник «Заполярный») предложен, из этого же класса систем разработки, вариант сплошной этажно-камерной выемки с выпуском руды из подконсольного пространства и обрушением кровли (рис. 11.32). Область применения – обширные мощные и весьма мощные пологопадающие рудные залежи. Устойчивость руд – средняя и ниже, налегающих пород – высокая. Ценность руды – средняя и низкая. Глубина применения – не установлена.

Сущность геотехнологии заключается в выемке камер увеличенной ширины под нависающей консолью с временными рудными целиками на их флангах, погашаемых совместно с обрушением пород кровли. Минимальная длина (L_k) зависящей консоли определяется углами откоса обрушенных пород и отбитой руды составляет:

$$L_k = \frac{m}{\operatorname{tg}\beta} + (m - h_d) \operatorname{tg}\alpha + k_3, \quad (11.22)$$

где m – мощность рудного тела, м;

α и β – углы естественного откоса, соответственно, руды и вмещающих пород, град;

h_d – высота днища блока, м;

k_3 – глубина забора руды ковшем ПДМ за контуром отбойки, м.

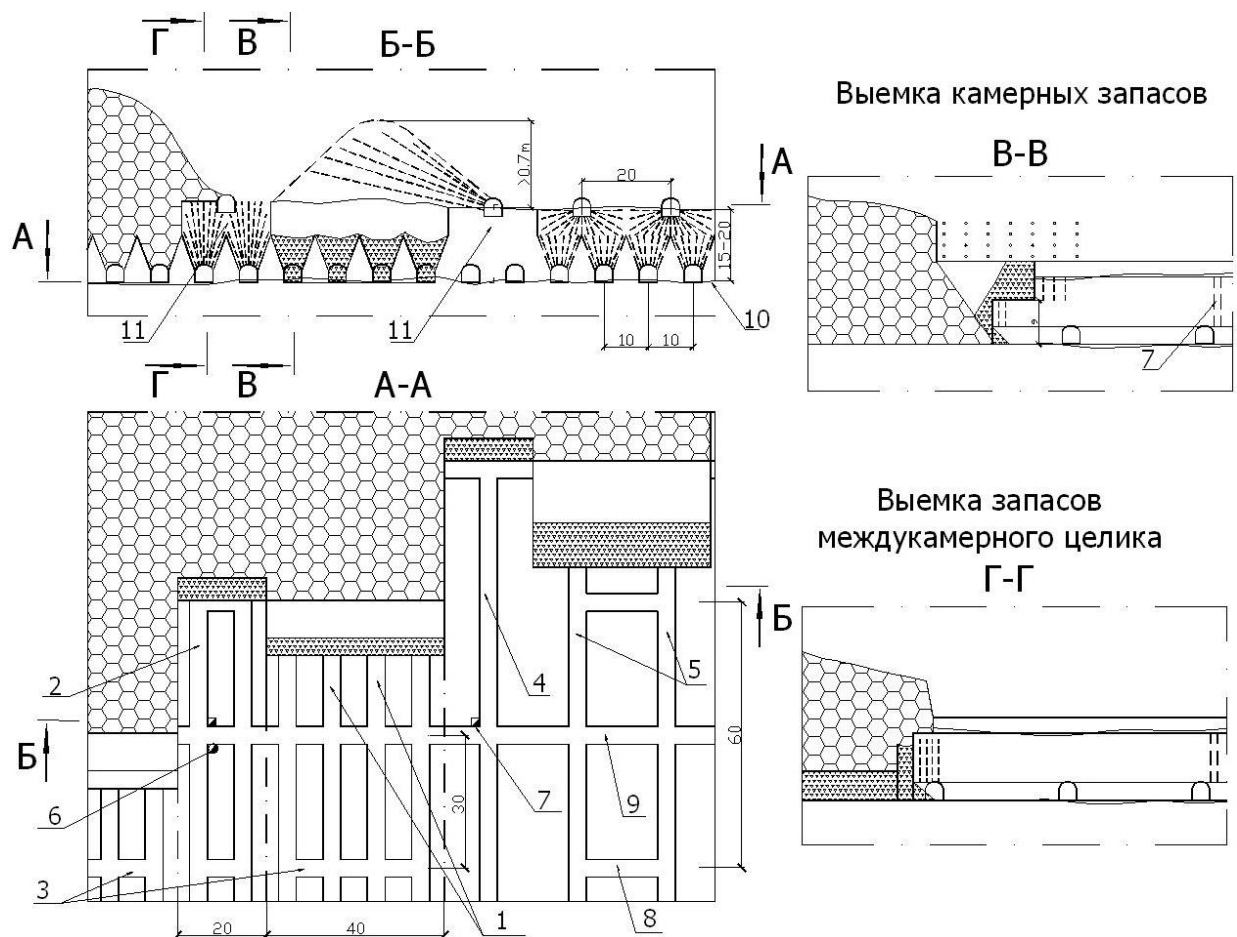


Рис. 11.32. Этажно-камерная система разработки с выпуском руды из подконсольного пространства и рудной подготовкой днища блока.

1 – буропогрузочные заезды; 2 – буропогрузочный орт междукамерного целика; 3 – вентиляционная сбойка погрузочно-доставочного горизонта; 4 – буро-посадочный орт буро-вентиляционного горизонта; 5 – буровой орт буро-вентиляционного горизонта; 6 – рудоспуск; 7 – вентиляционно-ходовой восстающий; 8 – вентиляционная сбойка бурового горизонта; 9 – сборочный вентиляционный штрек; 10 – контур рудного тела; 11 – междукамерный целик.

Управление горным давлением проводится полным обрушением пород налегающего массива. Отработка камер с отставанием целиков в смежных панелях должна осуществляться преимущественно единым фронтом. Допустимое отставание фронта очистных работ в смежных панелях – до 40 м. Система разработки может исполняться с рудной (см. рис. 11.32) или с полевой подготовкой горизонта выпуска руды.

Подготовка панели при рудном расположении горизонта выпуска производится буро-доставочными выработками, пройденными по почве рудного тела в камере и целиках, выработками вентиляционного горизонта по верхнему контуру залежи и вентиляционного восстающего. Проходка буро-доставочных штреков выполняется поочередно отдельными секциями, разделенными панельными штреками. Расстояние между панельными штреками 30–35 м. Это сокращает сроки ввода очистных забоев в эксплуатацию и улучшает условия их проветривания.

Аналогичным образом осуществляется подготовка панели с полевым расположением горизонта выпуска. При этом, когда мощность залежи превышает 15÷20 м, целесообразно проведение дополнительного бурового горизонта по нижнему контакту рудного тела.

В рассматриваемом варианте системы разработки возможен также комбинированный вариант подготовки – извлечение камерных запасов осуществляется из рудного днища, выпуск руды обрушенных целиков из полевых выработок.

Для оценки показателей системы, исходя из условий месторождения «Норильск-1», приняты следующие параметры: мощность рудного тела – 20 м; ширина панели – 60 м; длина ее – 100 м; ширина камеры – 40 м; ширина междукамерных целиков – 20 м; высота обрушения кровли – не менее 0,7 мощности залежи.

Очистная выемка запасов в нетронутым массиве горных пород начинается с разделки отрезной щели шириной не менее 3 м и длиной равной ширине панели. Образование отрезной щели проводится из отрезного штрека, пройденного по контуру рудного тела у нетронутого массива, с последовательной отбойкой скважинных зарядов на отрезной восстающий.

Отбойка руды начинается на первом подэтаже (см. рис. 11.32). Часть отбитой руды магазинируется, часть ее отгружается ПДМ в рудоспуск на фланге панели. По уходе забоя верхнего подэтажа на 8–10 м, начинается отбойка нижнего подэтажа. Толщина обрушаемого слоя руды, соответственно, на нижнем и верхнем подэтажах 2,5–3,0 и 8–10 м.

Длина породной консоли по кровле рудного тела, из условия выпуска руды из камер с минимальным разубоживанием, определяется углами истечения замагазинированной руды верхнего подэтажа и обрушенных налегающих пород. При мощности рудного тела 15–20 м длина консоли составляет 28–35 м. Площадь обнажения ее при ширине камеры 60 м составит 1100–1400 м², что по данным наблюдений в предыдущие годы отработки месторождения не превышает шаг самообрушения пород.

Отбойка камерных запасов при рудной подготовке может вестись двумя вариантами. Первый заключается в обрушении пород кровли и отбойке рудного уступа нижнего подэтажа равными слоями толщиной 2,5–3,0 м (рис. 11.33).

Во втором варианте (рис. 11.34) обрушение пород кровли производится независимо с отставанием от фронта отбойки руды. В этом случае на почве камеры возникают остатки отбитой руды, которые доизвлекаются с использованием ПДМ с дистанционным управлением.

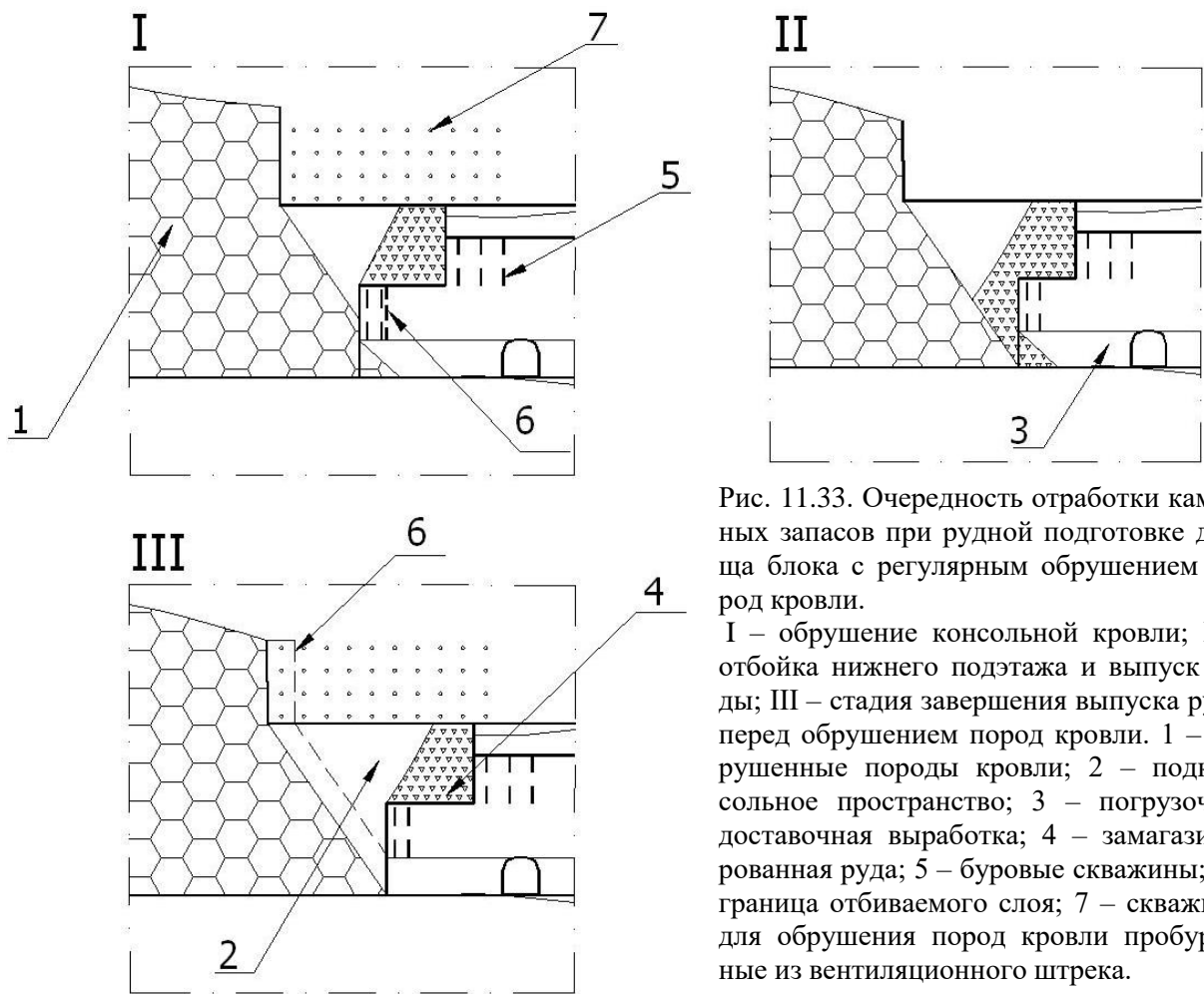


Рис. 11.33. Очередность отработки камерных запасов при рудной подготовке днища блока с регулярным обрушением пород кровли.

I – обрушение консольной кровли; II – отбойка нижнего подэтажа и выпуск руды; III – стадия завершения выпуска руды перед обрушением пород кровли. 1 – обрушенные породы кровли; 2 – подконсольное пространство; 3 – погрузочно-доставочная выработка; 4 – замагазинированная руда; 5 – буровые скважины; 6 – граница отбиваемого слоя; 7 – скважины для обрушения пород кровли пробуренные из вентиляционного штрека.

В варианте с полевым расположением горизонта выпуск отбойка руды и погашение пород кровли ведутся независимо. Взрывание породного уступа над выработками днища осуществляется слоями толщиной 2,5–3,0 м с повышенным на 20–25% удельным расходом ВВ. Подобный прием обеспечивает заброс и уплотнение пород в выработанном пространстве (рис. 11.35).

На почве при этом формируется выпускная траншея, в которую поступает замагазинированная выше руда. Вариант обеспечивает минимальные потери отбитой руды.

Отработка междукамерных целиков ведется параллельно с обрушением кровли с минимальным отставанием на шаг ее обрушения. Обязательным условием их выемки, исключая заброс руды в выработанное пространство, является заполнение его налегающими породами.

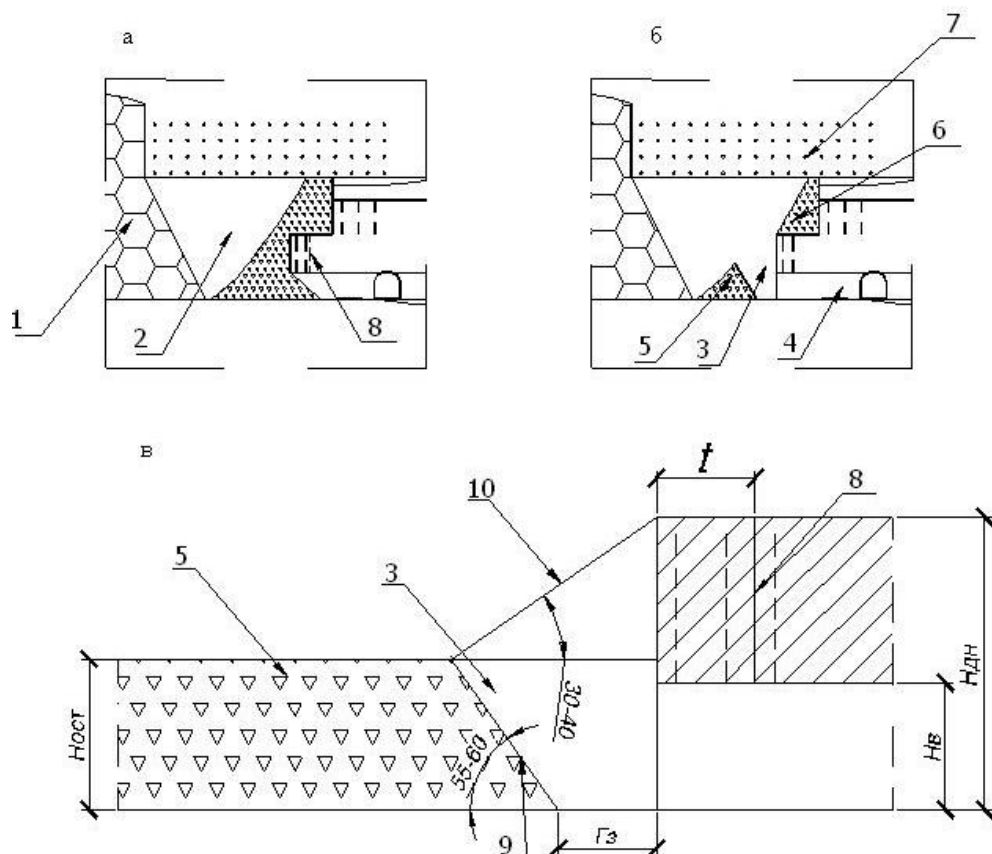


Рис. 11.34. Очередность отработки камерных запасов при рудной подготовке дна блока с регулярным обрушением пород кровли: а – стадия после отбойки слоя рудного дна; б – формирование воронки, выпуск руды и обрушение пород кровли; в – расчетная схема к определению высоты навала остатков руды на почве камеры.

1 – обрушенные породы кровли; 2 – подконсольное пространство; 3 – воронка выпуска; 4 – доставочная выработка; 5 – навал остатков руды на днище блока доизвлекаемых ПДМ с дистанционным управлением; 6 – замагазинированная руда; 7 – буровые скважины; 8 – линия отбиваемого слоя; 9 – образующая воронки выпуска; 10 – траектория разлета кусков взорванной массы. G_3 – глубина забора ковша ПДМ; t – толщина отбиваемого слоя; $H_в$ – высота выработки; $H_{дн}$ – высота днища.

Очистные работы в целиках осуществляются по схеме одностадийной выемки с торцовым выпуском руды. Разбуривание массива производится веерами восходящих скважин. Отбойка – слоями толщиной в зависимости от мощности (высоты целика) – 2,0–4,0 м.

Шаг обрушения кровли принимается в соответствии с принятым вариантом очистной выемки и определяется устойчивостью пород, мощностью рудного тела и темпами подвигания камерной выемки. Для условий рудника «Заполярный» максимальное отставание фронта посадки кровли от забоев камер принято 30 м.

Бурение посадочных скважин производится из выработок, пройденных в границах целиков. Высота обрушения кровли устанавливается из условия заполнения выработанного пространства и обычно составляет 0,7–0,75 мощности рудного тела.

Расчетные технико-экономические показатели системы разработки в проектных параметрах геотехнологии сведены в табл. 11.11.

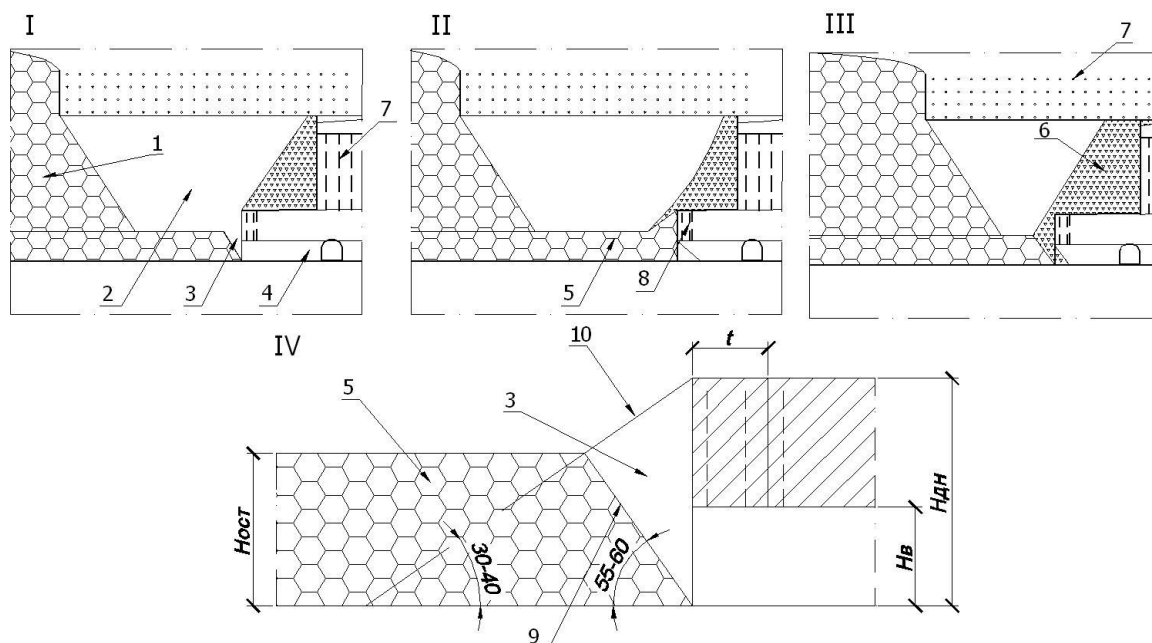


Рис. 11.35. Очередность отработки рудного тела при полевой подготовке дна блока. I – начальная стадия цикла работ; II – отбойка слоя породного дна; III – формирование воронки, выпуск руды и обрушение пород кровли; IV – расчетная схема к определению высоты навала пород. 1 – обрушенные породы кровли; 2 – подконсольное пространство; 3 – воронка выпуска; 4 – доставочная выработка; 5 – навал породы на днище блока; 6 – замагазинированная руда; 7 – буровые скважины; 8 – линия отбиваемого слоя; 9 – образующая воронки выпуска; 10 – траектория разлета кусков взорванной массы. Гз – глубина забора ковша ПДМ; t – толщина отбиваемого слоя; Нв – высота выработки; Ндн – высота днища.

Таблица 11.11

Сводные технологические показатели по вариантам этажно-камерной системы разработки с выпуском руды из подконсольного пространства

№	Наименование показателей	Системы разработки с двухстадийной выемкой		
		рудная	полевая	комбинирован
1	Выход товарной руды, %	98,8	105,7	106,1
	в т.ч. очистные работы, %	94	102,6	102,3
2	Удельный вес камерных запасов, %	65	65	65
3	Потери руды, %	14,2	8	8,1
	в т.ч. очистные работы	15,8	8,6	8,9
	при отработке камер	5,4	5	5,4
	при отработке целиков	35,1	15,4	15,4
4	Разубоживание, %	13,2	12,9	12,8
	в т.ч. очистные работы	10,4	11	11
	при отработке камер	7	7	7
	при отработке целиков	18,4	18,4	18,4
5	Объем ПНР в запасах блока, %	10	7,6	10
6	Удельный объем проходки на 1000 м ³ , м	11	15,1	13,5
	всего, м ³	141,6	195,2	173,5
	в т.ч. по руде, м ³	141,6	108,3	130,6
7	Удельный объем буровых работ, м/м ³	1,02	0,97	0,95
	в т.ч. очистные работы	0,61	0,58	0,56
	обрушение кровли	0,42	0,39	0,39
8	Производительность труда рабочих по системе разработки, м ³ /чел.смен	26,9	22,4	24,4

Как видно из табл. 11.11, рассмотренная система разработки месторождения «Норильск-1» по сравнению с базовым вариантом (см. табл. 11.5) позволяет:

- уменьшить объем подготовительно-нарезных работ на 1000 м³ добытой руды с 218–207 до 142–195 м³;
- снизить разубоживание руды с 16–25 до 13% и потери с 14–20 до 8–14%;
- увеличить производительность труда рабочего по системе разработки в 2,6–3,0 раза.

11.10. Оценка систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород

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

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

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

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

Особыми условиями добычи руд являются маломощные рудные тела. Подэтажная выемка по простиранию хорошо зарекомендовала себя при отработке

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

Предельная глубина применения систем с обрушением не установлена. По мнению ряда специалистов она ограничивается глубинами 1000-1200 м. Вместе с тем, в мировой практике известно более 15 рудников, ведущих очистные работы системой подэтажного обрушения на глубинах более 1200 м.

Учитывая постоянное углубление горных работ, возрастающие требования к гигиене труда и безопасности ведения добычных работ во все усложняющихся геомеханических условиях, перспективы к автоматизации процессов системы подэтажного обрушения, глубины ее применения должны быть уточнены.

Контрольные вопросы и задания к главе 11

1. Охарактеризуйте особенности, область применения и отличия систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород от геотехнологий с закладкой выработанного пространства.
2. Для каких целей создается предохранительная подушка при системах с обрушением?
3. В каких условиях применяется система разработки подэтажного обрушения?
4. Какие преимущества площадно-торцового способа выпуска руды, относительно торцовой схемы?
5. Сравните основные достоинства и недостатки систем разработки подэтажного и этажного обрушения руды и вмещающих пород.
6. Назовите и кратко охарактеризуйте особенности и область применения систем разработки с самообрушением руды.
7. Перечислите преимущества и недостатки системы подэтажных штреков с выемкой по падению и простиранию.
8. В чем заключается, и какие преимущества имеют сплошные камерные системы разработки с обрушением пород кровли?

ГЛАВА 12

Комбинированные системы разработки с закладкой и обрушением

Для поддержания налегающего массива в устойчивом состоянии при выемке мощных и весьма мощных пологопадающих залежей определенные перспективы имеет вариант комбинации систем разработки с закладкой и обрушением. Его применение целесообразно рассматривать при добыче полезного ископаемого средней и малой ценности, когда отработка с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями не обеспечивает рентабельности.

Руды средней устойчивости и неустойчивые, налегающие породы – от устойчивых до средней устойчивости. Глубина применения – требует дополнительного изучения.

Технологическая схема ведения очистных работ включает выемку чередующимися полосами запасов системами с твердеющей закладкой с образованием искусственных целиков и последующую отработку их системами с обрушением (рис. 12.1).

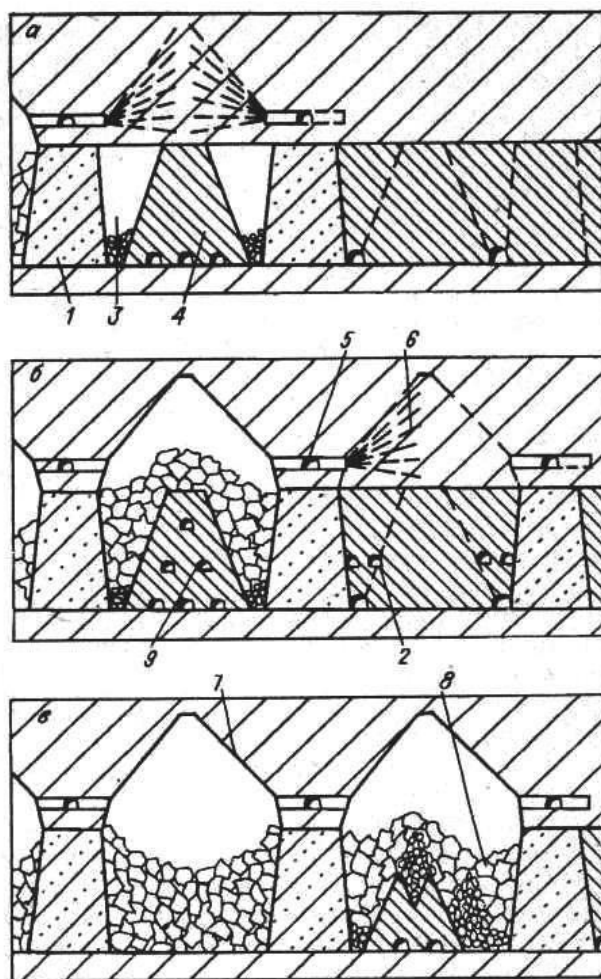


Рис. 12.1. Схемы комбинированной технологии выемки с закладкой и обрушением: а – выемка первичных камер; б – выемка вторичных камер и формирование устойчивого свода; в – выемка рудного целика подэтажным обрушением.

1 – искусственный целик; 2 – буровые выработки вторичных камер; 3 – вторичные камеры; 4 – временный рудный целик; 5 – выработки вентиляционно-закладочного горизонта; 6 – скважины; 7 – оформленный свод устойчивого равновесия; 8 – обрушенная порода; 9 – буро-доставочные выработки временного рудного целика.

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

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

Итак, на первой стадии извлекаются полосы запасов с твердеющей закладкой. Система разработки на участке может быть принята в зависимости от нарушенности руд и налегающих пород как восходящая или нисходящая слоевая выемка, так и сплошная камерная или с камерно-целиковым порядком отработки. Искусственные целики в этот период не несут нагрузки со стороны кровли, вес зависающей над горными выработками толщи пород воспринимают временные рудные целики.

По мере развития фронта отработки временных рудных целиков, нагрузка на закладочный массив будет постепенно возрастать. Определение ширины искусственных целиков, удовлетворяющей условию оседания кровли по скорости и величине, трудно поддается аналитическому расчету, и на каждом месторождении должно устанавливаться экспериментально.

Выемка временных рудных целиков ведется во вторую стадию с принудительным обрушением кровли. В зависимости от мощности залежи отработка возможна этажным или подэтажным обрушением. При трудно обрушаемой кровле целесообразно погашение целиков осуществлять единым прямолинейным фронтом. Это позволяет избежать чрезмерных концентраций опорного давления в призабойных участках и создать условия для плавного сдвижения налегающей толщи пород. Нагрузка на рудные целики определяется соотношением их суммарной площади ($S_{ц}$) и общей площади отрабатываемого участка ($S_{об}$):

$$\sigma = \gamma H S_{ц} / S_{об}, \quad (12.1)$$

где σ – удельная нагрузка на целики, МПа;

γH – исходные напряжения, определяемые глубиной разработки.

По мере продвижения фронта погашения рудных целиков, постепенно будет возрастать нагрузка на искусственные массивы. При нагрузках более 5 МПа вязущие связи закладочного массива разрушаются и сдвижения кровли будет определяться деформациями исходных сыпучих материалов. Компрессионное сжатие закладочного массива при нагрузках 20–25 МПа составляет около 10–15%, что значительно больше деформаций, разрушающих цементированный закладочный скелет, – 2,0–2,5%.

Интересно отметить следующее. На рудниках Норильского региона, разрабатывающих весьма мощную залежь со сплошной твердеющей закладкой, установлено, что нагрузка на искусственный массив в 75 м позади фронта очистных работ не превышает 3–5 МПа*. Измерения напряжений в сплошном закладочном массиве на глубине 600 м показали, что в центральной зоне сжатие его по вертикали не превышает 5–7 МПа.

Благоприятным для повышения прочности искусственных целиков в рассматриваемой технологии будет погашение временных рудных целиков в две стадии. В первую – отрабатываются камеры трапециевидной формы (см. рис. 12.1). Налегавший массив продолжает поддерживаться рудными целиками. Затем обрушаются породы кровли, которые заполняют открытые камеры и образуют подпор искусственного массива. Длину камер принимают равной шагу обрушения кровли. Далее приступают к выемке основных запасов временных рудных целиков.

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

В частности, предложено провести промышленные испытания этой технологии для отработки участка вкрапленных руд (панели 6 и 7) на руднике «Октябрьский» (рис. 12.2). Часть запасов участка мощностью до 40 м и общей длиной около 250 м извлекается 3 полосами сплошной камерной выемкой с твердеющей закладкой, образуя искусственные массивы шириной 60 м каждый. Временные рудные целики между ними шириной 48–60 м погашаются системой поэтажного обрушения.

Подготовительные работы включают проходку панельного транспортного штрека 1, пройденного на границе отрабатываемого участка, слоевых ортов 2, разделяющих запасы участка для выемки с закладкой и с обрушением. Основной транспортный горизонт рудника 3, по которому поступает свежий воздух на участок, сбивается восстающими выработками 4 с вентиляционно-закладочным горизонтом 5. Для перепуска добытой руды с основного транспортного горизонта 3 используются рудоспуски 6.

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

Очистные работы в камерах длиной 60 м и шириной 8 м планировалось вести двумя поэтажами высотой 20 м с опережением нижнего относительно верхнего.

* Методические указания по управлению горным давлением при сплошных слоевых и камерных системах разработки с твердеющей закладкой на рудниках НГМК / Л.: ВНИМИ, 1981. – 83 с.

После ухода фронта камерной выемки и возведения закладочного массива 11 на длину 25-30 м, начинается отработка рудного целика.

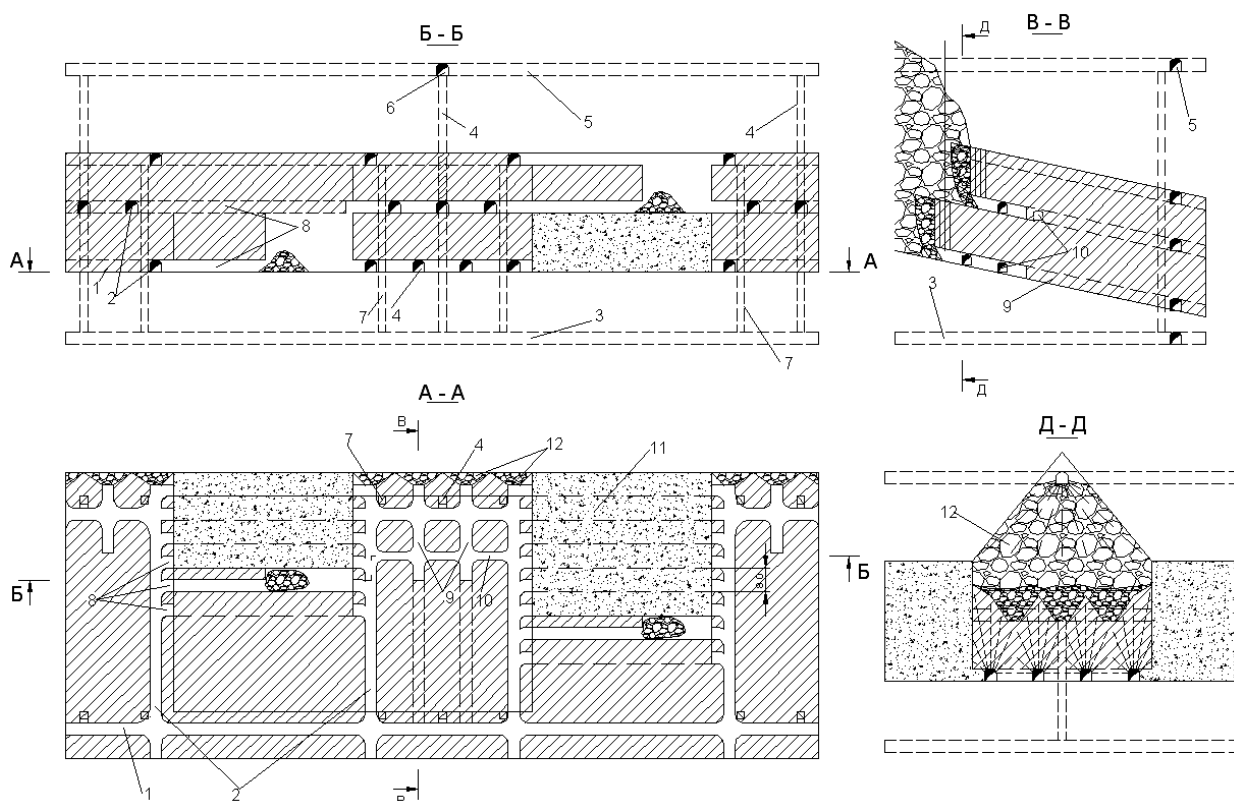


Рис. 12.2. Технологическая схема комбинированной системы разработки с закладкой и обрушением.

1 – транспортный штрек; 2 – слоевой орт; 3 – транспортный горизонт; 4 – вентиляционные восстающие; 5 – вентиляционно-закладочный горизонт; 6 – закладочный уклон; 7 – рудоспуски; 8 – разрезной штрек; 9 – буро-доставочный орт; 10 – вентиляционные сбойки; 11 – закладочный массив; 12 – обрушенные породы кровли.

Отбойка и выпуск руды первого подэтажа рудного целика ведется из буро-доставочных ортов слоями толщиной 2,5–3,0 м. Забою придается форма воронки. Оставленные между ортами целики поддерживают налегающие породы. После ухода забоя первого подэтажа на 10–15 м (этот размер уточняется наблюдениями) на аналогичный шаг производится обрушение кровли в форме устойчивого свода. Высота и объем обрушенных пород 12 определяются из условия заполнения ими выработанного пространства на всю его мощность.

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

В табл. 12.1 приведены сравнительные расчетные показатели комбинированной системы разработки для условий Октябрьского месторождения при мощности рудного тела 40 м. Сравнительные варианты геотехнологий исполняются с применением самоходного оборудования.

Таблица 12.1

Сравнительные технико-экономические показатели системы разработки

Показатели	Система разработки		
	сплошная камерная с закладкой	сплошная слоевая с нисходящим порядком выемки	комбинированная
Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т	6,1	2,6	3,7
м ³ /1000 т	96,7	44,0	58,2
Потери руды, %	6,3	2,7	7,8
Разубоживание руды, %	8,4	5,4	14,0
Производительность рабочего по системе, т/чел. смен	44,6	39,1	60,4
Себестоимость на 1 т балансовых запасов, %	100,0	119,0	67,0

Как видно из табл. 12.1, комбинированная выемка с закладкой и обрушением значительно уступает сплошной камерной и слоевой выемке по показателям извлечения, но превосходит эти варианты по себестоимости добычи и производительности труда горнорабочих. Ее конкурентные преимущества определяют область применения при добыче руд невысокой ценности.

Контрольные вопросы и задания к главе 12

1. Назовите область применения комбинированной системы разработки.
2. Какие основные параметры должны быть установлены при комбинированной выемке с закладкой и обрушением?
3. Дайте характеристику способов отработки запасов с формированием искусственных целиков.
4. Какие системы разработки применяются для выемки запасов временных рудных целиков?
5. Назовите основные достоинства и недостатки комбинированной системы разработки.

ГЛАВА 13

ДРУГИЕ ВАРИАНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

13.1. Системы разработки с открытым выработанным пространством

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

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

Глубина применения ограничена и определяется геомеханическими условиями месторождения. По оценке специалистов [Д.М. Бронников, 1982] при глубине очистных работ 1000 м около половины запасов руды вынужденно должно оставаться в регулярных целиках.

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

В плане рудные тела имеют плитообразную форму длиной по простиранию от 100–150 до 800–1200 м. По мощности запасы залежей распределяются: до 4 м – 33%, 4–12 м – около 47%, 12–20 м – 12%, свыше 20 м – 8%. Угол падения не превышает 10° . Руды и вмещающие породы устойчивые и средней устойчивости.

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

Типовой вариант камерно-столбовой системы на Жезказганском руднике приведен на рис. 13.1. Подготовка залежи к выемке заключается в проведении главного транспортного 1 и вентиляционного 2 штреков, из которых нарезаются панельные штреки 3 с заездами 4. После проходки разрезного штрека 5 приступают к очистной выемке.

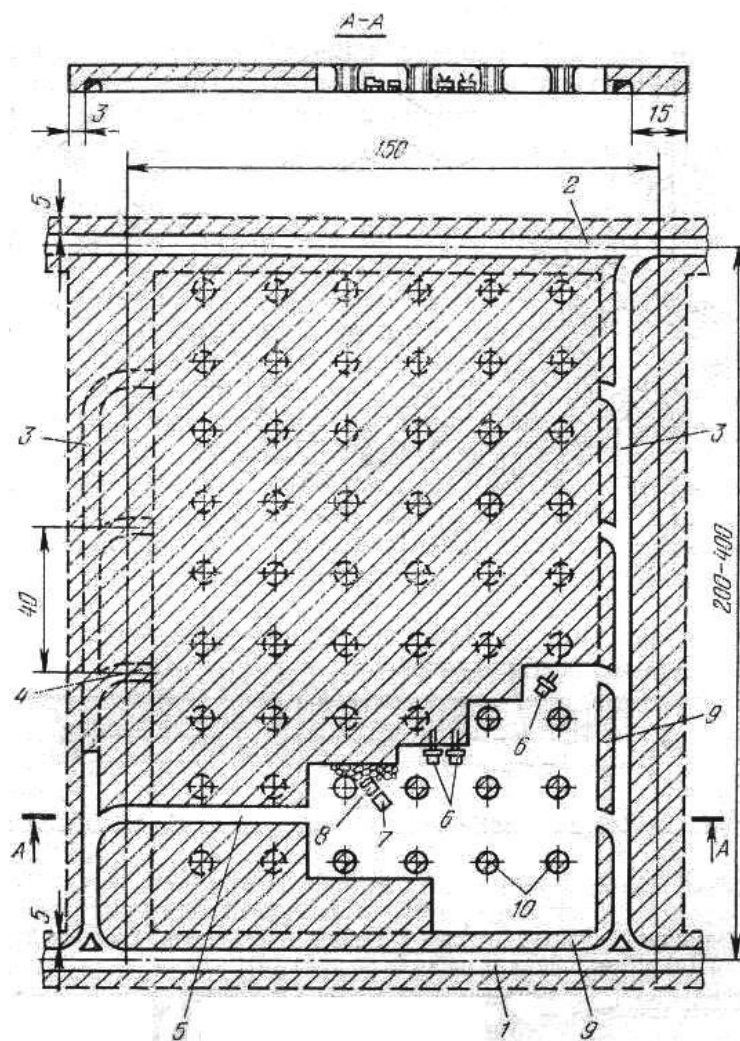


Рис. 13.1. Камерно-столбовая система разработки.

1 – главный транспортный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – панельный штрек; 4 – заезды; 5 – разрезной штрек; 6 – бурильные установки; 7 – самоходные вагоны; 8 – погрузочные машины; 9 – ленточные целики; 10 – цилиндрические целики.

Выемочная панель размерами 150×400 м разделяется на условные камеры прямоугольной формы. Между камерами для поддержания кровли выставляются опорные целики обычно круглого сечения. На флангах формируются панельные целики.

Параметры целиков и расстояния между ними выбирают по условию прочности и устойчивости пролета кровли. В известной мере эти размеры поддаются расчетам и корректируются накопленными результатами наблюдений. Диаметр внутренних целиков при мощности залежи 4–12 м составляет 4–6 м, при большей – до 12 м. Расстояние между ними – 20 м. Ширина панельных целиков с ростом глубины горных работ возрастает на верхних горизонтах с 10–15 до 20–30 м на глубинах 500–600 м от поверхности.

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

Погрузка и доставка руды ведется ПДМ типа «Торо – 400Д», используются также ПДМ в сочетании с транспортировкой автосамосвалами марки МОАЗ.

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

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

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

Ниже приводятся основные технико-экономические показатели на Жезказганских рудниках.

Объем подготовительно-нарезных работ – 2–3 м/1000т.

Производительность труда по системе разработки – 50–60 т/чел.-смен.

Производительность очистного забоя – 30–60 тыс. т./месяц.

Разубоживание руды – 7–10%.

Потери руды – 18–20%.

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

Параметры целиков выбираются из расчета кратковременного их стояния на период до производства закладочных работ. С возведением закладочного массива целики существенно упрочняются, повышается их способность воспринимать большие нагрузки. Подобное ведение добычных работ позволяет сохранить основные преимущества камерно-столбовой системы при сокращении потерь руды в целиках.

Сплошная система разработки отличается от камерно-столбовой выемки лишь тем, что целики в выработанном пространстве выставляются не регулярно. Область ее применения – пологие и наклонные залежи мощностью до 10–20 м с устойчивыми налегающими породами.

В шахтном поле нарезаются панели без деления на блоки. Забои располагают по ширине панели с развитием фронта очистных работ по ее длине. Извлечение руды в зависимости от мощности залежи одним, двумя или тремя слоями (рис. 13.2). Нерегулярные целики формируют на безрудных участках или в местах бедных руд. Дополнительно, как правило, породы кровли упрочняются анкерным креплением.

Размеры целиков и расстояния между ними обычно определяются экспериментально. В большинстве случаев пролет обнажения кровли между целиками не превышает 20 м. Горизонтальные размеры целиков $5 \div 10 \times 5 \div 8$ м. По площади они занимают до 30% общей площади панели.

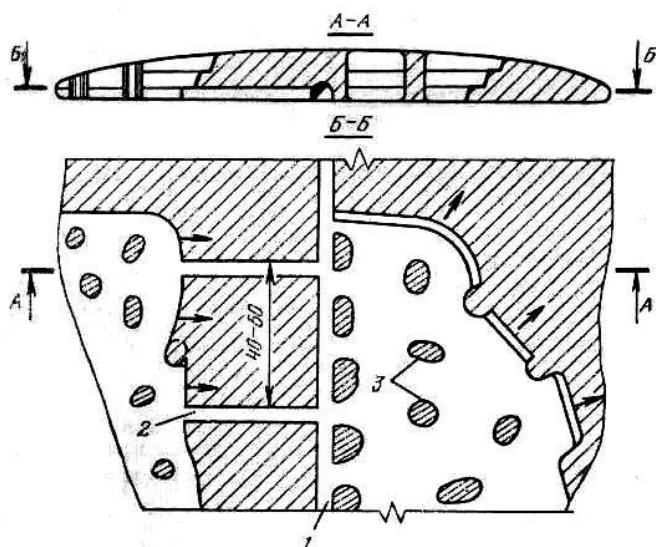


Рис. 13.2. Система со сплошной выемкой в мощных рудных телах.
1 – рудный откаточный штрек; 2 – поперечный штрек; 3 – рудные целики.

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

13.2. Системы разработки с магазинированием руды

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

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

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

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке транспортного штрека, восстающих на флангах блока и нарезки горизонта выпуска руды. Транспортный штрек и восстающие проводятся обычно по рудному телу (рис. 13.3). При большой мощности залежи (4–5 м) и машинной выгрузке руды из магазина транспортный штрек проходится в лежачем боку залежи.

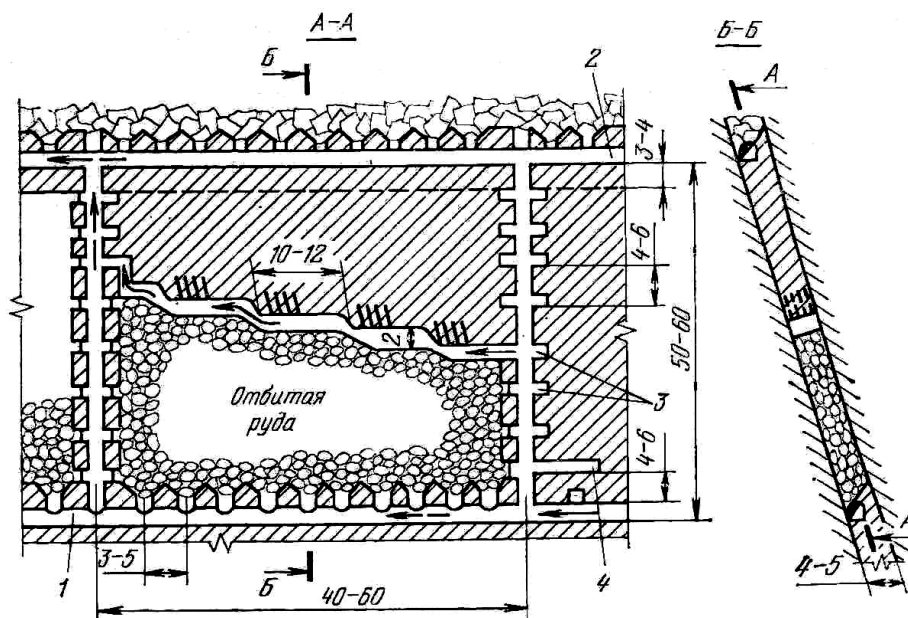


Рис. 13.3. Система разработки с магазинированием руды.

1 – транспортный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – заходки на слои; 4 – штрек подсечки.

Основание блока подготавливается по целиковой (рис. 13.3) или бесцеликовой схемам (рис. 13.4). В первом случае в транспортном штреке шпурами отбивают слой руды высотой до 2,0–2,5 м, устанавливают неполные дверные оклады с зазорами 1,5–2,0 м. В зазорах монтируются металлические полки-люки, служащие для выпуска и погрузки руды в вагоны. На некоторых рудниках в качестве люковых устройств используются малогабаритные легкие в сборке виброленты-питатели.

Во втором случае в днище блока шпуровой отбойкой формируются воронки и дучки с оставлением целиков треугольной формы через 3–5 м. Между целиками, как и в предыдущем варианте, монтируются люковые устройства.

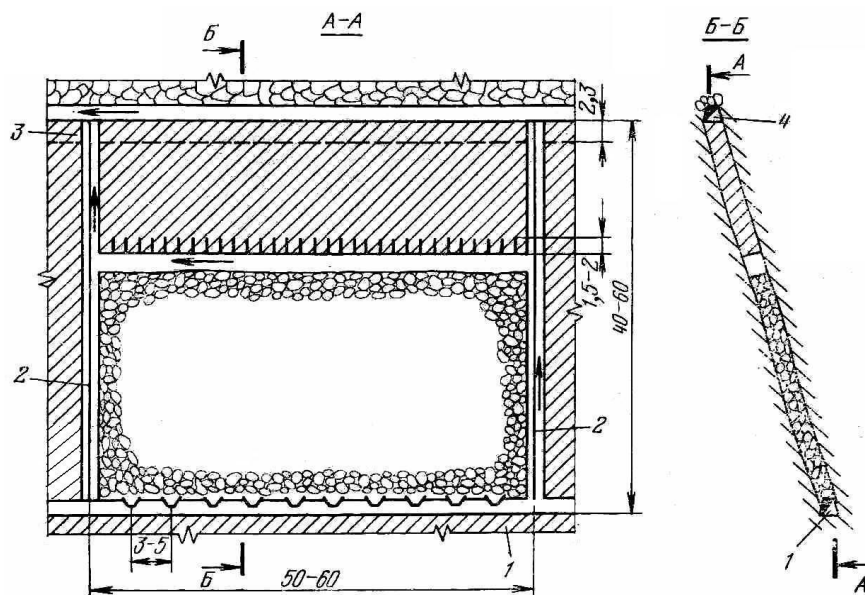


Рис. 13.4. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой.
 1 – транспортный штрек; 2 – вентиляционно-ходовой восстающий; 3 – потолочина; 4 – вентиляционный штрек.

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

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

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

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

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

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

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

Вместе с тем, имея не всегда удовлетворительные показатели извлечения запасов из недр, система с магазинированием демонстрирует неплохую производительность забоя и забойных рабочих (табл. 13.1).

Таблица 13.1

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

Показатели	Мощность рудного тела, м	
	0,5–1,5	1,5–2,5
Производительность блока, т/мес.	500–1500	1000–2000
Производительность блока на генеральном выпуске, т/смену	2000	3000
Производительность забойного рабочего, м ³ /чел. смен	3–6	5–8
Потери руды, %	12–14	10–12
Разубоживание руды, %	25–45	15–25

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

Контрольные вопросы и задания к главе 13

1. В чем заключаются особенности геотехнологий с открытым выработанным пространством? Основные их отличия от других классов систем разработки.
2. Каковы преимущества и недостатки камерно-столбовой системы разработки?

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

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

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

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

ГЛАВА 14

ВЫБОР И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

14.1. Факторы, влияющие на выбор системы разработки

Принятая на месторождение или его части система разработки практически предопределяет безопасность ведения горных работ, механизацию и автоматизацию процессов производства, производительность рудника, показатели полноты и качества извлечения запасов из недр, себестоимость продукции и, в конечном счете, доходность предприятия. Поэтому выбор системы разработки является весьма ответственной задачей проекта будущего рудника.

В современной концепции выбора системы разработки должны быть предусмотрены:

- адаптация геотехнологии к массиву горных пород и внешней среде с учетом необходимости утилизации отходов производства, экологической безопасности с сохранением природной среды;
- высокий уровень показателей качества и полноты извлечения запасов, комплексное использование продуктов добычи и переработки;
- конкурентность добываемого сырья по себестоимости с минимизацией оборотных средств на производство концентратов и металлов;
- высокая производительность оборудования и труда;
- комплексная механизация и автоматизация основных и вспомогательных процессов добычи.

Исходя из этих принципов, на первом этапе проектирования рудника, на основе экспертных оценок по аналогии с действующими подземными предприятиями отбираются конкурентоспособные варианты систем разработки. После детальной их проработки, определения прогнозных технико-экономических показателей, выполняется экономическое сравнение систем, на основе которого принимается проектное решение.

Для предварительного выбора конкурентоспособных систем разработки проводится количественная оценка и анализ горно-геологических и горнотехнических факторов, свойственных месторождению. В числе природных факторов основными являются размеры залежей, мощность их по падению и простиранию, угол паде-

ния, глубина залегания, форма и выдержанность оруденения, наличие породных включений, водообильность и газоносность.

Большое влияние на выбор системы разработки оказывают свойства руд и вмещающих пород: крепость, трещиноватость и нарушенность, устойчивая площадь, углы сдвижения породного массива, слеживаемость и пожароопасность руд.

Важнейшим природным фактором для выбора способа разработки является содержание полезных компонентов в руде и вмещающих породах, их минералогическая характеристика. Эти параметры месторождения определяют ценность минерального сырья, его обогатимость и, в значительной мере, формируют будущую доходность горного предприятия.

Перечисленные выше факторы, их качественная и количественная характеристика служат основой расчета прогнозных технико-экономических показателей конкурирующих систем разработки. По каждому варианту системы разработки определяют следующие прогнозные показатели:

- уровень потерь и разубоживания руды;
- показатели обогатительного передела (извлечение полезных компонентов в концентрат, содержание их в концентрате, выход концентратов и содержание полезных компонентов в хвостах);
- номенклатура и численность горного оборудования, его стоимость;
- производительность блока (панели), производственная мощность рудника и сроки отработки месторождения;
- производительность труда по системе разработки и численность работающих;
- себестоимость добычи и переработки минерального сырья;
- необходимые инвестиции и сроки строительства рудника с освоением производственной мощности.

Все перечисленные факторы и показатели в той или иной мере учитываются при выборе и экономической оценке систем разработки. Каждый из конкурирующих вариантов далее проходит экспертизу на соответствие современным требованиям к безопасности ведения горных работ и санитарно-гигиеническим условиям труда горнорабочих.

Уровень безопасности работ при разных системах разработки определяется их способностью надежно управлять горным давлением, применяемым оборудованием, количеством производственных процессов и объемом ручного труда. Важным является горное оборудование. Так, применение самоходной техники при одних и тех же системах разработки минимизирует объем ручного труда, упрощает конструктивное оформление геотехнологии и позволяет снизить травматизм в не-

сколько раз. Замена ручного перфораторного бурения на машинное при проходке подготовительно-нарезных и очистных выработок практически исключает такие профессиональные заболевания горняков, как виброболезнь, пневмокониоз.

Выполнив такой анализ, приступают к сравнительной экономической оценке конкурирующих систем разработки.

14.2. Техничко-экономическая оценка системы разработки

Методам экономической оценки систем разработки посвящены работы многих известных ученых-горняков: М.И. Агошкова, П.И. Городецкого, В.Р. Именитова, Р.П. Каплунова и ряда других. В числе критериев сравнительной оценки систем использовались показатели прибыли на тонну добытой руды с учетом ущерба от потерь и разубоживания полезного ископаемого, прибыли на тонну балансовых запасов или приведенные затраты с учетом ущерба от потерь и разубоживания.

Если конкурирующие варианты систем разработки не отличаются между собой требуемым инвестиционным капиталом для их освоения, что не исключается в практике проектирования подземных рудников, перечисленные выше критерии вполне применимы в рыночной экономике. Наиболее типичный случай, когда одна из систем характеризуется более низкой себестоимостью добычи, а другая – лучшими показателями полноты и качества извлечения руды. В подобных ситуациях вполне корректно провести технико-экономические расчеты и сравнить системы разработки по критерию прибыли (доходности) на тонну балансовых запасов. В условиях горно-обогажительного предприятия сравнительные расчеты ведутся на тонну добытого концентрата. Удельная прибыль на тонну погашенных балансовых запасов определяется из выражения:

$$П = Ц_i \times C_i \frac{1 - P}{1 - R} \xi_i - \kappa_3 \quad (14.1)$$

где $Ц_i$ – рыночная цена извлекаемых полезных компонентов в концентрате из тонны балансовых запасов, руб/т;

C_i – содержание полезных компонентов в балансовых запасах, %;

P и R – расчетные показатели потерь и разубоживания руды соответственно, доли ед.;

ξ_i – извлечение полезных компонентов в концентрат при обогащении, доли ед.;

κ_3 – затраты на добычу и обогащение руды, руб/т.

Довольно часто приходится сравнивать способы разработки с разными объемами инвестиций. К примеру, сравниваются между собой одна из систем с обрушением руды и вмещающих пород и вариант системы с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Для реализации второго варианта требуются увеличенные сроки строительства и капитальные вложения: на строительство закладочного комплекса и обустройство способа доставки закладочной смеси в шахту; на приобретение дополнительного оборудования; на проходку дополнительных закладочных выработок и т.д. В таких случаях сравнение систем разработки по доходности недостаточно.

В 70-80 годах минувшего века на подземных рудниках страны активно началось техническое перевооружение на базе комплексов самоходной техники. Для реконструкции рудников и модернизации применяемых систем разработки требовались определенные инвестиции – на приобретение СО, расширения капитальных и подготовительных выработок, проходки уклонов и т.д. Использование показателя прибыли в качестве критерия для оценки таких проектов не является достаточно доказательным.

В международной практике сравнения систем разработки с разным уровнем капитальных вложений экономическая оценка базируется на концепции временной стоимости денег и основана на следующих принципах.

1. Оценка эффективности инвестируемого капитала в строительство рудника или в его реконструкцию с освоением той или иной системы разработки производится путем сопоставления денежных потоков, в процессе реализации проекта. Вариант системы разработки признается наиболее эффективным, если обеспечивает возврат исходной ссуды инвестиций в минимальные сроки и максимальную доходность в определенный период времени.

2. Инвестиционный капитал, как и денежный поток по сравниваемым вариантам приводится к определенному году, который, как правило, предшествует началу реализации проекта.

3. Процесс дисконтирования капитальных вложений и денежных потоков производится по различным ставкам дисконта, которые устанавливаются в зависимости от банковской ставки процентов за ссуду (кредит), рисков и особенностей проекта.

Общепризнанными критериями оценки вариантов систем разработки или эффективности инвестиций проекта являются:

- чистый дисконтированный доход (*ЧДД*);
- внутренняя норма доходности (*ВНД*);
- индекс доходности (*ИД*);
- срок окупаемости инвестиционных затрат (*Т_{ок}*).

Чистый дисконтированный доход – интегральная сумма годовых чистых доходов за принятый к расчёту инвестиционный календарный период, приведённая к текущему моменту времени. Обычно расчеты ведутся на семилетний период реализации проекта.

Применительно ко всем видам оценок экономической эффективности, принятых к рассмотрению капитальных вложений, формула **ЧДД** имеет вид:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T \text{ЧД}_t \cdot B_t, \quad (14.2)$$

где ЧД_t – чистый номинальный доход в t -м году.

$$\text{ЧД} = P_t + A_t - Z_t - K_t, \quad (14.3)$$

где P_t – стоимость реализованной продукции в t -м году периода учёта эффекта T , руб.;

A_t – амортизационные отчисления в t -м году, руб.;

Z_t – текущие затраты t -го года (годовые издержки производства, учитываемые в себестоимости продукции, в виде сумм уплаченных налогов и отчислений из прибыли предприятия), руб.;

K_t – капитальные вложения (инвестиционные затраты) в t -м году периода учёта эффективности инвестиций T , руб.;

T – длительность периода учёта эффективности инвестиционных вложений, лет;

t – текущий год периода оценки T ;

B_t – коэффициент приведения календарно-разновременных затрат и эффектов определяется как:

$$B_t = \frac{1}{(1+E)^{(t-1)}}, \quad (14.4)$$

где E – коэффициент (норма) дисконтирования.

Внутренняя норма доходности – положительное значение нормы дисконта (E), при котором величина **ЧДД** равна нулю.

Для расчета **ВНД** используется графоаналитический метод. Сущность последнего заключается в следующем. Для получения оценки внутренней нормы рентабельности принимаются два значения E : первое, при котором получается некоторый положительный **ЧДД**, и второе, при котором достигается некоторый отрицательный **ЧДД**. Затем на двумерном (**ЧДД**, E) графике находится точка со значением **ЧДД** = 0 и, соответственно, определяется искомое значение **ВНД** проекта. В линейном виде формула для расчета **ВНД** имеет вид:

$$\text{ВНД} = E_1 + \frac{\text{ЧДД}(E_1)}{\text{ЧДД}(E_1) - \text{ЧДД}(E_2)} \cdot (E_2 - E_1) \quad (14.5)$$

В сущности **ВНД** определяет предельное значение ставки за кредит, при которой рассматриваемый проект может быть профинансирован и осуществлен за семилетний период с «нулевой» рентабельностью.

Индекс доходности – определяет соотношение величины получаемого интегрального, дисконтированного эффекта с интегральной величиной дисконтированных затрат, обеспечивающих получение этого эффекта. В случае, когда показатель **ЧДД** положительный, то величина **ИД** больше единицы и наоборот. **ИД** определяется по следующей формуле:

$$ИД = \frac{ЧД_t}{(1+E)^t} \cdot \frac{1}{K_t} \geq 1 \quad (14.6)$$

Данный показатель даёт представление об уровне сравнительной эффективности использования денежных средств различных вариантов. Иначе говоря, он характеризует доход на единицу затрат, благодаря чему удобен при выборе одной геотехнологии из ряда альтернативных, имеющих примерно одинаковый **ЧДД**.

Срок окупаемости инвестиционных затрат (**T_{ок}**) – минимальный период времени с момента вложения денежных средств до их окупаемости от реализации продукции при сравниваемых вариантах систем разработки.

Простой срок окупаемости денежных средств:

$$\sum_{t=1}^T K_t = \sum_{t=1}^T П_{чt} + A_t \quad \text{при этом} \quad \sum_{t=1}^T ЧД_t > K_t \quad (14.7)$$

Дисконтированный срок окупаемости:

$$\sum_{t=1}^T \frac{K_t + \phi_t}{(1+E)^{(t-1)}} = \sum_{t=1}^T \frac{П_{чt} + A_t}{(1+E)^{(t-1)}} \quad (14.8)$$

где $П_{чt}$ – прибыль от реализации продукции (руды, концентрата) в i – м году, руб.

ϕ_t – выплаты % по кредиту в t – м году.

Общий вид расчёта срока окупаемости для вложенного капитала может быть представлен следующей формулой:

$$T_{ок} = \frac{K_t}{П_{сг}} \quad \text{лет,} \quad (14.9)$$

где $П_{сг}$ – среднегодовая прибыль от реализации продукции (руды, концентрата), руб.

В результате получим число лет, необходимое для возврата вложений. Ясно, что чем меньше срок окупаемости, тем выгоднее система разработки. В России, в условиях нестабильного инвестиционного климата, срок окупаемости довольно точно сигнализирует о степени риска проекта.

Преимущества при сравнении вариантов систем разработки оцениваются по двум основным критериям: чистому дисконтированному доходу (*ЧДД*) и внутренней норме доходности (*ВНД*). Другие показатели проекта – индекс доходности (*ИД*) и срок окупаемости инвестиций (*T_{ок}*) – выступают в качестве ограничений.

В качестве примера приведем технико-экономическую оценку освоения системы поэтажного обрушения при отработке Шерегешевского месторождения. Напомним, Шерегешевское железорудное месторождение представлено весьма мощными преимущественно крутопадающими залежами. Отработка его ведется системой этажного обрушения с использованием переносного горного оборудования. Эта технология характеризуется низкими темпами проходческих работ, большим объемом ручного труда, высокой трудоемкостью, удовлетворительными показателями извлечения запасов из недр и повышенным уровнем травматизма.

Проектная производительность рудника – 6,0 млн. т/год, максимально достигнутая в 80-ые годы прошлого столетия – 4,5 млн. т/год и в настоящее время составляет 3,0-3,2 млн. т/год.

Мировая и отечественная практика подземной разработки руд в подобных горно-геологических условиях убедительно доказала, что повышение эффективности отработки месторождений с увеличением объемов добычи может быть достигнуто за счет коренной реконструкции рудника и освоения высокоинтенсивных технологий, основанных на применении самоходной техники. Выбор конкурирующих систем разработки показал целесообразность рассмотреть замену применяемой системы на вариант поэтажного обрушения с торцовым или площадно-торцовым выпуском руды с использованием на основных и вспомогательных процессах комплексов СО.

Технико-экономические расчеты эффективности реконструкции рудника предусматривали определение [А.М. Фрейдин, 2008]:

- объемов проходки горно-капитальных, подготовительных и нарезных выработок в нетронутых запасах действующих этажей и строительство нижележащих горизонтов;
- потребности в инвестициях для производства горнопроходческих работ и приобретения самоходной техники основного и вспомогательного назначения по месяцам и годам;
- графиков развития объемов добычи руды новыми вариантами систем разработки на участках месторождения по месяцам и годам;
- безопасных и эффективных параметров системы разработки;
- прогнозных технико-экономических показателей освоения новых вариантов геотехнологий, представленных в табл. 14.1 и 14.2;
- динамики движения денежных средств от реализации продукции (табл. 14.3) и финансовых результатов проекта (табл. 14.4);
- рисков проекта.

Поскольку вариант системы поэтажного обрушения с торцовым выпуском уступает по уровню потерь и разубоживания руды, финансовые расчеты выполнялись применительно к варианту системы с площадно-торцовой схемой выпуска.

Таблица 14.1

Сравнительные технико-экономические показатели систем разработки

Показатели	Система разработки		
	подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды	подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды	этажного обрушения с вибровыпуском руды
Балансовые запасы панелей, тыс. т.	368,5	368,5	368,5
Удельный расход ПНР, м/1000 т	1,8-2,3	1,7-2,1	2,7-3,3
Потери, %	7,8-8,1	12,5-13,1	10,0-12,0
Разубоживание*, %	21,4-22,2	25,3-27,1	31,0-35,0
Производительность рабочего по системе разработки, т/смену	95,0-100,0	95,0-100,0	25,0
Сравнительная себестоимость добычи 1 т сырой руды по системе, д. ед.	0,57	0,55	1,0
Сравнительная себестоимость 1 т концентрата, д.ед.	0,62	0,65	1,0
Сравнительная прибыль (относительно этажного обрушения) на добычу 1 т балансовых запасов по системе, %	162,6	148,1	100,0

*при коэффициенте рудоносности залежей 0,65-0,70, ** при годовой мощности рудника 5,9 млн. т,*** при годовой мощности рудника 3,5 млн. т.

Таблица 14.2

Себестоимость добычи 1 т товарной руды и производства 1 т концентрата

Статьи затрат, руб/т	Технология добычи руды	
	подэтажным обрушением	существующая технология
Добыча сырой руды		
1. Заработная плата с начислениями	7,36	40,11
2. Социальные отчисления (26,2%)	1,93	10,5
3. Материалы	34,72	38,19
4. Энергетические затраты	17,10	27,09
5. Амортизация, в том числе самоходного оборудования	34,16 30,61	4,72 -
6. Текущий и капитальный ремонт	11,23	11,1
7. Общешахтные расходы	16,12	28,89
8. Содержание основных фондов, прочие расходы и охрана труда	16,26	28,44
Итого производственная себестоимость 1т товарной руды, в том числе без амортизации	138,88 104,72	189,04 -
Производство концентрата		
1. Сырьё (общие затраты с учётом амортизации при добыче товарной руды)	235,11	378,6
2. Затраты на обогащение	32,34	40,87
3. Амортизация	2,12	1,67
4. Общерудничные расходы	11,32	13,98
Итого производственная себестоимость 1 т концентрата, в том числе без амортизации по товарной руде и концентрату	280,89 221,46	435,12 -

Выполненные расчеты реконструкции и технического перевооружения рудника показали, что для освоения новой технологии общий объем инвестиций составляет 1524,0 млн. руб. В первоначальный период для этого потребуется ссуда в объеме 625,0 млн. руб.

Расчеты потока денежных средств произведены ежемесячно при цене реализации концентрата ($Fe = 42\%$) после сухого обогащения 535 руб./т. В табл. 14.3 приведен сводный прогноз притока и оттока денежных средств в течение первых семи лет внедрения новой технологии. При банковской ставке за ссуду 18% накапливаются достаточные денежные средства для расчета по кредиту в течение 4,5 лет с начала освоения проекта.

Определена «точка» безубыточности проекта. Объем ежегодных постоянных затрат на производство концентрата составляет – 801629,2 тыс. руб. Переменные затраты на производство 1 т концентрата составляют 118,75 руб. При цене продажи концентрата 535 руб/т необходимо реализовать $(801629,2/535,0 - 118,75)$ концентрата в объеме 1925,8 тыс. т. Ежегодное покрытие постоянных затрат будет осуществляться на седьмой месяц работы рудника.

Отчёт о прибылях и убытках (табл. 14.4) отражает, в основном, положительную динамику процессов производства и реализации концентрата. За семилетний период реализации проекта чистая прибыль предприятия достигнет величины более 656568,7 тыс. руб.

Определена чистая текущая стоимость (ЧДД) проекта при годовой процентной ставке за кредит 18% и норме дисконтирования ($E = 0,1$). За семилетний период ЧДД составил 281930,6 тыс. руб., что свидетельствует о достаточной эффективности реализации инвестиционных вложений.

Внутренняя норма доходности (ВНД) определялась при банковских ставках 18 и 40% годовых. Согласно расчётам, ВНД проекта составила 0,291. К концу пятого года реализации проекта накапливается достаточно высокая наличность для приобретения собственной самоходной техники взамен выбывающей с пятилетним сроком амортизации.

Величина индекса доходности (ИД) и дисконтированный срок окупаемости капитальных вложений. Величина дисконтированных капитальных вложений за семилетний период составила 1139433 тыс. руб. Величина интегрального эффекта - 1421364 тыс. руб. ИД составил $1421364 / 1139433 = 1,25$, то-есть каждый рубль капитальных затрат обеспечивает получение 1,25 руб. эффекта.

Оценка рисков проводилась по методу Монте-Карло с помощью генератора случайных чисел при расчёте 200 сценариев показателей ЧДД (рис. 14.1). Принятые экспертно в проекте отклонения основных (исходных) показателей, влияющих на ЧДД, приведены в табл. 14.5.

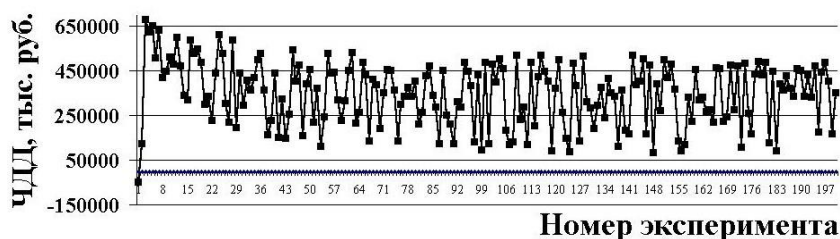


Рис. 14.1. Значения ЧДД по 200 сценариям при одновременном изменении исходных параметров (метод Монте-Карло)

Таблица 14.3

Сводные результаты инвестиционного проекта за 7 летний период реализации

Показатели	Год 1	Год 2	Год 3	Год 4	Год 5	Год 6	Год 7	Итого
	Приток денежных средств, тыс. руб							
Производство концентрата, тыс. т.	1711,3	1974,0	2772,0	3012,0	3242,4	3490,0	3490,0	19691,7
Продажа концентрата, тыс. руб	915345,5	1056090,0	1483020,0	1611420,0	1734684,0	1867150,0	1867150,0	10535059,5
Кредит	282500,0	291500,0	51000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	625000,0
Итого приток денежных средств, тыс. руб	1198045,5	1347590,0	1534020,0	1611420,0	1734684,0	1867150,0	1867150,0	
Отток денежных средств, тыс. руб								
Приобретение комплексов СО, тыс. руб	280089,0	331426,0	93012,0	84000,0	100000,0	100000,0	75000,0	1063527,0
Строительство гор. +325-255м	4782,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4782,2
Проходка кап. выработка горуб+115м	24159,6	24159,6	24876,0	12438,0	0,0	0,0	0,0	85633,2
Углубочный комплекс г. Скиповой	27860,4	13930,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	41790,6
Углубка ст. Скиповой в этапе +115м; - 85м	0,0	12013,2	24026,4	24026,4	12013,2	0,0	0,0	72079,2
КПД гор. + 115м	0,0	23593,8	47187,6	47187,6	23593,8	0,0	0,0	141562,8
Комплекс откаточных выруб гор.- 85м с рудвором	0,0	0,0	0,0	0,0	12079,8	24159,6	14093,1	50332,5
Строительство насосной станции	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	11230,0	18000,0	29250,0
Проходка вент. Восстающего с г.-85м до 115м	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	1100,0	1100,0
КПД гор. - 85м	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	15729,2	18000,0	33729,2
итого Кап. вложения	336891,2	405122,8	189102,0	167652,0	147686,8	151138,8	126193,1	1523786,7
Затраты на добычу и обогащение, тыс. руб	601672,6	563314,1	668606,4	693964,8	718061,9	746266,7	746266,7	4740153,2
Сыровые расходы, тыс. руб	146025,2	168441,4	236534,8	257014,0	276674,0	297801,7	297801,7	1680292,8
Итого затрат со сбытом, тыс. руб	747697,8	733755,5	905141,2	950978,8	994735,9	1044068,4	1044068,4	6420446,0
Всего затрат с кап. вложениями тыс. руб	1084589,0	1138878,3	1094243,2	1118630,8	1142422,7	1195207,2	1170261,5	7944232,7
Налоги, тыс. руб								
Налог на добычу (4%), тыс. руб	36621,8	42243,6	59320,8	64456,8	69387,4	74686,0	74686,0	421402,4
Налог за пользования дорогами (3%), тыс. руб	27466,4	31682,7	44490,6	48342,6	52040,5	56014,5	56014,5	316031,8
Налог на землю, тыс. руб	141,6	141,6	141,6	141,6	141,6	141,6	141,6	991,2
Плата за выбросы, тыс. руб	85,2	85,2	85,2	85,2	85,2	85,2	85,2	596,4
Налог на автотранспорт (1%), тыс. руб	9155,5	10560,9	14830,2	16114,2	17346,8	18671,5	18671,5	105350,6
Итого налогов в себестоимости, тыс. руб	73470,4	84714,0	118868,4	129140,4	139001,5	149598,8	149598,8	844392,4
Налог на имущество	4490,0	11673,3	15801,8	16660,5	18604,8	19638,1	20137,4	107005,9
Налог на прибыль, тыс. руб	403,3	1604,8	8279,2	27010,2	46480,8	63449,2	63449,2	210796,5
Итого налогов, тыс. руб	78363,7	97992,0	142949,4	172811,2	204087,1	232805,9	233185,4	1162194,8
Всего затрат с налогами, тыс. руб	1162952,8	1236870,4	1237192,6	1291441,9	1346509,8	1428013,1	1403446,9	9106427,5
Выплата сууды нарастающим итогом	2000,0	28200,0	204500,0	273800,0	116500,0	0,0	0,0	625000,0
Выплата сууды нарастающим итогом	2000,0	30200,0	234700,0	508500,0	625000,0	0,0	0,0	2455470,0
Выплата % по сууде, тыс. руб	25860,0	80787,0	90420,0	44707,5	3772,5	0,0	0,0	245547,0
Итого отток денежных средств, тыс. руб	1190812,8	1345857,4	1532112,6	1609949,4	1466782,3	1428013,1	1403446,9	9976974,5
Итого чистый приток денежных средств, тыс. руб	7232,7	1732,6	1907,4	1470,6	267901,7	439136,9	463703,1	1183085,0
Наличные, тыс. руб	7232,7	8965,4	10872,8	12343,4	280245,1	719381,9	1183085,0	1183085,0

Таблица 14.4

Финансовый анализ инвестиционного проекта

Показатели, тыс. руб	Год 1	Год 2	Год 3	Год 4	Год 5	Год 6	Год 7	Итого
1. Выручка от продаж	91545,5	1056090,0	1483020,0	1611420,0	1734684,0	1867150,0	1867150,0	10535059,5
2. Себестоимость реализованной продукции	642926,9	665973,2	827752,3	872659,9	910511,6	940753,6	940753,6	5801331,0
3. Капитальные вложения	336891,2	405122,8	189102,0	167652,0	147686,8	151138,8	126193,1	1523786,7
4. Налоги включаемые в себестоимость	73470,4	84714,0	118868,4	129140,4	139001,5	149598,8	149598,8	844392,4
5. Сбытовые и административные расходы	146025,2	168441,4	236534,8	257014,0	276674,0	297801,7	297801,7	1680292,8
6. Валовая (без учёта кап. затрат) прибыль	53123,0	136961,4	299864,5	352605,7	408496,9	478995,9	478995,9	2209043,4
7. Выплата сууды	2000,0	28200,0	204500,0	273800,0	116500,0	0,0	0,0	625000,0
8. Выплаты % по кредиту	25860,0	80787,0	90420,0	44707,5	3772,5	0,0	0,0	245547,0
9. Налоги	78363,7	97992,0	142949,4	172811,2	204087,1	232805,9	233185,4	
10. Чистый приток денежных средств	7232,7	1732,6	1907,4	1470,6	267901,7	439136,9	463703,1	1183085,0
11. Чистая прибыль	0,0	0,0	0,0	0,0	142702,5	244650,0	269216,2	656568,7
ИСТОЧНИКИ								
1. Чистая прибыль	0,0	0,0	0,0	0,0	142702,5	244650,0	269216,2	
2. Амортизация	41254,3	100659,1	159145,9	178695,1	192449,7	194486,9	194486,9	1061177,8
3. Заемные средства	282500,0	291500,0	51000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	625000,0
4. Собственные средства	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
ИТОГО ИСТОЧНИКИ	323754,3	392159,1	210145,9	178695,1	335152,2	439136,9	463703,1	
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ								
1. Увеличение чистых оборотных активов	41254,3	100659,1	159145,9	178695,1	335152,2	439136,9	463703,1	
2. Инвестиции	282500,0	291500,0	51000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	625000,0
3. Собственные средства	94377,2	237620,5	459010,4	531300,8	600946,6	673482,8	673482,8	
ИТОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЕ	418131,5	629779,5	669156,4	709995,9	936098,8	1112619,7	1137185,9	

* Анализ выполнен без учёта дисконтирования основных показателей

ТАБЛИЦА 14.5

Расчётные отклонения основных параметров проекта

Показатели	От, %	До, %
Цена продукции	- 15	+ 0
Объём добычи	- 10	+ 0
Себестоимость концентрата	- 5	+ 15
Объём инвестиций	- 5	+ 10
Срок строительства	- 0	+ 10
Уровень процентной ставки за кредит	- 15	+ 10

Результаты моделирования рисков инвестиционного проекта, при расчёте 200 сценариев ЧДД, сведены в табл. 14.6.

ТАБЛИЦА 14.6

Основные показатели риска проекта

Наименование показателей	Показатели
1. Средний ЧДД, тыс. руб.	347038,7
2. Дисперсия, тыс. руб.	20488365689
3. Стандартное отклонение, тыс. руб.	143137,5
4. Коэффициент вариации	0,4
5. Риск неэффективности проекта (вероятность того, что $ЧДД \leq 0$)	0,01
6. Риск не достижения проектных показателей (вероятность того, что $ЧДД \leq ЧДД$ проект)	0,3

Наличие большого резерва фонда денежных средств практически гарантирует своевременные выплаты по кредиту и достижение запланированной прибыли. Как видно из табл. 14.6, экономические и финансовые риски реализации проекта минимальны, что говорит об эффективности и целесообразности реконструкции и технического перевооружения Шерегешского рудника.

Выполненный инвестиционный проект реконструкции рудника с переходом на отработку месторождения системой подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды показал следующее:

- с выходом на проектную мощность (с шестого года освоения новой технологии) производство концентрата возрастёт более чем в 2,0 раза по сравнению с применяемой системой разработки;
- величина накопленной наличности и ЧДД за семилетний период реализации проекта достигнут, соответственно, 1183085,0 тыс. руб. и 281930,6 тыс. руб., что создаст условия для дальнейшего приобретения самоходной техники за счёт собственных средств;
- чистая прибыль предприятия к седьмому году реализации новой технологии составит 656568,7 тыс. руб.

Из других достоинств освоения новой технологии, отмечают:

- заметное улучшение показателей качества и полноты извлечения запасов;
- повышение производительности труда рабочего по системе почти в 4,0 раза;
- значительное сокращение объемов ручного труда, повышение безопасности и культуры горных работ.

Контрольные вопросы и задания к главе 14

1. Какие факторы оказывают влияние на выбор системы разработки?
2. Назовите критериальные показатели технико-экономического сравнения систем разработки.
3. Перечислите принципы современной методологии оценки систем разработки с разным уровнем инвестиций.
4. Что характеризуют показатели «чистый дисконтированный доход» и «внутренняя норма доходности»?

Библиографический список по разделу III

1. **Агошков М.И.** Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М.: Недра, 1983. – 233 с.
 2. **Гидулянов В.И.** Анализ методов оценки эффективности капитальных вложений / В.И. Гидулянов, А.Б. Хлопотов. – 2-е изд., стер. – М.: МГГУ, 2003. – 78 с.
 3. **Именитов В.Р.** Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений / В.Р. Именитов. – Учебное пособие для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
 4. **Каплунов Р.П.** Подземная разработка рудных месторождений за рубежом / Р.П. Каплунов. – М.: Недра, 1964. – 196 с.
 5. **Каплунов Д.Р.** Развитие производственной мощности подземных рудников при техническом перевооружении / Д.Р. Каплунов. – М.: Недра, 1989 – 236 с.
 6. **Массаковский Я.В.** Оценка экономической эффективности капитальных вложений в горной промышленности / Я.В. Массаковский. – М.: МГГУ, 1995.
 7. **Мелкумов Я.С.** Экономическая оценка эффективности инвестиций / Я.С. Мелкумов. – М.: ДИС, 1997. – 87 с.
 8. **Уварин Н.Л.** Оценка эффективности инвестиционного проекта на основе критерия «ЧДД» / Н.Л. Уварин. – М.: МГГУ, 2001. – 128 с.
 9. **Фрейдин А.М.** Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов, П.А. Филиппов. – Новосибирск. – Изд-во СО РАН, 2008. – 152 с.
 10. **Ястребинский М.А.** Оценка эффективности инвестиций в горные предприятия с учётом фактора времени и дисконтирования затрат / М.А. Ястребинский, Л.Х. Гиттис. – 3-е изд., стер. – М.: МГГУ, 2003. – 86 с.
-

РАЗДЕЛ IV

ГОРНЫЕ УДАРЫ НА РУДНИКАХ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

ГЛАВА 15

О СТАТИЧЕСКОМ И ДИНАМИЧЕСКОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

В последнее тридцатилетие на рудниках России отмечается рост частоты и энергии проявлений горного давления в динамической форме. На ряде Северо-Уральских бокситовых рудников, Горной Шории, Кольского полуострова и Дальнего Востока зарегистрированы сильные горные удары горно-тектонического типа, схожие по величине выделяемой энергии с небольшими землетрясениями.

Существует несколько классификаций горных ударов в зависимости от интенсивности и места проявления. Представляется естественным классифицировать динамические события по уровню выделяемой энергии. Такой признак использован в классификации Е.И. Шемякина [1986]* и Н. Кука [1977]** табл. 15.1.

Таблица 15.1

Классификация горных ударов по выделяемой энергии

Класс	Горный удар	По Е.И. Шемякину			По Н. Куку		
		Энергия удара, Дж	Геометрические характеристики площадь видимых проявлений, м ²	объем зоны видимых проявлений, м ³	сейсмическая энергия, Дж	магнитуда по шкале Рихтера	степень повреждения
I	Очень слабый	Менее 10 ⁴	Менее 55	Менее 300	0,4	-3,5	Шелушение
II	Слабый	10 ⁴ -10 ⁵	55-260	300-3000	63	-2	
III	Сильный	10 ⁵ -10 ⁶	260-1200	3000-30000	2*10 ³	-1	Стреляние
IV	Очень сильный	10 ⁶ -10 ⁷	1200-5600	30000-300000	6,3*10 ⁴	0	
V	Мощный	10 ⁷ -10 ⁸	5600-26000	300000-3000000	2*10 ⁶	1	
VI	Особо мощный	10 ⁸ -10 ⁹	26000-120000	3*10 ⁶ – 3*10 ⁷	6,3*10 ⁷	2	Слабый горный удар
VII	Техногенное землетрясение	более 10 ⁹	Очаг в зоне влияния горных работ		2*10 ⁹	3	Сильный горный удар
VIII	Мелкофокусное землетрясение	более 10 ⁹	Очаг вне зоны влияния горных работ		6,3*10 ¹⁰	4	Горно-тектонический удар

* Шемякин Е.И., Курлень М.В., Кулаков Г.И. К вопросу о классификации горных ударов / ФТПРПИ. – 1986. - №5. – с. – 3-11.

** Бенявски З. Управление горным давлением. – М.: Мир. – 1990. – с. 254.

Прогнозирование удароопасности как процесс оценки вероятности проявления горного давления в динамической форме (стреляния, толчки, собственно горные удары) актуально для большого количества рудников. Традиционные решения в этой области основываются на использовании информации о механических параметрах месторождений (физико-механических свойствах и напряженно-деформированном состоянии массива горных пород, тектонических и литологических компонентах, структуры массива и т.д.), методические основы которых изложены в научно-методической и нормативной литературе.

Не останавливаясь на детальном анализе способов оценки удароопасности (изучается в специальном курсе – «Механика горных пород») отметим лишь их общую методическую направленность, базирующуюся на оценке уровня статических напряжений в зоне их максимума и определении положения этой зоны относительно краевой части созданного обнажения. По существу оценивается удароопасность ограниченного по размеру участка массива, непосредственно примыкающего к стенкам подготовительных и очистных выработок.

Вместе с тем, из-за большого разнообразия горно-геологических условий рудных месторождений, в целом ряде горнотехнических ситуаций существующие подходы установления удароопасности не всегда оправдываются. Вследствие широко развитой структурно-прочностной анизотропии и тектонического поля напряжений в массивах рудных залежей максимальная концентрация напряжений далеко не всегда приурочена к краевой части горных выработок.

На рудниках Норильского и Северо-Уральского регионов, Горной Шории, Дальнего Востока и Кольского полуострова фиксируются зоны повышенных напряжений на глубине породного массива, где обнаружить их существующими методами довольно трудно, а иногда и невозможно. Поэтому при анализе механизма и прогноза проявлений горного давления необходимо учитывать не только существующий уровень напряжений и местоположение очагов повышенных напряжений, но и весь комплекс факторов, определяющих поведение и состояние массива горных пород в области техногенного влияния подземных разработок.

Уровень напряжения в горных выработках зависит от целого ряда природных (неуправляемых) и техногенных (управляемых) факторов. Если природные факторы (параметры тензора напряжений в нетронутом массиве, физико-механические свойства и структура геологической среды, глубина залегания, рельеф поверхности и т.д.) формируют, в основном, уровень статической напряженности ($\sigma_{ст}$), то техногенные (способ управления горным давлением и система разработки, скорости продвижения и ориентация горных выработок, масштабы промышленных взрывов и размеры отработанного пространства и т.д.) в большей степени определяют величины динамических пригрузок ($\sigma_{дин}$).

При решении практических задач геомеханики обычно уровень напряженности оценивают степенью приближения суммарных напряжений $\sigma_{ст} + \sigma_{дин}$ к пределу прочности пород на сжатие ($\sigma_{сж}$) и в качестве критериев оценки устойчивости горной конструкции пользуются отношениями:

$$\sigma_{ст} \leq 0,8 \sigma_{сж};$$

$$\sigma_{ст} + \Delta \sigma_{дин} \leq 0,8 \sigma_{сж}.$$

При $\sigma_{ст} \leq 0,8 \sigma_{сж}$ одинаково вероятны разрушения пород как в статической, так и динамической формах. Для практического определения $\sigma_{ст}$ рекомендуется использование целого ряда прямых и косвенных методов (измерение напряжений разными вариантами полной и частичной разгрузки или методами параллельных скважин, методами щелевой разгрузки и геофизическими методами). Все эти известные и применяемые в настоящее время способы оценки удароопасности основаны на измерениях параметров статических напряжений в массиве горных пород.

Вместе с тем, геомеханические условия определяются сложным характером взаимодействия нагружающей системы (массив горных пород) с нагруженными горными конструкциями (целики, потолочины, сопряжения выработок, краевые и выступающие части) и согласно И.М. Петухову [1983] могут определяться как «жесткое» или «мягкое» нагружение. При «жестком» нагружении горные выработки в запредельной области (ниспадающая ветвь кривой в осях напряжения – деформация) разрушаются постепенно в статической форме. При «мягком» – переход горных пород в предельное состояние происходит в форме бурного динамического разрушения.

Данное положение разработано достаточно детально и находит подтверждение в горной практике, но наполнение его конкретным горнотехническим содержанием в виде практических рекомендаций крайне затруднено, поскольку многообразие геологических условий рудных месторождений и применяемых геотехнологий их отработки искажает довольно широкий спектр факторов, определяющих условия разрушения.

Отметим, что понятия «жесткая» и «мягкая» системы нагружения в известной мере не имеют абсолютного смысла [В.М. Мансуров, 1984], поскольку по отношению к разным материалам горной конструкции одна и та же нагружающая система может быть как жесткой, так и мягкой. Наблюдения на достаточно большом количестве месторождений приводят к выводу, что с горнотехнической точки зрения критериями мягкого и жесткого нагружения является устойчивость нагружающей системы, то есть подработанного массива горных пород.

Подверженный активному процессу сдвижения, массив по отношению к любому материалу горных конструкций выступает в качестве мягкой нагружающей системы. Находящийся в состоянии покоя или плавного сдвижения подработанный

массив, поддерживаемый целиками, безрудными зонами или твердеющей закладкой, следует оценивать как систему жесткого нагружения. Этим, в первую очередь, объясняется достаточно безопасная (без существенных проявлений горного давления в динамической форме) отработка Октябрьского месторождения по сравнению с рудниками Горной Шории, СУБРа, Умбозеро, на которых возникают сильные горные удары.

Как показывают Д.М. Бронников [1982], И.М. Петухов [1983, 1984] и др. удароопасные ситуации возникают в достаточно широких горно-геологических условиях при динамических пригрузках на элементы горных выработок со стороны массива со скоростью, превышающей скорость возможного пластического деформирования горных пород. Отношение скорости нагружения к ее некоторому предельному – «критическому» значению влияет на интенсивность процесса разрушения пород.

Определение «критических» скоростей нагружения горных конструкций в настоящее время представляет собой трудную и пока не вполне решенную задачу. Практические методы прогнозирования удароопасности не учитывают ее влияние ни в качественной, ни в количественной формах. Вместе с тем, известны факторы непосредственного влияния динамических пригрузок на проявление горных ударов на рудниках СУБРа*, Таштагольском** и др. Основной причиной бифуркационных явлений на указанных месторождениях, наряду с сейсмическим влиянием технологических взрывов, является дискретно протекающий во времени и пространстве динамический процесс сдвижения пород в форме срывов структурных блоков над отработанным пространством.

Итак, для всех форм разрушения характерен высокий уровень суммарной напряженности, достигающий предела прочности пород. Разрушение горных пород в статической форме происходит при любых режимах нагружения, но при малых скоростях, близких к постоянным и не превышающих скорость возможного их пластического деформирования. Породы в динамической форме разрушаются при трех различных вариантах сочетаний влияющих факторов:

- мягкое нагружение с постоянной скоростью, превышающей скорость возможного пластического деформирования;

* Ахметшлин Ф.Н., Вольхин Б.А., Дорошенко В.И. Исследование некоторых факторов, влияющих на формирование удароопасности в массивах горных пород // Горный журнал. – 1984. - №1 – с. 32-54.

** Квочин В.А., Шрепп Б.В., Петухов М.Ф. и др. Исследования деформированного состояния пород и проявления горных ударов на Таштагольском месторождении / Изменение напряженно-деформированного состояния и свойств пород при отработке месторождений полезных ископаемых. – Апатиты: Гоц АН СССР. – 1985. – с. 52-54.

- мягкое нагружение с переменной скоростью под влиянием динамических пригрузок;
- трансформация первоначального жесткого нагружения в мягкое в результате развития дискретного сдвижения нагружающей системы в форме динамических подвижек и срывов крупных структурных блоков.

Влияние скоростей статических и динамических нагружений, учитывая недостаточную изученность их параметров, в настоящее время практически трудно учесть в теоретической или эмпирической форме. Но, зная природу их возникновения, тесно связанную с режимом нагружения, возможно реализовать наиболее безопасный режим их проявления, используя технологические приемы ведения горных работ (система разработки, наработка и разгрузка массива и т.д.) и способы управления процессом сдвижения подработанного массива.

ГЛАВА 16

ГОРНЫЕ УДАРЫ НА РУДНИКАХ

16.1. Октябрьское месторождение

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в Норильском регионе разрабатывается двумя рудниками: Октябрьским и Таймырским. Пространственно оно приурочено к западной части Хараелахской ветви Талнахской дифференцированной интрузии.

Горные работы ведутся на месторождении рудником «Октябрьский» с 1974 г. на горизонтах – 650 – 920 м и рудником «Таймырский» с 1982 г. на горизонтах – 950 – 1300 м.

На месторождении выделено три промышленных типа руд: богатые (сплошные), медистые и вкрапленные. Оработка месторождения началась с выемки наиболее ценных сплошных залежей. В настоящее время разворачивается добыча медистых и вкрапленных руд.

Залежь сплошных руд представляет собой пластообразное тело субмеридионального простирания северо-восточного падения. Мощность ее достигает 45 м и снижается до первых метров в местах выклинивания в западной и восточной части. Угол падения $13-15^{\circ}$ (рис. 16.1).

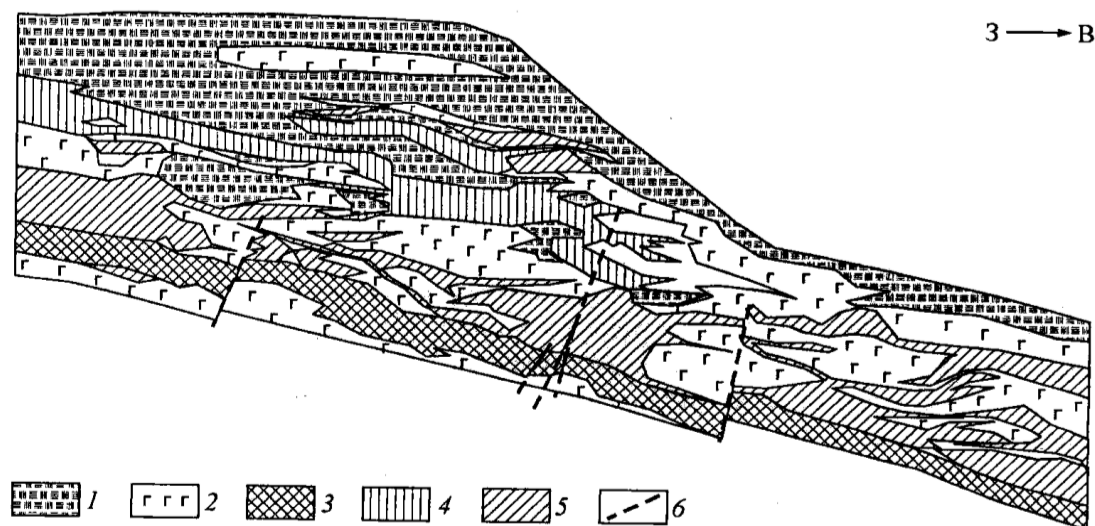


Рис. 16.1. Геологический разрез по разведочному орту 5 рудника «Октябрьский». 1 – песчаники и сланцы тунгусской серии пермокарбона; 2 – дифференцированная интрузия габбро-долеритов; 3 – сплошные сульфидные руды; 4 – медистые руды; 5 – вкрапленные руды; 6 – тектонические нарушения.

Рудное тело имеет мозаично-блоковое строение с широким развитием сбросовых и сбросово-сдвиговых деформаций, осложненных смещениями по оперяющим

трещинам. В районе расположения месторождения выделены два блока I ранга. Разломы II ранга в своих пределах имеют меридиональное, северо-западное и северо-восточное простирание. С одним из разломов II ранга – Норильско-Хараерлахский – контактируют Талнахский и Норильский рудные узлы. По простиранию он прослежен более чем на 200 км и на глубину – 12 км. Вертикальная амплитуда разлома составляет 350-400 м, горизонтальная – 3-4 км.

Среди дизъюнктивных нарушений рудного поля подавляющее большинство – сбросы с амплитудой до 20 м. Установлен также протяженный сдвиг широтного простирания. Этот сдвиг непосредственно совмещается с разломом III ранга. Геодинамическое районирование месторождения, наблюдения в горных выработках позволили установить, что границы блоков III и IV рангов представлены в массиве протяженными нарушениями, в том числе, сдвигами, частично зонами трещиноватых пород.

В центральной части рудной залежи находится Горный сброс – тектоническое нарушение с амплитудой в десятки метров меридиональной ориентации с падением на восток. По Горному сбросу проходит граница шахтных полей рудников «Октябрьский» и «Таймырский». На первом из них превалирует северо-западная ориентация нарушений, практически совпадающая с направлением фронта очистных работ, на втором – северо-восточная.

В центральной части шахтного поля рудника «Таймырский» находится большой Горст – взброшенный участок рудного тела со сложной блоковой структурой, ограниченный с запада и востока тектоническими нарушениями субмеридионального простирания с амплитудой до 100 м.

Определение напряжений в нетронутом массиве были выполнены на руднике «Октябрьский» методом полной разгрузки. Измерения проводились на различных участках шахтного поля в руде и подстилающих породах. Установлено, что наибольшие горизонтальные напряжения (σ_1) ориентированы в субширотном направлении почти перпендикулярно системе основных тектонических нарушений. Значения σ_1 изменяются в различных участках шахтного поля от 20 до 80 МПа, составляя в среднем 39-45 МПа ($1,5\gamma H$).

В перпендикулярном направлении действуют напряжения $\sigma_2 = 15-20$ МПа ($0,7-0,8\gamma H$), которые в полтора два раза меньше σ_1 . Вертикальная составляющая тензора напряжений – 20-24 МПа, что соответствует весу налегающей толщи пород. С глубины 700 м месторождение отнесено к удароопасным.

Добычные работы на руднике «Октябрьский» ведутся по схеме сплошной выемки расходящимися фронтами на запад – в сторону выклинивания рудного тела и на восток – в направлении Горного сброса. В центральной части рудного тела

оставлен разделительный массив (PM-1), который разрезан и обрабатывается в настоящее время расходящимися фронтами (рис. 16.2).

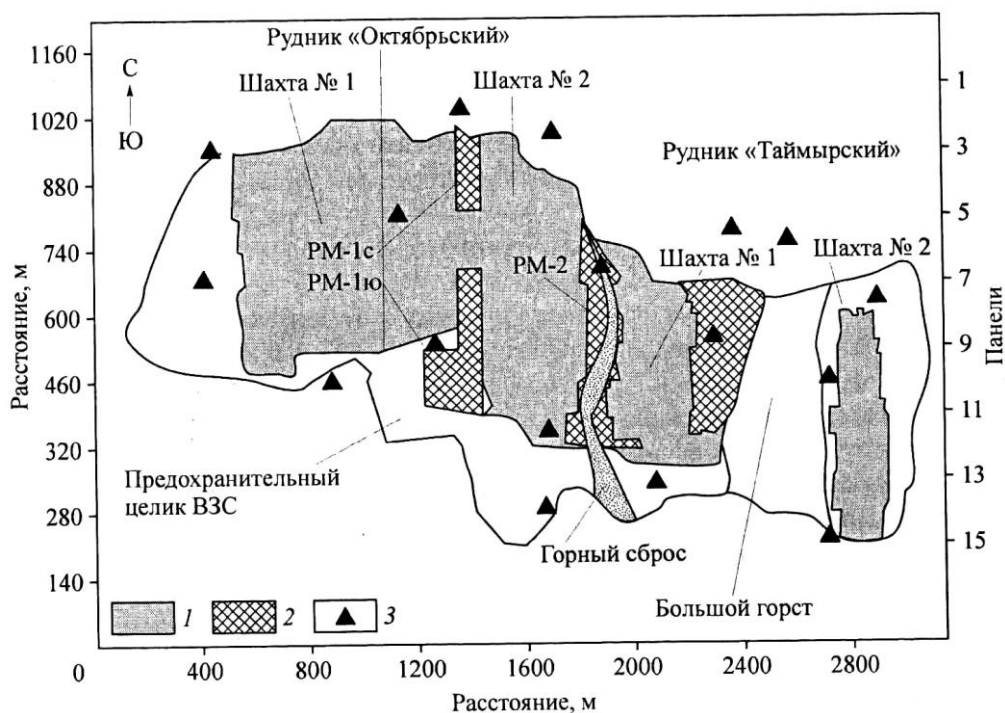


Рис. 16.2. План контролируемой сейсмическим мониторингом площади в поле рудников «Октябрьский» и «Таймырский». 1 – закладочный массив; 2 – рудные массивы; 3 – места расположения подземных сеймопавильонов.

Между шахтными полями двух рудников сформирован разделительный массив № 2 (PM-2). Своим восточным флангом шахта №1 рудника «Таймырский» ведет очистные работы от PM-2 в направлении большого Горста. Развитие добычи руды на шахте № 2 на западном фланге – в сторону большого Горста и на восточном – в сторону выклинивания рудного тела.

Выбор и промышленное освоение системы разработки на месторождении началось с испытания камерно-целиковой и слоевой выемки. При камерной отработке с целиками наблюдались опасные разрушения последних и в дальнейшем от этого способа разработки отказались.

В настоящее время добычные работы ведутся сплошными слоевыми системами разработки и ограниченно сплошной камерной выемкой. В зависимости от нарушенности рудного и налегающего массива слоевая система применяется в трех вариантах: с восходящим, нисходящим и комбинированным порядком выемки. Управление горным давлением – полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Для разгрузки массива от опорного давления в кровле залежи с опережением относительно фронта очистных работ сооружается защитная зона. Надрработка залежи формируется трудоемким способом – проходкой и закладкой тупиковых вы-

работок. В последние годы для этих целей используется разбуривание подкровельного слоя скважинами диаметром 110-165 мм. Расстояние между скважинами – 0,6-0,7 м.

Начало освоения слоевой восходящей выемки сопровождалось динамическими проявлениями горного давления. При разрезке залежи первой очистной лентой происходили разрушения кровли и стенок выработок в форме интенсивного заколообразования, стреляния и вывалов пород в объеме до 160 м³ (рис. 16.3).

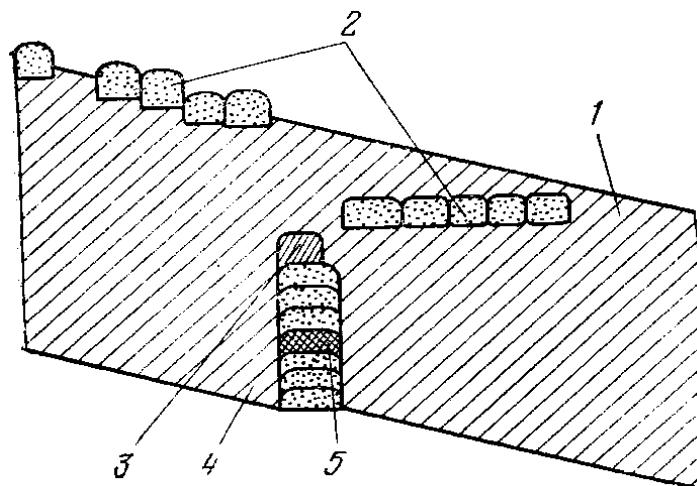


Рис. 16.3. Схема развития очистных работ при выемке первой ленты на руднике «Октябрьский». 1 – рудное тело; 2 – надработка; 3 – первая очистная лента; 4 – место динамического разрушения в виде толчка; 5 – место микроудара.

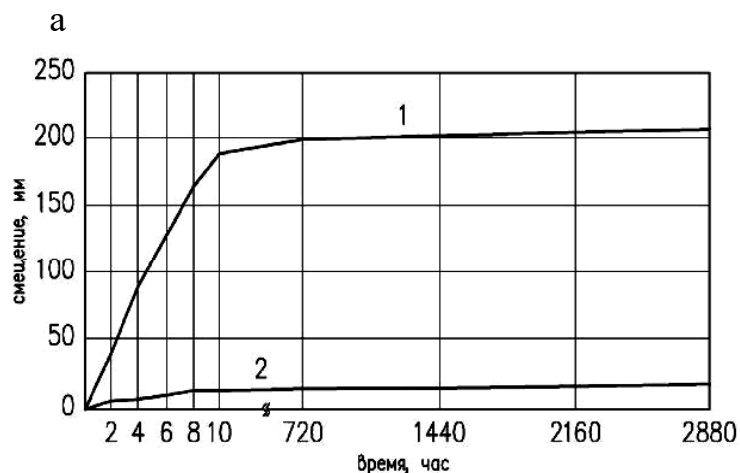
После полной разрезки рудного тела перпендикулярно направлению главных напряжений в массиве наблюдалось развитие зоны разрушения подработанных пород в статической форме. С ростом пролетов подработки постепенно возросла подвижность структурных блоков.

Принятый способ разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями препятствует масштабному развитию этих процессов. Микроподвижки геологических блоков вызывали толчки в окружающем массиве небольшой энергетической мощности. Отмечалось появление тектонических трещин в рудном теле и подстилающих породах. На участках выработок, пересекающих нарушения, происходили локальные нарушения крепи и отслоения кусков породы. Проявление горного давления в динамической форме ограничивалось толчками в массиве, стреляниями и заколообразованиями в выработках.

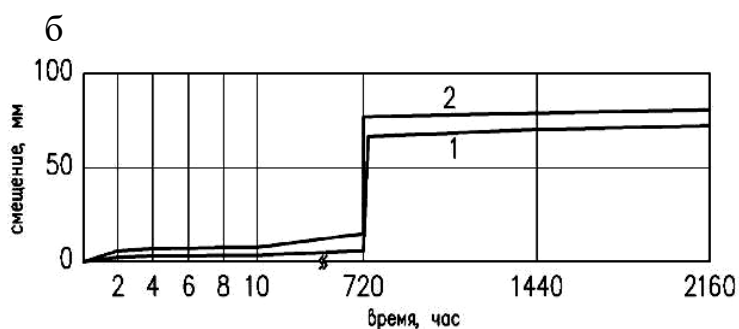
На ряде участков месторождения в зонах повышенных напряжений ярко проявляется эффект зональной дезинтеграции*. Зональное разрушение горного массива наблюдалось в статической и динамической форме [В.Н. Опарин, 2008]. В одних

* Открытие № 400 СССР: Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Шемякин Е.И., Курленя М.В., Опарин В.Н. и др. // Оpubл. в Б.И. – 1992. - № 1.

выработках зоны дезинтеграции образовывались после отбойки руды в проходческом забое в течение 6-10 часов, в других – по истечению некоторого времени массив горных пород разрушался (рис. 16.4).



1 – ремонтная камера самоходного оборудования, гор. -1050 м (РТ),
2 – откаточный штрек, гор. -1050 м (РТ)



1 – откаточный кверцлаг № 4 гор. – 800 м, крепь – монолитный бетон (РО), 2 – западный вентиляционно-закладочный уклон, гор. – 950 м, крепь монолитный ж/б (РТ)

Рис. 16.4. Графики вертикальных смещений пород в горных выработках рудников «Октябрьский» и «Гаймырский».

Это явление, как правило, сопровождается нарушением кровли, вывалами пород, трудно прогнозируется и требует дополнительного изучения.

С началом разработки разделительного массива РМ-1, охранного целика (ВЗС) вспомогательного закладочного ствола (рис. 16.2) заметно ухудшились геомеханические условия горных работ, возросла сейсмическая активность. По мере отработки РМ-1 происходит наложение двух зон опорного давления, особенно на сопряжении меридионального и широтного фронтов.

Данные измерений по глубинным реперам, анализ деформации контура нарезных выработок показал, что при опережении защитного слоя относительно фронта выемки на 30-60 м существенно возрастает пригрузка в очистных забоях. Подобное явление не наблюдалось в прежних условиях разработки (А.А. Филинков, 1997 г.). Проходка и закладка выработок защитного слоя, разгрузка опасных

участков камуфлетным взрыванием шпуров, бурение разгрузочных скважин позволили минимизировать динамические формы проявления горного давления.

Вместе с тем, повышается сейсмическая активность массива на месторождении. На рис 16.5 показано число зарегистрированных сейсмособытий с энергией более 1000 Дж (2003-2007 гг.) и более 4300 Дж (2008-2009 гг.). Основная часть их приурочена к тектоническим или техногенным трещинам и вызвана подвижками блоковых структур.

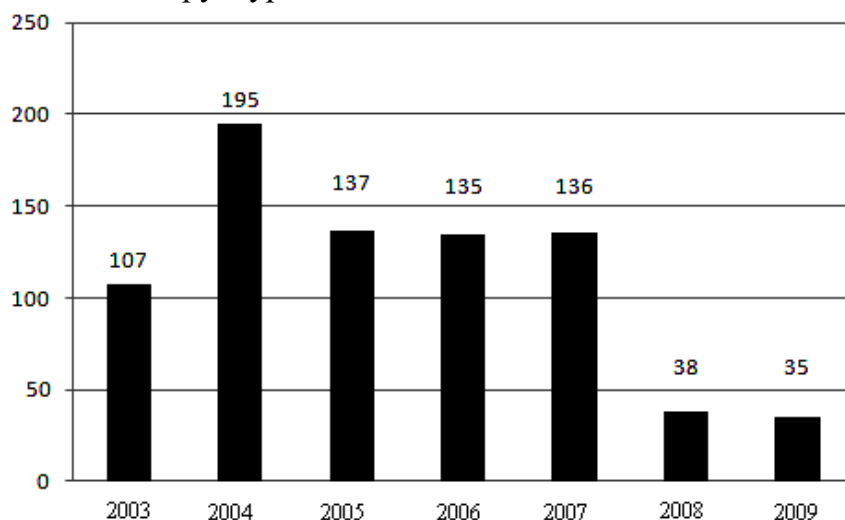


Рис. 16.5. Количество зарегистрированных сейсмических событий на руднике «Октябрьский» за период 2003-2009 гг.

Большая часть сейсмических событий локализована во вмещающих породах выше и ниже РМ-1, а также впереди фронта очистных работ. Значительное повышение сейсмической активности также связано со сложной геомеханической обстановкой при отработке восточного фланга предохранительного целика ВЗС. В его районе зарегистрирован толчок с максимальной энергией в 140000 Дж. В горных выработках, прилегающих к гипоцентру события, произошли значительные разрушения крепи, обрушения кровли и боковых стенок.

В итоге можно отметить, что принятая геотехнология разработки Октябрьского месторождения с надработкой (подработкой) залежи и полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, исключила существенные сдвиги налегающего массива и, несмотря на большую глубину и высокие напряжения в горных породах, практически минимизировала опасные проявления горного давления в динамической форме.

16.2. Таштагольское месторождение

Среди железорудных подземных рудников Горной Шории и Хакасии одним из опасных по горным ударам является Таштагольское месторождение.

В пределах рудной зоны месторождения выделено 4 участка: Западный, Северо-Западный, Восточный и Юго-Восточный. В настоящее время обрабатывается Восточный участок, по которому оконтурено 6 рудных тел, объединенных в единую рудную залежь.

Длина рудной зоны северо-западного простирания на обрабатываемых горизонтах составляет 730-750 м. Горизонтальная мощность рудных тел изменяется от 15-20 до 60 м. Общая горизонтальная мощность рудной залежи вместе с прослоями пустых пород составляет 100-120 м. С глубиной отмечается слияние рудных тел.

Угол падения зоны крутой – $70-90^{\circ}$, распространяется она на глубину – 1500 м. Контакты рудных тел ясные.

Вмещающие породы, в основном, представлены сиенитами, скарнами, порфиритами и сланцами. Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову изменяется в широких пределах – от 5 до 18.

Рудные тела и вмещающие породы ярко выраженного блочного строения, разбиты густой сетью трещин, отдельностей и кливажа. Выявлены крупные дизъюнктивные нарушения с амплитудой смещения до 200 м. Сопровождаются они зонами смятия, наличием вдоль тектонических контактов карбонатных и кварцевых жил, даек сиенитового и диоритового состава. Трещинная тектоника ориентирована, в основном, в меридиональном направлении. Мощность отдельных трещин как крутого, так и пологого падения составляет 0,5-3,0 м.

На месторождении выделены четыре основные системы крупных трещин, из которых две прослеживаются на всех горизонтах и являются основными. Наиболее крупным является «Диагональное разрывное нарушение», представляющее собой сбросо-сдвиг с амплитудой по вертикали 150-200 м. Угол его падения составляет $80-90^{\circ}$, азимут простирания – $170 \pm 20^{\circ}$.

Второе крупное нарушение «Восточное» также сбросо-сдвигового характера и находится на юго-восточном фланге месторождения. Азимут простирания его составляет $150-160^{\circ}$ и угол падения $60-70^{\circ}$.

Крупное «пологопадающее» нарушение установлено в этажах – 70 – 350 м и представляет собой сдвиг. Мощность зоны нарушения достигает 50-70 м. Азимут простирания $20-50^{\circ}$ и угол падения в районе рудной зоны $5-15^{\circ}$.

Изучение деформационных и прочностных свойств горных пород проводилось в увязке с глубиной их залегания. Керновый материал отбирался из ряда скважин с глубины от 500 до 1200 м. Результаты испытаний образцов сведены в табл. 16.1.

Анализ, полученных экспериментальных данных, показал:

- модуль упругости и скорость продольной волны заметно уменьшаются до глубины 950-1000 м и далее начинают возрастать;

- коэффициент Пуассона изменяется незначительно, несколько увеличиваясь на глубине 800 м;
- прочность горных пород колеблется в широких пределах – от 40 до 200 МПа, что определяется их минералогическим составом и микротрещиноватостью.

Таблица 16.1

Деформационные и прочностные свойства пород Таштагольского месторождения

Горная порода	Кол-во испытанных образцов, шт.	Пределы изменения $\sigma_{сж}$, МПа	Средние значения $\sigma_{сж}$, МПа	Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона
Сланец	39	33-85	49	84	0,3
Карбонатная порода	16	36-90	59	38	0,25
Туф	54	42-160	87	87	0,31
Порфирит	12	52-132	98	62	0,23
Сиенит	10	73-169	116	47	0,25
Микродиорит	6	134-239	202	84	0,31

Выполненные на руднике измерения позволили установить максимальные напряжения в массиве пород, действующие по простиранию залежи, в зависимости от глубины залегания (табл. 16.2).

Таблица 16.2

Напряжения в нетронутом массиве на Таштагольском месторождении

Горизонт, глубина (H) измерений, м	Главные напряжения, МПа	
	$\sigma_1 - \sigma_{\max}$	$\sigma_2 - \sigma_{\text{ср}}$
Горизонт + 140, $H = 400$	85,0	53,0
Горизонт + 70, $H = 470$	88,0	57,0
Горизонт + 0, $H = 540$	88,5	68,0
Горизонт - 70, $H = 610$	88,0	69,0

На обрабатываемом горизонте – 280 м ($H = 820$ м) исходное поле напряжений оценено в соотношении $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 4,3 : 2,6 : 1,0$. Разработка месторождения ведется одностадийной системой этажного обрушения. Массовым взрывом блока одновременно обрушаются до 100 тыс. м³ и более руды. В процессе очистных работ происходит перераспределение действующих напряжений: формируются области концентрации впереди фронта очистных работ (опорное давление) и ниже обрабатываемых блоков в рудном и вмещающем массиве. Максимальные напряжения, действуя вкрест простирания рудного тела, достигают $5,0\gamma H$ и более.

Регистрация динамических проявлений горного давления начата на руднике с 1959 г. с глубины от поверхности 300 м. В настоящий период ежегодно сейсмостанцией «Таштагол» отмечается до 1000 динамических событий. Начиная с 1982г.

на месторождении произошло более 25 горных ударов, из них 8 горно-тектонического типа, свыше 40 микроударов.

Наиболее мощный горно-тектонический удар по своим разрушительным последствиям произошел в 1982 г. на глубине 685-755 м, захватив этажи на гор. -140 и -210 м. В результате общая площадь зоны разрушения составила более 20 тыс. м², по высоте – два горизонта.

Горный удар сопровождался сильным звуковым эффектом, сотрясением горного массива и поверхности и вызвал обрушение пород и крепи горных выработок, поднятие балласта рельсовых путей, нарушение и отброс горных машин, механизмов и коммуникаций.

После горного удара в течение около 3-х часов произошло 5 толчков, а затем в течение 10-ти суток еще произошло 16 толчков с эквивалентом по ВВ до нескольких тонн. Энергетический уровень горного удара оценен на уровне 4-х баллов по шкале Рихтера.

Этот горно-тектонический удар повлек за собой тяжелые последствия. Фрагменты разрушения выработок показаны на рис. 16.6-16.13. Восстановительные работы в шахте продолжались более 6 месяцев с общими трудовыми затратами 2700 чел.- смен.



Рис. 16.6. Разрушение бетона в почве кольцевого штрека между ортами 16 и 17 горизонта -140 м.

Несмотря на принятые меры борьбы с динамическими проявлениями горного давления и учета рекомендаций научно-исследовательских организаций, горные удары на месторождении, в том числе горно-тектонического типа продолжают. Характеристика некоторых из них приведена в табл. 16.3.



Рис. 16.7. Разрушение крепи из спецпрофиля в борту орта 18.



Рис. 16.8. Породный завал в орте 19.

В последнее десятилетие на месторождении наблюдается резкое увеличение сильных толчков, которые сопровождаются микроударами, иногда горными ударами. Динамические события происходят, как правило, после проведения массовых взрывов по обрушению больших масс руды в блоках.



Рис. 16.9. Искривление путей в западной части орта 19.

Так, в 2007 г. после массового обрушения блока № 27 в этаже -210 -280 м через 1 час 37 мин сейсмостанция зарегистрировала сильное сейсмическое явление с выделенной энергией $8,1 \times 10^8$ Дж. Вес заряда ВВ в блоке составил 166 т.



Рис. 16.10. Обрушение временной крепи в орте 16, горизонт -210 м.



Рис. 16.11. Выброс породы в орте подсечки блока 18.

В течение суток после динамического события в массиве горных пород, прилегающем к месту проявления взрыва, сейсмостанцией «Таштагол» отмечено свыше 140 динамических явлений, из них 14 с энергией от 10^3 до 10^5 Дж. Хотя комиссия, расследовавшая этот случай, квалифицировала его как микроудар, но по своим разрушительным последствиям представляется более правильно отнести его к горным ударам (табл. 16.3). Значительный кратковременный приток внешней энергии от массового взрыва в напряженно-деформированном участке между «Диагональным» нарушением и зоной обрушения вызвал разрушение бортов, кровли и почвы юго-восточного полевого штрека (ЮВПШ) и ортов 27-31 на горизонтах -210 -280 и -350 м.



Рис. 16.12. Обрушение бетонной крепи в орте 18.



Рис. 16.13. Повреждение крепи и оборудования в орте 19.

Таблица 16.3

Характер разрушений и объемы восстановительных работ после массового обрушения блока № 27 в этаже -210 -280 м

Выработка, район	Характеристика нарушений	Объем восстановительных работ
Гор. -210 м		
Орт № 28 и его сопряжение с ЮВПШ	Нарушена ж/бетонная крепь сопряжения и крепление орта на протяжении 42 м. Выдавлено ж/бетонное крепление западного борта ЮВПШ на 0,4 м на длине 15 м.	Разборка нарушенного крепления сопряжения и южного борта орта № 28, уборка разобранной бетонной массы в объеме 30 м ³ . Установка 32 арок СВП-17 с затяжкой бортов и кровли
Орт № 28	Разрушение не закрепленных бортов выработки на расстоянии 20 м на восток с выбросом породы в выработку в объеме 30 м ³ . Ширина выработки с каждой стороны увеличилась на 0,4-0,5 м.	Крепление бортов выработки сталеорганной крепью с сетчатой затяжкой площадью 100 м ² и последующим торкретированием выработки.
Орт № 29 между заходками под ВДПУ 7-11	Нарушено крепление орта и боковин ВДПУ на протяжении 20 м. В районе репера № 856 рельсовые пути сдвинуты на север на 0,1-0,2 м на протяжении 15 м.	Демонтаж нарушенного крепления, восстановление и замена металлического крепления бортовин ВДПУ. Восстановление рельсового пути на протяжении 20 м с поддиркой почвы.
Орт № 30	На протяжении 20 м от сопряжения с ортом 31 до ВДПУ 2 нарушена бетонная крепь свода выработки. В районе ВДПУ № 7 обнаружен вывал 4 м ³ .	Установка 30 арок СВП-17 с затяжкой сеткой. Уборка породы от вывала в объеме 4 м ³ .
Орт № 31 с сопряжением	На сопряжении с ортом № 30 в районе репера № 835 южный борт бетонной крепи полностью разрушен на протяжении 4 м.	Демонтаж бетонного крепления, уборка горной массы от вывалов в объеме 9 м ³ . Возведение бетонной крепи в объеме 2,6 м ³ .

Примечание: ЮВПШ – юго-восточный полевой штрек, ВДПУ – вибрационно-доставочная погрузочная установка.

По выводам комиссии, расследовавшей это динамическое событие, причинами горного удара явились:

- наличие в районе ведения горных работ разномодульных пород, склонных к накоплению потенциальной энергии и хрупкому взрывоподобному разрушению, особенно в приконтурной части выработок в зоне влияния «Диагонального» нарушения;
- резкое перераспределение горного давления после массового взрыва и нарушение геодинамического баланса уровня напряжений в горном массиве в зоне влияния активного тектонического нарушения.

Подобные выводы с некоторой конкретизацией геолого-структурной характеристики участка делаются регулярно по всем случаям горных ударов по месторождению. При этом отмечается, что спусковым механизмом разрушительных событий, являются массовые взрывы обрушения блоков.

Отметим, что месторождение обрабатывается одностадийной системой разработки с массовым обрушением руды. В блоке нарезается буровой горизонт с расчечками, в основании проходятся выработки выпуска, и формируется подсечка.

Отбойка ослабленного выработками массива производится уступами. Высота равна высоте этажа (70 м), ширина равна мощности залежи (до 120 м) и длина по простиранию 13,5 м. Одновременно отбивается до 100 и более тыс. м³ руды.

При «мгновенном» обрушении больших масс руды на достаточно большой площади, с высокой скоростью происходит перераспределение напряжений в окружающем массиве. В рудном теле возникает новая зона повышенного опорного давления, во вмещающих породах с висячего и лежащего бока снимаются высокие напряжения.

В результате нарушается режим и параметры зоны сдвижения, происходят резкие перемещения крупных структурных блоков, их подвижки и срывы по разломам крупных тектонических трещин. В тех случаях, когда скорость динамических нагрузок превышает скорость возможного деформирования окружающего массива, происходит разрушение крепких пород в форме горного удара. Из этих положений следует естественный вывод: радикальным средством снижения вероятности горных ударов на месторождении является изменение технологии отбойки руды и системы разработки. На руднике «Кируна» в подобных горнотехнических и геомеханических условиях применяется система подэтажного обрушения с полойной отбойкой руды и торцовым выпуском. При многозабойной отработке и последовательной отбойке слоев толщиной до 4 м, свойственной этой геотехнологии, зона опорного давления перемещается на сравнительно небольшой площади окружающего массива пород, подготовленной практически к пластическому де-

формированию благодаря возникающей техногенной трещиноватости взрывом предыдущего слоя. Это позволяет избегать опасных проявлений горного давления.

16.3. Апатитовые месторождения Хибин

Хибинский апатитовый регион расположен в сильно расчлененной возвышенности, поднимающейся над равниной на 600-800 м. Апатит-нефелиновые руды на условно выделенных месторождениях Расвумчорское, Кукисвумчорское, Юкспорское представлены весьма мощными до 300 м пластообразными залежами в висячем боку уртитов. На месторождение «Коашва» рудные тела залегают внутри уртовой толщи и имеют мощность 25-30 м.

Геомеханическая обстановка на месторождениях сложилась под влиянием следующих факторов [А.А. Козырев, 1997]:

1. Хибинский массив отнесен к сейсмоопасным регионам. Сейсмическая станция регистрирует вблизи рудников и на некотором удалении от них землетрясения с силой 5-6 баллов. Наблюдениями установлено продолжающееся тектоническое формирование района со скоростью перемещения крупных структурных блоков 2-4 мм/год;

2. Ярko выражено блочное строение региона. Геодинамическое районирование выявило в структуре Хибинского массива большое количество «активных» разломов, следы которых обнаруживаются на рельефе земной поверхности. Местоположение разломов определялось на основе геоморфологического анализа топографических карт и дешифрования аэрофотоснимков. Эти данные, установленные специалистами Горного института КНЦ РАН, подтверждены геологическими, тектоническими и гидрологическими представительными наблюдениями, документацией обнажений горных выработок и по геологоразведочным скважинам. Схема блочного строения района апатитовых рудников показана на рис. 16.14.

Средняя площадь блоков II ранга составляет 92,3 км², III ранга – 24,3 км² и IV ранга – 5,2 км². Скорость их движения по отдельным разломам колеблется в пределах 0,1-60 мм/год;

3. Параметры поля напряжений в нетронутom массиве Хибинских рудников определялись методами разгрузки, ультразвуковым и сейсмическим. Этими измерениями установлены зоны массива с высокими тектоническими напряжениями и участки, где таковые отсутствуют. Величины максимальных сжимающих напряжений (σ_1), ориентированных преимущественно по простиранию залежей, изменяются в интервале 20-60 МПа. В раздробленных и окисленных зонах σ_1 уменьшается до 0. Вблизи крупных тектонических разломов ориентация главных напряжений меняется до направления, близкого простиранию тектонического разлома.

Установлено соотношение главных компонент тензора напряжений в массиве:

$$\sigma_1 = (0,4-0,7) \sigma_2, \sigma_3 = \gamma H.$$

4. Вмещающие породы и руды характеризуются высокими прочностными свойствами и показателями хрупкости. Предел прочности при сжатии руд составляет 80-150 МПа, пород – 120-250 МПа и растяжении соответственно $-3 \div -10$ МПа и $-5 \div -20$ МПа.

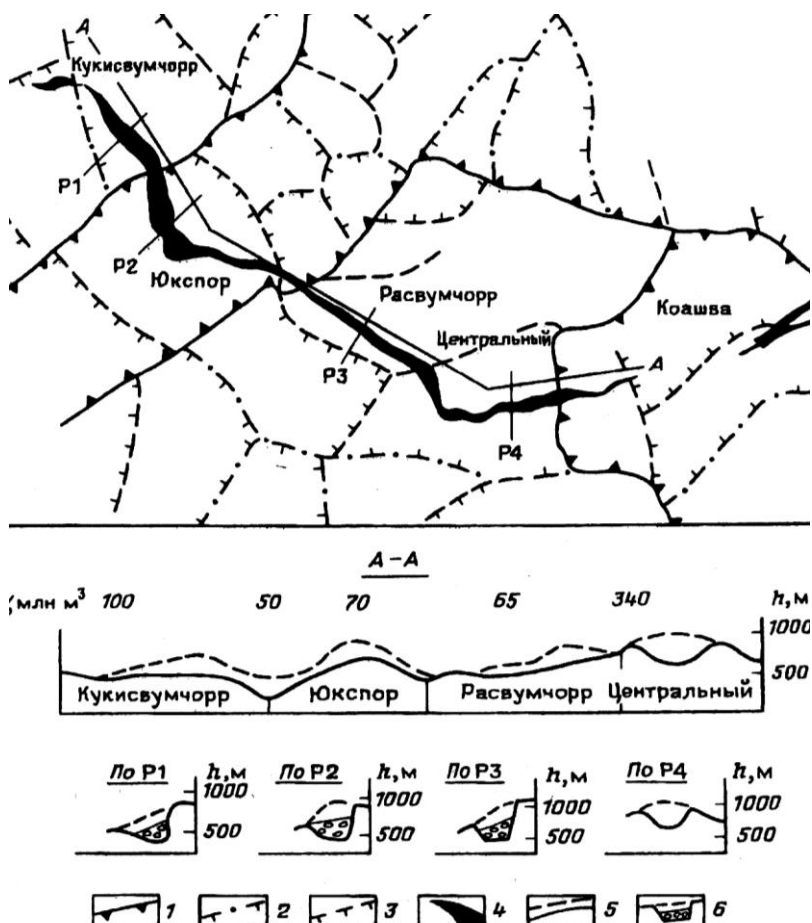


Рис. 16.14. Распределение объемов извлеченной горной массы на рудниках и понижение рельефа h за счет очистных работ.

1, 2, 3 – соответственно разломы II, III, IV рангов; 4 – апатит-нефелиновые руды; 5 – понижение рельефа поверхности; 6 – положение очистных работ в проекции на вертикальную плоскость.

Таким образом, все необходимые предпосылки для динамических проявлений горного давления на месторождениях имеются. Этому в большой мере способствует применяемая система разработки.

Как и на рудниках Горной Шории, апатитовые месторождения с некоторыми особенностями обрабатывают системой этажного обрушения. В частности, отбойка руды ведется веерно расположенными скважинами. В некоторых блоках используется скреперная доставка руды.

Главная же их общность состоит в том, что обрушаются одновременно руды в больших масштабах зарядами весом до 150-300 т ВВ. Практически мгновенное отделение от массива больших объемов руды сопровождается мощными волновыми процессами маятникового типа* и нарушает с большой скоростью равновесие во

* Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Волны маятникового типа // ФТПРПИ. – 1996. - № 5.

вмещающих породах. Именно эти явления вызывают подвижки и срывы структурных блоков и, как следствие горные удары, вплоть до горно-тектонического типа.

Проявления горного давления в статической и динамической формах (заколообразование, шелушение, стреляние) начались на глубинах 100-200 м. При достижении горными работами глубины от поверхности 300 м произошли микроудары и горные удары. Эти опасные явления наблюдались в наиболее напряженных краевых участках массива вблизи геологических нарушений и в конструктивных элементах системы разработки.

За двадцатилетний период с 1978 г. на рудниках зарегистрировано 27 горных ударов, 5 из которых с выделенной энергией 10^7 - 10^{12} Дж отнесены к горно-тектоническому типу [А.А. Козырев, 1997]. Наиболее мощный горно-тектонический удар (техногенное землетрясение) произошел в 1989 г.

Отбойка блока на Кировском руднике с массой заряда ВВ 200 т вызвала горно-тектонический удар в форме техногенного землетрясения. Взрывание веерообразных скважин производилось с замедлениями в интервале 400-500 мс. В этом интервале произошло землетрясение, которое по сейсмическому эффекту в эпицентре оценено силой в 6 баллов**. Магнитуда явления составила 4,1-4,5. Через 12 мин сейсмостанциями региона зарегистрирован афтершок.

При обследовании горных выработок после техногенного землетрясения по разлому V ранга обнаружена трещина протяженностью 1,1 км. Трещина имеет северо-западное простирание и падение на северо-восток под углом $30-35^{\circ}$. Она проявилась на участке, ограниченном вертикальными разломами (рис. 16.15).

По данным маркшейдерской съемки и замеров смещений установлено, что вдоль плоскости трещины, раскрытой на отдельных участках на 2-5 см, произошел надвиг в массиве. Его амплитуда на трех горизонтах высотой 70 м изменилась от 8-9 до 2-3 см. Подвижка структурных блоков вдоль трещины вызвала выделение огромной сейсмической энергии до $0,5 * 10^{12}$ Дж с разрушительными колебаниями. В выработках, пересекаемых образовавшимся разломом, произошли разрушения бетонной крепи с выбросом породы и деформированием рельсовых путей. Выведен из строя главный ствол и лифтовой восстающий.

В публикациях, посвященных этому событию, отмечается, что при крупномасштабных объемах горных работ (в отдельные годы до 100 млн. т. горной массы) на апатитовых месторождениях Хибин под влиянием массовых взрывов возникают с высокой скоростью изменения напряженного состояния массива, образование в

** Трепицин В.М., Сырников Н.М. Особенности проявлений горного давления при отработке месторождений в высоконапряженных тектонически нарушенных массивах // ФТПРПИ. – 1991. - № 5.

нем крупных трещин, срывов и подвижек структурных блоков. Эти явления сопровождаются горными ударами вплоть до тектонических землетрясений.

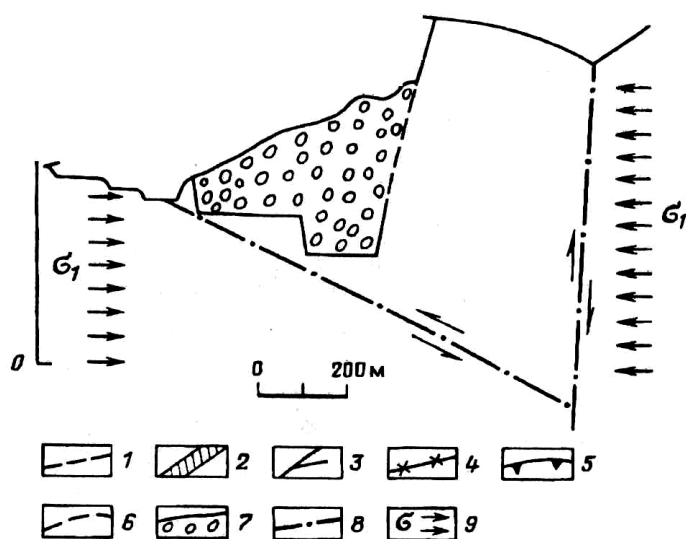
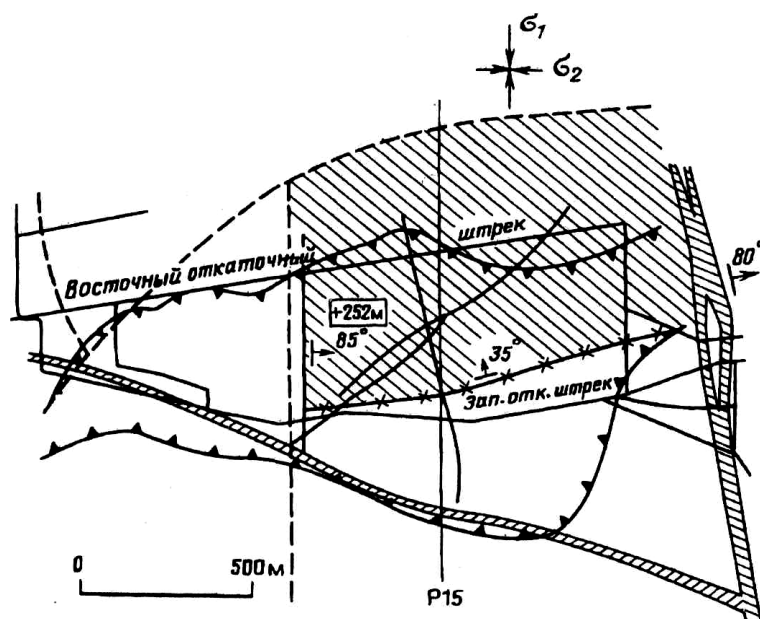


Рис. 16.15. Схема подвижки блоков при техногенном землетрясении в Хибинах 16 апреля 1989 г.

1 – разломы, проявляющиеся в рельефе; 2, 3 – соответственно, разломы II и V рангов; 4 – разлом V ранга, по которому произошел надвиг; 5 – граница бровки обрушенных пород на поверхности; 6 – рельеф поверхности до начала очистных работ; 7 – обрушенные породы всяческого бока; 8 – разломы, по которым произошло смещение при землетрясении; 9 – направления главных горизонтальных напряжений.

В этой связи в последнее десятилетие на рудниках ведется планомерное освоение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на базе самоходного оборудования*. Очистная выемка из подэтажей позволила:

- ориентировать проходку большинства подготовительно-нарезных выработок по направлению максимальных напряжений;

* Демидов Ю.В., Енютин А.Н., Свинин В.С. и др. Совершенствование технологии отработки глубоких горизонтов подземных рудников // Горный журнал. – 2004. - № 9.

- снизить уровень напряженно-деформированного состояния обрабатываемого массива путем отрезки его нормально к действующим максимальным напряжениям и созданием разгрузочных зон;
- уменьшить на порядок масштабы взрывов путем послышной отбойки руды;
- подготовить очередной взрываемый слой руды в подэтаже к пластической деформации, благодаря возникающей в нем техногенной трещиноватости при отбойке предыдущего слоя;
- уменьшить изрезанность массива подготовительно-нарезными выработками и, тем самым, повысить прочность горнотехнической конструкции.

Применение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды решает сложную проблему отработки глубоких горизонтов Хибинских рудников, позволяет снизить вероятность горных ударов и повысить безопасность ведения подземных работ.

16.4. Северо-Уральский бокситовый район (СУБР)

В районе выделены пять месторождений: «Красная шапочка», «Кальинское», «Ново-Кальинское», «Черемуковское» и «Соевинское», из которых разрабатываются первые четыре. Их границами являются крупные дорудные тектонические нарушения.

Месторождения приурочены к обширной древней карстовой области. Основная масса промышленных руд залегает в крупных депрессиях дорудного карстового рельефа. Пластообразная залежь сложной формы в плане имеет меридиональное простирание и падает на восток под углом 25-35°. Мощность ее весьма изменчива как по падению, так и по простиранию, колеблется от первых сантиметров до 60 м при средней – около 5 м.

Рудный горизонт представлен двухслойным рудным телом. Верхняя часть сложена пестро-цветными пиритизированными прочными базальтами мощностью 0,5-0,8 м. Ниже по разрезу расположены красные бокситы: на контакте с почвой – мягкие, красные, маркие бокситы, выше – красные не маркие и над ними – яшмовидные равные по прочности пестроцветным бокситам и вмещающим породам (известнякам).

Прочность бокситов изменяется в пределах от 6 МПа до 220 МПа. Почву рудного горизонта слагают известняки, темно-серые битуминозные амфипоровые известняки или черные глинистые сланцы. Рельеф известняков почвы весьма изменчивый. Прочность известняков достигает 155 МПа.

Освоение месторождений бокситов Урала с самого начала было крайне осложнено интенсивной обводненностью закарстованных рудовмещающих пород. После изоляции речного стока от горных выработок в комплексе с перехватом подземных вод на флангах месторождения, водопритоки в шахты остаются все-таки высокими и составляют 400-1200 м³/ч.

Месторождения СУБРа отнесены в стране к наиболее угрожаемым по горным ударам объектам разработки. Этому способствуют как весьма сложные природные условия, так и техногенные факторы. Во-первых, в регионе широко развиты крупные разрывные нарушения с различными амплитудами смещений. На стадии разведки месторождения было установлено 240 пострудных тектонических нарушений. С глубиной погружения горных работ их количество возросло примерно в три раза. Элементы залегания нарушений также весьма изменчивы с преобладанием крутых углов свыше 60°. Ориентировка основных систем трещин изменяется при переходе через границы блоков.

Во-вторых, все слагающие месторождения горные породы, кроме красных марких бокситов, обладают повышенной хрупкостью и относятся к потенциально удароопасным. Коэффициент хрупкости ($K_{хр}$) подстилающих известняков изменяется от 3 до 10, порфиритов – от 3 до 8, туфогенных пород – от 2 до 13, бокситов – от 3 до 13.

В-третьих, в регионе отмечается высокая напряженность массива горных пород. Поле напряжений связано с тектонической активностью и является сжимающим. Максимальные главные напряжения в нетронутым массиве в 2 и на ряде участков в 3-4 раза превышает вертикальную составляющую. Направление их действия субширотное. Минимальные главные напряжения действуют в субмеридиональном направлении и по своему значению близки к вертикальному.

В-четвертых, отработка месторождений в течение длительного времени велась камерно-столбовой системой разработки. Огромные площади открытого выработанного пространства поддерживались целиками. В горнотехнических и геомеханических условиях СУБРа такое решение нельзя признать правильным. Хотя рудные целики были рассчитаны из заданных условий по предельным нагрузкам и деформациям, тем не менее, под влиянием фактора времени они не могли длительно противостоять высоким сдвиговым напряжениям.

В результате большой изрезанности массива, неспособности оставленных целиков поддерживать налегающие породы в жестком режиме в горном массиве вдоль всего бокситового бассейна сформировалась зона сдвижения*. Размеры непрерывной полосы этой зоны составили по ширине до 1000 м и мощностью до 280-

* Плотников И.И. Горные удары при освоении бокситов Урала // Горный журнал. – 1989. - № 4.

400 м. Сдвигение огромных масс горных пород непредсказуемо изменяет геомеханическую обстановку с ростом глубины горных работ.

Наблюдается изменение физико-механических свойств пород, заметное увеличение тектонической нарушенности. Растет количество структурных геологических блоков на каждом следующем горизонте. Поле напряжений меняется на малых базах, часто имеет хаотический характер и в большой степени определяется кинематикой структурных блоков. Данные сейсмостанции показывают, что ориентация максимальных главных напряжений на участке изменяется с субширотной на субмеридиональную и наоборот почти после каждого сейсмического события. Наиболее интенсивно этот процесс происходит в период отработки залежи, хотя он не прекращается и при отсутствии очистных работ. Полученные на более ранних этапах данные о параметрах и направлении действия главных напряжений постоянно требуют оперативного уточнения в пределах каждого структурного геологического блока.

В последние 25-30 лет на рудниках наряду с камерно-столбовой системой разработки применяются слоевое обрушение и камерная выемка с камерно-целиковым порядком и твердеющей закладкой. Соотношение объемов добычи руды этими геотехнологиями составляет 40, 30 и 30%, соответственно.

Применение новых вариантов отработки не изменило удароопасную обстановку на месторождении, поскольку не повлияло на развитие зоны сдвижения налегающего массива.

Первый горный удар на месторождение произошел в 1970 г. на глубине 350 м при отработке блока камерно-столбовой системой. С 1984 г. начали происходить горно-тектонические удары с выделяемой энергией 10^8 Дж. К этому моменту, надо полагать, сформировалась единая зона сдвижения.

Горно-тектонические удары происходят, в основном, в районах подвижных тектонических нарушений с амплитудой смещения до сотен метров. Их разрушительное действие распространяется на несколько горизонтов и сопровождается выбросами до 500 м^3 горной массы.

Сейсмостанция «Североуральск» ежегодно регистрирует в шахтных полях до 1000 сейсмических событий. Из них 46% происходит в зоне ведения горных работ, 47% - в отработанном пространстве и 7% - впереди фронта очистной выемки.

Ниже приводятся основные факторы, влияющие на удароопасность месторождений, сформулированные институтами ВНИМИ, Унипромедь и службами прогноза горных ударов СУБРа (табл.16.4).

При этом отмечается, что преобладающее влияние на частоту и интенсивность горных ударов оказывают природные факторы. Это несомненный факт, но не меньшее влияние на частоту и интенсивность горных ударов на рудниках оказыва-

ет принятые вначале освоения месторождения, способ управления горным давлением и система разработки с поддержанием кровли регулярными целиками.

Таблица 16.4

Факторы, вызывающие горные удары на рудниках СУБРа [Е.И. Микулин, 1997]

Факторы	Характеристика
Тектоническая нарушенность массива	Повышенные горизонтальные напряжения в нетронутом массиве. Блочное строение массива. Трещиноватость горного массива и неоднородность поля напряжений
Безрудные зоны и участки непромышленной мощности	Безрудные зоны и участки непромышленной мощности имеют хаотическое расположение и невыдержанный контур, являются жесткими опорами, затрудняют управление горным давлением
Невыдержанное орудинение	Создает трудности в управлении горным давлением, изменяет величину и направление действия главных напряжений
Изменение мощности залежи	Резкое изменение мощности рудного тела изменяет характер нагружения краевой части, формирует неоднородное поле напряжений
Физико-механические свойства	Породы и руды с различными свойствами затрудняют управление горным давлением, с различной скоростью релаксируют напряжения, изменяют характер нагружения краевой части массива
Горнотехнические факторы	
Неравномерность понижения горных работ	На выступающих частях рудного массива концентрируется опорное давление и повышенные напряжения
Изрезанность рудного массива	Приводит к образованию жестких естественных целиков. Постоянно уменьшающиеся целики внезапно разрушаются
Увеличение глубины разработки	Увеличивает величину горного давления и напряжения пород
Наличие целиков различных размеров	Концентрируют напряжения по мере развития фронта работ и увеличения площади отработанного пространства

При достижении критических размеров подземных обнажений и высоких горизонтальных напряжений в налегающем массиве началось перемещение больших масс горных пород, которое с понижением горизонта выемки сформировало подземный оползень огромных масштабов. Сдвигения пород налегающего массива происходит в дискретном режиме в форме подвижек и срывов и создают динамические пригрузки в элементах горных выработок, вызывая нередко взрывоподобное разрушение предельно напряженных горных пород. Динамический характер сдвигения пород подтверждается сейсмической активностью и обуславливает нарастающую техногенную трещиноватость массива с глубиной. Сложившаяся горнотехническая ситуация определяет «мягкий» режим нагружения горных конструкций.

В качестве примера рассмотрим один из горно-тектонических ударов на рудниках СУБРа*. В 1987 г. на шахте № 15-15 бис произошел горно-тектонический

* Н.И. Ермаков. Особенности горно-тектонических ударов на Северо-уральских бокситовых месторождениях / Ермаков Н.И., и др. // Горный журнал. – 1989. - № 8.

удар с разрушением полевых выработок на площади около 400 м² (рис. 16.16), объем выброса пород составил 500 м³. Его эпицентр находился в покрывающей залежь толще пород на расстоянии около 80 м.

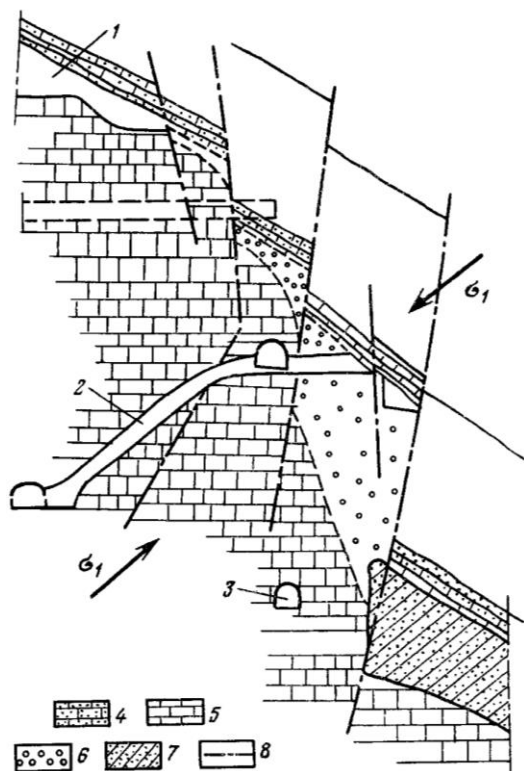


Рис. 16.16. Горно-геологическая обстановка на участке, подвергшемся разрушению.
1 – выработанное пространство; 2 – доставочный восстающий; 3 – доставочная выработка; 4, 5 – известняки; 6 – рудная залежь; 7 – закладка; 8 – тектонические нарушения.

Разрушенные выработки доставочного горизонта -377 м общей протяженностью 130 м были пройдены в зоне тектонических крутопадающих нарушений, амплитуда которых изменялась от нескольких десятков сантиметров до двух десятков метров.

Разрушенный участок находился в зоне влияния барьерного целика, который на юге граничил с открытым очистным пространством, и на востоке – с отработанными первичными камерами, заполненными твердеющей закладкой. На юге участка располагался ранее отработанный блок системой слоевого обрушения.

Выполненные измерения показали, что рассматриваемый участок был одним из самых опасных на месторождение. По данным сейсмостанции здесь постоянно регистрировались динамические явления с сейсмической энергией до $1,7 \times 10^2$ Дж и более.

С целью снижения напряжений в массиве горных пород, был выполнен комплекс технологических мероприятий по его разгрузке. К востоку и западу от барьерного целика вдоль плоскости тектонических нарушений бурились скважины большого диаметра. Последующим их взрыванием образовывались вертикальные разгрузочные щели по периферии барьерного целика на локально нагруженных участках.

Выполненные мероприятия не смогли предотвратить мощный горный удар с энергией $2,2 \times 10^6$ Дж. Масштабность процесса динамического разрушения явилось индикатором сложного механизма сдвиговых перемещений блочного массива по резко ориентированным плоскостям нарушений. При визуальном осмотре места разрушения было выявлено большое количество мелких сдвиговых разрывных перемещений.

Это подтверждает положение о том, что динамические явления являются в большей мере следствием применяемой системы разработки, при которой неизбежны сдвиговые пригрузки от дискретных перемещений больших масс налегающей толщи пород. Как следствие на берегах тектонических трещин с большой скоростью возникают пригрузки, превышающие прочность пород.

16.5. Ловоозерное месторождение

Ловоозерное редкометаллическое месторождение расположено в центральной части Кольского полуострова. Регион относится к сейсмоактивным с вероятностью землетрясений магнитудой до 5 баллов.

17 марта 1999 г. сейсмостанциями северного полушария Земли было зарегистрировано техногенное землетрясение с магнитудой 4,0-4,4 балла, спровоцированное, по мнению специалистов, горно-тектоническим ударом на руднике «Умбозеро»*. Подобное проявление горного давления на месторождении произошло в третий раз и вызвало наиболее разрушительные последствия (табл. 16.5).

Таблица 16.5

Горно-тектонические удары на руднике «Умбозеро» [А.А. Козырев, 1997]

Дата	Магнитуда события	Местоположение очага		Последствия
		на плане	глубина, м	
25.10.91	2,3-2,6	Блок – 1ю	300	Обрушение кровли в камерах, разрушение откаточного штрека на площади 800 м ² , горные работы в блоке прекращены
03.11.91				
09.11.91				
30.11.92	1,5	Блок – 3с	250	Вывалы в очистных камерах площадью 400 м ²
17.08.99	4,0-4,4	Блоки 1с-3с	-	Разрушение штреков, капитальных откаточных выработок и очистных камер на площади 600-650 тыс. м ³ . Остановка рудника на 3,5 месяца

Умбозерный участок месторождения представлен свитой согласно залегающих пластообразных рудных залежей. Средняя мощность верхнего рудного тела – 5 м, нижнего – 2,5 м. Угол падения – от 4 до 35⁰, в среднем – 17⁰. Расстояние между ними по вертикали – 60 м. Крепость руд и пород весьма высокая 19-30.

* Козырев А.А. Сильнейшее техногенное землетрясение на руднике Умбозеро, горнотехнические аспекты // Горный журнал. – 2002. - № 1.

Массив месторождения относится к тектонически высоконапряженным. Максимальные напряжения сжатия ориентированы горизонтально вкрест простирания рудного тела и составляют 40-70 МПа, что в 4-5 раз превышает вес налегающих пород.

С начала строительства и эксплуатации месторождения в выработках происходили динамические события в виде стреляния пород и микроударов. Рудник «Умбозеро» первым на Кольском полуострове был отнесен к опасным по горным ударам объектам разработки.

Горные работы на руднике, в первую очередь, начались и развивались на нижнем рудном теле. Проектом предусматривалась отработка запасов камерной системой с камерно-целиковым порядком выемки и закладкой твердеющими смесями. Длина камер 60-150 м. В целиках для последующей выемки оставлялось около 50% запасов руды.

Одновременно усилиями ученых Горного института КНЦ РАН и инженерно-техническими работниками проведен поиск и промышленные испытания панельно-столбовой системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства хвостами обогащения. К моменту горно-тектонического удара на нижнем рудном теле была отработана площадь около $2,5 \times 0,5$ км², из которой только 10% было заполнено закладкой (рис. 16.17). На верхней рудной залежи проводилась в небольших масштабах опытно-промышленная отработка запасов с камерно-целиковой выемкой и обрушением пород кровли. Камеры шириной 15-20 м и длиной 60-200 м располагались диагонально к простиранию, близким к направлению действия максимальных напряжений в массиве. Ленточные целики между камерами имели ширину 5-15 м.

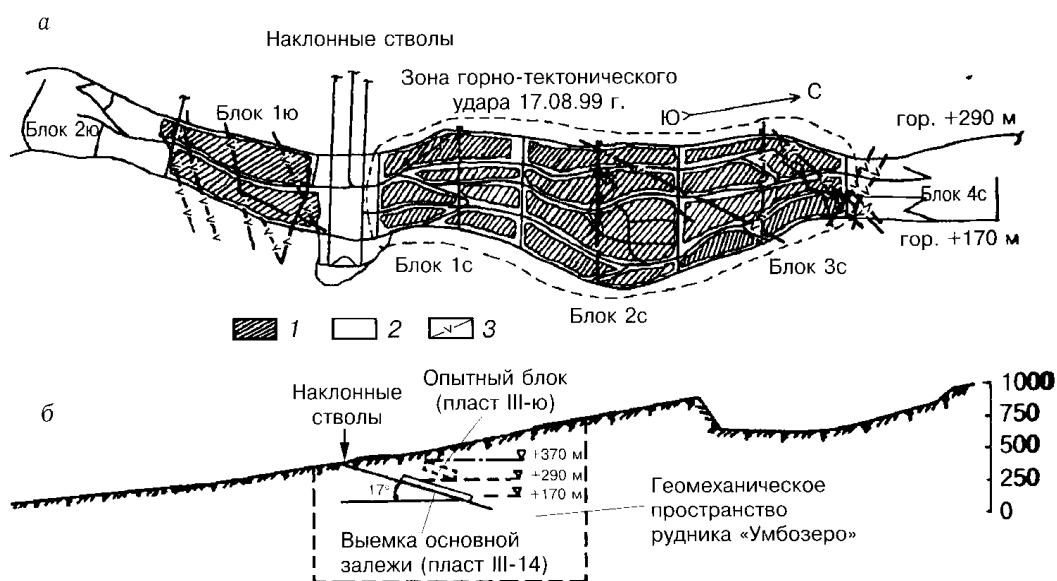


Рис. 16.17. Центральная часть шахтного поля: а – схематический план; б – поперечный разрез. 1 – выработанное пространство нижней залежи; 2 – целики; 3 – тектонические нарушения [А.А. Козырев, 1997].

В результате такого развития горных работ и применяемых систем разработки произошел горно-тектонический удар, который по своим разрушительным последствиям превзошел все предыдущие случаи динамических проявлений горного давления на рудниках России. Площадь разрушенного участка составила 600-650 тыс. м². Все подготовительно-нарезные выработки практически не подлежали восстановлению.

Специалисты Горного института КНЦ РАН, проанализировав обстановку на руднике после этого события, отметили следующие его особенности.

1. В наибольшей степени были разрушены подготовительно-нарезные выработки, пройденные в меридиональном направлении; произошло сжатие выработок в горизонтальном направлении на величину 0,5-0,7 м с вспучиванием почвы в виде гребней высотой до 1,0 м; кровля выработок приобрела шатровую форму с вывалами на высоту до 2,0 м.

2. В отработанных камерах шириною до 20 м разрушения пород наблюдались в кровле и в почве, в основном, на сопряжениях с целиками.

3. По верхнему штреку гор. +290 м явление сжатия и вспучивания почвы распространялось на протяжении около 400 м, по нижнему (гор. +170 м) – с перерывами около 800 м.

4. В минимальной степени повреждены участки с наибольшей выемкой запасов и наименьшей площадью целиков и в максимальной – с большим числом целиков. То есть там, где породы почвы и кровли имели большую свободу к конвергенции, разрушения были меньше, чем на участках, где этому препятствовали целики. В краевых частях целиков отмечены горизонтальные и наклонные трещины, как результат их разрушения от сдвиговых усилий.

5. Горно-тектонический удар практически не затронул выработки верхней рудной залежи.

6. После горно-тектонического удара в породах между верхней и нижней залежью образовалась зона трещин мощностью 20-30 см под углом около 40° к горизонту. Она прослеживается в двух параллельных квершлагах на гор. +290 и +170 м. По измерениям на специально оборудованном геодезическом полигоне обнаружено, что восточная часть массива сдвинулась относительно западной по зоне трещин на 9 см вниз и на 15 см по горизонтали к западу (рис. 16.18).

В результате этих наблюдений установлено, что на месторождении произошел надвиг западной части массива относительно восточной по вновь образовавшейся зоне трещин. При этом трещины сдвига появились в массиве на участке в наибольшей мере ослабленном горными работами.

7. Поверхностные здания и сооружения на промплощадке рудника существенных повреждений не получили.

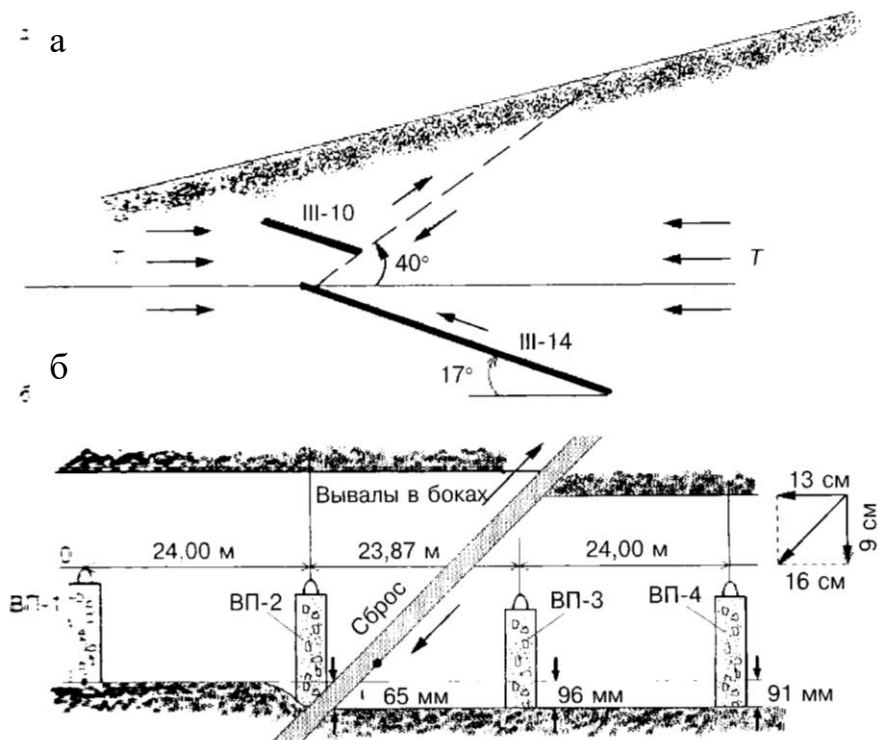


Рис. 16.18. Сдвиг толщи покрывающих пород в результате техногенного землетрясения 17.08.99 г.: а – схема сдвига; б – вид плоскости сдвига в контрольном квершлагае; ВП – пункты планово-высотных геодезических наблюдений [А.А. Козырев, 1997].

На основе выполненного анализа специалисты, расследовавшие это событие, выделили основные причины горно-тектонического удара: ярко выраженное структурно-блочное строение массива и его высокое гравитационно-тектоническое напряженное состояние. На рис. 16.19 приведена схема расположения тектонических нарушений в шахтном поле и места разрушения горных выработок.

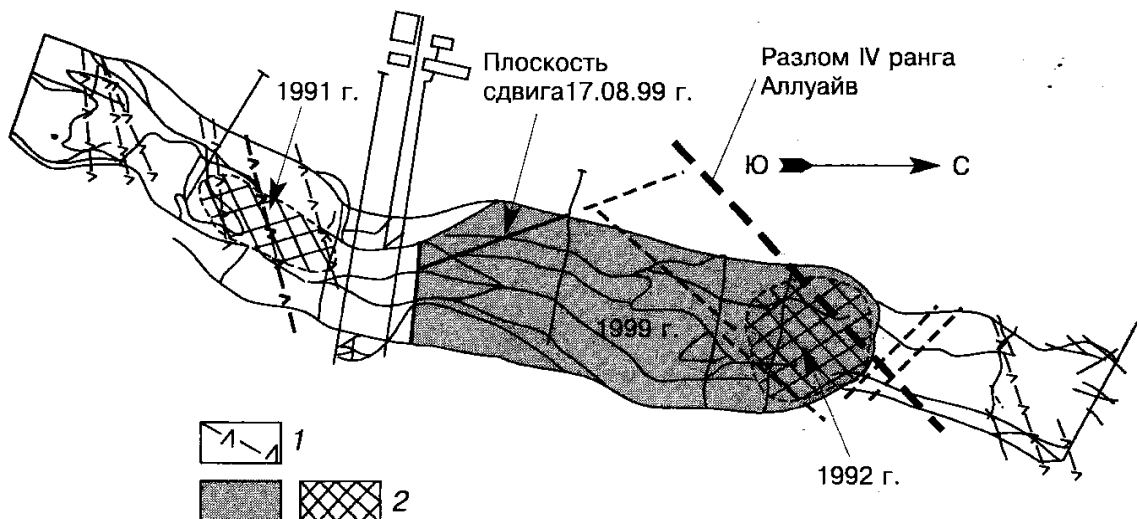


Рис. 16.19. Схема тектонических нарушений и очаги горно-тектонических ударов. 1 – тектонические нарушения; 2 – места горно-тектонических ударов [А.А. Козырев, 1997].

На месторождении сложилась весьма неоднородная геомеханическая обстановка. Часть нижнего рудного тела была надработана очистной выемкой на верхней залежи. Небольшой объем выработанного пространства (10%) был заполнен закладочным материалом.

Целики, оставленные десятки лет назад, как и краевые участки выемочного пространства, были частично разрушены под влиянием фактора времени и высоких тектонических напряжений. Все это способствовало крайне неравномерному (мягкому) нагружению горной конструкции на достаточно большой площади, ослабленной крупными тектоническими нарушениями. Оставленные на этой площади целики оказались неспособными деформироваться со скоростью, необходимой для сохранения первоначального жесткого режима нагружения.

Следует отметить, что применяемые на руднике варианты систем разработки – камерная, камерно-столбовая и панельно-столбовая, являются опасными и не соответствуют сложным геомеханическим условиям месторождения. Большая изрезанность массива и оставление целиков способствуют, как показывают происходящие события, возникновению разрушительных горно-тектонических ударов.

Для предотвращения этих явлений, снижения вероятности горных ударов, представляется необходимым освоение систем разработки со сплошной выемкой и закладкой выработанного пространства по аналогии с геотехнологией, применяемой на глубоких рудниках Норильского региона.

16.6. Николаевское месторождение

Месторождение представлено группой скарново-сульфидных залежей с весьма сложными формами. Основное рудное тело – залежь «Восток-1» – располагается на глубинах 700-1100 м от поверхности, характеризуется сложной морфологией с разрывами и пережимами, наличием известняков внутри рудных скарнов, весьма изменчивыми элементами залегания по простиранию, вкрест простирания и в плане. Площадь сечения рудного тела изменяется от 1200 до 7000 м², мощность колеблется от 3-5 до 60-70 м.

Выше и на флангах залежи «Восток-1» расположено так называемое глыбовое оруденение и серия маломощных рудных линз. На месторождении было разведано 5 крупных глыбовых рудных тел ГРТ-1, 2, 3, 4 (рис. 16.20).

В процессе этих исследований определены прочностные и деформационные характеристики руд и пород (табл. 16.6), установлены параметры тензора напряжений в нетронутом массиве (табл. 16.7), изучены геолого-структурные особенности рудного поля, опробованы и рекомендованы для практического использования

службой прогноза и профилактики горных ударов методы и технические средства оценки напряженности и удароопасности.

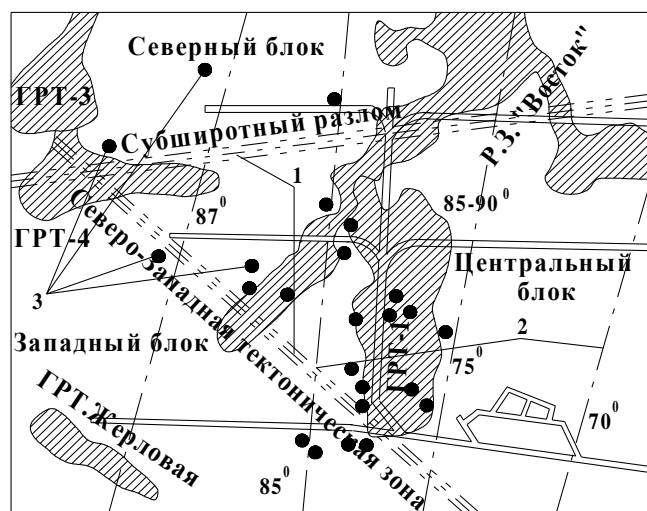


Рис. 16.20. Блоково-структурное строение Николаевского месторождения. 1 – структурные элементы первого порядка; 2 – то же второго порядка; 3 – места проявления горного давления в динамической форме; ГРТ – глыбовые рудные тела.

В основу геодинамического районирования Николаевского месторождения положены представления о тектонических особенностях Восточного Приморья и Дальнегорского рудного поля, данные проведенного картирования тектонических элементов. Главная структурная зона месторождения является отражением скрытого глубинного разлома субмеридионального направления, сдвиговые движения, которые определили иерархию блоковой структуры шахтного поля (рис. 16.20). В нем выделяются:

- вертикальные и крутопадающие дорудные разломы и тектонические зоны;
- крутопадающие пострудные структуры трещинного типа;
- пологие пострудные нарушения, сопрягающиеся со структурами первого и второго порядка.

К структурным элементам первого порядка относятся субширотный разлом и Северо-Западная тектоническая зона, которые разделяют участок локализации месторождения на три основных структурных блока: Северный, Центральный и Западный (рис. 16.20). Основным в схеме является гор. – 320 м, как наиболее вскрытый горными выработками.

Общее развитие региональных тектонических процессов в пострудном периоде обусловило формирование основных разрывных нарушений второго порядка субмеридионального направления с углами падения $70-85^{\circ}$ и сопутствующей им трещиноватости. Таким образом, характерная особенность структуры месторождения – наличие структурных блоков разного порядка, оконтуренных тектоническими разломами, зонами и разрывными нарушениями, что существенным образом повлияло на характер и формы проявления горного давления при разработке месторождения.

Таблица 16.6

Средние значения показателей физико-механических свойств горных пород и руд Николаевского месторождения

Порода	Объемная масса Г/см ³	Пористость %	Плотность, г/см ³		Скорость продольных волн, м/с	Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона	Прочность, МПа	
			удельная	объемная				на сжатие	на растяжение
Известняк	2,75	1,82	2,75	2,70	5255	45	0,23	73,3	9,5
Мраморизованный известняк	2,73	1,47	2,73	2,69	4929	47	0,27	80,2	11
Кварцевый порфир	2,68	3,69	2,71	2,63	5011	67	0,20	106,4	12,5
Туфобрекчии кварцевого порфира	2,73	2,93	2,73	2,66	5409	72	0,22	112,1	12
Габродиорит	2,75	1,45	2,75	2,72	5682	84	0,20	124	19
Песчаник	2,65	5,66	2,65	2,5	5286	85	0,22	121	18,5
Геденбергитовый скарн	3,16	6,78	3,39	3,2	4499	86	0,21	165,2	17,5
То же, с сульфидной рудой	3,06	7,83	3,32	3,11	4646	80	0,24	148,2	14,8

Таблица 16.7

Параметры естественного поля напряжений

Тензор напряжений в координатах E, N, Y (восток-север-вертикаль), МПа	σ_E	σ_N	σ_Y	τ_{NY}	τ_{EY}	τ_{EN}
	- 39,6	- 39,4	- 21,0	4,1	3,4	- 9,8
Средние квадратические отклонения, МПа	3,5	2,0	2,1	1,5	2,3	2,3
Главные напряжения, МПа	Субширотное - 50,0		Субмеридиональное - 29,7		Вертикальное - 20,0	
Направляющие косинусы главных напряжений	0,70; 0,69; - 0,18		- 0,71; 0,70; - 0,06		0,08; 0,17; 0,98	
Параметры поля напряжений	$\sigma_1 = 2,5\gamma H$		$\sigma_2 = 1,5\gamma H$		$\sigma_3 = \gamma H$	

С начала эксплуатации Николаевского месторождения в горно-подготовительных и очистных выработках систематически регистрировались случаи самопроизвольного разрушения пород в статической и динамической формах. Обе формы разрушения связаны с процессом перераспределения горного давления, возникающим в массиве вокруг движущихся забоев проходческих и очистных выработок.

В табл. 16.8 приведены фактические данные об условиях и формы проявления горного давления на Николаевском руднике за пятилетний период наблюдений.

Таблица 16.8

Горно-тектонические условия проявления горного давления

Форма проявлений Район проявлений	Динамическая				Статическая				Итого	
	при проходке выработок		в зоне очист- ных работ		при проходке выработок		в зоне очист- ных работ			
	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%	кол-во, шт.	%
Тектонические нару- шения	29	43	3	4	9	16	5	9	46	37
Сопряжение вырабо- ток	18	27	3	4	3	5	18	32	42	34
Контакты разномо- дульных пород	6	9	6	9	5	9	13	23	30	24
Сближенные выра- ботки	3	4	-	-	-	-	3	5	6	5
Всего	56	83	12	17	17	30	39	70	124	100

Анализ и обобщение, приведенных в табл. 16.8 данных, позволяет отметить следующие особенности.

1. Динамическим формам проявления горного давления преимущественно подвержены подготовительные выработки в районах тектонических нарушений и контактов разнопрочных пород; в наиболее неблагоприятном положении находятся сближенные выработки и их сопряжения, где разрушение часто происходит в динамической форме.

2. Наибольшим разрушениям в статической форме подвергаются выработки в зоне влияния очистных работ (71%), наименьшим – при их проходке.

3. Природная повышенная напряженность и удароопасность массива горных пород приурочены к зонам сопряжения границ основных структурных блоков месторождения с узлами пересечения разломов и субмеридиональных тектонических нарушений, разделяющих Северный, Центральный и Западный блоки на структуры более низкого порядка.

Подобная геомеханическая обстановка существовала на руднике при очистной выемке фланговых участков месторождения до начала сдвижения пород под влиянием отработки залежи «Восток-1». Эта залежь, представленная непрерывным орудинением сложной конфигурации в плане, занимает всю рудоносную площадь месторождения. В процессе расширения площади ее отработки начала формироваться единая зона сдвижения пород налегающего массива совместно с погашаемыми запасами глыбовых рудных тел ГРТ – 1-4 сдвижение происходило в форме подвижки и срывов отдельных структурных блоков.

Подвижки происходили дискретно и непредсказуемо во времени, создавая в выработках, пересекающих границы структурных блоков, резкие динамические пригрузки, способные вызвать сильные горные удары. Примером реализации такого механизма разрушения явился горно-тектонический удар во вмещающих поро-

дах ГРТ-3, расположенного на северо-западном фланге рудного поля. Технология отработки ГРТ-3 описана выше (§11.3).

В период выемки запасов ГРТ-3 осуществлялся контроль за изменением НДС массива и поведением налегающих пород. Для контроля за устойчивостью кровли из вышерасположенного вентиляционного горизонта (-120 м) пробурено шесть скважин (рис. 16.21). В четырех из них (1, 4-6) заложено по два глубинных репера. Две скважины (2 и 3) служили для наблюдений за обрушением кровли над отработанным пространством. В процессе наблюдений установлено, что сдвигание кровли происходило в три этапа обрушений пород (см. рис. 16.21). В результате над очистным пространством сформировалась устойчивая форма свода, которая сохранялась более одного года.

Одновременно проводился контроль и определялась потенциальная удароопасность массива. Контроль осуществлялся с помощью подземных электрических зондирований (ПЭЗ) на долговременных постоянных замерных станциях в ортах и транспортных выработках вокруг залежи. При этом постоянно регистрировалась неудароопасная ситуация.

В такой обстановке отработаны гор. -207, -217, -227 м и велась очистная выемка подэтажей -242 и -257 м. После погашения запасов гор. -227 м была подрезана плоскость восточного тектонического нарушения, ранее не выявленная разведкой и не учтенная в проекте отработки залежи. В результате в кровле между вертикально падающей северо-западной тектонической зоной, вокруг которой ранее формировалось принудительное и естественное обрушение, и плоскостью вскрытого на гор. -227 м субмеридионального тектонического нарушения крутого падения (см. рис. 16.21) оказался подработанным крупный структурный блок. Массовым технологическим взрывом на гор. -254 м (около 1т ВВ) была инициирована подвижка подработанного структурного блока в форме горно-тектонического удара с сильными сейсмическими и акустическими эффектами, отмеченными на большом расстоянии от рудника (до 15 км). Объем выброшенной породы из залежи составил 25-30 тыс. м³ (рис. 16.22).

Основные конструктивные элементы системы разработки выдержали горный удар при высоте подушки предварительно обрушенных пород около 20 м. Опасных разрушений выработок не произошло. Отработка рудного тела продолжалась без остановок. На гор. -120 м вышли из строя вентиляционно-закладочный восстающий и вентиляционная сбойка, находившиеся в зоне обрушения. На отработанных подэтажах -207 и -227 м частично разрушились два сопряжения, расположенные в зонах интенсивной трещиноватости. На рабочих горизонтах разрушений в выработках и на сопряжениях не установлено.

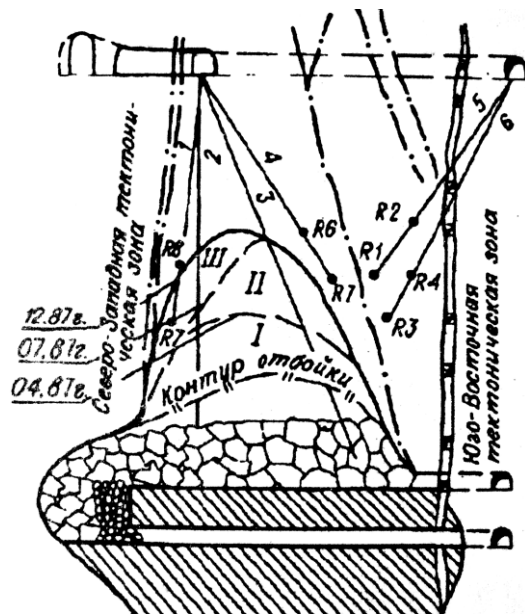


Рис. 16.21. Схема расположения контрольных скважин в кровле выработанного пространства ГРТ-3.

1-6 – скважины; R1-R8 – реостатные датчики; I-III – периоды замеров обрушений кровли.

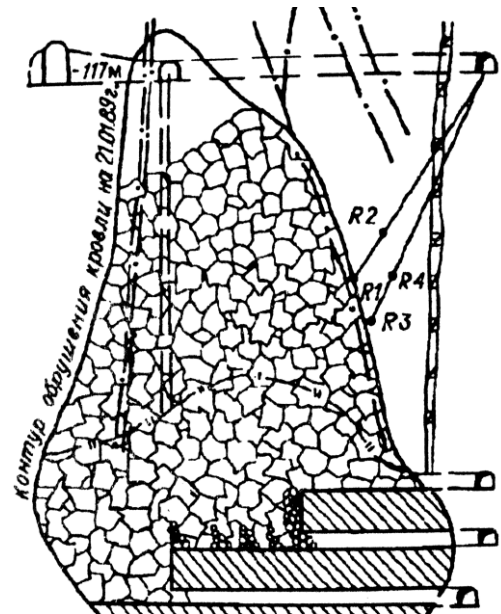


Рис. 16.22. Обрушение пород кровли ГРТ-3 после горно-тектонического удара.

На рис. 16.23 приведены результаты инструментальных наблюдений за развитием процесса деформаций пород кровли ГРТ-3. Обращает на себя внимание дискретный скачкообразный (до горного удара) характер процесса деформаций пород кровли (скв. 1, 4), чередующийся с периодами устойчивого состояния. После горного удара вокруг отработанного пространства сформировалась зона сжатия пород (см. рис. 16.23, скв. 5 и 6) и образовавшийся свод над гор. -120 м практически сохранял свою первоначальную форму в течение более двух лет.

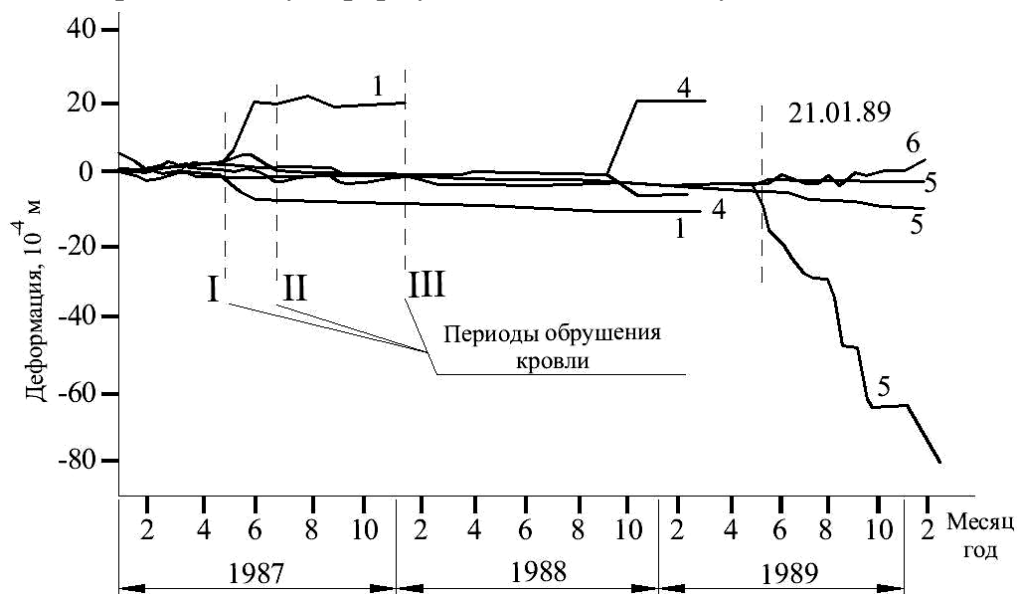


Рис. 16.23. Изменение деформаций пород кровли в процессе отработки запасов ГРТ-3; 1-6 – скважины.

Проведенные промышленные испытания позволили отметить следующее.

1. Успешное применение систем разработки подэтажным обрушением с торцовым выпуском руды и в удароопасных тектонически напряженных массивах, при существующем уровне профилактических мер, как представляется, можно обеспечить лишь при условии управления сдвижением подработанного массива без образования зависаний и дискретных во времени динамических пригрузок. Очевидно, этого несложно достигнуть при отработке слепых рудных тел ограниченной площади, когда можно подготовить и создать над выработанным пространством устойчивую сводовую (шатровую) форму обнажения. При этом рудные тела должны быть дислоцированы в массиве таким образом, чтобы области влияния их отработки не накладывались друг на друга и не образовывали единого подработанного пространства с общей зоной сдвижения пород.
2. Основные конструктивные элементы системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды даже при столь мощном горном ударе, полученном при отработке ГРТ-3, выстояли и оказались устойчивыми к проявлению горного давления в динамической форме.

16.7. Южное месторождение

Сульфидные руды и вмещающие породы жильного месторождения обладают высокими прочностными и упругими характеристиками, отличаются большой вязкостью (табл. 16.9).

Таблица 16.9

Физико-механические свойства руд и пород Южного месторождения

Физико-механические свойства	Сульфидная руда	Ороговиковый песчаник
Плотность, т/м ³	3,36-4,07	2,5-2,8
Предел прочности, МПа		
на сжатие	90-183	96-273
на растяжение	6,5-14,7	11,2-19,6
на срез	56-130	45,6-150,6
Сцепление, МПа	29	20
Угол внутреннего трения, град	34	39
Модуль упругости, ГПа	21,5-36,8	20,8-40,4
Коэффициент Пуассона	0,12-0,18	0,11-0,21

На месторождении выделяются различные виды тектонических структур: складчатость осадочной толщи, будинаж, штоковые и дайковые интрузивные тела, структуры растяжения, нарушения сдвигового и надвигового типов. В результате совместного или последовательного действия тектонических процессов межрегио-

нального, регионального и локального уровня все тектонические деформации в осадочном чехле прошли несколько стадий и связаны со сдвиговыми перемещениями в фундаменте.

Влияние тектонических процессов Приморья, отразившееся в горном рельефе местности, предопределило высокую напряженность породного массива и ярко выраженную блочность строения месторождения. Натурные измерения современного поля напряжений определялись в характерных участках нетронутого массива (рис. 16.24) методом щелевой разгрузки (табл. 16.10).

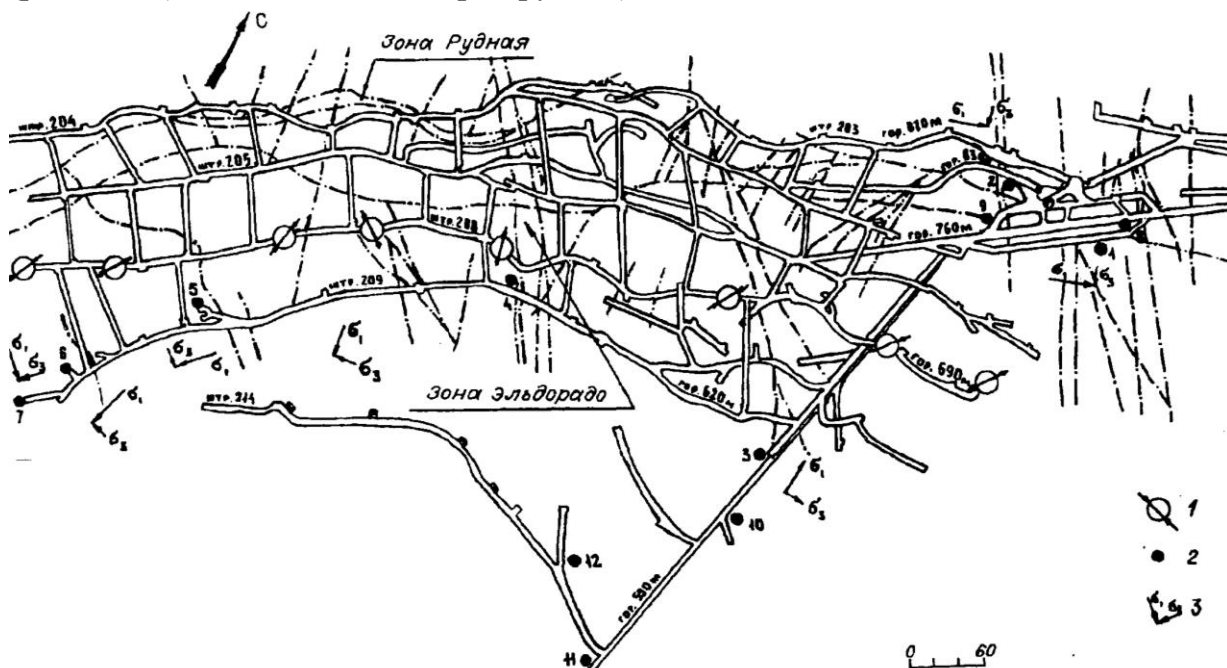


Рис. 16.24. Расположение станций измерения напряжений.

1 – направление главного напряжения по элементам трещиноватости; 2 – станции определения напряжений; 3 – направление главного напряжения по натурным измерениям.

Как видно из табл. 16.10, на участках измерений параметры напряжений имеют весьма широкий интервал варьирования, изменяющийся в пределах каждого отдельного структурного блока. Последнее связано со сложным геологическим строением месторождения, где на сравнительно небольшой площади сконцентрировано значительное количество разрывных нарушений и разломов.

Вопреки существующим требованиям отработки удароопасных месторождений, выемка залежи осуществлялась системой с магазинированием руды снизу вверх на уменьшающийся целик. В выработанном пространстве были оставлены межблоковые и потолочные целики, площадь которых составляла 14% от общей площади отработки (рис. 16.25).

Таблица 16.10

Результаты измерений естественного напряженного состояния массива месторождения

Местоположение станций	Глубина от поверхности, м	Азимут главного напряжения, град	Величины напряжений, МПа		
			σ_1	σ_2	σ_3
Околоствольный двор гор. 620 м, слепой ствол шахты «Южная»	250	75	-39,4	-19,2	-21,1
Тупик квершлага, гор. 620 м	310	70	-8,3	-12,0	-4,2
Штрек 209, в зоне разлома «Эльдорадо»	380	5	+0,7	+0,8	+0,6
Штрек 209, в районе восстающего 8-209	245	0	-40,5	-9,7	-22,1
Штрек 209, в районе восстающего 10-209	290	40	-6,7	-1,6	-4,4
Штрек 209, в районе восстающего 12-209	310	20	-11,5	-0,5	-4,4
Тупик штрека 209	340	135	-66,5	51,8	41,8
Тупиковая ветвь околоствольного двора, гор. 550 м	330	52	+16,0	+0,7	-5,7
Камера электровозного депо, гор. 550 м	330	52	-17,3	-14,3	-15,4
Квершлаг гор. 550 м	410	16	+10,4	-3,4	+14,8
Сопряжение квершлага гор. 550 м и штрека 214	380	16	-36,0	-14,6	+44,7
Штрек 214	390	22	+19,8	-11,7	+41,7

Как видно из рис. 16.25 на месторождении скопился значительный объем непогашенных пустот, поддерживаемых крепью и целиками различного назначения. В результате на глубине 170 м от поверхности в блоке 4-208 произошел первый горный удар (рис. 16.26). К этому времени рудная потолочина, на которую двигались очистные работы уменьшилась до размера 5,0-5,5 м.

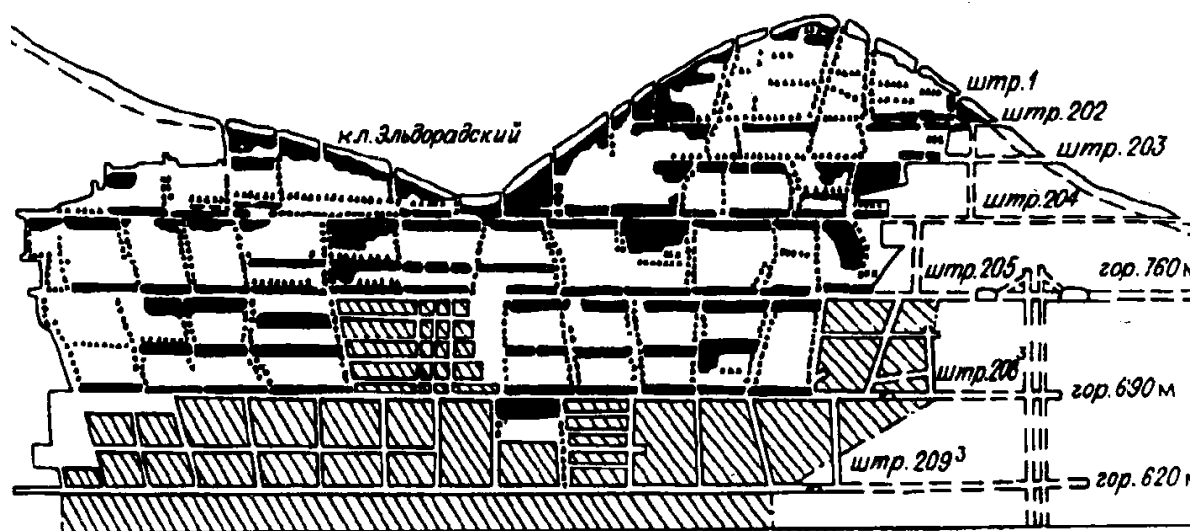


Рис. 16.25. Проекция горных работ Южного месторождения.

Горный удар вызвал выброс породы в объеме 40 м³, обрушение кровли вентиляционного штрека в объеме 25 м³. Одновременно в штреке 205 наблюдалось

вспучивание почвы на высоту до 0,7 м. В это же время в соседних отработанных блоках зарегистрирована серия толчков в выработанном пространстве, произошло интенсивное заколообразование в потолочинах.

Расследовавшая этот случай комиссия, причиной горного удара определила неправильный порядок выемки блока снизу вверх на уменьшающийся целик, а также влияние прослеженной в лежащем боку жилы тектонической зоны разломов «Эльдорадо».

Спектр возникновения удароопасных ситуаций на месторождении не ограничивается приведенными условиями, на что указывают горные удары в выработанном пространстве блока 3-205 (рис. 16.26) и в штреке 208. В первом случае причиной был локальный процесс прогиба подработанного массива, в ходе которого произошло динамическое разрушение с образованием трещины между слоями пород непосредственной кровли.

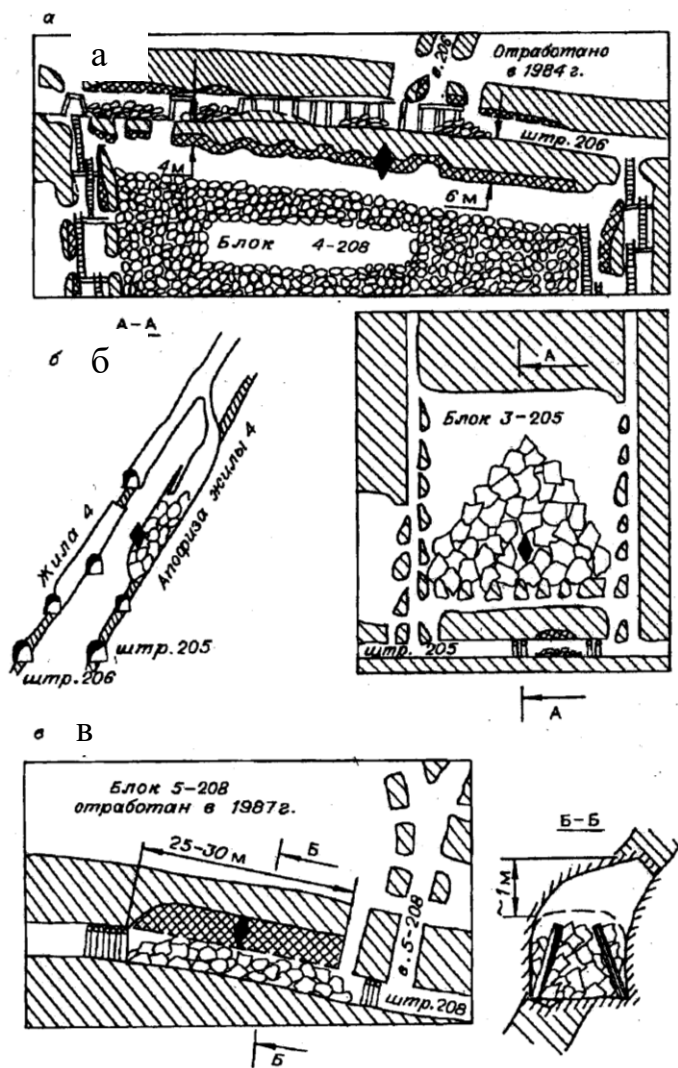


Рис. 16.26. Характерные случаи горных ударов: а – в уменьшающемся целике рудной потолочины; б – в выработанном пространстве; в – в подготовительной выработке; ♦ – горный удар.

Второй из указанных случаев произошел в результате совместного взрыва при проходке подэтажного штрека в блоке 4-209 (25 кг ВВ) и отбойки веера скважин в блоке 4-209 (250 кг ВВ).

В анализе условий и причин возникновения горных ударов на Южном месторождении отмечено их относительно небольшая глубина, весьма высокий энергетический уровень первых динамических явлений, а также практически полное отсутствие первичных признаков повышенной напряженности массива пород. Более распространенной и прогнозируемой является ситуация, когда по мере понижения горных работ на рудниках и шахтах увеличение горного давления сопровождается развитием разрушений пород в статической форме, постепенно переходящее в динамические формы.

Предупреждающими признаками грядущих горных ударов становятся шелушение пород на обнажениях, интенсивное заколообразование в выработках и рост случаев внезапных самообрушений пород. Подобный ход событий отмечается на абсолютном большинстве рудников России и за рубежом. На Южном месторождении динамические явления возникли неожиданно и были следствием совокупного влияния взаимодействия техногенных и природных факторов.

Среди техногенных причин выделяются, как отмечено выше, оставленные в недрах целики, очистная выемка на уменьшающийся целик (потолочину) и, наконец, хаотичный порядок отработки блоков в этаже. При этом песчаникам всяческого бока свойственна высокая прочность, труднообрушаемость и способность к накоплению потенциальной энергии упругого сжатия. В сочетании с этими свойствами налегающих пород оставление целиков в недрах привело к тому, что весь подработанный массив до дневной поверхности висит над выработанным пространством. Оставленные целики испытывают значительные статические нагрузки, постоянно разрушаются и частично находятся в состоянии близком к предельному.

Переход на отработку блоков по простиранию от центра к флангам без оставления целиков существенно нейтрализовал влияние техногенных факторов на удароопасность массива горных пород.

К природным факторам относятся, в первую очередь, напряженность высокопрочного породного массива и развитая блочность его строения. Структурные блоки под действием сил гравитации дискретно во времени перемещаются в сторону выработанного пространства, создавая резкие динамические пригрузки вдоль плоскостей тектонических нарушений.

При анализе результатов измерений конвергенции вмещающих пород отмечаются некоторые особенности оседания подработанного массива (рис. 16.27).

Во-первых, отчетливо выделяются чередующиеся периоды устойчивого состояния и интенсивного сдвижения (срывы) налегающих пород не коррелирующие с процессами выемки руды в блоках нижних горизонтов. Во-вторых, несовпадение периодов активного оседания кровли на различных участках шахтного поля. В-

третьих, наблюдается не только оседание кровли, но и ее поднятие, что подтверждает явление знакопеременной реакции массива при производстве горных работ.

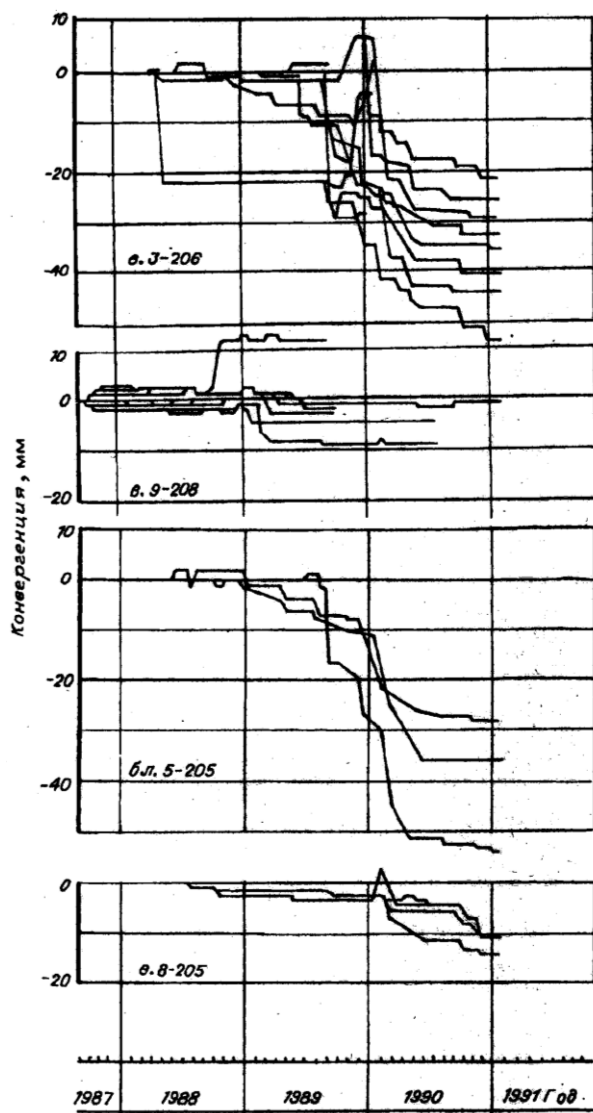


Рис. 16.27. Результаты наблюдений за конвергенцией пород в выработанном пространстве.

Таким образом, можно сделать следующее заключение. Развитие удароопасной обстановки на Южном месторождении обусловлено переходом подработанной толщи налегающих пород в качественно новое состояние. До проявления горного давления в динамических формах она находилась в устойчивом состоянии, поддерживаемая целиками и крепью, чем обеспечивался жесткий режим нагружения элементов сложившегося выработанного пространства.

С понижением горных работ и созданием новых площадей подработки началось активное перемещение структурных блоков в сторону выработанного пространства. Учитывая первоначально высокий уровень напряженности массива пород, процесс его сдвижения носит динамический характер и возникает в краевых участках очистной выемки и в выработанном пространстве.

Контрольные вопросы и задания к главе 15 и 16

1. Охарактеризуйте классификацию горных ударов по выделяемой энергии.
2. Какие формы разрушения горных выработок наблюдаются на рудниках?
3. Какие факторы влияют на уровень напряжений в горном массиве при его разработке?
4. Как Вы понимаете «Жесткое» и «Мягкое нагружение горных выработок»?
5. Как влияет скорость нагружения массива на его разрушение?
6. Какие природные факторы влияют на удароопасность массива горных пород?
7. Охарактеризуйте условия возникновения горно-тектонических ударов на рудниках СУБРа, «Умбозеро».
8. Какие природные и техногенные факторы вызвали горно-тектонические удары на рудниках «Таштагольский» и «Кировский»?
9. Поясните причины горных ударов на «Николаевском» и «Южном» месторождениях.

ГЛАВА 17

ПРИМЕРЫ ОЦЕНКИ НДС МАССИВА В ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ КОНСТРУКЦИЯХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

17.1. Система подэтажного обрушения с торцовым и площадно-торцовым выпуском руды (численные расчеты)

17.1.1. Постановка и метод решения задачи

Задача решалась применительно к горнотехническим условиям Шерегешевского месторождения. Численное моделирование и расчеты напряженно-деформированного состояния массива пород в зоне очистных работ выполнены в объемной постановке задачи методом конечных элементов (МКЭ) с использованием лицензионного программного обеспечения ANSYS 12.

На рис. 17.1 представлена схема расчетной области: R – куб ($0 \leq x \leq L_x$, $0 \leq y \leq L_y$, $0 \leq z \leq L_z$) и основные параметры.

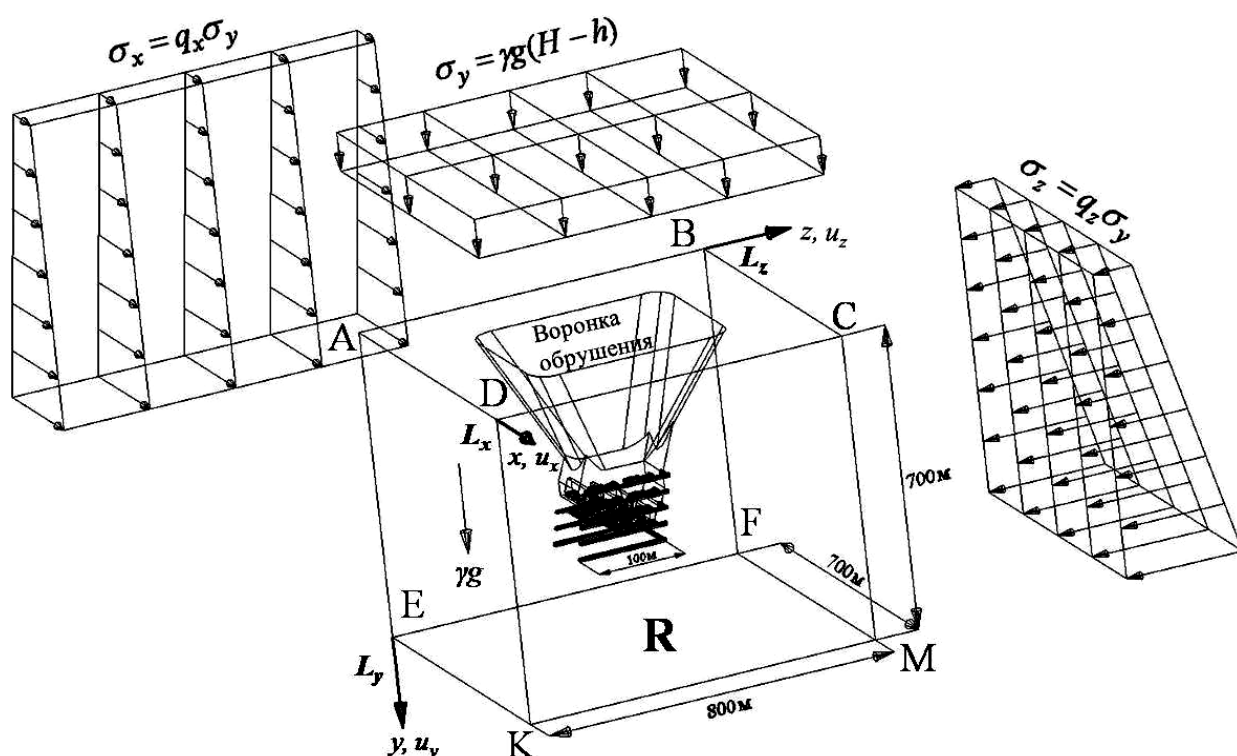


Рис. 17.1. Расчетная схема и основные параметры к определению НДС массива.

Рассматривалась трехмерная упругая задача определения НДС линейно-деформируемой области обрабатываемого рудного массива, которая полностью определяется системой, состоящей из:

уравнений равновесия:

$$\sigma_{ij,j} + pF_i = 0; \quad (17.1)$$

геометрических уравнений Коши:

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}(u_{i,j} + u_{j,i}); \quad (17.2)$$

физических уравнений (обобщенный закон Гука):

$$\sigma_{ij} = 2G\varepsilon_{ij} + \lambda\theta\delta_{ij}; \quad (17.3)$$

и граничных условий:

на плоскости	ABCD – $\sigma_y(0, x, z) = \gamma g(H - h),$	$\tau_{xy}(0, x, z) = \tau_{zy}(0, x, z) = 0;$
	EFMK – $u_y(L_y, x, z) = 0,$	$\tau_{xy}(L_y, x, z) = \tau_{zy}(L_y, x, z) = 0;$
	ABFE – $\sigma_x(0, y, z) = q_x\sigma_y,$	$\tau_{yx}(0, y, z) = \tau_{zx}(0, y, z) = 0;$
	DCMK – $u_x(L_x, y, z) = 0,$	$\tau_{yx}(L_x, y, z) = \tau_{zx}(L_x, y, z) = 0;$
	BCMF – $\sigma_z(L_z, y, x) = q_z\sigma_y,$	$\tau_{xz}(L_z, y, x) = \tau_{yz}(L_z, y, x) = 0;$
	ADKE – $u_z(0, y, x) = 0,$	$\tau_{xz}(0, y, x) = \tau_{yz}(0, y, x) = 0,$

(17.4)

где σ_{ij} – компоненты тензора напряжений ($\sigma_y, \sigma_x, \sigma_z$ и $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$ – соответственно, вертикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений); $pF_i = \gamma g\delta_{ij}$ – объемные силы; γ – плотность пород; g – ускорение свободного падения; ε_{ij} – компоненты тензора деформаций ($\varepsilon_y, \varepsilon_x, \varepsilon_z$ и $\varepsilon_{xy}, \varepsilon_{yz}, \varepsilon_{zx}$ – соответственно, вертикальная и горизонтальные главные линейные и угловые компоненты тензора деформаций); $u_{i,j}$ – компоненты вектора перемещений (u_y, u_x, u_z – вертикальная и горизонтальные компоненты вектора перемещений); $\theta = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z$ – относительная объемная деформация; G и λ – параметры Ламе $G = \frac{E}{2(1+\mu)}, \lambda = \frac{E\mu}{(1-2\mu)(1+\mu)}$; δ_{ij} – символ Кронекера (метрический тензор); q – коэффициент бокового давления; μ – коэффициент Пуассона; H – глубина разработки; h – высота исследуемой области от верхней границы поверхности в модели до горизонта выпуска.

Получив конечно-элементную дискретизацию расчетной области R соотношения (17.1 – 17.4) сводятся к решению системы линейных алгебраических урав-

нений МКЭ, являющихся уравнениями равновесия узлов в перемещениях (разрешающее уравнение статического анализа):

$$|K|\{\delta\} = \{F\}, \quad (17.5)$$

где $|K|$ – матрица жесткости системы; $\{\delta\}$ – вектор перемещений всех узлов; $\{F\}$ – вектор узловых нагрузок (векторы объемных и граничных сил – $\{F\} = \{F_m\} + \{F_g\}$).

В результате решения этой системы уравнений определяется вектор узловых перемещений в модели.

По найденным значениям перемещений узлов, определяются деформации и напряжения в элементах тела (из обобщенного закона Гука):

$$\{\varepsilon\} = [B]\{\delta\}^e, \quad (17.6)$$

$$\{\sigma\} = [D]\{\varepsilon\}, \quad (17.7)$$

где $[B]$ – матрица узловых координат; $[D]$ – матрица упругости.

Глубина горных работ (H) – 600 м. Условия на границе расчетной области определялись напряженным состоянием в зоне влияния очистных работ. В расчетах принимались следующие соотношения главных напряжений: горизонтальные напряжения вкост простирания рудного тела $\sigma_z = 3.0\gamma H$; горизонтальные напряжения по простиранию – $\sigma_x = 2.5\gamma H$; вертикальные напряжения – $\sigma_y = \gamma H$. Для учета веса горных пород окружающего массива в моделях задавалась объемная сила γg .

Расчетная модель (см. рис. 17.1) включала следующие основные элементы систем разработок: поэтажные буро-доставочные орты, вентиляционно-погрузочные заезды и выработанное пространство. Условия реализации модели с торцовым выпуском руды полностью соответствовали параметрам модели с площадно-торцовой схемой подготовки горизонтов выпуска.

В математической модели руда и вмещающие породы рассматривались упругими, изотропными и однородными материалами с модулем упругости, соответственно $E_{руд} = 50$ ГПа и $E_{пор} = 55$ ГПа, коэффициентом Пуассона $\mu_{руд} = 0.25$ и $\mu_{пор} = 0.27$ и объемным весом 3.0 и 2.8 т/м³.

Сетка конечных элементов в модели выбрана из условия наиболее точного описания конфигурации исследуемого участка (рис. 17.2). Шаг дискретизации расчетной области принят от 32 м на внешних границах модели до 0.5 – 1.0 м в конструктивных элементах системы разработки.

На границе контакта двух типов материалов (порода – руда) предполагается выполнение условия жесткого сцепления (равенство компонент вектора перемещений – $u_y^1 = u_y^2, u_x^1 = u_x^2, u_z^1 = u_z^2$). Контуры открытых обнажений (камер, выработок) свободны от внешних нагрузок ($\sigma_y = \sigma_x = \sigma_z = 0$).

Поверхности задания граничных условий удалены от выработок обрабатываемого участка на расстояния, обеспечивающие корректность решений, при которых отсутствует вероятность влияния области разработки на внешние границы модели. В рассматриваемом случае расстояние от очистной выработки до боковых границ превышает размер исследуемой области более чем в три раза.

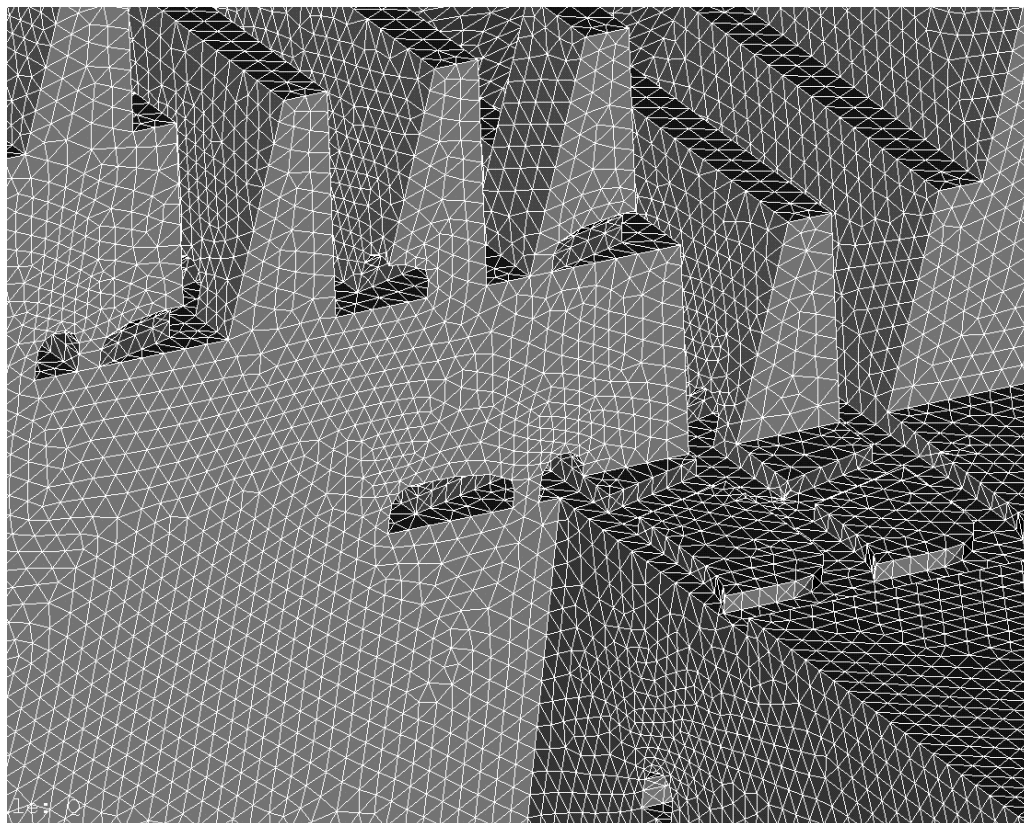


Рис. 17.2. Дискретизация области на конечные элементы.

Отметим, что при моделировании не учитывались обрушенные породы, которые в натуральных условиях повышают сохранность выработанного пространства за счет бокового подпора. Полученные данные без учета обрушенных пород обладают определенным запасом надежности.

Расчеты выполнены для следующих компонент тензора напряжений (МПа): главных напряжений σ_1 , σ_2 и максимального касательного напряжения τ_{\max} . Промежуточное напряжение не рассматривалось. За максимальное главное напряжение принималось σ_1 , за минимальное – σ_2 , растяжение – со знаком «минус». Выбор данных компонент обусловлен следующим: напряжения σ_1 позволяют определить места концентраций сжимающих напряжений, σ_2 – области массива, в которых действуют растягивающие напряжения, τ_{\max} – устанавливают зоны массива, где возможны разрушения за счет возникновения критических сдвигающих усилий. Выявление зон растяжения массива важно, поскольку на этих участках наиболее вероятно ожидать разрушения пород.

17.1.2. Анализ результатов расчетов

Оценка НДС конструктивных элементов геотехнологий проводилась вкрест простирания (вдоль плоскости yz), в плане (вдоль плоскости xz) и по простиранию (вдоль плоскости xy) рудной залежи (см. рис. 17.1) в границах очистной панели.

Фрагменты распределения полей напряжений представлены на рис. 17.3-17.6.

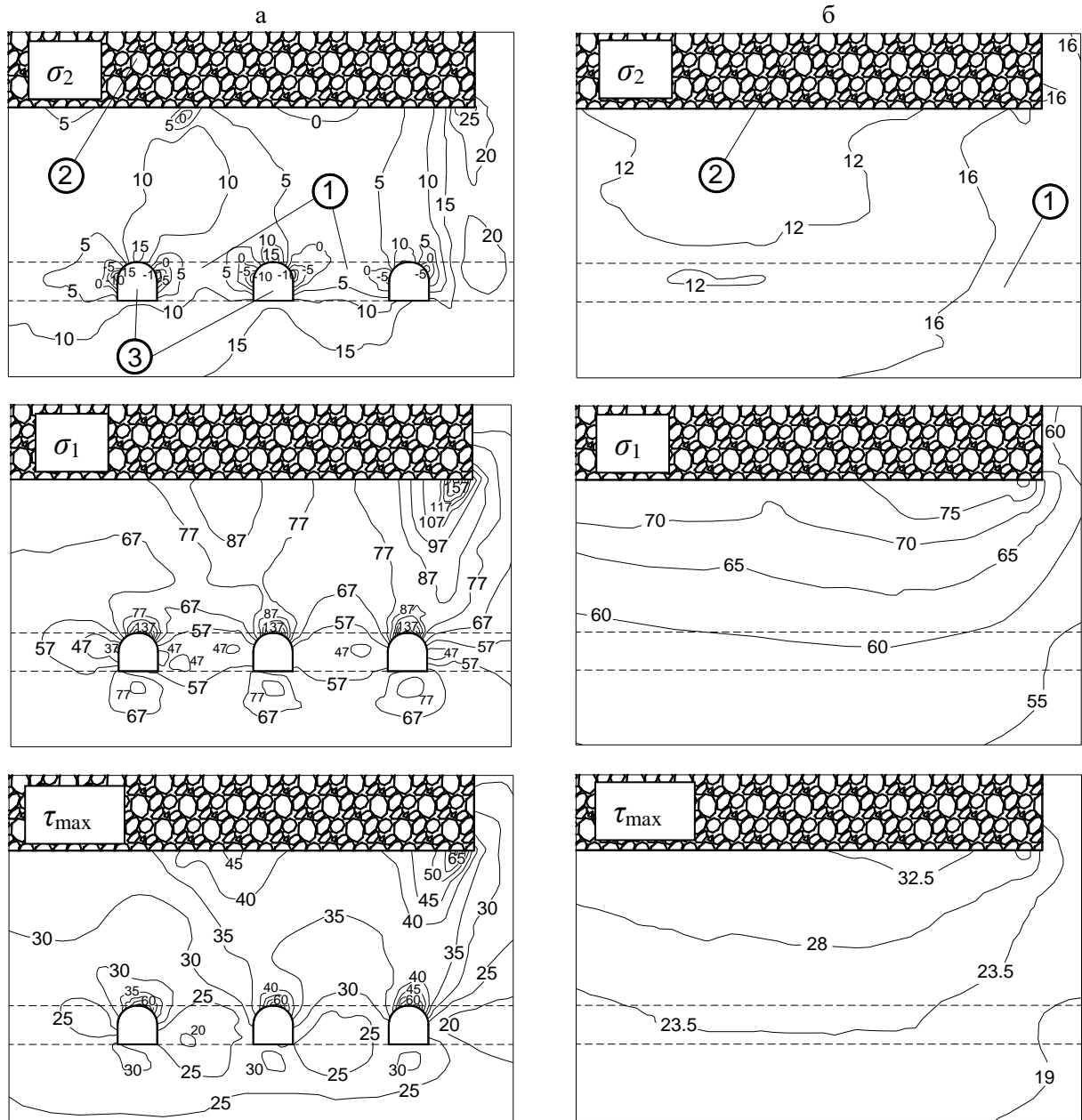


Рис. 17.3. Распределение напряжений вкрест простирания между подэтажными выработками: а – при технологии с площадно-торцовым выпуском руды; б – тоже с торцовым выпуском руды.

1 – буро-доставочный орт; 2 – обрушенные породы; 3 – погрузочные заезды.

Для ситуации, показанной на рис. 17.3, отмечается, что в наиболее неблагоприятных условиях находятся борта подэтажных ортов (область 1) и заездов (область 3), в которых формируются растягивающие напряжения σ_2 (см. рис. 17.3, а). Величина их изменяется в пределах от 0 до -10 МПа. Рудный массив между

подэтажами испытывает нагрузку $\sigma_1 = 65-80$ МПа. Максимальная концентрация напряжений σ_1 наблюдается в кровле заездов, достигая значений более 120 МПа. Состояние горных пород между погрузочными заездами характеризуется снижением τ_{\max} по вертикали от 35 до 20 МПа.

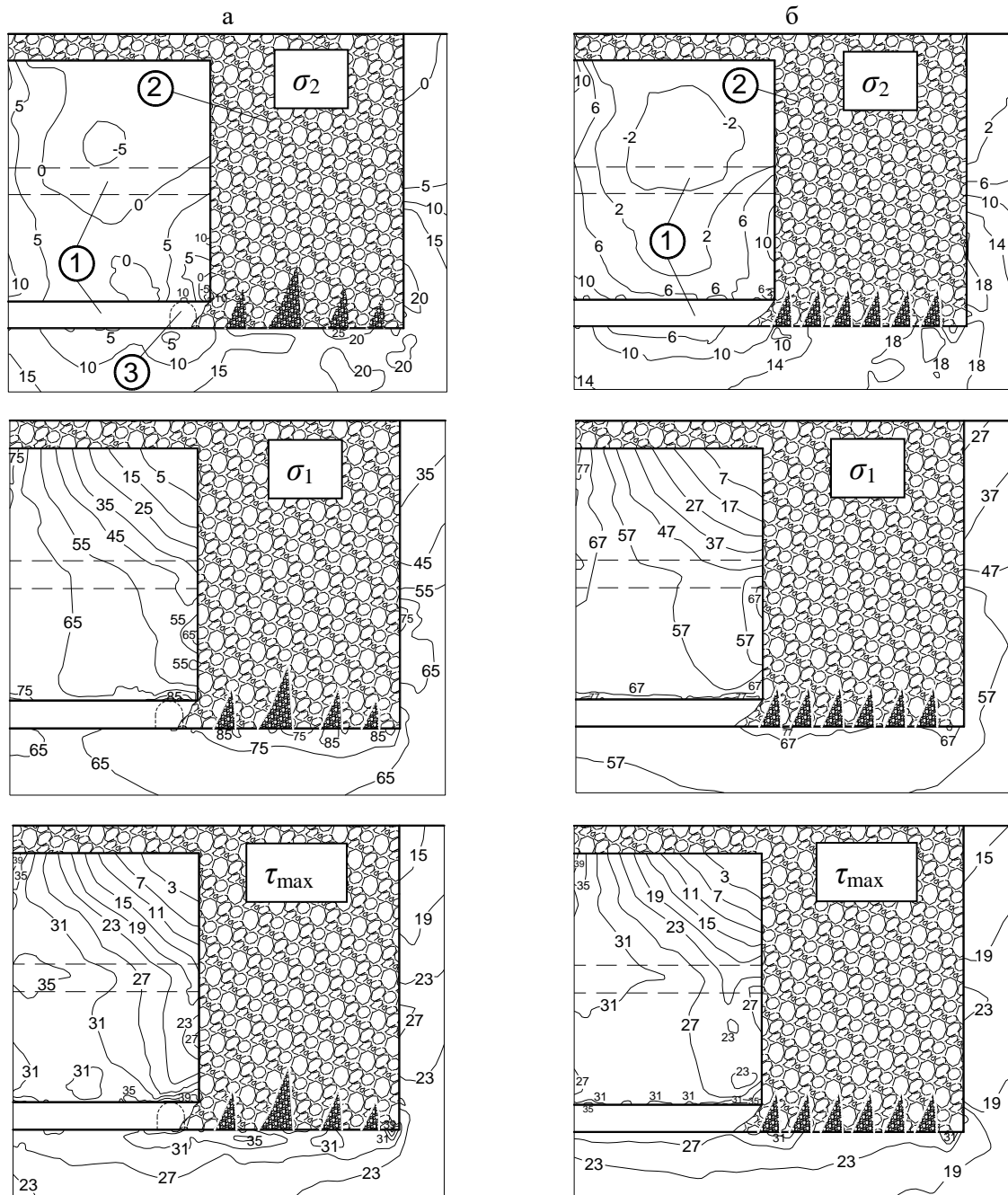


Рис. 17.4. Характер распределения напряжений в разрезе буро-доставочных ортов: а – при технологии с площадно-торцовым выпуском руды; б – тоже с торцовым выпуском руды.

1 – буро-доставочный орт, 2 – обрушенные породы; 3 – погрузочные заезды.

В аналогичных условиях напряжения при торцовом выпуске руды ниже, чем при площадно-торцовой схеме на 10-15% (см. рис. 17.3, б).

Моделирование НДС в зоне выемки руды показало, что в области 3 наблюдаются растягивающие напряжения σ_2 до -5 МПа (см. рис. 17.4, а). Величина σ_1 до-

стигает 85 МПа, $\tau_{\max} = 35-40$ МПа. В центральной части ромбовидной панели σ_1 составляет 45-55, σ_2 изменяется от 5 до -5 МПа. В схеме с торцовым выпуском руды (см. рис. 17.4, б) значения растягивающих усилий в центре панели не превышают - 2 МПа. В кровле буро-доставочных ортов τ_{\max} изменяется от 25 до 30 МПа.

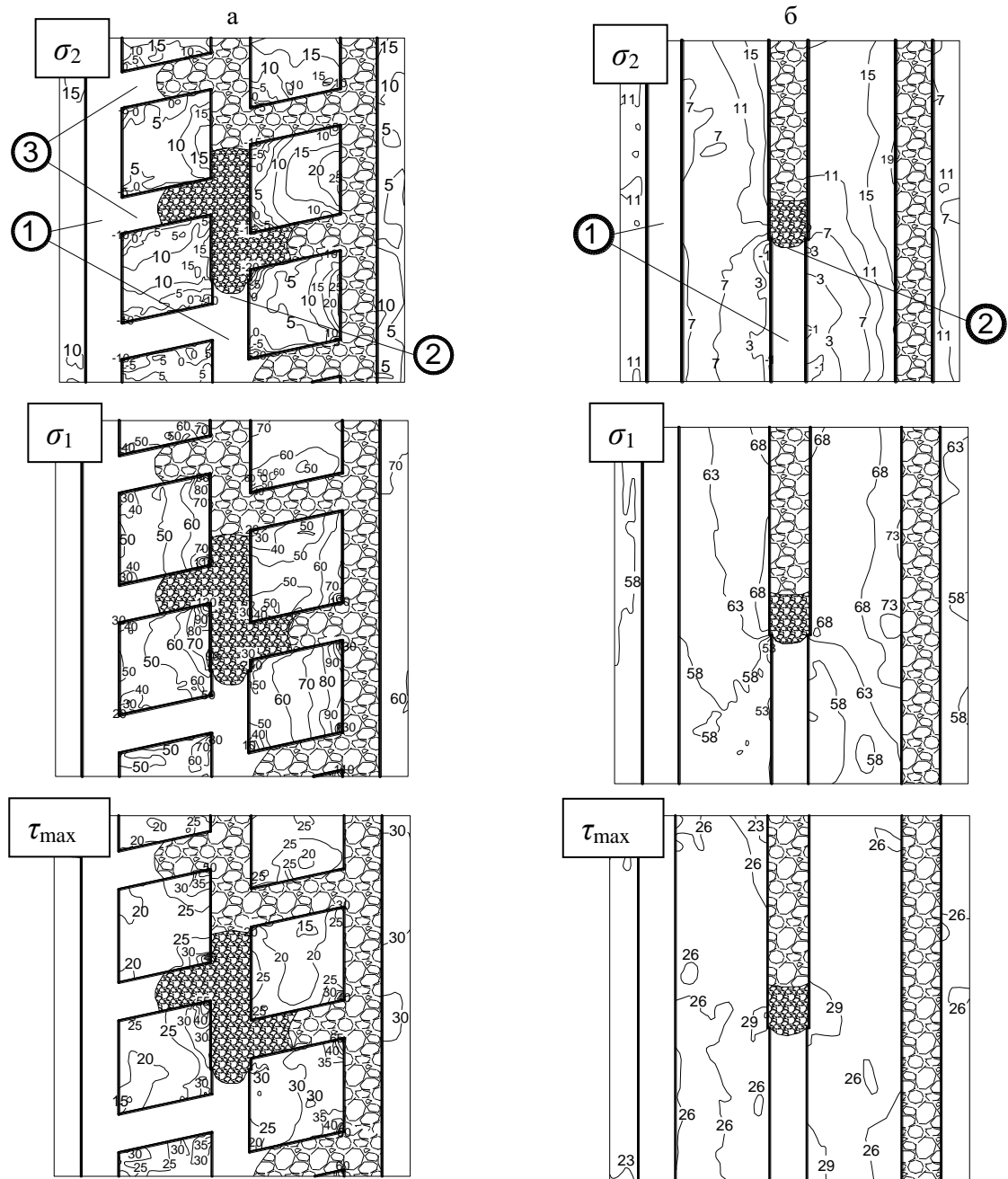


Рис. 17.5. Характер распределения напряжений по горизонту выпуска: а – при технологии с площадно-торцовым выпуском руды; б – тоже с торцовым выпуском руды.

1 – буро-доставочный орт, 2 – зона выпуска руды; 3 – погрузочные заезды.

На горизонте выпуска руды (см. рис. 17.5, а) в районе обрабатываемого подэтажа в варианте площадно-торцового выпуска напряжения в зоне заездов изменяются от сжатия в кровле к растяжению в бортах. В стенках погрузочных заез-

дов в направлении к буро-доставочному орту, напряжения σ_2 колеблются от $0 \div -5$ МПа, достигая в центре -10 МПа.

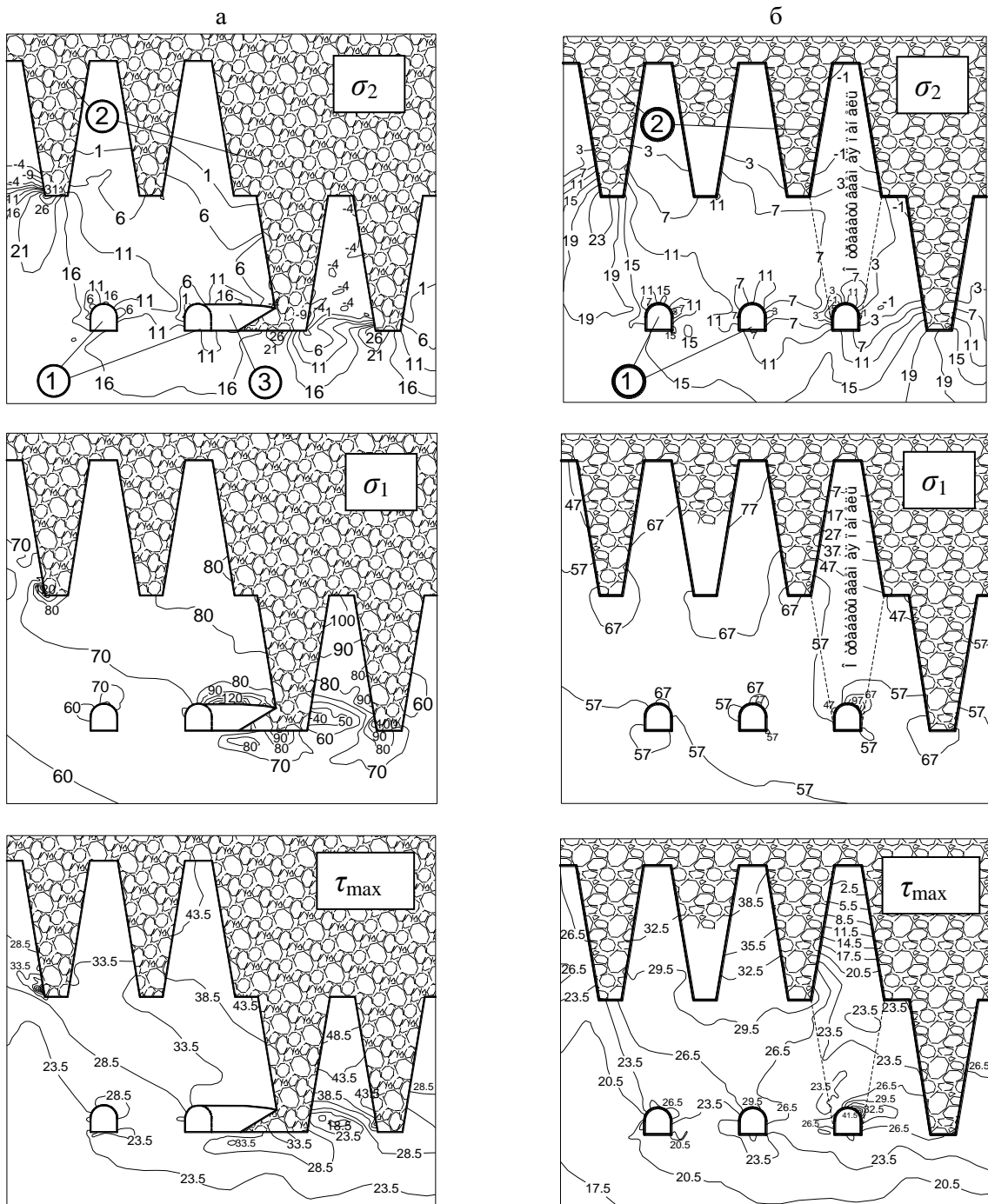


Рис. 17.6. Характер распределения напряжений по простиранию рудного тела в разрезе обрабатываемых панелей: а – при технологии с площадно-торцовым выпуском руды; б – тоже с торцовым выпуском руды.

1 – буро-доставочный орт, 2 – обрушенные породы; 3 – погрузочные заезды.

Неблагоприятная ситуация наблюдается в местах сопряжения буро-доставочных ортов с погрузочными заездами и в торцевой зоне выпуска руды ($\sigma_2 = -5 \div -10$ МПа). Нагрузки на кровлю подэтажного орта несколько ниже, чем в погрузочном заезде: σ_1 изменяется от 70 до 90 МПа. В технологической схеме с торцо-

вым выпуском руды (см. рис. 17.5, б) в выработках практически отсутствуют зоны растяжения. Величина максимальной нагрузки в кровле не превышает 70 МПа. Напряжения τ_{\max} между ортами составляют 25-30 МПа. Высокая концентрация напряжений отмечается в области выпуска руды ($\sigma_1 = 70$ МПа). Почва выработок испытывает нагрузку τ_{\max} до 25 МПа. Напряжения σ_1 в бортах ортов находятся на уровне 55-70 МПа.

Величина σ_1 в ромбовидных панелях при площадно-торцовой схеме выпуска руды, в разрезе по простиранию рудного тела (см. рис. 17.6, а), изменяется от 80 до 100 МПа. Максимальные значения растягивающих напряжений наблюдаются на уровне разрабатываемого горизонта ($\sigma_2 = 0 \div -4$ МПа) и в средней части панели они постепенно переходят в состояние сжатия. В кровле буро-доставочных ортов σ_1 и τ_{\max} составляют, соответственно, 70-90 и 25-30 МПа. К бортам этих выработок в зоне сжатия нагрузка σ_1 снижается до 45-60 МПа.

При торцовом выпуске руды (см. рис. 17.6, б) характер распределения напряжений в ромбовидной панели аналогичен площадно-торцовой технологии. В панелях, находящихся в стадии очистных работ, напряжения σ_1 изменяется по вертикали в направлении сверху вниз от 10 до 60 МПа. Зона растяжения не наблюдается. Повышенные сжимающие нагрузки ($\sigma_1 = 70-80$ МПа) формируются в панелях, подготовленных к очистной выемки (отрезные щели не пройдены).

Таким образом, при площадно-торцовой схеме выпуска в наиболее сложных условиях находятся погрузочные заезды, особенно на участках их сопряжения с буро-доставочными ортами. В этих местах возможно ожидать развития трещин, заколообразования и разрушения.

При торцовой технологии выпуска руды зоны растягивающих напряжений в поэтажных выработках практически отсутствуют. Отметим также, что возникаемые напряжения в условиях торцовой схемы подготовки горизонтов выпуска руды ниже, чем при площадно-торцовой схеме в среднем на 15-25%.

17.1.3. Устойчивость выработок

Вероятные разрушения буро-доставочных ортов и погрузочных заездов накладывают ограничения на выбор параметров системы разработки и порядок ведения очистных работ. К основным параметрам технологии, оказывающим влияние на устойчивость горных пород, относятся действующие напряжения на отдельных участках обрабатываемого рудного массива, расстояния между буро-доставочными ортами и погрузочными заездами, а также интенсивность отбойки и выпуска руды.

Устойчивость горных пород оценивалась по критерию прямой, огибающей предельные круги напряжений Мора [И.В. Баклашов, 2004]:

$$\tau = C + \sigma \cdot \operatorname{tg} \varphi, \quad (17.8)$$

где τ – предел прочности породы по касательным напряжениям, МПа; C – сцепление, МПа; σ – нормальное напряжение, действующее на площадке разрушения, МПа; φ – угол внутреннего трения породы, град.

Для корректной оценки устойчивости конструктивных элементов технологии учитывалось структурное ослабление реального массива горных пород.

Определение прочности горных конструкций осуществлялась по условию устойчивости пород (K_y), выраженному из уравнения прямолинейной огибающей предельные круги напряжений Мора:

$$K_y = \frac{\sin \varphi (\sigma_1 + \sigma_2 + 2 \cdot C \cdot \operatorname{ctg} \varphi)}{\sigma_1 - \sigma_2} > 1, \quad (17.9)$$

где σ_1 и σ_2 – соответственно, максимальные и минимальные значения напряжений в массиве пород, полученные при численном моделировании, МПа.

Значения $K_y \leq 1$ характеризуют области возможных разрушений горных пород при их обнажении.

Анализ результатов расчета устойчивости параметров площадно-торцовой и торцовой технологий подготовки подэтажей показал следующее (табл. 17.1).

Область рудного массива между погрузочными заездами и их кровля находятся в устойчивом состоянии. В местах их сопряжения с буро-доставочными ортами устойчивость снижается, приближаясь к предельным значениям, что требует дополнительного поддержания и крепления этих участков.

Борта буро-доставочных ортов, попадающие в область очистной выемки, также необходимо крепить. Кровля выработок – устойчива. Степень прочности массива между соседними ортами обеспечивает сохранность их на период выпуска руды. Таблица 17.1

Показатель устойчивости K_y выработок

Участок выработки (зоны)	Руда	
	схема подготовки	
	площадно-торцовая	торцовая
1. Сопряжения заезда с ортом	0.8–0.9	–
2. Борты заездов	1.0–1.1	–
3. Кровля заездов	1.1–1.2	–
4. Борты буро-доставочных ортов	1.1–1.2	1.2–1.3
5. Кровля буро-доставочных ортов	1.1–1.3	1.3–1.5

При торцовой технологии выемки руды устойчивость выработок достаточная.

Выполненные расчеты показали, что выемка залежей подэтажным обрушением с площадно-торцовым выпуском руды может успешно использоваться в крепких устойчивых породах. Для сохранности выработок выпуска их необходимо крепить в местах сопряжений заездов и буро-доставочных ортов. Проходку погрузоч-

ных заездов следует осуществлять по мере отбойки слоев руды. В процессе добычи в постоянной работе должно находиться не более 3-х погрузочных заездов, первый из которых используется на выпуске руды, второй – для проветривания, третий – в стадии проходки. Срок существования погрузочных заездов не превышает 20-25 смен с момента проходки.

На участках высокой нарушенности горных пород площадно-торцовая схема подготовки может трансформироваться в торцовую технологию выпуска руды с некоторым ухудшением показателей полноты и качества извлечения минерального сырья.

17.2. Сплошная камерная система разработки с обрушением кровли (физическое моделирование на фотоупругих материалах)

17.2.1. Методика исследований

Для изучения характера распределения напряжений в конструктивных элементах системы разработки на примере Николаевского месторождения, был использован физический метод моделирования на активных фотоупругих материалах (поляризационно-оптический). Для этих целей было изготовлено более 20 моделей из оптически активного материала СД-8 с размерами 235×305 мм. В моделях, в принятом геометрическом масштабе (1:2000), имитировались контуры сплошной камерной системы разработки (рис. 17.7) с различными параметрами выемки (табл. 17.2).

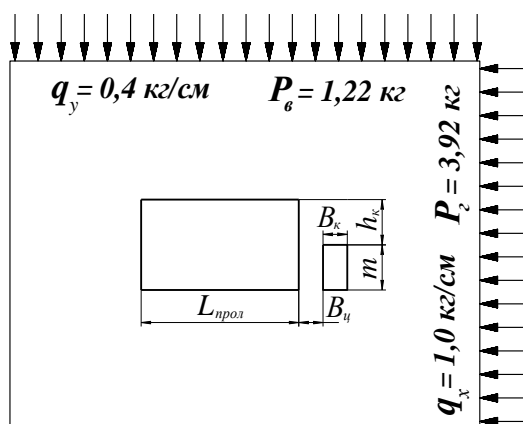


Рис. 17.7. Схема к определению НДС массива.

Исследование проводилось двумя группами моделей при постоянной мощности залежи $m = 40$ м и длине пролета отработки $L_{\text{прол.}} = 150$ м. В первой группе выполнялась оценка НДС массива в районе очистного блока в зависимости от высоты обрушения породной консоли (h_k). Во второй – от ширины камеры (B_k) и целика (B_u) при постоянной высоте h_k .

Таблица 17.2

Параметры моделируемых вариантов технологии

№ модели	B_k , м	B_y , м	h , м	$L_{прод}$, м
Первая группа				
1	20	20	20	150
2	20	20	40	150
3	20	20	60	150
4*	40	0	40	150
Вторая группа				
5	20	10	40	150
6	20	15	40	150
7	25	15	40	150
8	25	20	40	150
9	30	20	40	150
10	40	20	40	150
11	50	0	40	150
12	60	0	40	150

*Изготовлены 2 модели для разных условий нагружения.

Модели по отношению к натуре были выполнены с соблюдением ряда критериев подобия в соответствии с требованиями методики [Р.И. Хаимова-Малькова, 1970]. Учитывая параметры естественного поля напряжений Николаевского месторождения ($\sigma_y = 20$ МПа, $\sigma_x = 50$ МПа и $\sigma_z = 30$ МПа), в соответствии с силовым масштабом (1:500) в модели создавалось поле напряжений (пригрузки) с $\sigma_y = 0,04$ МПа – вертикальная составляющая и $\sigma_x = 0,1$ МПа, $\sigma_z = 0,06$ МПа – горизонтальные составляющие. С учетом толщины модели интенсивность распределенной нагрузки составила $q_y = 0,4$ кг/см и $q_x = 1,0$ кг/см, $q_z = 0,6$ кг/см.

Для нагружения моделей использовался термостат, конструкция которого приведена на рис. 17.8. Исследуемая модель помещалась в нагружаемую кассету, представленной на рис. 17.9.

С учетом конструкции кассеты были определены величины грузов необходимых для нагружения модели: вертикальная нагрузка на один пригрузочный рычаг составила $P_v = 0,61$ кг, горизонтальная $P_z = 3,92$ кг при $\sigma_x = 50$ МПа, $P_z = 2,35$ кг при $\sigma_z = 30$ МПа. Схема нагружения моделей представлена на рис. 17.7.

Принимая во внимание условия моделирования, для точности и правильности расшифровки фотографий предварительно на 4-х тарировочных образцах экспериментально была определена цена полосы для материала СД-8, которая составила $\tau_0^I = 0,16$ кг/см² или 0,016 МПа. С учетом масштаба напряжений (1:500) перепад максимальных касательных напряжений между смежными полосами изохром в переводе на натуру составил 8 МПа.

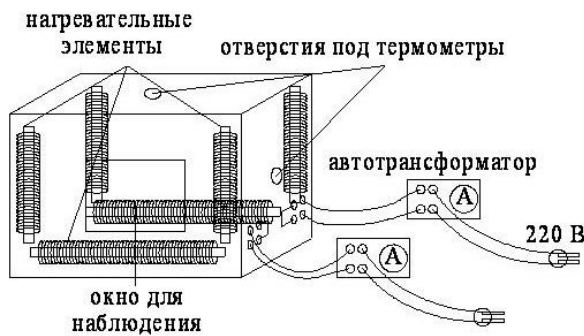


Рис. 17.8. Термостат для нагружения моделей.

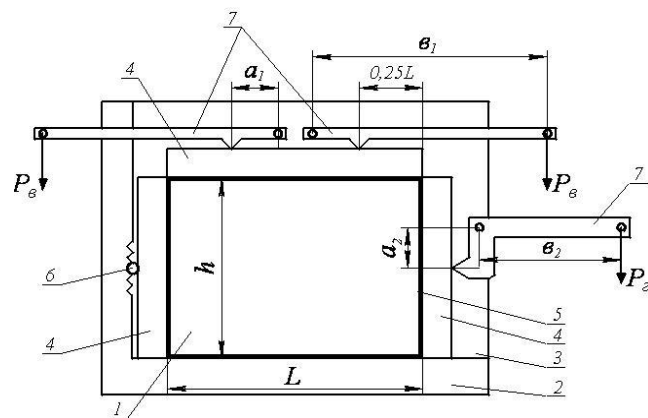


Рис. 17.9. Кассета: 1 – нагружаемая модель; 2 – жесткий каркас кассеты; 3 – боковина кассеты; 4 – жесткие пластины; 5 – низко модульные прокладки; 6 – шарнир; 7 – пригрузочные рычаги.

Разделение главных напряжений в моделях производилось методом разности касательных напряжений.

Заключительным этапом моделирования на оптически активных материалах явились расшифровка и анализ полученных картин изолиний равных максимальных касательных напряжений. При нагружении фотоупругих моделей (основная группа) принималось соотношение горизонтальных и вертикальных исходных напряжений $\sigma_x = 2.5\sigma_y$. Для модели, имитирующей ситуацию после выемки целика, также рассматривался случай с меньшим уровнем тектонических напряжений ($\sigma_x = 1.5\sigma_y$).

Для исследования закономерностей распределения главных (σ_1, σ_2) и максимальных касательных (τ_{max}) напряжений в имитируемом участке отработки был выбран ряд характерных линий и точек, в которых анализировалось изменение уровня напряжений в зависимости от параметров технологии (рис. 17.10). Линия 1 проходит по основанию блока, линия 2 – на уровне центрального горизонтального сечения, линия 3 – по кровле, линия 4 – в центральном сечении консоли.

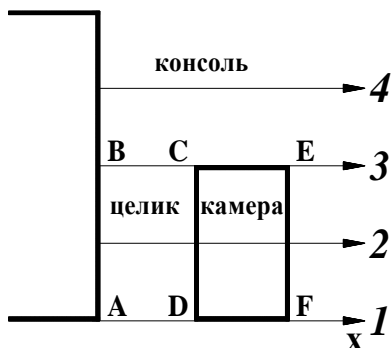


Рис. 17.10. Схема расположения характерных линий и точек в конструктивных элементах очистного блока.

На рис. 17.11, представлены результаты моделирования первой группы моделей (см. табл. 17.2) для заданных высот обрушения породной кровли при $B_k = B_u = 20$ м.

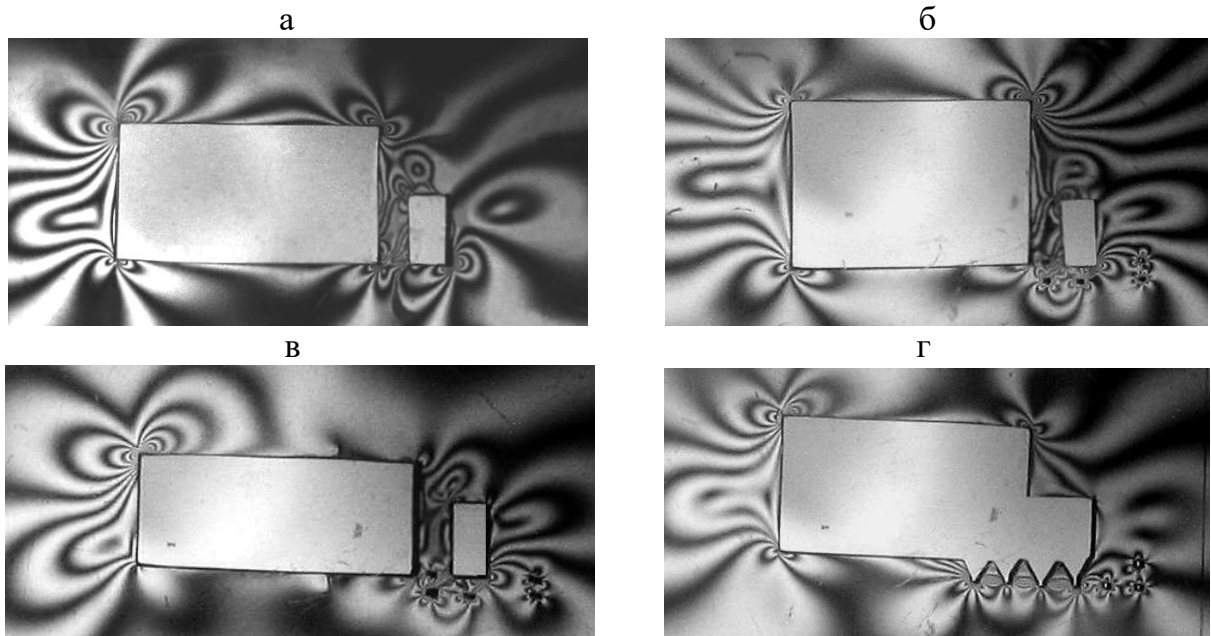


Рис. 17.11. Изменение напряжений τ_{\max} в зависимости от высоты обрушаемой породной консоли: а – при $h = m$; б – $h = 1,5m$; в – $h = 0,5m$; г – после выемки целика и выпуска руды.

Результаты расшифровки картин изохром приведены на рис. 17.12 в виде эпор распределения τ_{\max} по линиям согласно схемы (см. рис. 17.10). Изменения главных напряжений σ_1 и σ_2 для выбранных сечений показаны на рис. 17.13.

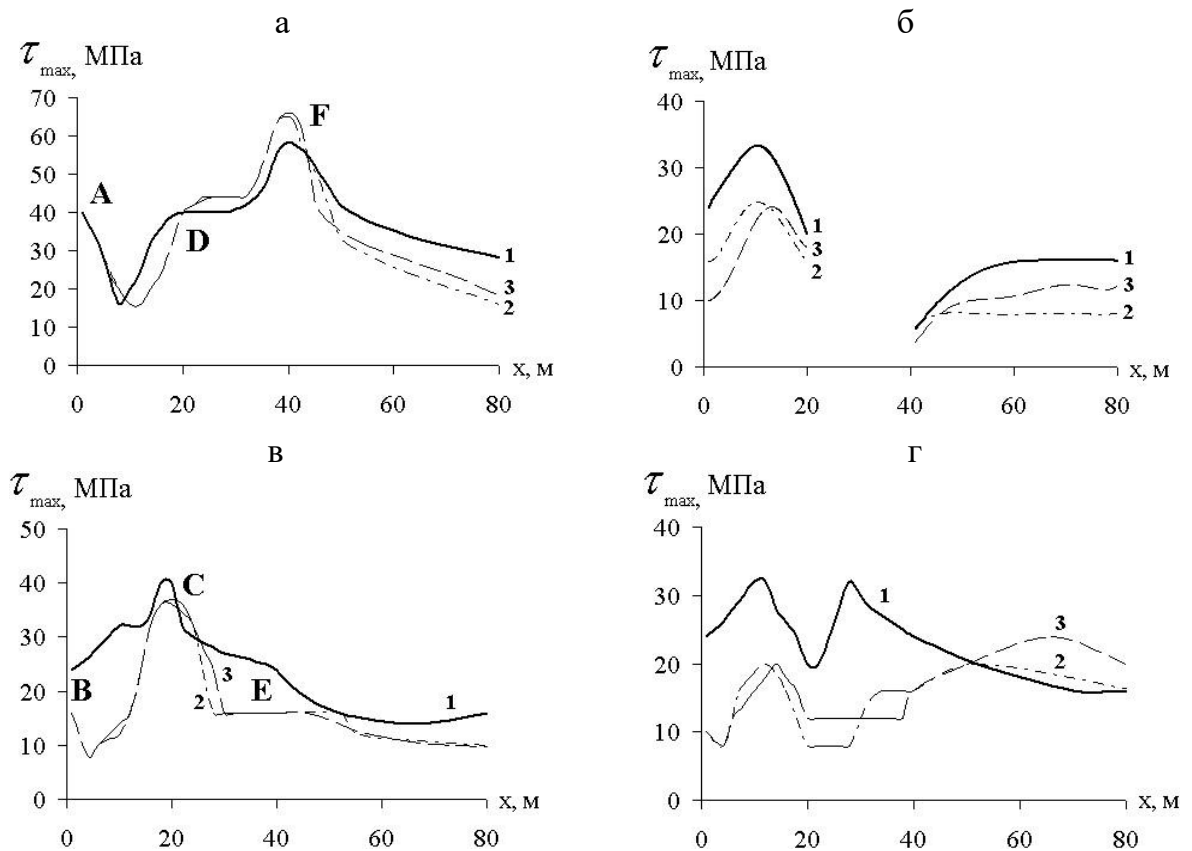


Рис. 17.12. Эпоры распределения τ_{\max} в пределах очистного блока: а – в основании; б – в центральном горизонтальном сечении; в – в кровле; г – в центральном сечении консоли.

1 – при $h = 0,5m$; 2 – $h = m$; 3 – $h = 1,5m$.

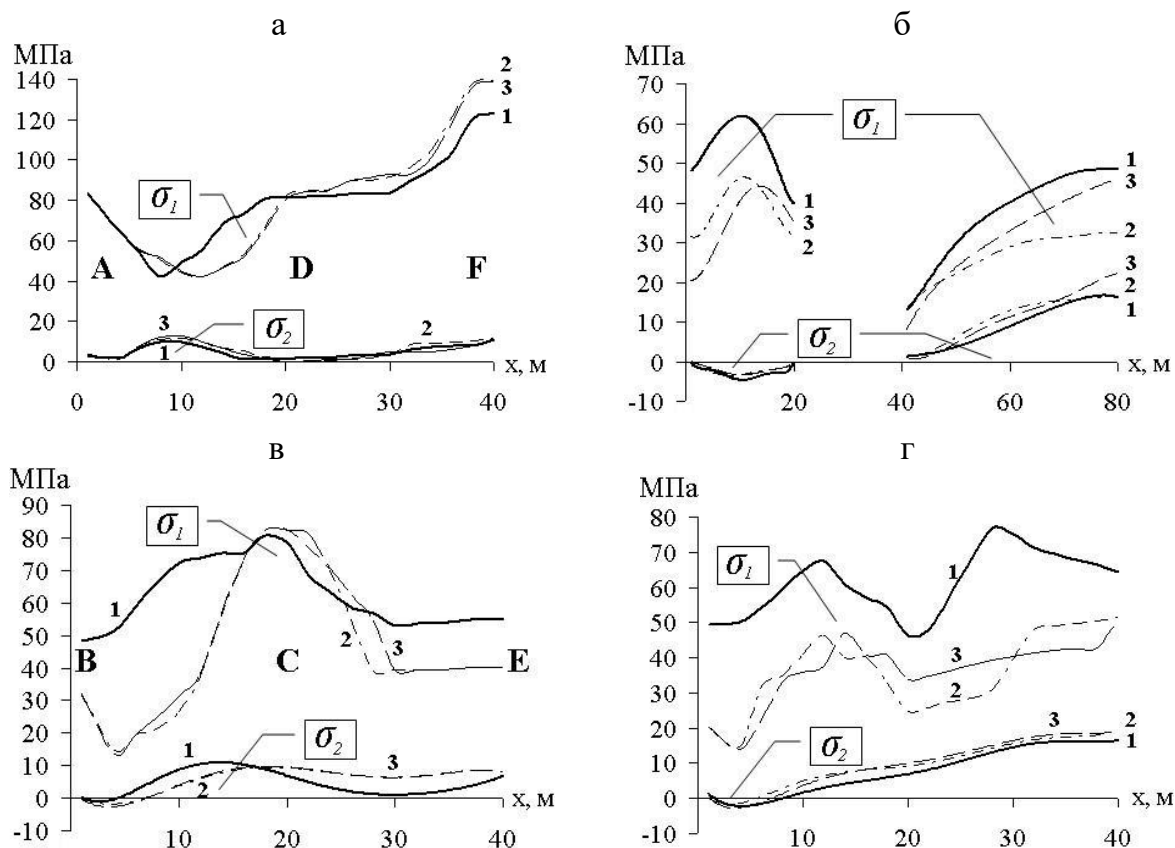


Рис. 17.13. Эпюры распределения σ_1 и σ_2 в пределах очистного блока: а – в основании; б – в центральном горизонтальном сечении; в – в кровле; г – в центральном сечении консоли. 1 – при $h = 0.5m$; 2 – $h = m$; 3 – $h = 1.5m$.

Анализируя результаты моделирования задач первой группы, отмечается следующее (см. рис. 17.11-17.13).

1. С ростом высоты обрушения пород кровли от 0.5 до 1.5m напряжение τ_{\max} в центральной части временного рудного целика снижается от 30,0-32,0 до 22,0-24,0 МПа, максимальное сжимающее напряжение (σ_1) – от 62,0 до 45,0 МПа. Второе главное минимальное напряжение имеет отрицательное значение и колеблется от -2,4 до -3,6 МПа (т.е. формируется зона растяжения).

2. Максимальное значение напряжения τ_{\max} наблюдается в краевой зоне обрушения кровли. В угловых точках «С» и «F» камеры, соответственно, со стороны целика (линия 3) и рудного массива (линия 1) происходит прирост напряжений. В точке «С» значения τ_{\max} составляют 32,0-40,0 МПа (см. рис. 17.12 в), $\sigma_1 = 80,0-83,0$ МПа и $\sigma_2 = 9,5-10,5$ МПа (см. рис. 17.13 в). Величина σ_1 в точке «F» колеблется от 120,0 до 140,0 МПа, что соизмеримо с пределом прочности пород на сжатие. Минимальная концентрация τ_{\max} (8,0-16,0 МПа) отмечаются в точках «В» и «Е» (линия 3).

В основании целика со стороны выработанного пространства (линия 1 точка «А») τ_{\max} увеличивается с 32,0 до 45,0 МПа, σ_1 – от 65,0 до 85,0 МПа. Эта область

является наименее устойчивой. В кровле камеры формируются сжимающие напряжения ($\sigma_1 = 40$ и $\sigma_2 = 6,0-8,0$ МПа), что способствует повышению ее устойчивости.

3. Выемка рудного целика вызвала в породной консоли несколько отличный характер распределения напряжений, чем до его обрушения. В условиях $\sigma_x = 2,5\sigma_y$ (рис. 17.14, а) величины действующих напряжений по всему пролету консоли не превышают критических значений и составляют $\sigma_1 = 11,0-37,0$ МПа, $\sigma_2 = 0-5,0$ МПа (растягивающих напряжений не наблюдается). Основной причиной такого состояния пород кровли является наличие тектонических напряжений в массиве месторождения.

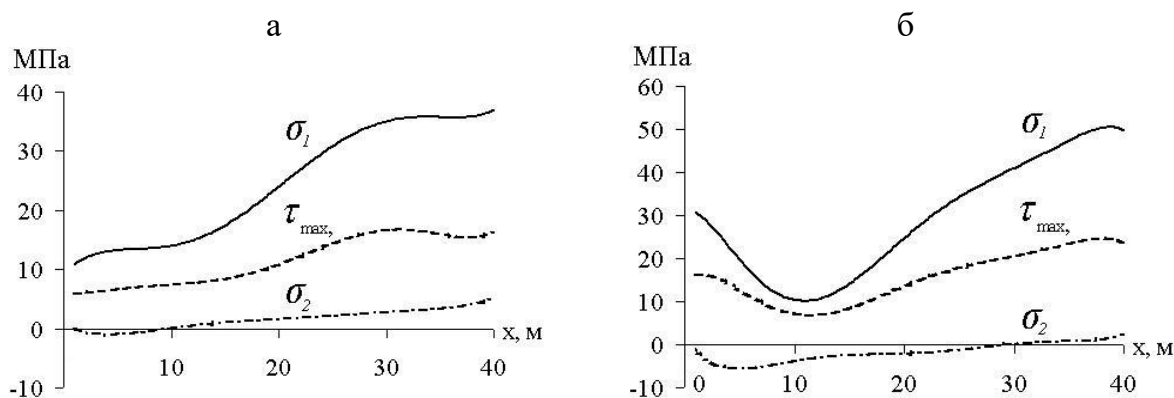


Рис. 17.14. Эпюры распределения напряжений в центральном сечении консоли в ситуации после выемки целика ($h = m$): а – при $\sigma_x = 2,5\sigma_y$; б – $\sigma_x = 1,5\sigma_y$

На рис. 17.15 приведен фрагмент моделирования НДС массива в случае ориентации фронта очистных работ в направлении действия минимальных горизонтальных тектонических напряжений ($\sigma_x = 1,5\sigma_y$).

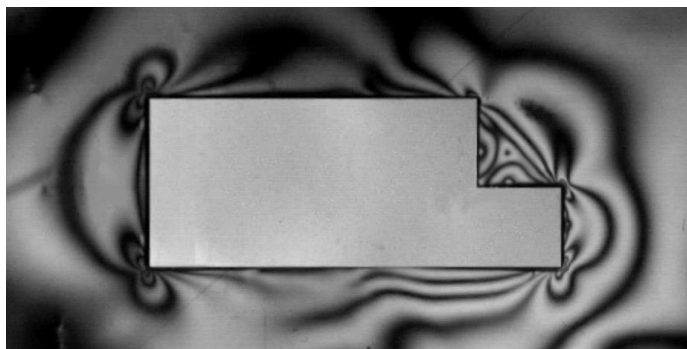


Рис. 17.15. Параметры изохром после выемки целика.

Несмотря на то, что на массив действуют несколько меньшие горизонтальные напряжения, ситуация ухудшается по сравнению с вариантом $\sigma_x = 2,5\sigma_y$ (см. рис. 17.11, г). Так, породная консоль практически по всей длине находится в области растяжения с $\sigma_2 = 0 \div -6,2$ МПа (см. рис. 17.14, б). Аналогичная ситуация отмечается со стороны зоны обрушения ($\sigma_2 = 0 \div -5,0$ МПа). В этом случае устойчивость кровли определяется естественной нарушенностью пород.

Сравнение результатов экспериментов второй группы задач (см. табл. 17.2) при $h_k = t$ представлены на рис. 17.16. В табл. 17.3 приведены значения полученных напряжений в центре целика.

Таблица 17.3

Напряжения в центре целика по линии 2

Ширина ка- меры (B_k), м	Ширина це- лика ($B_{ц}$), м	Величины напряжений, МПа		
		σ_1	σ_2	τ_{\max}
20	10	67-75	-4,5÷-5,2	36-40
20	15	52-54	-3,8÷-4,2	28-30
25	15	60-67	-4,6÷-5	32-36
20	20	45	-2,8÷-3,6	24
25	20	56-62	-3,9÷-4,4	30-33
30	20	65-68	-5,4÷-5,6	36
40	20	74-81	-6,0÷-7,0	40-44

Как видно из табл. 17.3, во всех вариантах в целике наблюдается зона растяжения ($\sigma_2 = -2,9 \div -6,5$ МПа). Увеличение B_k до 40 м при постоянном размере $B_{ц}$ сопровождается ростом σ_1 в центре целика дополнительно в 1,7 раза. Концентрация τ_{\max} в основании блока (линия 1, см. рис. 17.10) в точках «А», «D» и «F» во всех вариантах (рис. 17.16, а-е) практически не изменяется и составляет, соответственно, 40,0-56,0, 32,0-48,0 и 56,0-64,0 МПа. По кровле блока в точках «B», «C» и «E» (линия 3) значения τ_{\max} составляет 8,0-16,0, 40,0-56,0 и 12,0-16,0 МПа соответственно.

Характер распределения напряжений τ_{\max} в консоли после выемки целика (рис. 17.16, ж, з) определяется, главным образом, длиной пролета отработки. Так, в варианте с длиной пролета консоли 50 м (рис. 17.16, ж) τ_{\max} составляет 8,0-16,0 МПа. Дальнейшее ее увеличение до 60 м (рис. 17.16, з) ведет к росту τ_{\max} до 24,0 МПа. При этом значения σ_1 и σ_2 не достигают предельных величин. Последнее объясняется высокими горизонтальными напряжениями, действующими в массиве. Это способствует зависанию консоли на значительном расстоянии, что наблюдалось при испытании системы разработки на руднике.

Таким образом, снижение $B_{ц}$ с 20 до 10 м при $B_k = 20$ м и увеличение B_k с 20 до 40 м при $B_{ц} = 20$ м обуславливают рост τ_{\max} в центре целика от 22,0-24,0 до 36,0-44,0 МПа (рис. 17.17, а, б). Уменьшение высоты обрушения породной консоли (рис. 17.17, в) с 60-40 до 20 м сопровождается дополнительной пригрузкой (τ_{\max}) целика на 20-30%.

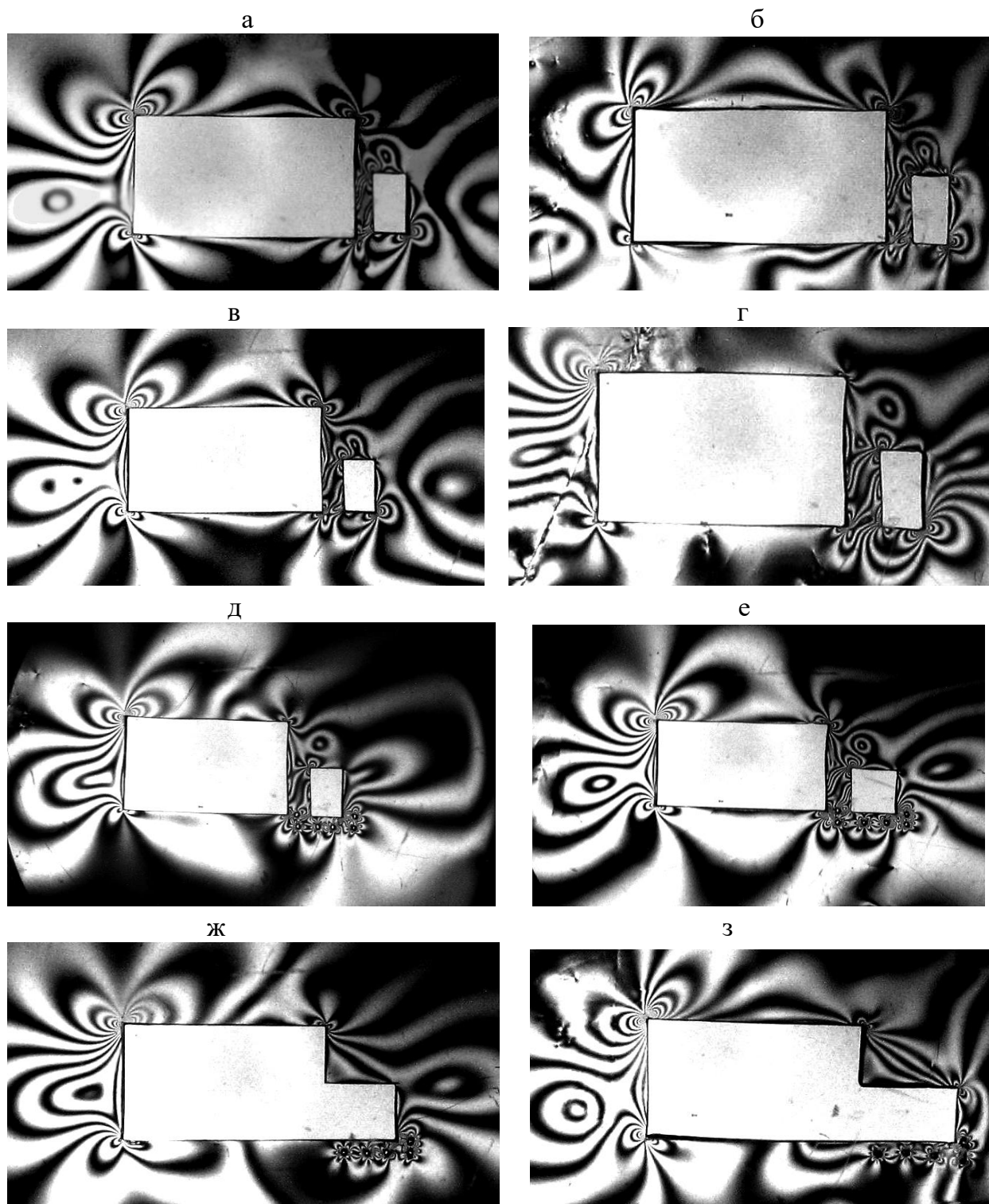


Рис. 17.16. Параметры изохром в зависимости от изменения параметров камеры (B_k) и целика ($B_{ц}$) при $h = m$: а – при $B_k : B_{ц} = 20 : 10$; б – $B_k : B_{ц} = 20 : 15$; в – $B_k : B_{ц} = 25 : 15$; г – $B_k : B_{ц} = 25 : 20$; д – $B_k : B_{ц} = 30 : 20$; е – $B_k : B_{ц} = 40 : 20$; ж – $B_k : B_{ц} = 50 : 0$; з – $B_k : B_{ц} = 60 : 0$.

Область массива на границе с выработанным пространством, практически по всей высоте находится в зоне растяжения. В кровле целика и центральной части консоли происходит постепенный переход напряжений от растягивающих к сжи-

мающим. Следствием последнего являются высокие тектонические напряжения в массиве, способствующие сохранению устойчивости породной консоли.

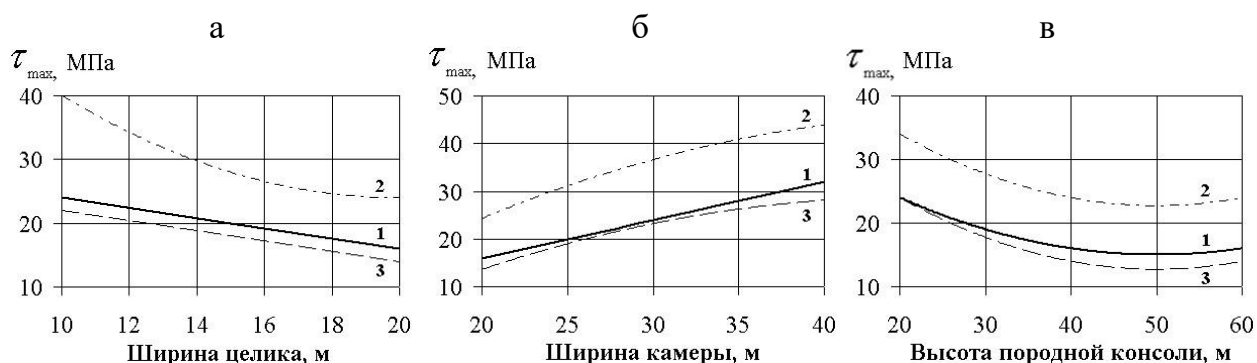


Рис. 17.17. Величина τ_{max} в сечении целика, где линии: 1 – почва; 2 – центральная часть; 3 – кровля.

17.2.2. Оценка устойчивости горных пород

Основные характеристики горных пород, слагающих месторождение с учетом структурного ослабления, приведены в табл. 17.4. Средние величины прочности пород на сжатие и растяжение в образце приняты в соответствии с данными табл. 16.6.

Таблица 17.4

Прочностные свойства пород

Тип породы	Угол внутреннего трения, град	Сцепление пород, МПа	Прочность пород на сжатие в массиве, МПа	Прочность пород на растяжение в массиве, МПа
Известняк	50,57	11,1	62,3	8,0
Кварцевый порфир	52,1	15,4	90,1	10,6
Туфобрекчии кварцевого порфира	53,75	15,5	95,2	10,2
Габродиорит	47,3	20,6	105,4	16,1
Геденбергитовый скарн	53,75	22,9	140,0	15,0
То же, с сульфидной рудой	54,9	20,0	126,0	12,6
Песчаник	47,6	20,0	103,0	15,5

Оценка определялась методом, представленным в разделе 17.1. В ходе расчетов установлено, что значения K_u для кварцевого порфира, габродиорита и песчаника практически аналогичны параметру устойчивости туфобрекчии кварцевого порфира. Рассматривались четыре типа горных пород с разными деформационно-прочностными свойствами: известняк, туфобрекчии кварцевого порфира, геденбергитовый скарн и скарн с сульфидной рудой.

Анализируя полученные значения величин K_y для первой группы моделей, можно отметить следующее. Почва камеры практически во всех случаях находится в состоянии минимальной устойчивости ($K_y = 1,1-1,3$). В известняках K_y снижается до 0,9. Неблагоприятная ситуация наблюдается в центральном горизонтальном сечении целика для всех типов пород при высоте консоли $h_k \leq 0,5m$ ($K_y = 0,8-0,95$). Увеличение h_k до 40 и 60 м сопровождается повышением устойчивости целика ($K_y = 1,2-1,5$). Уровень прочности массива пород прилегающего к камере достаточно высок ($K_y = 1,6-3,8$). В кровле блока (при $h_k = m$ и $h_k = 1,5m$) K_y изменяется от 1,3 до 2,0.

По завершению выемки целика (рис. 17.18), как в варианте $\sigma_x = 2,5\sigma_y$, так и при $\sigma_x = 1,5\sigma_y$ породы консоли находятся в достаточно устойчивом состоянии.

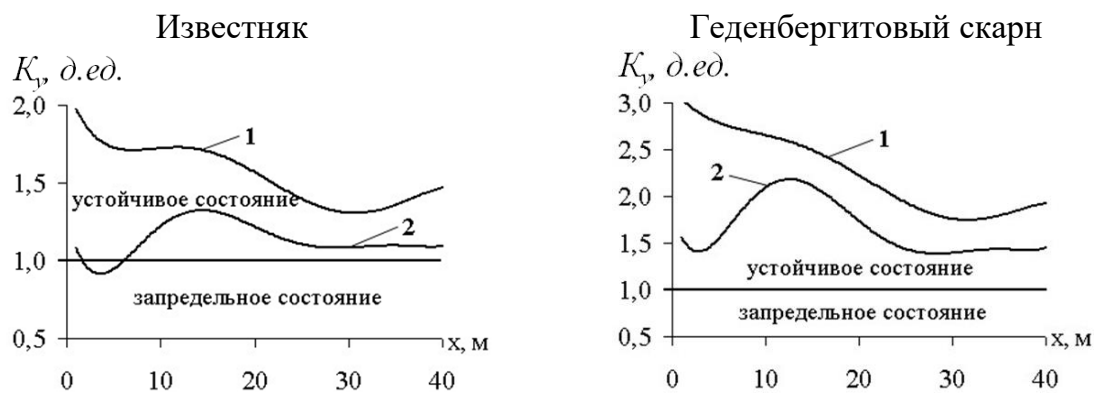


Рис. 17.18. Значения K_y в породной консоли в зависимости от направления фронта ведения горных работ: 1 – в направлении максимальной горизонтальной компоненты напряжений $\sigma_x = 2,5\sigma_y$; 2 – то же минимальной $\sigma_x = 1,5\sigma_y$

Значения K_y для второй группы задач в центре целика показаны в табл.17.5.

Таблица 17.5.

Показатель устойчивости для задач второй группы

Ширина камеры, м	Ширина целика, м	Показатель устойчивости					
		Известняк	Кварцевый порфир	Туфобрекчи кварцевого порфира	Габродиорит	Геденбергитовый скарн	то же, с сульфидной рудой
20	10	0,85-0,88	0,95-1,0	0,95-1,0	1,0-1,15	1,1-1,25	1,0-1,1
20	15	0,9-0,93	1,0-1,05	1,02-1,1	1,1-1,3	1,2-1,4	1,1-1,25
25	15	0,85-0,88	0,95-0,98	0,96-1,0	1,0-1,15	1,1-1,3	1,05-1,15
20	20	0,95-1,0	1,15-1,2	1,1-1,25	1,3-1,4	1,4-1,5	1,3-1,4
25	20	0,9-0,93	1,0	1,0-1,05	1,1-1,3	1,2-1,4	1,1-1,3
30	20	0,85-0,88	0,93-0,98	0,95-1,0	1,02-1,2	1,1-1,25	1,0-1,2
40	20	0,8-0,85	0,88-0,93	0,90-0,95	1,0-1,15	1,05-1,2	1,0-1,05

Из табл. 17.5 следует, что практически для всех типов пород сохранность временного рудного целика обеспечивается при $B_u = B_k = 20$ м и $h_k \geq m$. При уменьше-

нии ширины целика $B_c < 20$ м его устойчивость близка к критической или находится в предельном состоянии.

Выполненные эксперименты и анализ их результатов послужили основанием рекомендовать для проведения опытно-промышленных испытаний системы разработки следующие параметры: ширина камеры B_k и целика $B_c = 20$ м, высота зоны обрушения пород кровли $h_k \geq m$, развитие фронта очистных работ – по направлению главных максимальных горизонтальных напряжений.

17.3. Комбинированная система разработки с закладкой и обрушением.

Оценка деформации искусственных целиков (моделирование на эквивалентных материалах)

В рассмотренной схеме комбинированной технологии с частичной закладкой выработанного пространства (см. рис. 12.2) эффективность управления кровлей определяется параметрами деформирования искусственных целиков под нагрузкой.

Отсутствие аналитических методов для расчета такого рода горных конструкций предопределяет целесообразность проведения лабораторных исследований. Для выполнения экспериментов принят метод моделирования на эквивалентных материалах. В параграфе 6.2.4 приведена краткая характеристика методики и основные критерии подобия. Данный метод наиболее полно отвечает физической сути процессов деформирования кровли и искусственных целиков из твердеющей закладки или сыпучих материалов.

Методика моделирования предусматривала изучение процессов деформирования искусственных целиков при следующем геомеханическом представлении об их работе.

1. Закладочный массив не испытывает каких-либо внешних нагрузок впереди очистного фронта отработки временных рудных целиков. Рост нагрузки на искусственные целики позади фронта принудительного обрушения кровли имеет статический характер и зависит от механических свойств массива кровли и целиков. Под действием возрастающей нагрузки целики из твердеющей закладки деформируются: в первоначальный период деформации имеют характер упругого сжатия, а после разрушения цементных связей, закладочный массив ведет себя как сыпучая масса. Цементный скелет закладочного массива разрушается при его сжатии на 2-3% больше прочности.

2. При моделировании на эквивалентных материалах критерием подобия для выбора их свойств принимались: предельная прочность закладочного материала до разрушения цементного скелета, а также компрессионная характеристика при од-

ноосном сжатии в замкнутом пространстве. Прочность закладки на одноосное сжатие равна 0,03 МПа (3 МПа в натуре), боковых пород – 0,6 МПа.

На плоских моделях в масштабе 1:100 создавались конструкции с искусственными целиками. Мощность залежи принималась 10 м. Залежь горизонтальная. Модель нагружалась перпендикулярными плоскости залежи равномерно распределенными нагрузками с помощью пневмобаллона. Величина нагрузки измерялась манометром, перемещения – блочными тензOMETрами. Для поддержания нагрузки на модель при оседании кровли использовалась схема с промежуточной емкостью, давление в которой было равно имевшемуся в нагружающем пневмобаллоне.

Соблюдение условий плоского деформирования в массиве кровли и почвы при изготовлении модели достигалось стяжками, ограничивающими ее боковое расширение. На интервале по мощности искусственных целиков модель ограждалась пластинами из оргстекла, расстояние между которыми фиксировалось болтами.

Схема моделирования предусматривала две конструктивные комбинации с искусственными целиками (рис. 17.19). В первой серии моделей имитировалась схема, в которой после выемки временных рудных целиков кровля между искусственными целиками не обрушалась. Ширина искусственных целиков равна ширине рудных целиков и во всех сериях изменялась от m до $3m$ (m – мощность залежи). Во второй серии при такой же ширине целиков кровля выработанных рудных целиков принудительно обрушалась на величину m/K_p (K_p – коэффициент разрыхления обрушенных пород), что обеспечивало заполнение пространства между искусственными целиками на мощность залежи.

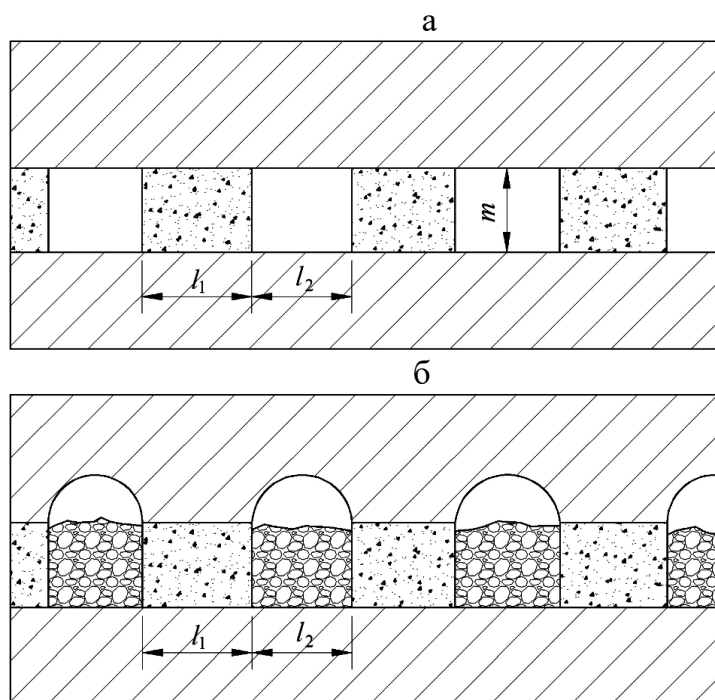


Рис. 17.19. Конструкции искусственных целиков при комбинированной технологии разработки залежей с частичной закладкой: а – без подбуговки боковых обнажений; б – с подбуговкой обнажений; l_1 и l_2 – соответственно длина искусственных массивов и отработанных целиков.

С увеличением нагрузки на искусственные целики шириной 1.0 м без подбутовки боковых обнажений до 10-12 МПа (в переводе на натуру) вертикальные деформации нарастали плавно и достигали $(3,5-4,5) \times 10^{-2}$, и далее резко увеличивалась скорость оседания кровли. В результате этой подвижки смещения достигали $(18-21) \times 10^{-2}$ мощности залежи. Искусственные целики начинали разрушаться от бокового обнажения в виде откола призм (рис. 17.20). По высоте в центральной части целика возникали призмы откола, симметричные относительно ее центра. Размеры призм около 0.25 м. При дальнейшем росте нагрузки смещения увеличивались циклами: в каждом из них рост нагрузки вызывал новые сдвиговые поверхности в теле искусственных целиков. После сдвига и осадки кровли наступало кратковременно равновесное состояние, которое с ростом напряжений нарушалось, и вновь происходили сдвиги искусственного массива.

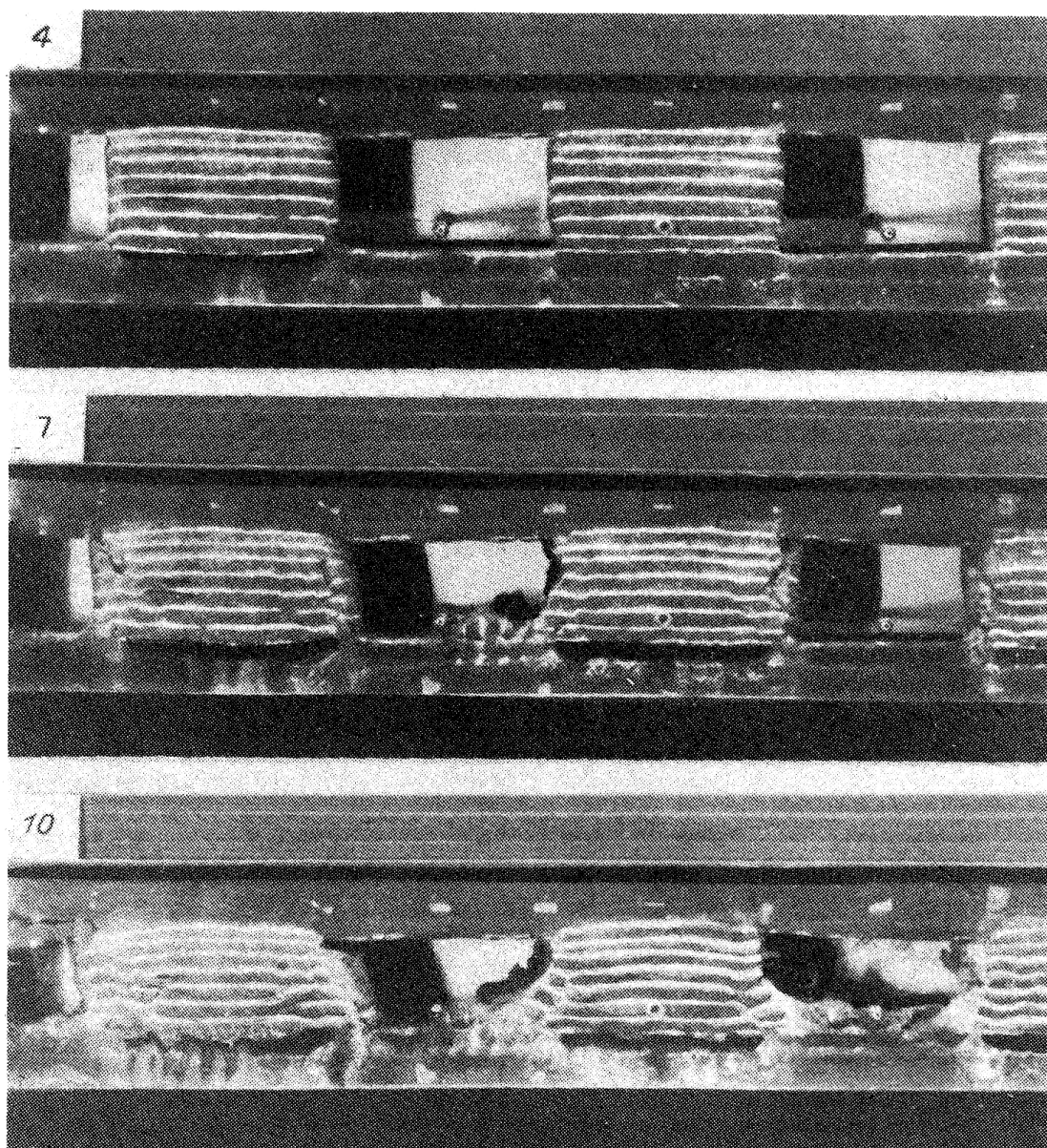


Рис. 17.20. Характер деформаций искусственных целиков без подбутовки боковых обнажений; цифры – номера экспериментов.

Увеличение ширины искусственных целиков до $2-3m$ качественно не изменяет формы деформирования целика и оседания кровли. Однако величина оседания кровли при первой резкой ее подвижке уменьшалась: при ширине целиков 2 и $3m$ оседание в этом цикле разгрузки составило соответственно $0,04$ и $0,025m$ (рис. 17.21 а). В итоге более широкий целик при равных нагрузках имел меньшую усадку по мощности залежи. Этот эффект объясняется тем, что в более широком целике разрушается краевая зона шириной $(0,2-0,3)m$, а в центральной области формируется зона всестороннего сжатия, которая способствует повышению несущей способности целика.

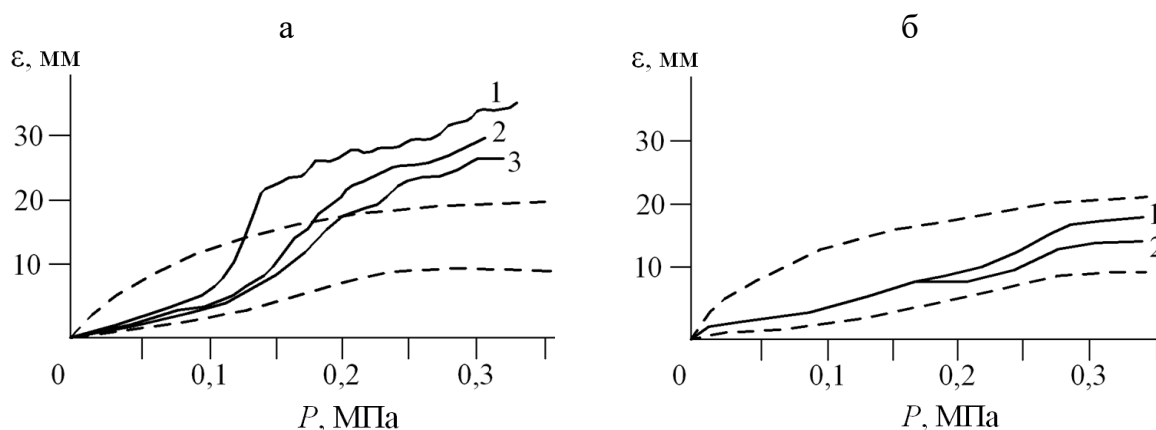


Рис. 17.21. Рост конвергенции кровли и почвы искусственных целиков: а – без подбutoвки боковых обнажений (1 – $l_1 = l_2 = m$; 2 – $l_1 = l_2 = 2m$; 3 – $l_1 = l_2 = 3m$); б – с подбutoвкой принудительно обрушенными породами кровли (1 – $l_1 = l_2 = m$; 2 – $l_1 = l_2 = 2m$).

В схеме с подбutoвкой боковых обнажений искусственных целиков принудительно обрушенными породами кровли величина нагрузок, при которых начинается разрушение целиков, мало отличается от предыдущей схемы без подбutoвки. Однако ограничение боковых деформаций, создаваемое подбutoвкой, заметно уменьшает величину, как первой, так и последующих подвижек оседания кровли (см. рис. 17.21 б).

Характерными особенностями деформирования искусственных целиков с подбutoвкой принудительно обрушенными породами являются: сплошное заполнение выработанного пространства закладкой и обрушенными породами способствует уменьшению сдвижений кровли; с принудительным обрушением в кровле формируются своеобразные породные целики над искусственными, возрастают удельные нагрузки на закладочный массив и, соответственно, оседания кровли. Эксперименты на моделях показали, что оседание кровли и разрушение искусственных целиков сопровождаются проскальзыванием деформирующихся искусственных целиков на контакте с кровлей. Боковые расширения целиков ограничены подбutoвкой, что в итоге и обуславливает снижение оседания кровли.

Анализ результатов моделирования позволяет сделать ряд выводов и рекомендаций.

Уменьшению общей величины смещений кровли способствуют: увеличение ширины искусственных целиков до размеров, при которых в центральной зоне их деформирования образуется зона всестороннего сжатия; повышается плотность закладочного массива и полнота заполнения выработанного пространства.

В схеме с подбutoвкой искусственных целиков принудительно обрушенными породами кровли зона всестороннего сжатия образуется при ширине целика, равной его высоте.

В схемах с целиками из твердеющей закладки без подбutoвки его бортов зона всестороннего сжатия образуется при ширине искусственных опор, равной двойной их высоте. При ширине целиков 2 и 3 *m* область краевой разрушающейся площади остается постоянной. С увеличением ширины целика пропорционально растет зона всестороннего сжатия.

Сравнивая деформации целиков и оседания кровли в схемах с подбutoвкой и без нее, можно наблюдать положительное влияние подпора на устойчивость горнотехнической конструкции.

Контрольные вопросы к главе 17

1. Какие методы используются для прогнозной оценки НДС в горнотехнических конструкциях систем разработки?
2. Расскажите о методе определения устойчивости горных пород по критерию Кулона-Мора.
3. Поясните сущность физического моделирования на активных фотоупругих материалах
4. Охарактеризуйте метод моделирования горнотехнических конструкций на эквивалентных материалах.

Библиографический список к разделу IV

1. **Александров А.Я.** Поляризационно-оптические методы механики деформируемого тела / А.Я. Александров, М.Х. Ахметзянов. – М.: Наука, 1973. –294 с.
2. **Баклашов И.В.** Геомеханика (в 2-х томах) / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия, и др. // Учебник для вузов, – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 232 с.
3. **Бенявский З.** Управление горным давлением / М.: – Мир, 1990. –254 с.

4. **Веников В.А.** Теория подобия и моделирование / В.А. Веников. – М.: Высшая школа, 1976. –295 с.
5. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях (объектах строительства подземных сооружений), склонных к горным ударам / Л.: – ВНИМИ. – 1989. –59 с.
6. **Козырев А.А.** Управление горным давлением в тектонически напряженных массивах. Часть 2 / А.А. Козырев, В.И. Панин, С.Н. Иванов и др. – Апатиты, 1996. – 162 с.
7. **Мансуров В.М.** Хрупкое разрушение горных пород / Фрунзе.: Илим, 1984. – 124 с.
8. Методические указания по изготовлению моделей из оптически чувствительных материалов для исследований проявлений горного давления – Л.: изд. ВНИМИ, 1970. –66 с.
9. Методические указания по применению методов фотомеханики для исследования напряженно-деформированного состояния горных пород – Л.: изд. ВНИМИ, 1975. –56 с.
10. **Опарин В.Н.** Зональная дезинтеграция горных пород и устойчивость подземных выработок / В.Н. Опарин, А.П. Тапсиев, М.А. Розенбаун и др. – Новосибирск: СО РАН, 2008. –277 с.
11. **Опарин В.Н.** Современное состояние, проблемы и стратегия развития горного производства на рудниках Норильска / В.Н. Опарин, А.П. Тапсиев, М.Н. Богданов, и др. – Новосибирск: СО РАН, 2008. –371 с.
12. **Петухов И.М., Егоров П.В., Винокур Б.Ш.** Предотвращение горных ударов на рудниках. М.: Недра, 1984. –230 с.
13. **Петухов И.М., Линьков А.М.** Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. –279 с.
14. **Ренев А.А.** Горные удары / А.А. Ренев, П.В. Егоров, А.В. Сурков. Кемерово: АГН, 1996. –351 с.
15. **Трумбачев В.Ф.** Методика моделирования массива горных пород методами фотомеханики (две части) / В.Ф. Трумбачев, О.К. Славин. – М.: изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1974. – 36 с.
16. **Трумбачев В.Ф.** Применение оптического метода для исследования напряженного состояния пород вокруг горных выработок / В.Ф. Трумбачев, Л.С. Молодцова. – М.: изд. ИГД им. А.А. Скочинского, 1963. –153 с.
17. **Трумбачев В.Ф.** Распределение напряжений в междукамерных целиках и потолочинах / В.Ф. Трумбачев, Е.А. Мельников. – М.: Госгортехиздат, 1961 . – 78 с.
18. **Филатов Н.А.** Фотоупругость в горной геомеханике / Н.А. Филатов, В.Д. Беляков, Г.А. Иевлев. – М.: Недра, 1975. –184 с.

19. **Фрейдин А.М.** Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока / А.М. Фрейдин, В.А. Шалауров и др. – Новосибирск: Наука, 1992. –176 с.
20. **Хаимова-Малькова Р.И.** Методика исследования напряжений поляризационно-оптическим методом / Р.И. Хаимова-Малькова. – М.: Наука, 1970. –116 с.

Таблица 10.2

Классификация руд и пород по нарушенности Талнахско-Октябрьского месторождения

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