

Л.Л. КАУФМАН, Б.А. ЛЫСИКОВ

**СЕЙСМИЧЕСКИЕ РИСКИ
ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПОРОД**

Практика управления рисками

(обзор зарубежного опыта)

***Под общей редакцией
Л.Л. Кауфмана***

Норд-Пресс
Донецк – 2011

УДК 622.81
ББК 33.1
К 30

*Рекомендовано к печати Ученым советом
Донецкого национального технического университета
(протокол № 6 от 10 сентября 2010 г.)*

Рецензенты:

Алексеев А.Д. – директор института физики горных проблем НАН Украины, член-корр. НАН Украины, лауреат государственной премии Украины, докт. техн. наук, профессор.

Усаченко Б.М. – зав. отделом механики горных пород ИГТМ им. М.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск, лауреат государственной премии Украины, академик Академии горных наук Украины, докт. техн. наук, профессор.

Шашенко А.Н. – зав. каф. «Строительство и геомеханика» Национального горного университета, г. Днепропетровск, лауреат государственной премии Украины, академик Академии горных наук Украины, докт. техн. наук, профессор.

Кауфман Л.Л., Лысиков Б.А.

К 30 Сейсмические риски внезапных выбросов пород. Практика управления рисками: [монография] Под общ. ред. Л.Л. Кауфмана — Донецк: Норд-Пресс, 2011. — 332 с. ISBN

Книга является второй частью монографии авторов «Сейсмические риски внезапных выбросов пород». В первой части рассмотрены основные принципы управления рисками. Во второй части описана практика управления сейсмическими рисками на горнодобывающих предприятиях и строящихся подземных объектах. Приведены конкретные примеры внезапных выбросов пород и методов их предотвращения, а также решений, принимаемых для смягчения тяжести последствий.

В главах 1 и 2 рассмотрен опыт работы рудных шахт Южной Африки и Канады соответственно, в главе 3 – шахт некоторых других районов мира – Швеции, Норвегии, Финляндии, Польши, Индии. Дана характеристика геологических условий подземных работ, причем особое внимание уделено неоднородностям породного массива, часто связанным с механизмом возникновения внезапных выбросов. Описано и иллюстрировано влияние геометрии и последовательности производства горных работ на появление сейсмической опасности.

Глава 4 посвящена сейсмическим рискам, возникающим при строительстве автомобильных, железнодорожных, водопроводных туннелей. Рассмотрено также проведение в выбросоопасных условиях эксплуатационных выработок туннельного типа (полевых штреков, квершлагов, рамп), вскрывающих и подготавливающих рудные тела глубоких шахт Южной Африки.

Книга может быть полезна научным, инженерно-техническим работникам, студентам горных специальностей, другим читателям, интересующимся вопросами сейсмических рисков.

**УДК 622.81
ББК 33.1**

Kaufman L.L., Lisikov B.A. Seismic risks of rockbursts (The main principles) / – Donetsk: Nord-Press, 2011. – 332 p.

ISBN

© Л. Л. Кауфман, Б. А. Лысиков, 2011
© Норд-Пресс, 2011

This book is the second part of monography “Seismic risk of rockbursts”. The first part reviewed the main principles of risk management. The second book describes practice of risk management at mines and underground construction. The book gives examples of rockbursts and their prediction, prevention and mitigation of consequences.

Chapter 1 and 2 describe underground conditions and experience of South African and Canadian mines accordingly, chapter 3 – mines of some another countries: Sweden, Norway, Finland, Poland, India. Chapters 1-3 pay special attention to geological anomalies – faults, intrusive structures, bedding planes. These features often are connecting to rockburst mechanism. There are many descriptions and illustrations of rockbursts dependence on underground works geometry and order of mining.

Chapter 4 describes seismic risks in different tunnels of civil underground constructions and mines.

The book will be useful for experts, students and general readers who are interesting in rockburst problems.

О Г Л А В Л Е Н И Е

	Стр.
ВВЕДЕНИЕ	6
Глава 1 Шахты Южной Африки.....	9
1.1. Общие сведения.....	9
1.2. Практика управления сейсмическими рисками....	9
Глава 2 Шахты Канады.....	70
2.1. Общие сведения.....	70
2.2. Практика управления сейсмическими рисками.....	77
Глава 3 Стратегические и тактические меры управления внезапными выбросами пород.....	218
3.1. Общие сведения.....	218
3.2. Шахты Швеции.....	218
3.3. Шахты Ortfjell, Норвегия.....	234
3.4. Шахта Pyhasalmi, Финляндия.....	243
3.5. Шахта Rudna, Польша.....	249
3.6. Шахты Kolar Gold Fields, Индия.....	256
Глава 4 Строящиеся подземные полости.....	272
4.1. Общие сведения.....	272
4.2. Автомобильные туннели Норвегии.....	272
4.3. Железнодорожный туннель Loetschberg Base, Швейцария.....	287
4.4. Водопроводный туннель гидроэлектрической станции Alfalfal, Чили.....	301
4.5. Выработки туннельного типа шахт Южной Африки.....	309
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	323
БИБЛИОГРАФИЯ.....	325

CONTENTS

	Page
INTRODUCTION	6
Chapter 1 South African Mines	9
1.1. Overview.....	9
1.2. Practice of seismic risk management.....	9
Chapter 2 Canadian Mines	70
2.1. Overview.....	70
2.2. Practice of seismic risk management.....	70
Chapter 3 Mines of another countries	218
3.1. Overview.....	218
3.2. Sweden mines.....	218
3.3. Ortfjell Mine, Norway.....	234
3.4. Pihasalmi Mine, Finland.....	243
3.5. Rudna Mine, Poland.....	249
3.6. Kolar Gold Fields Mine, India.....	256
Chapter 4 Underground construction	272
4.1. Overview.....	272
4.2. Norwegian road tunnels.....	272
4.3. Loetschberg Base Tunnel.....	287
4.4. Water tunnel of Alfalfal hydropower plant.....	301
4.5. Tunnels of South African mines.....	309
CONCLUSION	323
BIBLIOGRAPHY	325

ВВЕДЕНИЕ

Настоящая книга является второй частью монографии авторов «Сейсмические риски внезапных выбросов пород». В первой части рассмотрены основные принципы управления рисками, а также изложены основные сведения о поведении горных пород в условиях высоких напряжений, природе и механизме внезапных выбросов пород, мерах управления сейсмическими рисками, об их мониторинге, прогнозировании и оценке.

В настоящей книге описана практика управления сейсмическими рисками на горнодобывающих предприятиях и строящихся подземных объектах. Здесь приведены конкретные примеры выбросов пород и методы, предпринимавшиеся для их предотвращения, а также смягчения тяжести последствий.

При формировании эксплуатационных и строящихся подземных полостей происходит высвобождение энергии из-за перемещения напряжений породных масс. Если эти массы ведут себя в соответствии с принципами линейной упругости, высвобождаемая энергия не приводит к неожиданным последствиям и экскавация остается стабильной. Однако, если породные массы вокруг полости нагружаются выше точки податливости, происходит их неупругое перемещение и разрушение, а высвобождаемая энергия напряжений большая, чем в упругом случае, генерирует сейсмические волны. Таким образом, горными работами индуцируются сейсмические события, частным случаем которых являются внезапные выбросы пород, вызывающие травматизм людей и повреждения подземных полостей. Этот феномен происходит обычно на большой глубине и при крепких и хрупких породах, в окружении которых ведутся работы.

Подобно землетрясениям, индуцированные сейсмические события оцениваются количественно с использованием логарифмической шкалы.

рифмической шкалы магнитуд по Pichter, на шахтах Канады по Nuttli.

Общепринятой классификацией внезапных выбросов пород служит применяемая на шахтах Южной Африки:

- напряженные выбросы (strain bursts);
- выбросы в целиках (pillar bursts);
- выбросы, связанные со скольжением нарушений (fault-slip bursts).

Наиболее общей формой выбросов считается напряженный выброс, когда высвобождение энергии реализуется в формировании и отторжении относительно тонких породных плит, прилегающих к стенам полостей.

Выброс в целике, оставленном в ходе добычных работ или на пересечении горных выработок, проявляется в его внезапном разрушении из-за перераспределения локальных напряжений. Повреждения, возникающие при выбросе в целике, определяются расположением последнего и состоянием окружающих пород и соседних целиков. Количество напряженной энергии, высвобождаемой при выбросе в целике, намного больше, чем при напряженном выбросе, и излучаемая ею сейсмическая волна может вызвать повреждения в других районах, например, в зонах ослабленных пород. Внезапная потеря опорной функции одним целиком вызывает изменение поля напряжений в других ближайших целиках, которые в свою очередь, могут внезапно разрушиться в зависимости от их расположения, геометрических и прочностных характеристик.

Скольжение породного массива вдоль нарушений – причина наиболее насильственного и опасного выброса пород. Повреждения, возникающие при нем, определяются мгновенным отторжением пород от массива в подземную полость. Этот вид событий характерен для золотодобывающих шахт Южной Африки, расположенных на глубине около 3 км.

Минимизация последствий внезапных выбросов обеспечивается правильным выбором системы крепи, геометрией

горных работ, последовательностью экскавации, применением закладки выработанного пространства.

Анализ причин и механизма сейсмических событий, оценки уязвимости породного массива к внезапным выбросам и его ожидаемых взаимоотношений с создаваемой полостью в настоящее время выполняются трехмерными компьютерными моделями с использованием данных сейсмического мониторинга. Масштабы последнего варьируются от простой локализации источника события до полного анализа колебаний, характеризующих механизм выброса.

Так, при ретроспективном анализе причин и последствий внезапных выбросов 1939 г., 1951 г., 1957 г., 1961 г. на шахте Lake Shore, Канада многофакторная компьютерная технология позволила определить природу сейсмических событий, а также динамику поведения породного массива, вызванную взаимным влиянием первичных и индуцированных горными работами напряжений.

В предлагаемой книге практика управления сейсмическими рисками рассмотрена не только для рудных шахт, работающих на большой глубине в твердых и хрупких породах, но и для строящихся подземных полостей, например, туннелей различного назначения. Во всех приведенных примерах механизм возникновения сейсмических событий, объем их последствий, характер распространения повреждений имеют одинаковую природу и могут быть объяснены схожими причинами, независимо от вида подземных работ.

Глава 1. Шахты Южной Африки

1.1 Общие сведения

До последнего времени Южная Африка была наибольшим в мире производителем золота, пока уровень ее добычи не был превзойден в 2007 г. Китаем. В 2008 г. объем добычи золота в Южной Африке составит 220 т. 95% этого объема добывается подземным способом, достигая глубины разработки более 3,8 км.

Южная Африка имеет огромные запасы золота, оцениваемые в 40000 т, что составляет 40% мировых запасов. Главная площадь золотодобывающей индустрии сосредоточена в бассейне Witwatersrand, который разрабатывается более 100 лет и до сих пор остается наибольшим неотработанным источником золота в мире (рис. 1.1). Крупные новые проекты, современные технологии, научные подходы к организации труда, лучшие трудовые отношения и некоторые коммерческие инновации сегодня преобразовывают этот вид индустрии в промышленность 21-го века.

Бассейн Witwatersrand простирается в виде арки примерно на 400 км через провинции Free State, North West и Gauteng. Золотонесущие залежи расположены, как правило, в конгломератах и песчаниках, имеют, в основном плоскую форму с различными углами падения. Месторождение покрыто осадочными породами и выходит на поверхность у города Johannesburg, где, собственно, и началась добыча золота.

Южная Африка имеет также другие меньшие месторождения золота, залегающие в изверженных породах.

1.2 Практика управления сейсмическими рисками

Месторождение Klerksdorp (рис. 1.2) занимает площадь около 2000 км² и разрабатывается с 1952 г., достигая в настоящее время глубины 2,3 км. После 1970-х гг. горные рабо-

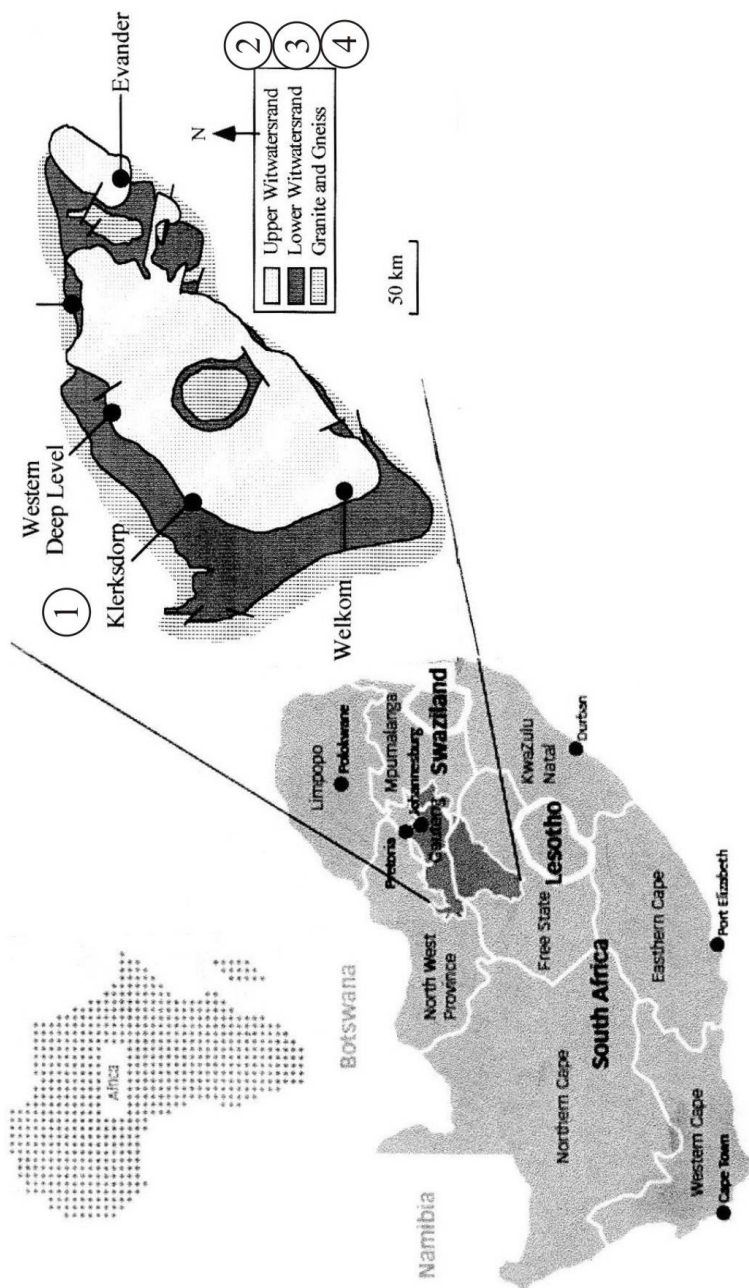


Рис. 1.1. Расположение бассейна Witwatersrand в Южной Африке

1 – месторождение бассейна Witwatersrand; 2 – верхний Witwatersrand; 3 – нижний Witwatersrand; 4 – границы.

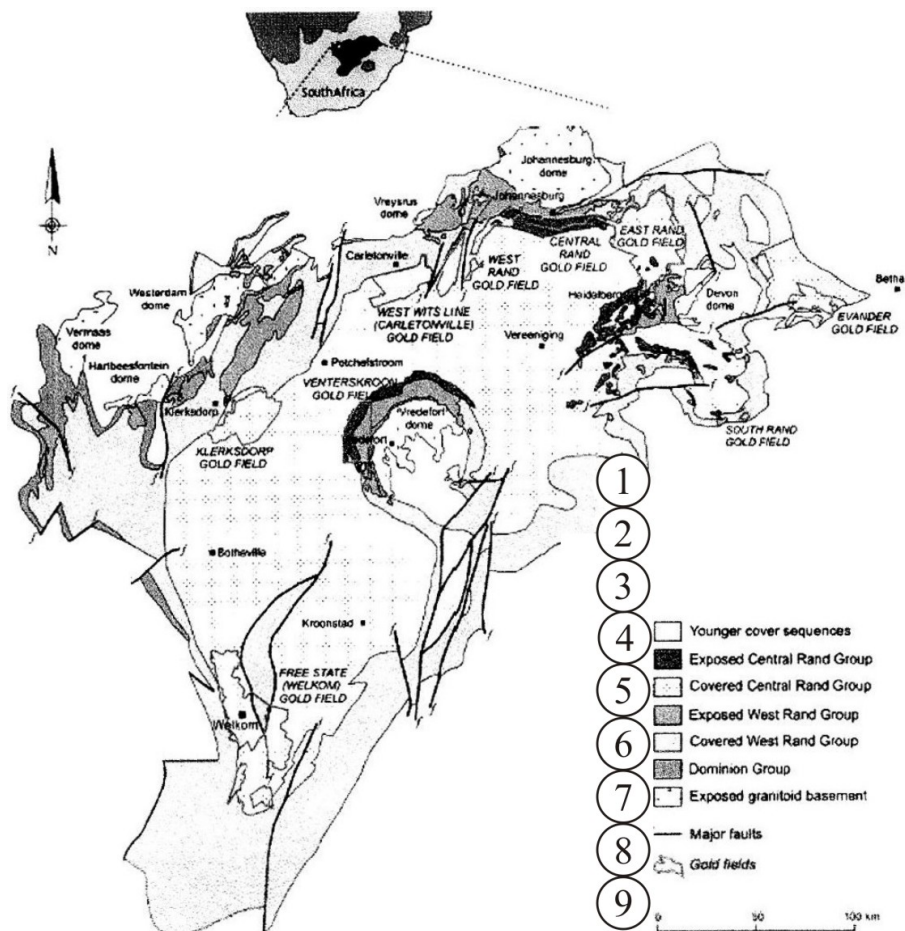


Рис. 1.2. Геологическое строение бассейна Witwatersrand

1 – более молодая последовательность покрывающих пород; 2 – обнаженная часть группы Central Rand; 3 – покрытая часть группы Central Rand; 4 – обнаженная часть группы West Rand; 5 – покрытая часть группы West Rand; 6 – группа Dominion; 7 – обнаженное гранитное основание; 8 – главные нарушения; 9 – золотоносные поля.

ты стали испытывать воздействие больших сейсмических событий, многие из которых приводили к внезапным выбросам пород и вызывали повреждения как подземного хозяйства, так и наземных структур.

В состав пород, вмещающих рудное тело, входят аргиллитовые и кремниевые кварциты, сопровождаемые слоями конгломератов и сланцев. Прочность кварцитов на осевое сжатие достигает 268-308 МПа. Напряжения в массиве некоторых шахт, разрабатывающих месторождения, показаны в табл. 1.1.

Таблица 1.1 – Напряжения в массиве месторождения Klerksdorp

Шахта	Глубина, м	Напряжения, МПа		
		вертикальные, σ_v	горизонтальные	
			σ_{h1}	σ_{h2}
Vaal Reefs	1686	53	53	39
Buffels-fontein	2166	67	56	26
То же	2560	62	48	34
Hartebeest-fontein	2340	66	53	40

Геологическое строение месторождения Klerksdorp более сложно, чем других регионов бассейна Witwatersrand (рис. 1.3), в который оно входит составной частью. Рудное тело пересечено серией крупных нарушений с амплитудой срезов до 600-1500 м. Имеется также множество мелких нарушений. Кроме них, породный массив разрезан изверженными вторжениями, ширина которых ранжируется от 1 до 40 м, а длина достигает 10 км и более.

Эти неоднородности, особенно нарушения, делят шахтное поле на относительно малые блоки, чем определяется их рассредоточенная разработка, которая ограничивает темп высвобождения энергии, характеризующий уровень сейсмичности.

На рис. 1.4 показаны типичные технические решения по вскрытию и отработке рудного тела месторождения Klerksdorp.

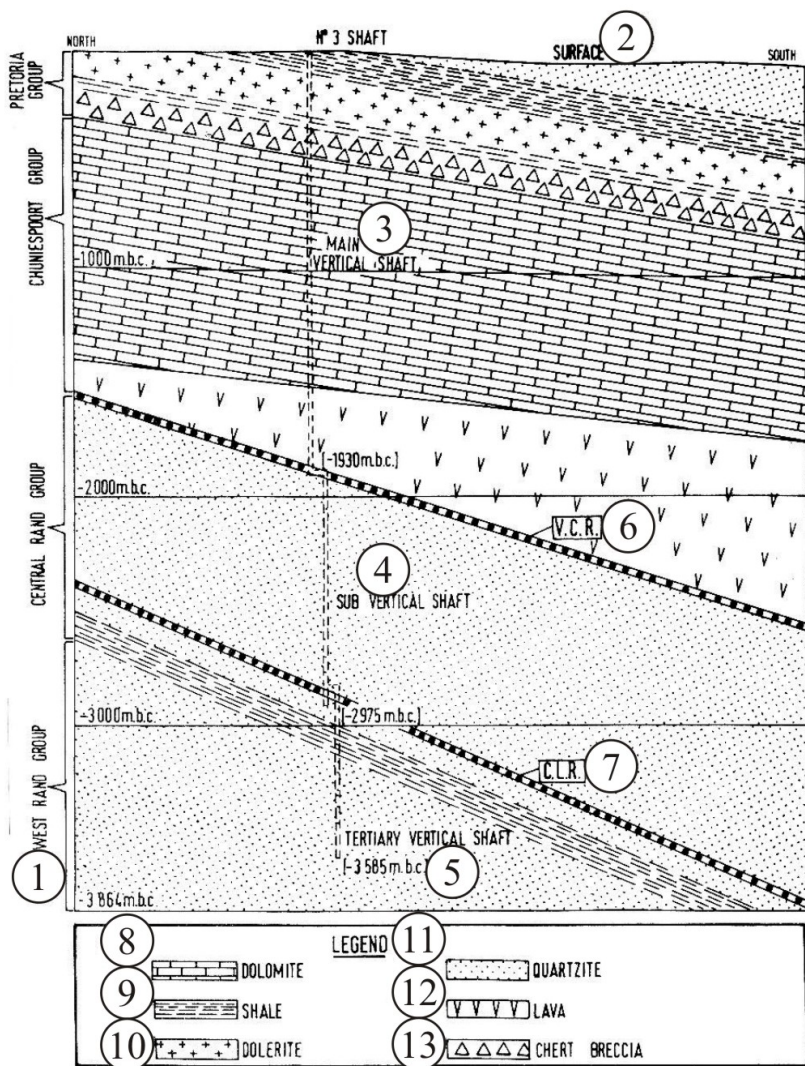


Рис. 1.3. Геологический разрез по месторождению бассейна Witwatersrand

1 – геологические группы; 2 – поверхность; 3 – главный ствол; 4 – слепой ствол второй ступени подъема; 5 – слепой ствол третьей ступени подъема; 6 – месторождение Ventersdorp Contract Reef (VCR); 7 – месторождение Carbon Leader (CLR); 8 – доломит; 9 – сланцы; 10 – долерит; 11 – кварцит; 12 – лава; 13 – брекчия.

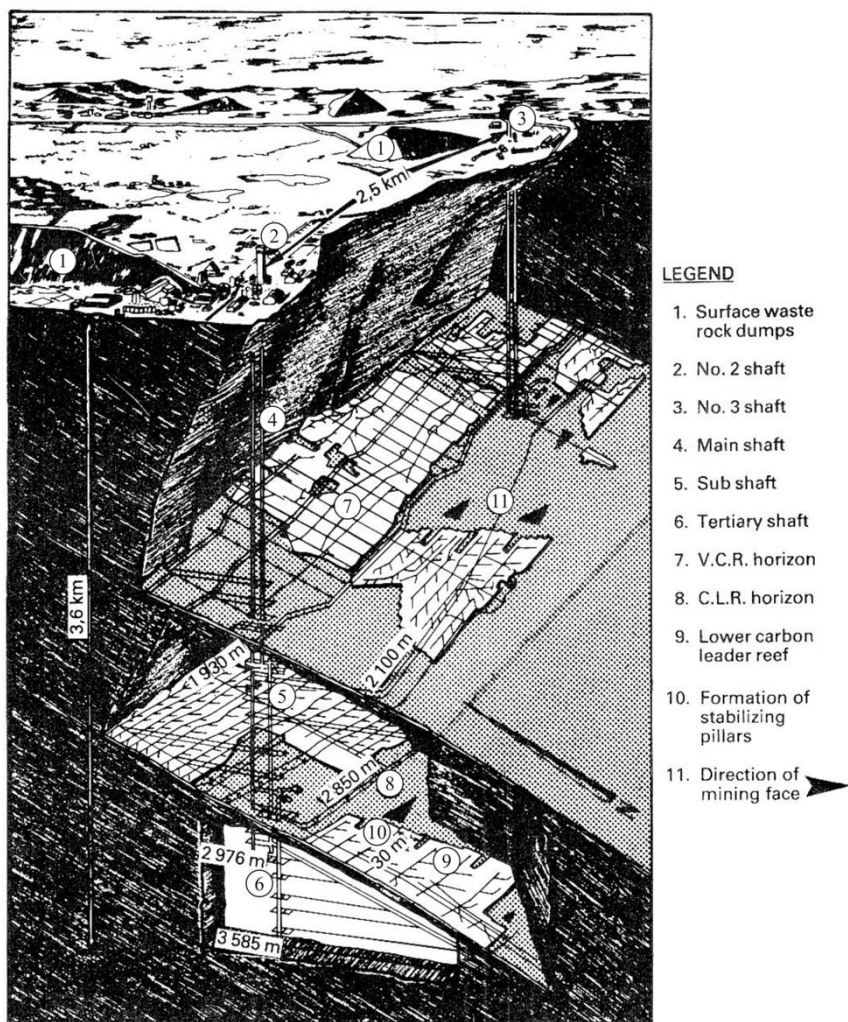


Figure 3 — Exploitation of ore bodies.

Рис. 1.4. Типичные технические решения по вскрытию и обработке рудного тела Klerksdorp

1 – породные отвалы на поверхности; 2 – ствол № 2; 3 – ствол № 3; 4 – главный ствол; 5 – слепой ствол второй ступени подъема; 6 – слепой ствол третьей ступени подъема; 7 – горизонт VCR; 8 – горизонт CLR; 9 – нижняя часть CLR; 10 – формирование стабилизирующих целиков; 11 – направление подбегания забоя.

Его общая сейсмичность не определяется только напряжениями, индуцированными добычей руды, но зависит также от их взаимодействия с природными полями напряжений, возникшими в результате сложной сейсмической истории.

Для мониторинга сейсмических событий в основных шахтах рассматриваемого района в 1971 г. установлена сеть, содержащая в настоящее время более 30 геофонов, которыми за десятилетия были зарегистрированы более 6000 событий, ранжирующихся по магнитуде от 0,2 до 5,4 (рис. 1.5). Анализ этих данных показывает, что спусковым механизмом большинства событий (более 95%) являются горные работы. На рис. 1.6а показана гистограмма суточного распределения сейсмических событий в зависимости от времени проведения централизованных взрывных работ. Наблюдения показывают, что после них число малых событий существенно увеличивается. Большие события не зависят от продуктивных взрывов, возникая случайным образом в течение суток.

На рис. 1.6 б показано влияние взрывных работ и площади выемки на уровень сейсмичности района.

Сейсмические события сосредоточены в окрестностях больших геологических структур (рис. 1.7), что объясняется высокими горизонтальными напряжениями, действующими приблизительно перпендикулярно напряжениям, формирующим грабен (участок, опущенный относительно основной плоскости месторождения по крутым или вертикальным тектоническим разломам). Поэтому породы внутри грабена более напряжены, чем вне его. Добыча руды внутри грабена нарушает ситуацию неустойчивого равновесия массива и приводит к росту сейсмичности.

Обычно сейсмические события, которые происходят возле плоскостей нарушений, расположены в местах, где литология (состав) противоположных сторон нарушения различна, т.е. где два типа пород, контактирующие друг с другом, имеют разные характеристики упругости. По этой же причине большое число событий расположено в окрестностях извер-

женных вторжений. Около 50% общего числа зарегистрированных событий происходило в пределах 100 м от вторжений, а 16% - непосредственно в них.

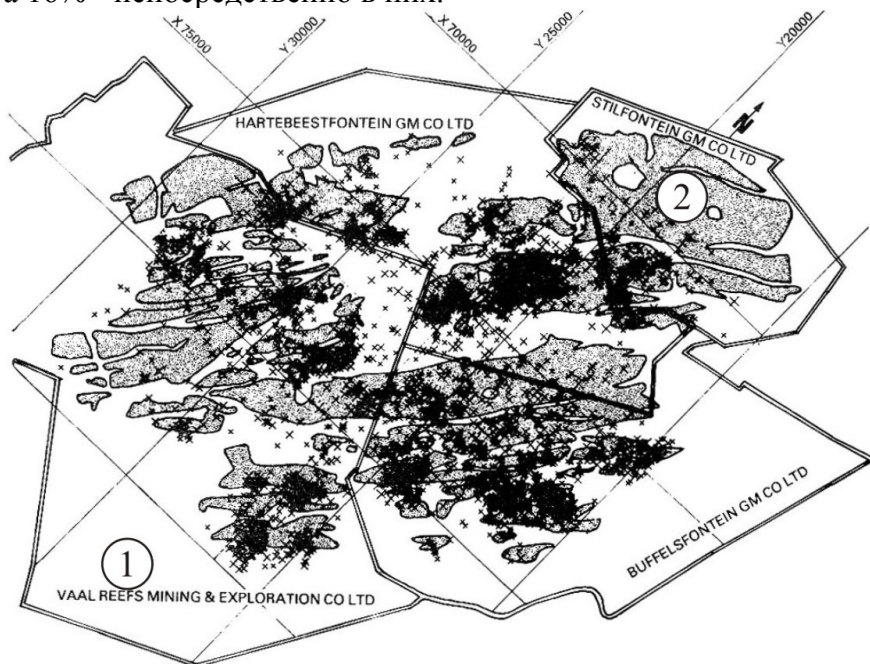


Рис. 1.5. Карта распространения сейсмических событий на площади Klerksdorp

1 – распределение площадей между собственниками – промышленными компаниями; 2 – отработанные площади.

В апреле 1977 г. на шахте Vaal Reefs месторождения Klerksdorp произошла серия сейсмических событий, среди которых одно имело магнитуду 5,2 (событие A257 V).

Рис. 1.8 содержит план и разрез района окрестностей ствола № 4 этой шахты, площадь которых пересекается двумя комплексами нарушений, расположенными в направлениях северо-восток и северо-запад. Главное нарушение в районе имеет амплитуду сброса около 250 м. Во время события в окрестностях нарушения велись ограниченные и разбросанные

добычные работы, находящиеся в пределах 50-100 м от плоскости нарушения.

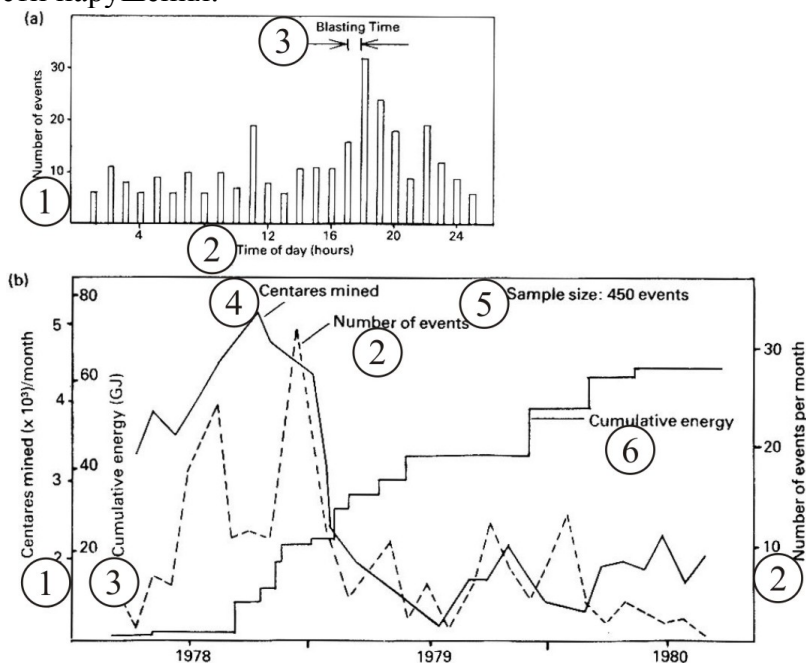


Рис. 1.6. Зависимость числа сейсмических событий от времени суток и параметров добычи

а) зависимость числа сейсмических событий от времени суток.

1 – число событий; 2 – время суток; 3 – время выброса.

б) влияние параметров добычи на сейсмические события.

1 – отработанная площадь ($\text{м}^2 \times 10^3$) за месяц; 2 – число событий за месяц; 3 – высвобождаемая энергия (GJ); 4 – отработанная площадь, м^2 ; 5 – размер выработки; 6 – кумулятивная энергия.

Незадолго до большого события район считался, в основном, сейсмически пассивным, однако, за 22 часа до события в нескольких сотнях метров от него в висячем боку месторождения произошло малое событие рядом с нарушенным контактом кварцита и лавы. Затем за несколько минут до главного произошло событие с магнитудой 3,0 также высоко в висячем боку. Собственно главное событие располагалось

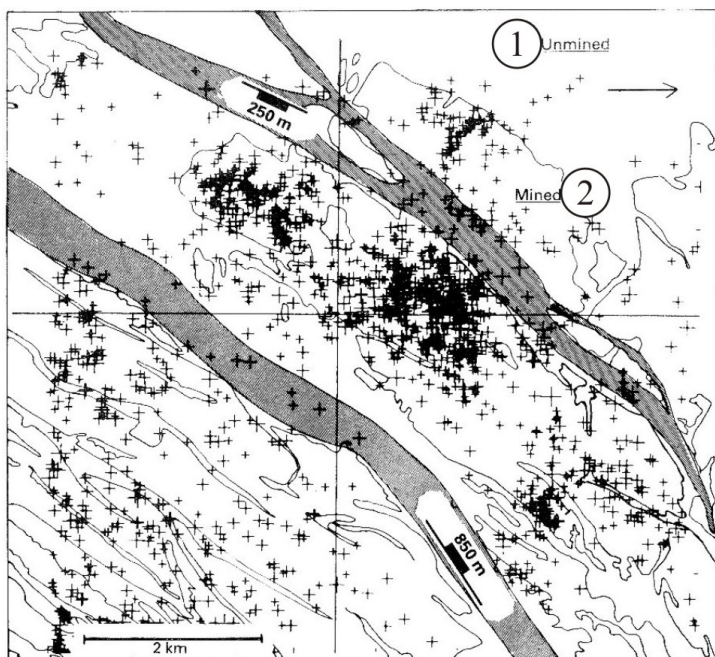


Рис. 1.7. Расположение сейсмических событий в окрестностях грабена

1 – неотработанная площадь; 2 – отработанная площадь.

над плоскостью рудного тела на сброшенной части нарушения. В течение следующих 6 недель здесь случились еще 18 малых событий.

Приведенный пример показывает, какую роль в сейсмичности района играют геологические и геотехнические параметры. Во-первых, существует геологическая структура, с одной стороны которой ведутся ограниченные горные работы. Во-вторых, их перемещение поперек плоскости нарушения приводит к медленному скольжению пород по этой плоскости. Однако, расчеты показали, что количество напряженной энергии, хранящейся в регионе, как результат горных работ, и высвобождаемой в ходе нестабильного скольжения, было недостаточно для генерирования события с магнитудой 5,2. Его возникновение объясняется тем, что увеличение общего

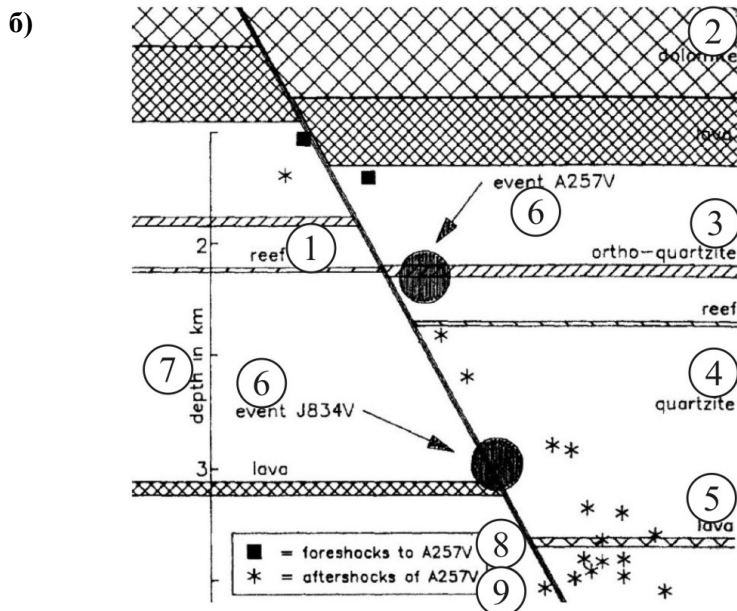
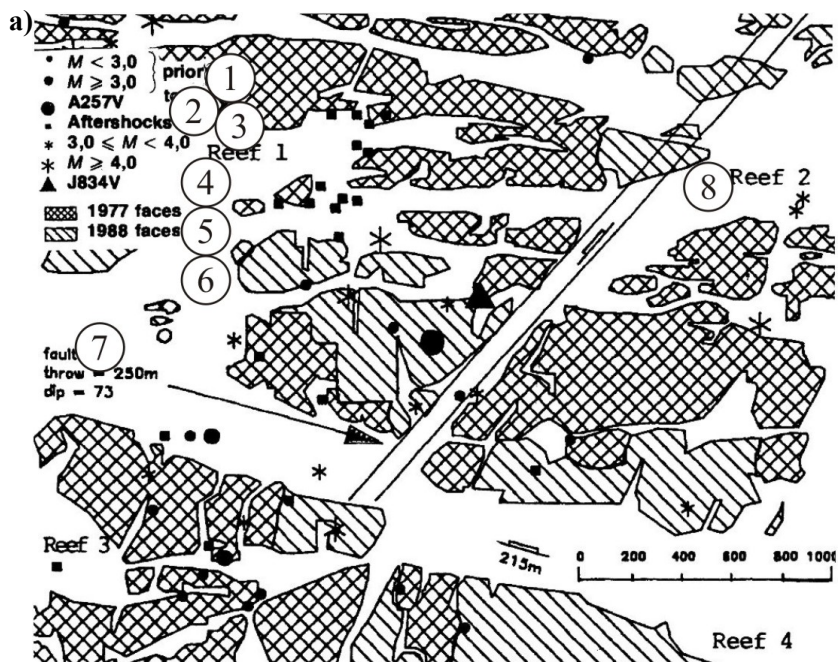


Рис. 1.8. План и разрез окрестностей ствола № 4 шахты Vaal Reef

Объяснения к рис. 1.8:

а) план горных работ с расположением сейсмических событий.

1 – до события 1997 г. (A257V); 2 – событие 1977 г.; 3 – после события 1977 г.; 4 – событие 1988 г.; 5 – положение забоев в 1977 г.; 6 – положение забоев в 1988 г.; 7 – нарушение, сброс 250 м, падение 73°; 8 – рудное тело.

б) вертикальный разрез и расположение событий 1977 г. и 1988 г.

1 – рудное тело; 2 – доломит; 3 – орто-кварцит; 4 – кварцит; 5 – лава; 6 – сейсмическое событие; 7 – глубина, км; 8 – события до выброса 1977 г.; 9 – событие после выброса 1977 г.

уровня напряжений произошло за счет энергии, являющейся результатом остаточных напряжений, связанных с тектонической историей региона. По этой причине горизонтальные напряжения массива оказались намного выше, чем если бы они вызывались только гравитационной нагрузкой покрывающих пород. В этих условиях существует большая разница между максимальным и минимальным горизонтальными напряжениями, что способно вызвать движение породного массива вдоль плоскостей нарушения, ориентированных соответствующим образом.

Примерно 11 годами позднее главного события 1977 г. в январе 1988 г. произошло другое крупное событие (J834 V) с магнитудой 4,3 в том же нарушении в 300 м от первого. Оно вызвало значительные повреждения горных выработок, несколько шахтеров погибло. На рис. 1.8 показаны оба больших события, а также менее значительные события, происходившие между 1977 г. и 1988 г. Общее число зарегистрированных сейсмических событий составляло 304, из которых 17 имели магнитуду 3,0 и более, а 6 – магнитуду 4,0. Наибольшее из них с магнитудой 4,5 произошло на расстоянии 1700 м от описанных событий в другом нарушении.

Сейсмическая активность на шахте Vaal Reefs отмечалась также в районе суб-вертикального ствола на площади равной примерно 8 км². Здесь существуют четыре основных нарушения со сбросами, ранжирующимися в амплитуде меж-

ду 50 м и 400 м. Нарушения под углом около 40^0 падают с севера на юг. Другой особенностью рассматриваемого участка является пять изверженных вторжений.

Горные работы в районе проводились в 1965 г. от субвертикального ствола и полевые транспортные штреки располагались параллельно простиранию залежи на расстоянии под ней 70 м по вертикали. С них рудное тело, залегающее под углом 12^0 , вскрывалось квершлагами примерно каждые 150 м. Забои подвигались по простиранию с оставлением целиков.

Сейсмическими записями за десятилетие 1972-1981 гг. отмечено более 400 событий с магнитудой от 0,1 до 5,0. На рис. 1.9 показана кумулятивная (накопительная) кривая сейсмической энергии, высвобожденной за это время. Рост сейсмической активности в 1980 г. объясняется тем, что в это время началась интенсивная отработка оставленных целиков, вызвавшая два больших события.

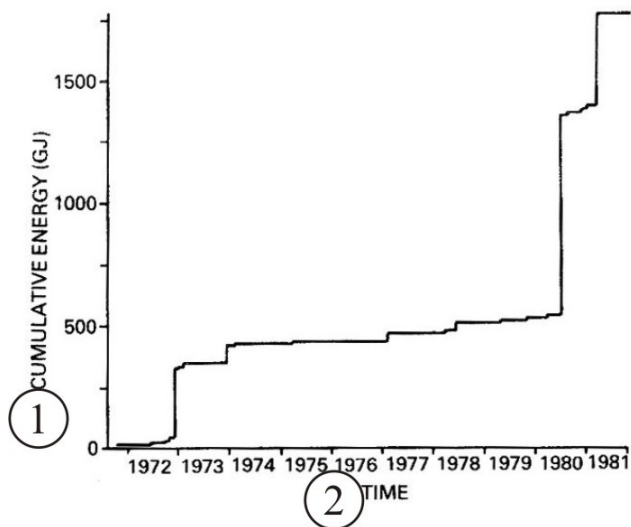


Рис. 1.9. Кумулятивная кривая сейсмической энергии за 10 лет активной добычи

1 – кумулятивная энергия; 2 – время.

Рис. 1.10 иллюстрирует план горных работ вокруг расположения первого из них, которое произошло в июне 1980 г. Его магнитуда составляла 5,0 и за ним последовало два удара с магнитудами 2,6 и 1,7. Целик, вовлеченный в события, располагался на сброшенной стороне нарушения, имеющего амплитуду 70 м. Горные работы на этой площади были завершены в 1976 г. В 1979 г. началась отработка целика и его начальная площадь равная 6000 м^2 к моменту события уменьшилась до 2000 м^2 .

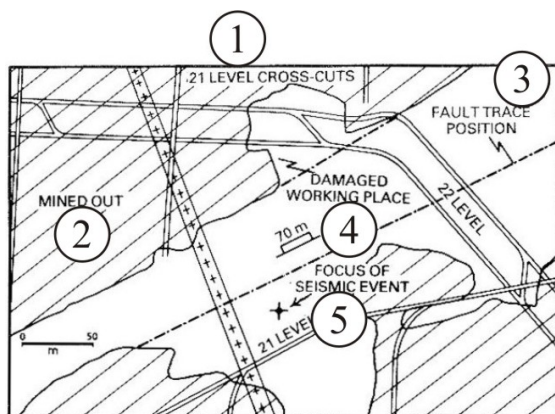


Рис. 1.10. План горных работ вокруг события с магнитудой 5,0 во время извлечения целика

1 – горизонт квершлага; 2 – выработанное пространство; 3 – положение нарушения; 4 – поврежденное рабочее пространство; 5 – центр сейсмического события.

Повреждения добычного уступа были довольно значительными, выработки доступа к ним почти полностью закрылись, а в подводящей к забою участковой выработке на длине 80 м обрушилась кровля с толщиной слоя около 1 м. Несмотря на это, выработка оставалась частично открытой. Участки выработок доступа, закрепленные металлической сеткой, пострадали меньше или вообще не были повреждены.

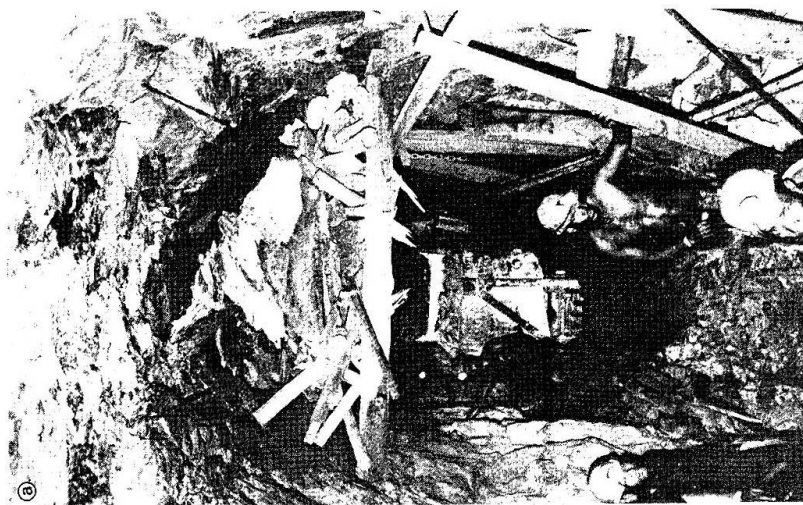
Добыча руды в окрестностях другого целика, оставленного у нарушения, проводилась в феврале 1981 г., когда произошло сейсмическое событие с магнитудой 4,8. Основные работы в этом районе завершились к концу 1970 г., оставив целик площадью 400 м². К моменту события большая часть целика площадью 250 м² была извлечена. Повреждения в добычном уступе длиной 10 м ограничились забоем, где висячий бок массива между забоем и первой линией крепи обрушился, смертельно ранив четырех рабочих. Выработанное пространство затронутой выбросами площади было закреплено деревянными кострами, повреждения которых были обширными и тяжелыми (рис. 1.11). После этой аварии добычные работы были прекращены.

Аналогичные сейсмические события произошли в районе ствола № 2 шахты Vaal Reefs.

В результате анализа причин последствий внезапных выбросов пород были сделаны следующие выводы по изменению геометрии работ и применяемой системе крепи:

- а) по плану горных работ
 - забои уступов должны подвигаться примерно прямым фронтом с тем, чтобы их опережение друг другом не превышало 5 м;
 - участковые выработки, проводимые по рудному телу, не должны опережать линию забоя. При их расположении вдоль нарушения расстояние до него следует предусматривать равным 20 м, оставляя 15 м до целика и 5 м – для возможных изменений направления;
 - отработка уступов должна проводиться, как можно быстрее;
 - ширина уступа должна быть, по возможности, небольшой;
 - при двусторонней отработке целика он должен оставаться в центре блока и быть удаленным от ближайших нарушений (рис. 1.12).

б) по системе крепи



б)

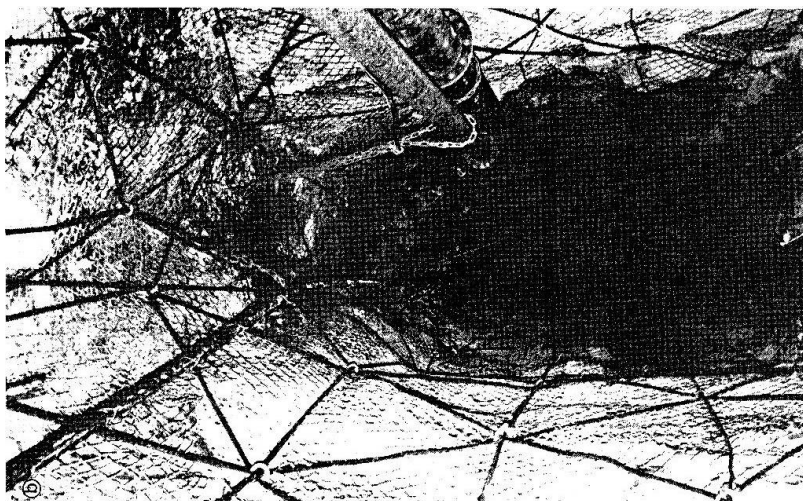


Рис. 1.11. Повреждения, полученные в результате больших сейсмических событий

Объяснения к рис. 1.11:

а) результат сейсмического события; б) восстановленная выработка.

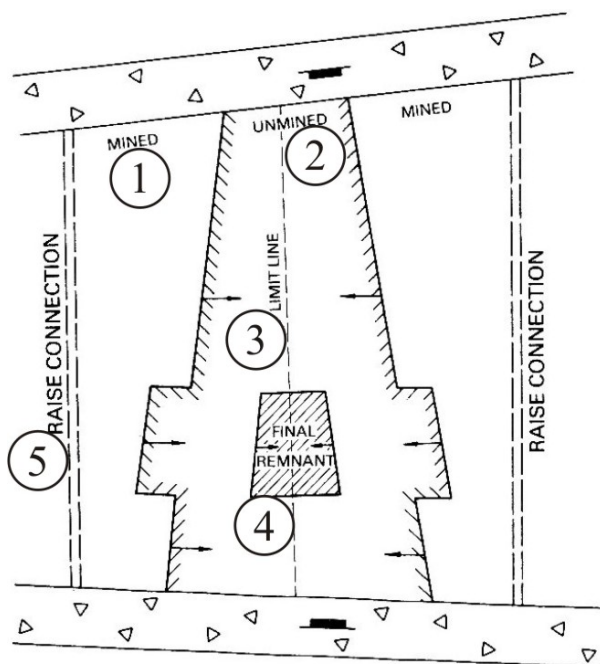


Рис. 1.12. Двухсторонняя отработка целика, оставленного в центре панели и не прилегающего к плоскостям нарушений
1 – разрабатываемая площадь; 2 – неразрабатываемая площадь; 3 – граничная линия; 4 – оставшийся целик; 5 – восстающие выработки.

- крепь должна устанавливаться непосредственно после экскавации. В квершлагах и выработках доступа следует применять металлическую сетку с дополнительными канатными поддерживающими связями между болтами и анкера длиной 2,3 м с интервалами установки 2 м;

- для поддержания участковых выработок, рудоспусков, лебедочных камер применяются тампонируемые стержни;

- для крепи выработок в местах перехода ими волнистых участков рудного тела и нарушенных зон следует применять тампонируемые стержни длиной 6 м;

- в добычных забоях устанавливаются три ряда гидравлических податливых стоек.

Нужно иметь ввиду, что описанные исследования и основанные на них решения относятся к середине 1980-х гг. В настоящее время разработаны системы крепи с повышенной податливостью, способные абсорбировать существенно большее количество энергии. Эти системы описаны в книге авторов «Сейсмические риски внезапных выбросов пород. Основные принципы управления рисками», «Норд-Пресс», Донецк, 2010.

Принятые меры, основанные на практических наблюдениях, привели к снижению ущерба и числа смертельных случаев при внезапных выбросах пород.

Для изучения характерных особенностей двух больших сейсмических событий, возникающих на одном и том же нарушении, но разделенных периодом времени 11 лет было применено их компьютерное моделирование. Исследования показали, что первое событие (1977 г.) с магнитудой 5,2, как уже говорилось, не могло быть вызвано только напряжениями, индуцированными горными работами, но, вероятно, явилось результатом их взаимодействия с тектоническими напряжениями в нарушении. Изменения напряжений, вызванные горными работами в течение дальнейших 11 лет, оказались способными генерировать достаточные срезающие усилия, которые стали ответственными за второе большое событие (1988 г.) с магнитудой 4,3. Такое значение в рассмотренном случае определилось, как верхний предел магнитуды событий, индуцированных горными работами.

Анализ компьютерной модели показал, что на шахтах месторождения Klerksdorp встречаются два типа сейсмических событий – те, которые связаны только с горными работами и те, в которых преобладающую роль играют геологиче-

ские особенности месторождения. Первые из них имеют небольшую магнитуду и обычно не вызывают серьезных повреждений. Большие повреждающие события происходят обычно либо возле геологических структур, таких как изверженные вторжения или нарушения, либо в ходе отработки целиков, оставляемых в выработанном пространстве. Эти большие события сопровождаются высвобождением сейсмической энергии с магнитудой на порядки выше энергии, выделяемой при малых событиях (рис. 1.13). Особую озабоченность вызывают события, связанные со смертельными случаями: в течение рассмотренного периода 86 человек погибло в 8 сейсмических событиях, большинство из которых было связано с нарушениями.

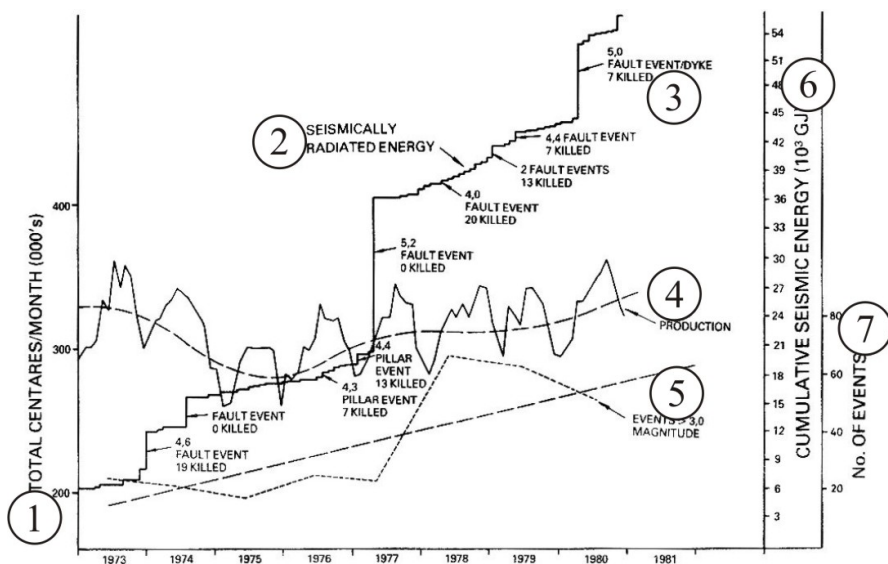


Рис. 1.13. Высвобождаемая энергия и частота больших событий в зависимости от периода времени и месячной производительности

1 – отработываемая площадь, $\text{м}^2/\text{мес.}$; 2 – высвобождаемая сейсмическая энергия; 3 – число погибших рабочих; 4 – добыча; 5 – событие с магнитудой более 3,0; 6 – кумулятивная сейсмическая энергия; 7 – число событий.

Диаграмма рис. 1.13 показывает также, что число сейсмических событий увеличивается с ростом общего выработанного пространства и глубины разработки, тогда как уровень добычи не влияет на возникновение больших событий и многие из них не вызывают смертельных случаев.

Роль нарушений и изверженных вторжений определяется их размерами и качественными характеристиками. Поскольку эти неоднородности имеют показатели крепости и упругости выше, чем осадочные породы, они способны хранить больше упругой энергии и с большей вероятностью разрушаться. Такое разрушение будет интенсивным, и высвобождаемая энергия может передаваться на значительное расстояние вдоль неоднородностей.

Горизонтальные напряжения, действующие примерно под прямыми углами к нарушениям, способны существенно увеличить объем напряженной энергии массива, примыкающего к их плоскостям. Большая разница (35%) в максимальных и минимальных горизонтальных напряжениях также является причиной движения массива вдоль его неоднородностей, имеющихсся во всем регионе.

Добычные работы нарушают потенциально нестабильное равновесие даже сравнительно небольшими индуцированными напряжениями, воздействующими на природное поле напряжений.

Таким образом, возможный сценарий происхождения больших событий начинается с существования объема пород с аномальными природными напряжениями. Добычные работы, проводимые в окрестностях структур, подобных нарушениям, или, тем более, подвигающиеся по направлению к ним, изменяют состояние напряжений в одном или более изолированных пунктах вдоль плоскости нарушения, вызывая сдвигание пород. Одновременно высвобождается напряженная энергия, хранящаяся в пределах затронутого объема массива, что приводит к сейсмическому событию значительной магнитуды.

Шахта Elandsrand района Carletonville Goldfield отрабатывает месторождение Ventersdorp Contact Reef, которое простирается на расстояние 5,5 км под углом 62° к востоку, падает до глубины в среднем 3,2 км под углом 24° к югу и имеет мощность от 0 до 3 м (рис. 1.14). Горные работы ведутся на глубине 1700-2700 м, достигая на нижней южной границе глубины около 3300 м (рис. 1.15).

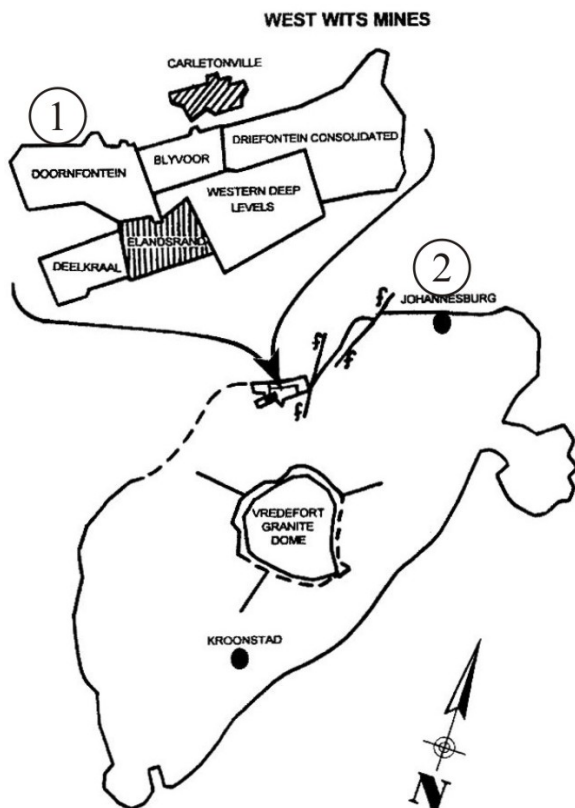


Рис. 1.14. Расположение шахты Elandsrand

1 – шахты западной части бассейна Witwatersrand; 2 – город Johannesburg.

Подобное описание геологических условий шахты Elandsrand приведено в упомянутой выше книге «Сейсмиче-

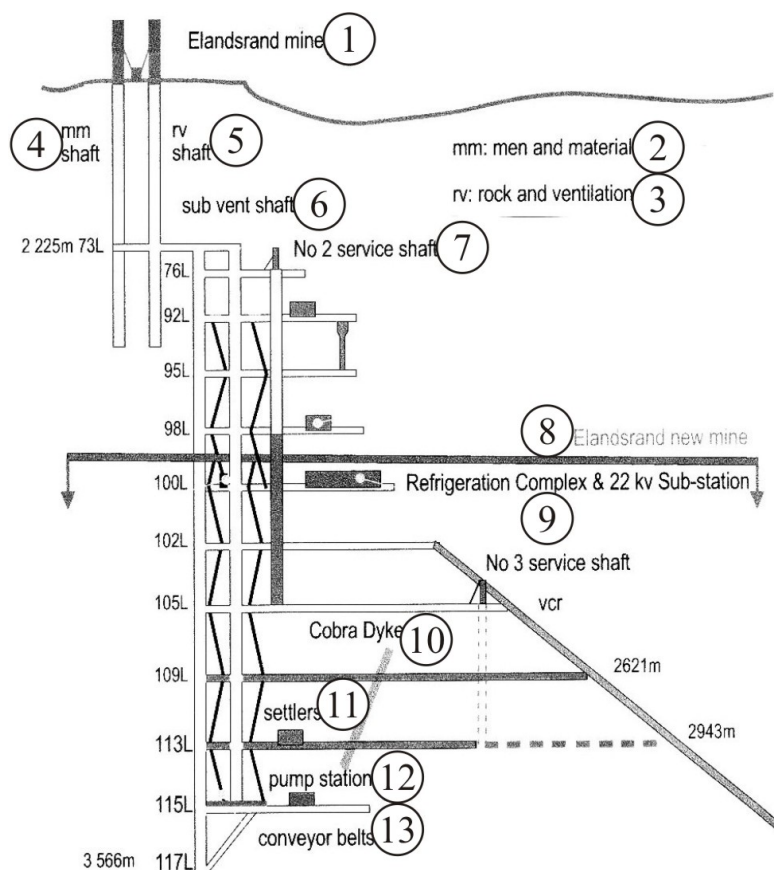


Рис. 1.15. Схема вскрытия шахты Elandsrand

1 – шахта Elandsrand; 2 – обозначение: люди и материалы; 3 – обозначение: порода и вентиляция; 4 – вспомогательный ствол; 5 – главный ствол; 6 – вентиляционный слепой ствол; 7 – вспомогательный слепой ствол; 8 – «новая» шахта Elandsrand; 9 – вспомогательный ствол № 3; 10 – изверженное вторжение; 11 – отстойники; 12 – насосная станция; 13 – ленточный конвейер.

ские риски внезапных выбросов пород. Основные принципы управления рисками». Здесь только укажем, что главными геологическими структурами шахты являются кварциты и сланцы, а тяжелой проблемой работ в их массиве стала сейс-

мичность и выбросоопасность, особенно, в целиках, оставляемых между уступами и в местах перехода нарушений и изверженных вторжений.

Используя в качестве критерия выбросоопасности показатель темпа высвобождения энергии ERR, на шахте было проведено сравнение направления отработки шахтного поля забоями по простиранию и по восстанию (рис. 1.16).

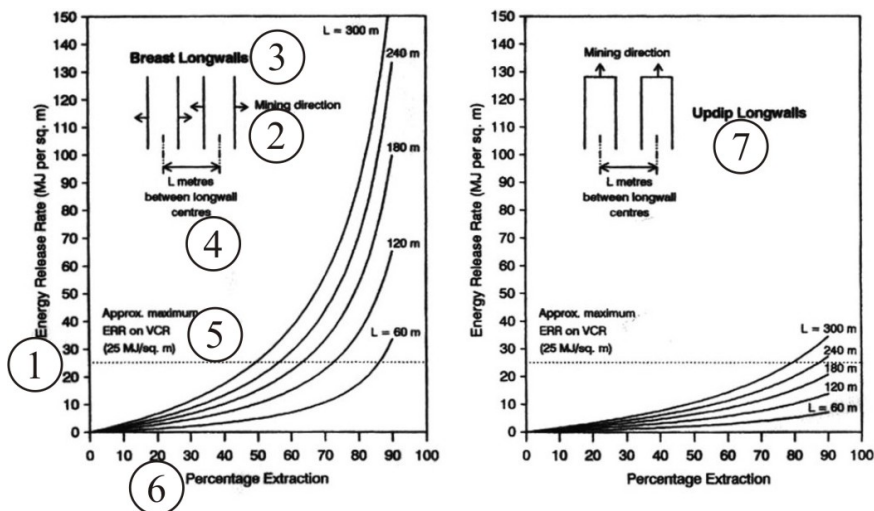


Рис. 1.16. Сравнение темпов высвобождения энергии при различном направлении отработки шахтного поля

- 1 – темп высвобождения энергии; 2 – направление отработки;
3 – длинные забои по простиранию; 4 – расстояние между длинными забоями; 5 – примерный максимум ERR в месторождении VCR;
6 – процент извлечения; 7 – длинные забои по восстанию.

На рис. 1.17 в качестве аналогов показаны принципиальные решения подобных систем разработки, применяемые на платиновых шахтах Южной Африки, разрабатывающих пологие (до 13°) залежи, а на рис. 1.18 – варианты механизации в забоях добычных уступов.

В условиях шахты Elandsrand длина забоев, отрабатываемых по восстанию, ограничивается расстояниями между

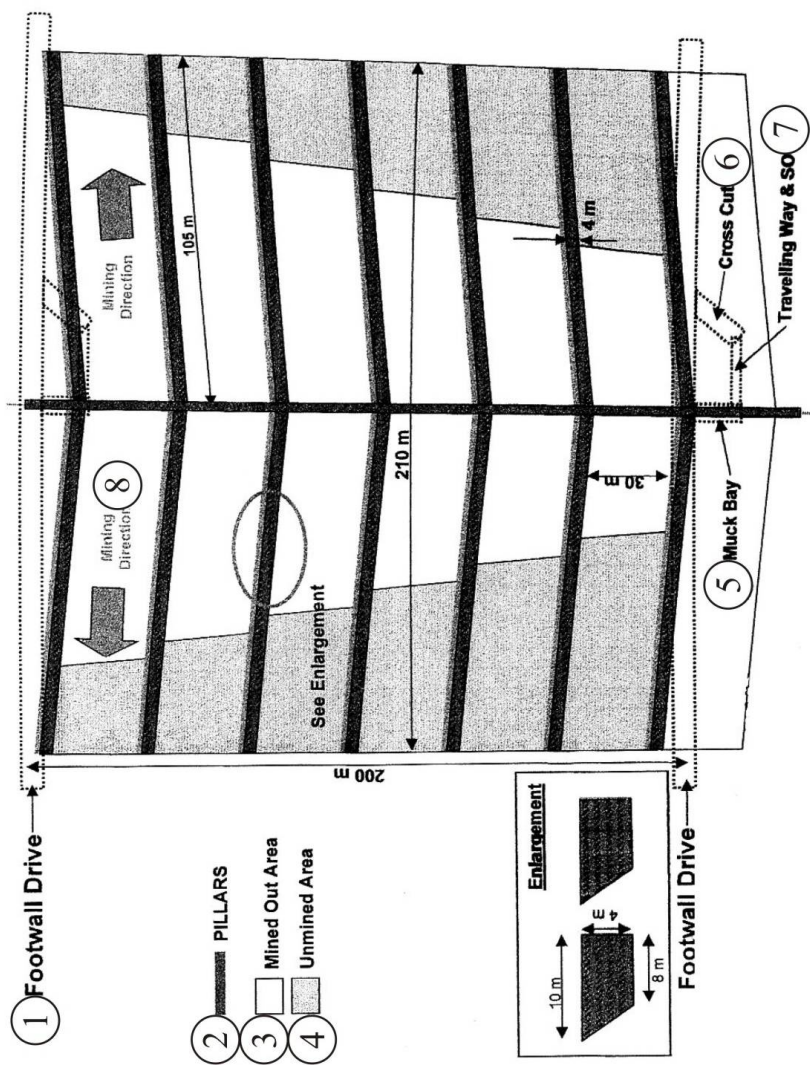


Рис. 1.17. Принципиальные решения различных систем разработки на платиновых шахтах Южной Африки

6)

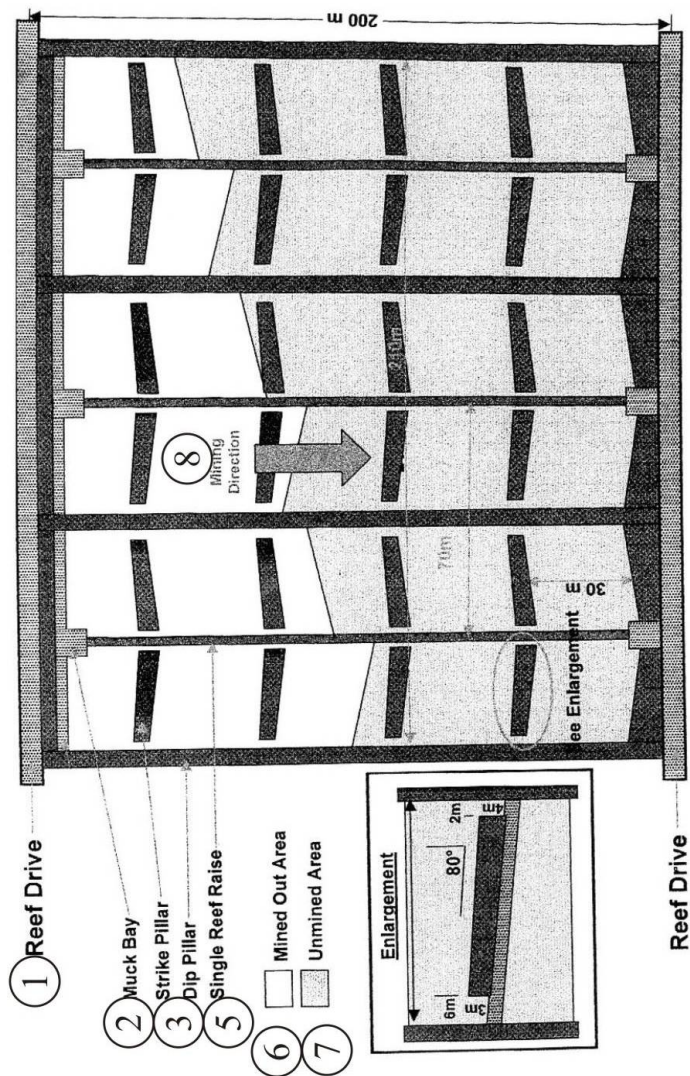


Рис. 1.17. Принципиальные решения различных систем разработки на платиновых шахтах Южной Африки (окончание)

Объяснения к рис. 1.17:

а) забои по простиранию.

1 – штрек в лежащем боку массива; 2 – целики; 3 – отработанная площадь; 4 – неотработанная площадь; 5 – погрузочный пункт; 6 – квершлаг; 7 – выработки доступа; 8 – направление отработки.

б) забои по падению.

1 – штрек, пройденный по рудному телу; 2 – погрузочный пункт; 3 – целик по простиранию; 4 – целик по падению; 5 – рудоспуск; 6 – отработанная площадь; 7 – неотработанная площадь; 8 – направление отработки.

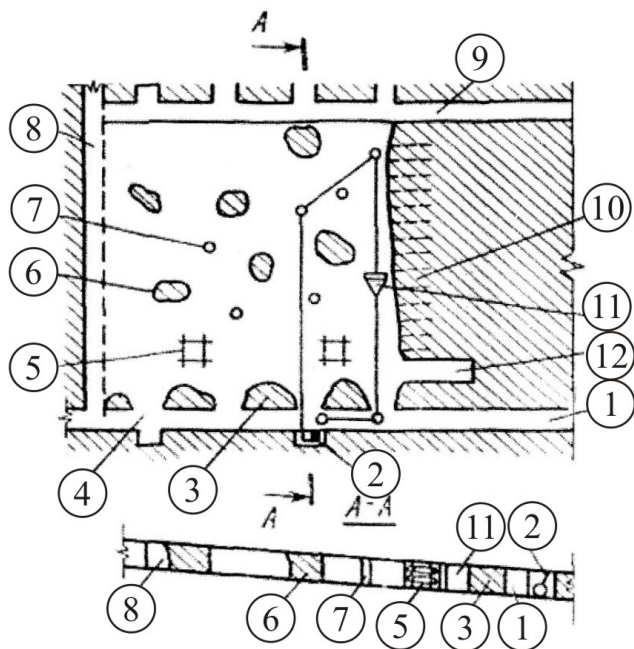
целиками, ограждающими неоднородности шахтного поля, расположенные по падению залежи. Это, в свою очередь, лимитирует создание большого пролета выработанного пространства и тем самым снижает темп высвобождения сейсмической энергии (до 50%), а, следовательно, создает более благоприятную сейсмическую обстановку.

С другой стороны, сравнительно большая длина забоев, отрабатываемых по простиранию залежи и их приспособляемость к условиям изменяющегося рудного тела, считаются более предпочтительными. Снижение в этом случае значения ERR может быть достигнуто поочередной отработкой блока с двух сторон рудоспуска. Сокращение пролета выработанного пространства, поддерживаемого при таком варианте, обеспечивается так называемой последовательной сетью (sequential grid) основных и участковых выработок туннельного типа.

Стабилизирующие целики, расположенные в этом случае по простиранию залежи, позволяют снизить уровень ERR, уменьшая выбороопасность массива. Эти целики имеют ширину 30 м и располагаются на расстоянии 200 м друг от друга, обеспечивая степень выемки запасов месторождения, равную 85%.

Сеть туннелей, проводимых в лежащем боку массива, развивается до начала добычных работ. Транспортные выработки обычно располагаются на расстоянии 70-80 м по вертикали от рудного тела, и квершлаг доступа к нему, а в даль-

а)



б)

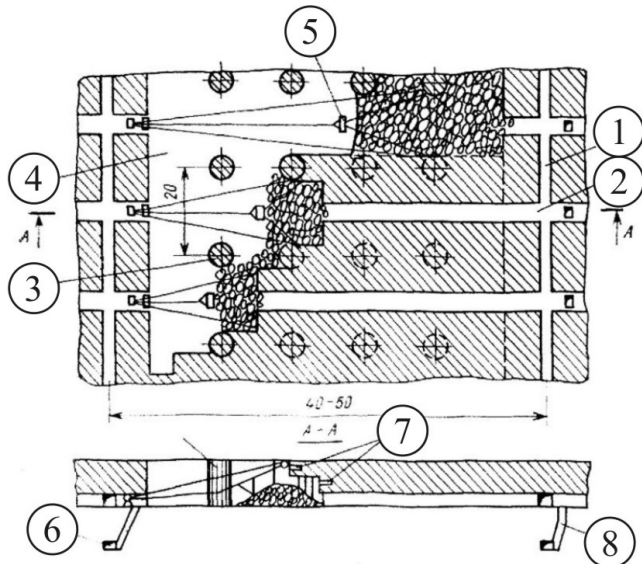


Рис. 1.18. Варианты механизации добычных работ при различных системах разработки рудного тела

Объяснения к рис. 1.18:

а) длинный забой.

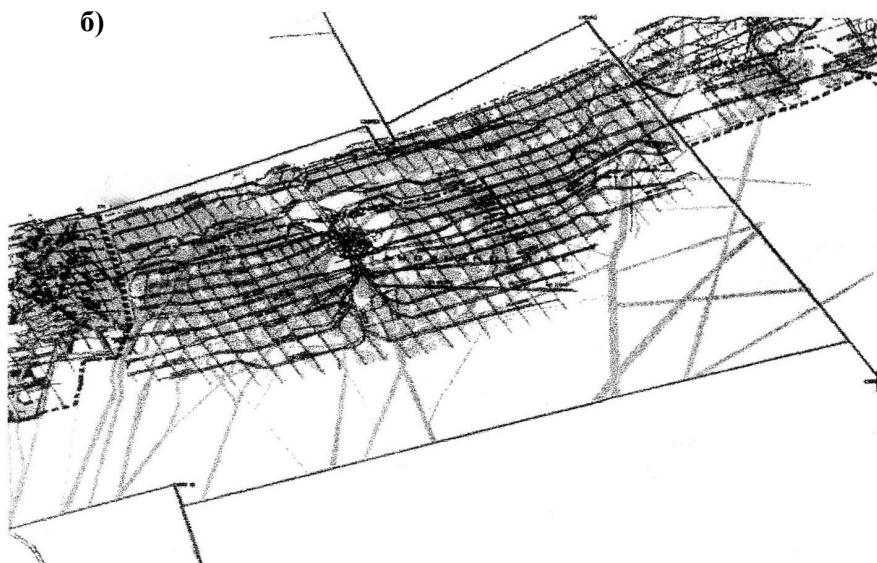
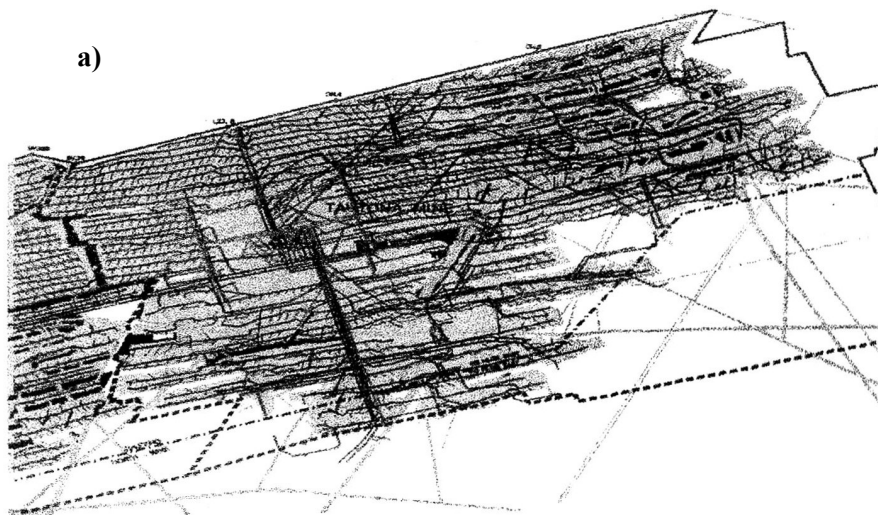
1 – откаточный штрек; 2 – скреперная лебедка; 3 – приштрековые целики; 4 – рудоспуск; 5 – костры; 6 – опорные целики; 7 – стойки; 8 – отрезная восстающая; 9 – вентиляционный штрек; 10 – скважины; 11 – скрепер; 12 – передовая выработка.

б) камерная система разработки.

1 – штрек; 2 – подсечная выработка; 3 – целик; 4 – камера; 5 – скрепер; 6 – полевой штрек; 7 – скважины; 8 – рудоспуск.

нейшем – рудоспуски, проходятся с интервалами 200 м (рис. 1.19, 1.20). Эти рудоспуски оборудуются до начала добычных операций.

Система с последовательной сетью туннелей позволяет также получить заблаговременную информацию о геологических неоднородностях месторождения, пересекаемых транспортными штреками и квершлагами. В ходе дальнейших работ эти неоднородности (нарушения, изверженные вторжения, расчлененные породные блоки) ограждаются целиками, дополнительными к регулярным, оставляемым по дизайну. Опыт показал, что сейсмические события часто происходят в геологических структурах лежащего бока рудного тела после того, как к ним приближаются горные работы. Эта ситуация схематически показана на рис. 1.21, где видно, что наблюдаемая сейсмичность расположена в нарушении на 70 м ниже целика. На шахте предлагалось проходить вскрывающий квершлаг в нестабильную зону с транспортного штрека, отстоящего от добычных работ и, следовательно, расположенного в зоне, разгруженной от горного давления. Из забоя вскрывающего квершлага предусматривалось бурение в нестабильную зону разгрузочных скважин. Однако, такое решение могло создать проблемы с устойчивостью квершлага из-за высоких вертикальных напряжений, особенно, вызванных геометрией добычных забоев в расположенных выше уступах.



**Рис. 1.19. Планировка горных работ при разных вариантах
вскрытия и подготовки шахтного поля**

*а) сеть туннелей при длиннозабойной системе разработки;
б) последовательная сеть туннелей.*

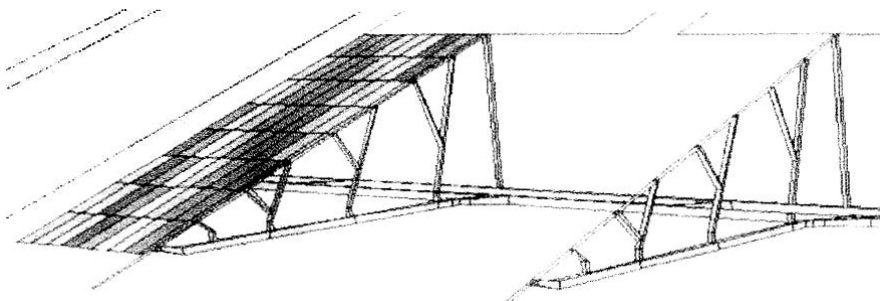


Рис. 1.20. Расположение транспортных и участковых выработок при последовательной сети туннелей

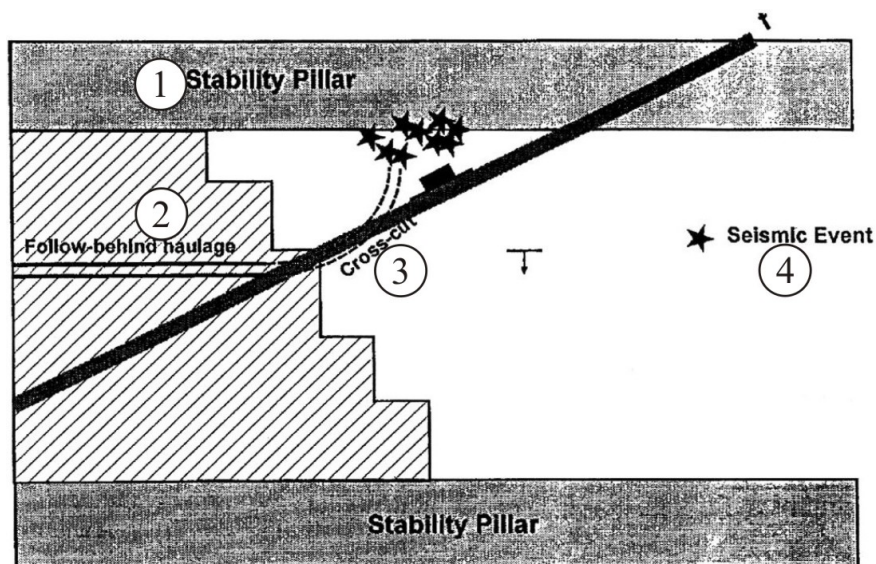


Рис. 1.21. Схема длинного забоя, приближающегося к нарушению
 1 – стабилизирующий целик; 2 – транспортный штрек; 3 – квершлаг;
 4 – сейсмическое событие.

При выборе окончательного варианта все описанные обстоятельства оценивались применительно к реальным условиям конкретных участков. Общий подход к схеме отработки шахтного поля показан на рис. 1.22. Поскольку более глубо-

кие горизонты открываются позднее, чем менее глубокие, общий фронт работ получает V-образную форму шеврона – (нашивки на рукаве форменной одежды – chevron pattern). Последовательность работ у каждого рудоспуска показан на рис. 1.23. Формирование целика происходит из условия ограничения уровня ERR. При достижении его предельного значения сейсмоопасность устраняется остановкой в этой точке добычных работ.

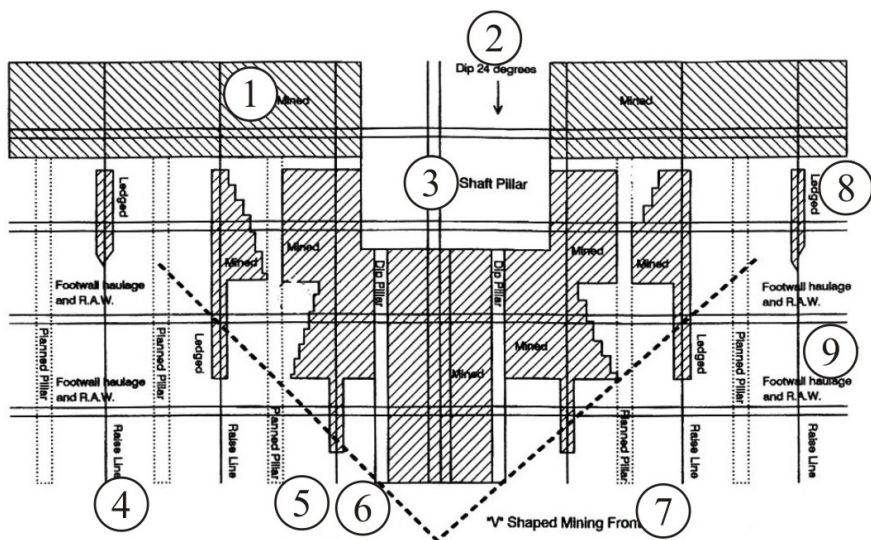


Рис. 1.22. Общая стратегия отработки уступов и формирования фронта добычных работ при последовательной сети туннелей

1 – отработанная площадь; 2 – падение под углом 24° ; 3 – пристольный целик; 4 – линия рудоспуска; 5 – планируемый целик; 6 – целик, расположенный по падению; 7 – фронт работ «шевронно-го» вида; 8 – вруб забоя; 9 – транспортная выработка в лежащем боку массива

Расстояние между рудоспусками ограничивается практически приемлемой максимальной дистанцией работы скрепера, транспортирующего и отгружающего руду. При наличии в

рудном теле неоднородности она может обрамляться стабилизирующим целиком (рис. 1.24), который в этом случае выполняет двойную функцию – снижает пролет выработанного пространства и предотвращает пересечение неоднородностей добычным забоем.

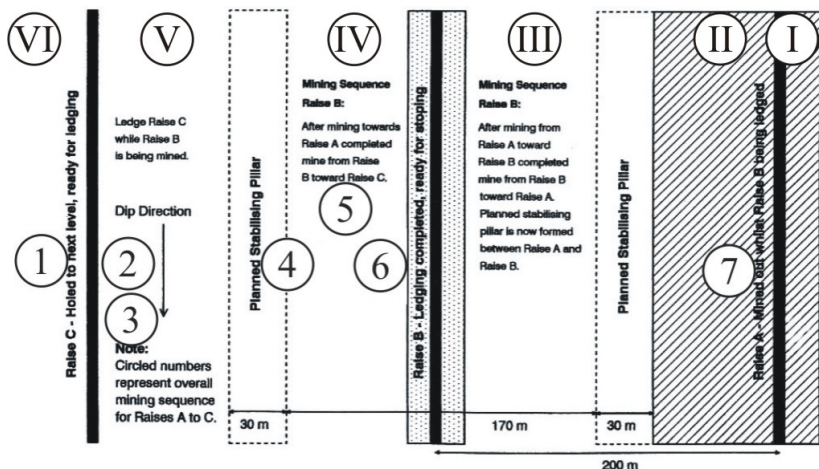


Рис. 1.23. Последовательность работ у рудоспуска (римские цифры)

1 – скважина пробурена, готовность для вруба забоя; 2 – направление падения; 3 – номерами в кружочках показана последовательность работ; 4 – планируемый стабилизационный целик; 5 – после завершения отработки по направлению к рудоспуску А работы направляются от рудоспуска В к рудоспуску С; 6 – вруб завершен, готовность для работы уступа; 7 – отработанная площадь.

Последовательная сеть туннелей была применена в шахте Elandsrand, начиная с ранних 1990-х гг. ниже гор. 76. Формирование целиков завершилось к 1995 г.

При традиционной длиннотрапной системе разработки с целью разгрузки туннелей от горного давления они сосредотачивались обычно под выработанным пространством, располагаясь на глубине примерно 30 м под рудным телом. Однако,

при последовательной сети главные туннели проводятся заранее над будущими добычными работами с тем, чтобы обеспечить своевременную связь уступов с транспортными горизонтами. Такое решение приводит к последующей надработке туннелей, чем и объясняется их значительное удаление от рудного тела. Работоспособное состояние туннелей в течение 30-40 лет обеспечивается также выбором адекватной крепи.

На рис. 1.24 показаны последовательные фазы добычных работ над сетью заранее пройденных туннелей.

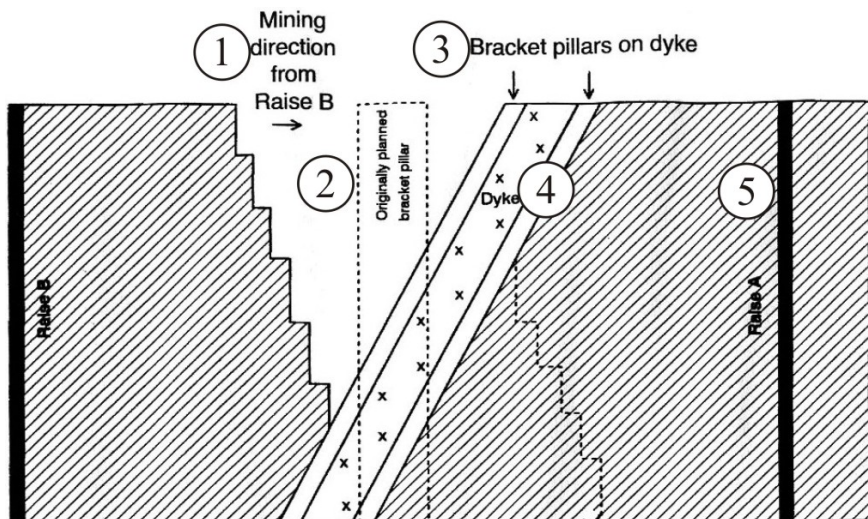


Рис. 1.24. Пример целика обрамляющего изверженное вторжение

1 – направление отработки; 2 – первоначальный планируемый обрамляющий целик; 3 – фактически обрамляющий целик; 4 – изверженное вторжение; 5 – рудоспуск.

1-ой фазой можно считать проведение туннелей, как правило, в кварцитах с природной осевой прочностью на сжатие около 200 МПа и напряжениями 80 МПа на глубине 3000 м, 110 МПа – на глубине 4000 м с периферическими (тангенциальными) напряжениями на контурах туннелей примерно 240МПа и 330МПа соответственно. На глубине 3000 м проис-

ходит от среднего до сильного расслоения поверхности туннелей, на глубине 4000 м - от очень сильного до тяжелого.

В этих условиях традиционное крепление туннелей болтами становится недостаточным и требуется своевременное применение набрызгбетона, армированного стальным волокном или усиленного металлической сеткой.

На 2-ой фазе начинается отработка добычных уступов вначале в одном направлении от рудоспуска, затем в другом. Эти работы вызывают напряжения в транспортных туннелях и, особенно в квершлагах, вскрывающих рудное тело. Напряжения могут быть минимизированы одновременной отработкой уступов в обоих направлениях, что создает в массиве «экран» разгрузки экскавации туннелей от горного давления.

Напряжения, создаваемые в них добычными работами при глубине 3000 м, относительно невелики, но серьезны в погрузочных пунктах и квершлагах, вскрывающих рудное тело. Однако, на глубине 4000 м «волна» напряжений,двигающаяся со скоростью около 15 м/сек. к массиву со стороны обрабатываемого блока, увеличивает напряжения в транспортном туннеле примерно на 140 МПа. Впоследствии, при отработке блока в другом направлении напряжения в туннеле под ним уменьшаются на 90 МПа, поскольку туннель ранее уже надработан добычными уступами. Такие изменения напряжений могут вызвать серьезные повреждения туннелей, если они не закреплены адекватно.

На 3-ей фазе, возникающей после нескольких лет добычных работ, формируются высоко напряженные стабилизирующие целики, расположенные по падению (рис. 1.22-1.24), и во многих из них размещаются геологические неоднородности, переход которых весьма нежелателен. Участки транспортных туннелей под целиками (примерно 5-10% общей длины туннелей) характеризуются высокой сейсмической активностью.

Следует отметить, что технология строительства выработок туннельного типа при описанной системе работ в последние годы успешно развивается, что позволило довести скорость их проходки до 800 м/мес., составляя в среднем 2 м/сут. при сечении 3х3,5 м.

Идентификация сейсмических событий осуществляется на шахте с использованием геофонной сети, коммуникационного оборудования, центрального контрольного компьютерного пункта. На рис. 1.25 показана частота возникновения сейсмических событий с магнитудами равными или превышающими 1,0.

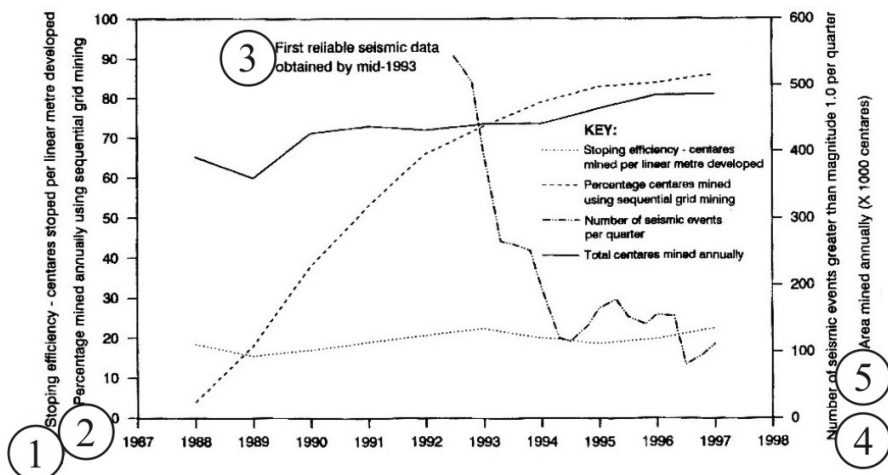


Рис. 1.25. Статистика сейсмических событий на шахте Elandsrand за 1988-1997 гг.

1 – эффективность отработки, м^2 на 1 метр подготовительных работ; 2 – процент (годовой) использования последовательной сети туннелей; 3 – первые надежные данные сейсмичности, полученные к 1993 г.; 4 – число сейсмических событий за квартал с магнитудой более 1,0; 5 – годовая отработанная площадь ($\times 1000, \text{м}^2$).

Внедрение последовательной сети туннелей позволило снизить уровень сейсмичности, но это решение не является

единственной причиной такого снижения. На него влияют также меры по управлению безопасностью работ, выбор адекватных систем крепи, обучение персонала. Однако, метод ведения горных работ играет здесь весьма значительную роль.

В табл. 1.2 для шахты Elandsrand показано сравнение сейсмичности, генерируемой длиннозабойной системой разработки и последовательной сетью туннелей. Рис. 1.26 иллюстрирует развитие плана горных работ шахты с последовательной сетью туннелей в 1983-1995 гг.

Таблица 1.2 – Сравнение сейсмичности при последовательной сети туннелей и длиннозабойной системе разработки

Параметр	Последовательная сеть (SG)	Длинные забои (LW)	Отношение SG/ LW
Отработанная площадь, м ²	318357	197402	1,61
Средняя площадь, отработанная на сейсмическое событие с магнитудой > 0,8 м ² (общее число событий)	428 (743)	296 (667)	1,45
Средняя площадь, отработанная на сейсмическое событие с магнитудой ≥ 2,0 м ² (общее число событий)	22740 (14)	8973 (22)	2,53
Магнитуда наибольшего события	3,0	2,9	1,03
Магнитуда второго по величине события	2,6	2,8	0,93
Объем массива, подвергаемый сейсмической активности, км ³	1,8	0,5	3,6
Кумулятивный объем пород, подвергаемый движению со скоростью ≥ 55мм/сек, км ³	0,85	1,1	0,7

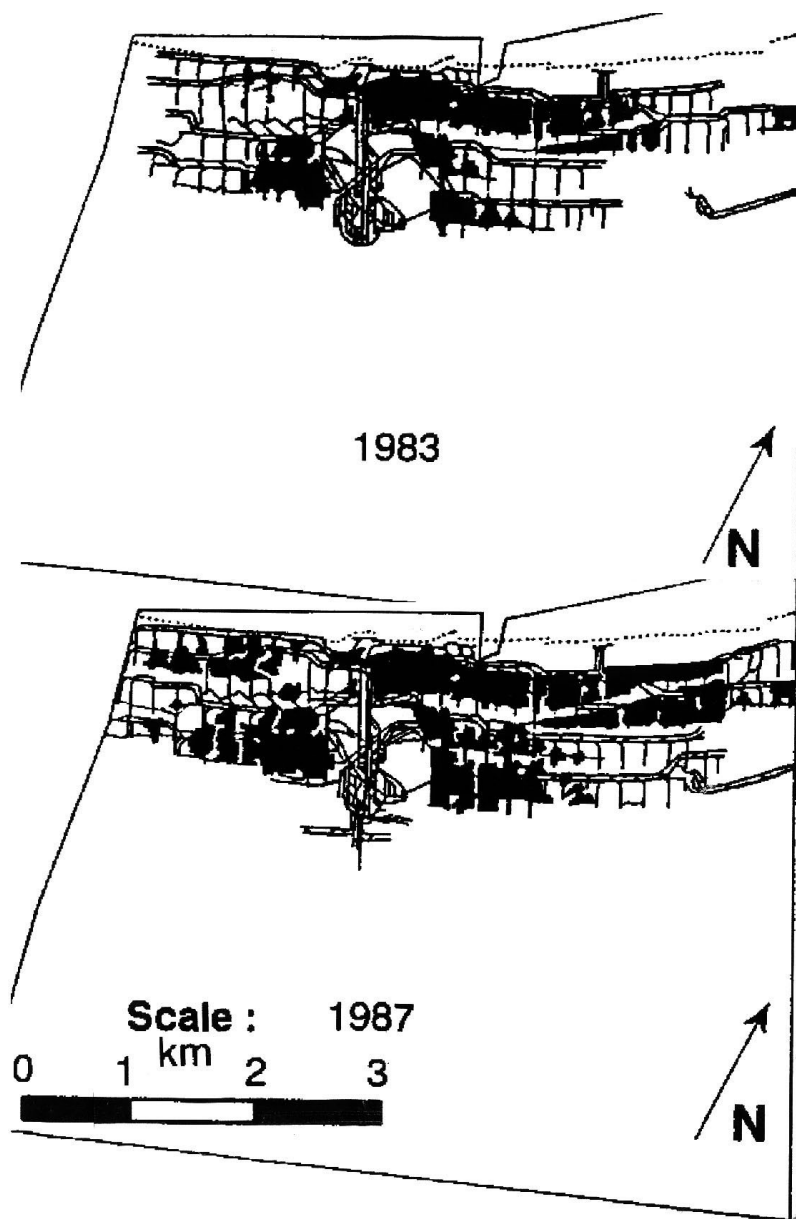
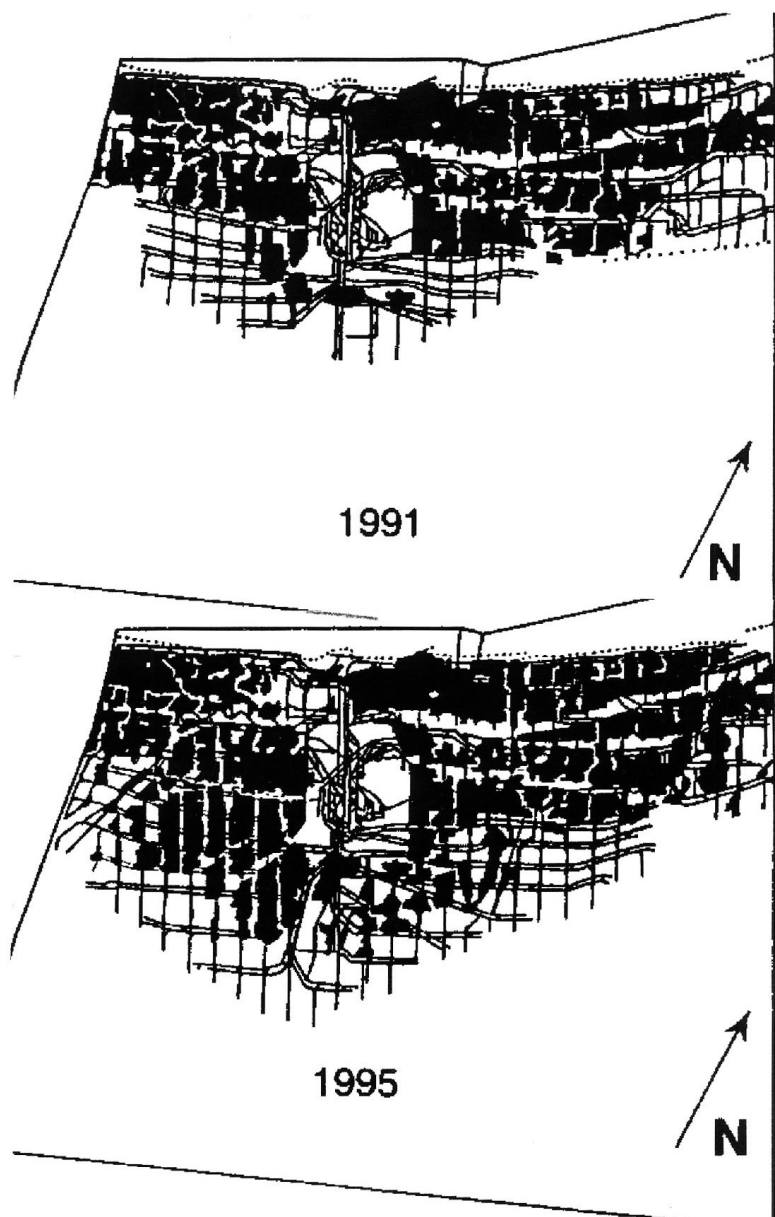


Рис. 1.26. Развитие горных работ шахты Elandsrand
в 1983г., 1987г., 1991г., 1995 г.



**Рис. 1.26. Развитие горных работ шахты Elandsrand
в 1983г., 1987г., 1991г., 1995 г. (окончание)**

Анализ табл. 1.2 критериями сейсмологии показывает существенно большую сейсмоопасность длиннозабойной системы разработки.

Шахта Western Deep Levels района Carletonville Goldfields разрабатывает два месторождения золота Ventersdorp Contact Reef (VCR) и Carbon Leader Reef (CLR) (рис. 1.27, 1.28). Здесь в мае 1994 г. произошел выброс с магнитудой 2,1, повредивший добычной уступ залежи VCR на глубине 2300 м. Фрагмент плана горных работ показан на рис. 1.29.

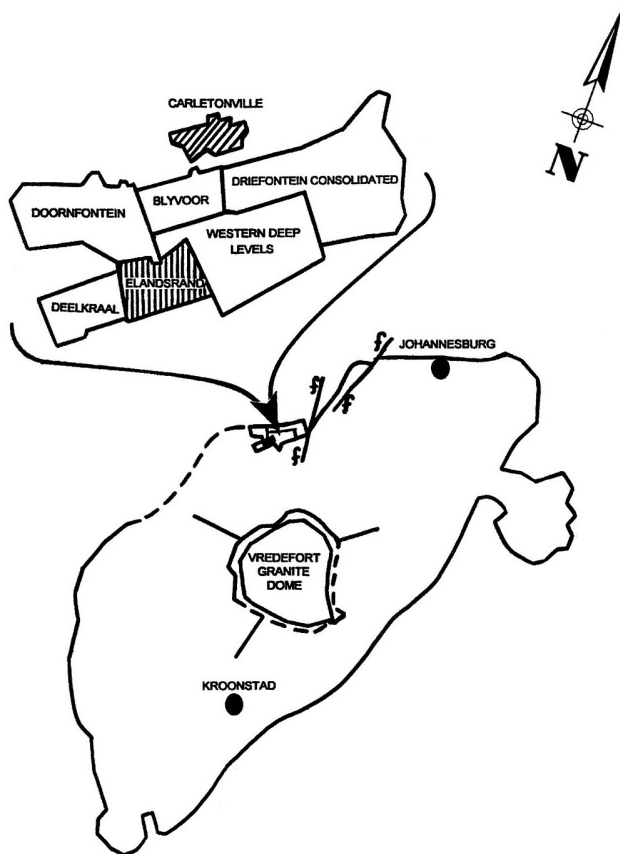


Рис. 1.27. Район золотодобывающих шахт Carletonville, Южная Африка

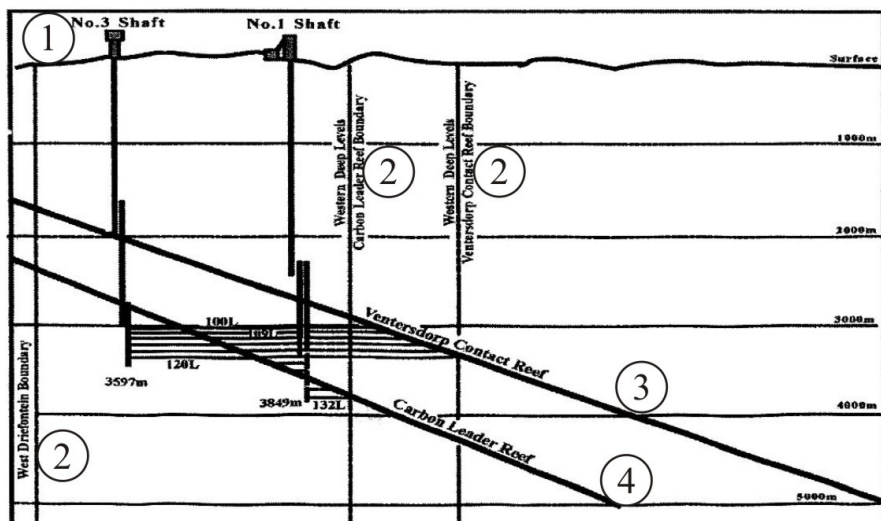


Рис. 1.28. Схема вскрытия шахты Южной Африки, разрабатывающей месторождения золота VCR и CLR;
 1 – ствол; 2 – граница отработки; 3 – месторождение VCR;
 4 – месторождение CLR.

В области выброса рудное тело мощностью 1-2 м имело угол падения на юг 20^0 и складки нарушенности, пересекающие границы породных слоев. Амплитуды нарушений варьировались от нескольких метров до десятков метров. В пределах 40 м от места выброса в неразрабатываемой зоне находилось изверженное вторжение.

Геологическими особенностями и горными работами сформировался целик в виде полуострова (рис. 1.29). Уступ, разрабатываемый в восточном направлении, встретил нарушение с амплитудой сброса 8 м. Уступ, разрабатываемый в западном направлении, вошел в антиклинальную (выпуклую вверх) складку, которая определила направление подвигания забоя (рис. 1.30, 1.31).

На рис. 1.32 показаны точки наблюдений, проведенных на участке выброса:

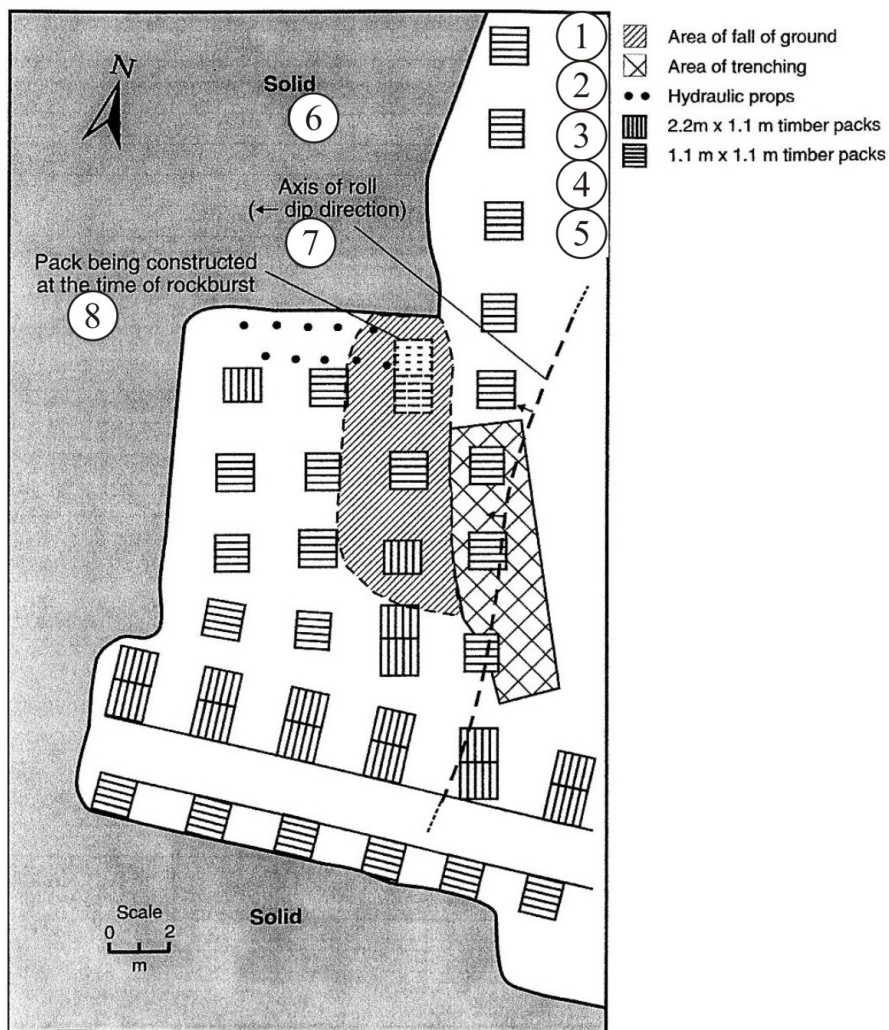


Рис. 1.30. Детальный план горных работ в месте выброса мая 1994г.

1 – зона обрушения пород; 2 – зона разработки траншеи в зоне волнистой складки; 3 – гидравлические стойки; 4 – костры с размерами 2,2х1,1 м; 5 – костры с размерами 1,1х1,1 м; 6 – массив; 7 – ось волнистой складки, направление падения; 8 – костер, сооруженный ко времени выброса.

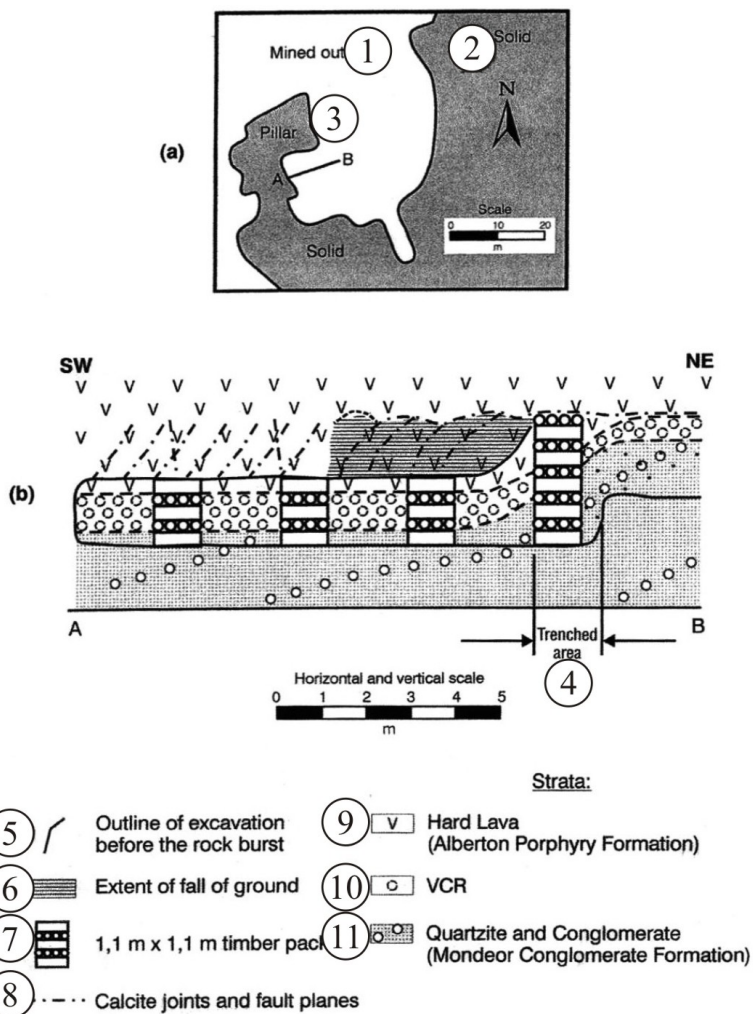


Рис. 1.31. План и продольный разрез в месте выброса мая 1994г. с геологическими подробностями и костровой крепью

а) план; б) продольный разрез.

1 – выработанное пространство; 2 – массив; 3 – целик; 4 – зона разработки траншеи; 5 – контур экскавации до выброса; 6 – зона, обрушения пород; 7 – деревянный костер; 8 – сочленения кальцита и плоскости нарушений; 9 – твердая лава; 10 – месторождение VCR; 11 – кварцит и конгломерат.

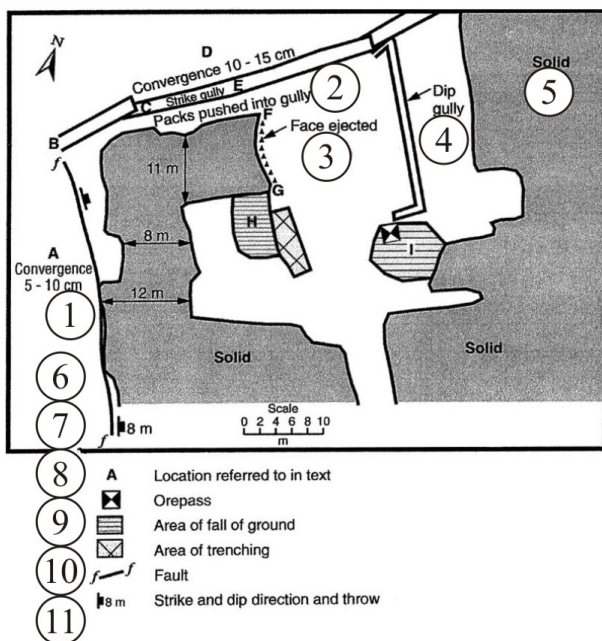


Рис. 1.32. Точки наблюдений, проведенных на участке выброса мая 1994г.

*1 – конвергенция; 2 – деревянные костры, вытесненные в штрек;
3 – отторжение забоя; 4 – штрек по падению; 5 – массив; 6 – точки наблюдений, упомянутые в тексте; 7 – рудоспуск; 8 – зона обрушения; 10 - нарушения; 11 – направление простираения, падения и сброса.*

Д – выработанное пространство с конвергенцией 10-15см;

F-G – забой, остановленный при встрече антиклинали, зона пород, отторгнутых в пространство между первоначальным положением забоя и первой линией установленных костров (рис. 1.33, 1.34);

Н – зона тяжелых повреждений из-за падения пород, разрушенных на мелкие фрагменты. Крепь, состоящая из костров с размерами 1,1х1,1 м и гидравлических стоек в забое, оказалась неэффективной из-за сложных геологических условий;



**Рис. 1.33. Породы, отторгнутые от лежащего бока между точками
F и Q (рис. 1.32)**



**Рис. 1.34. Забой в точке Н (рис. 1.32), где произошли тяжелые
повреждения**

I – обрушения кровли, засыпавшие скреперную лебедку.

Изучение места выброса и проведенные расчеты показали, что механизмом его источника было скорее разрушение целика, чем скольжение массива вдоль изверженного вторжения. Устанавливались некоторые другие факторы, которые привели к фрагментации и обрушению пород во время сейсмических сотрясений массива при переходе горными работами антиклинальной складки:

- форма и размеры целика 8-12 м (рис. 1.32). При большей прочности одной части целика, чем другой, он весь мог быть разрушен одновременно;

- отношение ширины к высоте целика. Если оно становится малым, велика опасность разрушения целика. При ширине 8-12 м и средней высоте (вынимаемой мощности) уступа 1,6 м номинальное отношение ширина/высота равное 6 было уменьшено до 3 из-за увеличения высоты уступа на 2 м при переходе антиклинали. Нарушения, параллельные напластованию, за счет расщепления пород также фактически увеличили высоту целика, что привело к снижению отношения ширина/высота и увеличило опасность выброса;

- выбросоопасность участка увеличилась из-за сложной композиции пород и их взаимодействия при сейсмическом событии;

- на фрагментацию и выпадение породных блоков влияют многочисленные заполненные кальцитом плоскости их сочленений висячем боку залежи, особенно в районе антиклинали.

Замеры и проведенные расчеты показали, что главные напряжения в изверженном вторжении были невелики (85-95 МПа) и изменения в напряжениях не превышали 2 МПа, что свидетельствовало о непричастности этого вторжения к внезапному выбросу пород.

Из-за ограниченного пролета выработанного пространства в районе выброса темп высвобождения энергии ERR также оказался небольшим (менее 20 МДж/м²). Напряжения, нормаль-

ные к плоскости рудного тела, превышали 500 МПа по периметру целика, из-за чего его контур был разрушен, а нагрузка передавалась на внутреннюю часть целика. Рассчитанные в нем напряжения составляли в среднем 150-250 МПа в начале отработки, увеличиваясь во время выброса до 200-300 МПа. При минимальной осевой прочности пород 180 МПа отношение напряжений к прочности было менее 1,6. Такое значение считалось безопасным (менее нормативного значения 2,5, которое является предельным для целика с отношением ширины/высота более 10). Однако, поскольку перед забоем наблюдалась сеть интенсивной трещиноватости на глубине 2 м и более, а отношение ширина/высота из-за перегиба залежи уменьшилось до 3, целик мог выдержать нагрузку существенно меньшую, чем осевая прочность лабораторного образца, что привело к разрушению целика.

На шахте Blyvooruitzicht, района Carletonville Fields (рис. 1.35 а) в сентябре 1977 г. произошел большой выброс с магнитудой 4,0, сопровождающийся катастрофическими повреждениями в нижней восточной стороне длинного забоя В2 (рис. 1.36). Здесь длинный узкий целик, образовавшийся в ходе горных работ между длиннозабойными уступами В1W и В2Е имел ширину около 100 м и содержал изверженное вторжение шириной 20 м, направленное по падению. Были отработаны 9 забоев на общую длину 400 м вдоль нижней части уступа В2Е на глубине 2200 м от поверхности. Компьютерная оценка напряжений в районе равнялась 400 МПа для четырех нижних забоев, оценка ERR – 65 MJ/m^2 . Забои в уступе В1W были остановлены для подготовки к отработке целика, тогда как забои уступа В2Е приближались к изверженному вторжению.

В результате выброса наиболее серьезно пострадал уступ В2Е на длине 180 м, где полностью закрылись четыре забоя. Далее к северу конвергенция была значительно меньше, а в уступе В1W наблюдались лишь отдельные разбросанные обрушения пород. Были велики повреждения уступов 22Е и 23Е. В большинстве их забоев почва поднялась к кровле, ко-

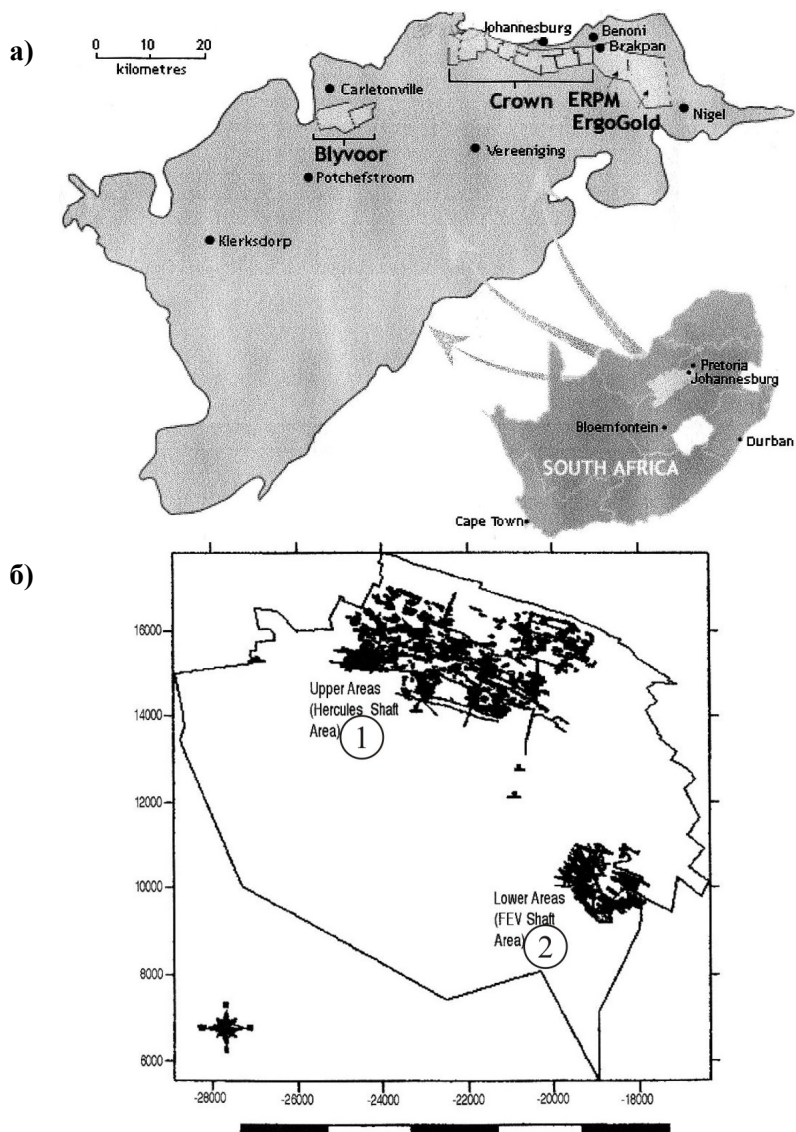


Рис. 1.35. Расположение шахты Blyvooruitzicht и ее продуктивные зоны

а) расположение шахты; б) продуктивные зоны.

1 – верхняя зона (зона ствола Hercules); 2 – нижняя зона (зона ствола FEV).

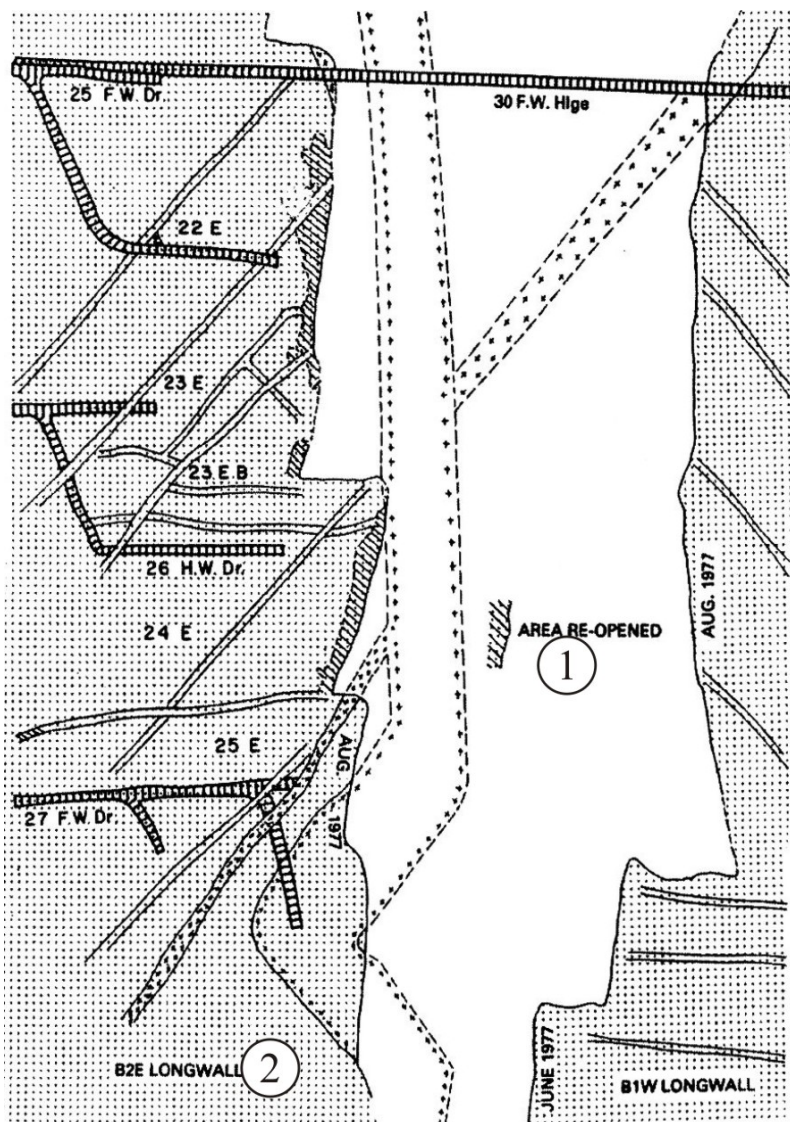


Рис. 1.36. План целика между восточными и западными забоями шахты Blyvooruitzicht

*1 – забой, возобновившие работу после выброса ноября 1977г.;
2 – длинный забой B2E.*

торая, вопреки ожиданиям, осталась неподвижной, хотя и пересекалась системой трещин, обычной для этой глубины. В выработанном пространстве уступов волнообразная конвергенция варьировалась от 50% исходной вынимаемой высоты забоя до полного смыкания его кровли и почвы. Деревянные костры крепи забоя разрушались, как минимум на 10% их первоначальной высоты, а гидравлические стойки вошли в почву почти на $2/3$ длины. Хотя почва забоя несколько слабее, чем кварцит кровли, формально она не относится к слабым породам. Несмотря на это, проникновение в нее стоек произошло в пластичной форме, что не свойственно очевидным характеристикам хрупкости пород (рис. 1.37, 1.38).



Рис. 1.37. Вид по падению вдоль забоя уступа, полностью закрытого завалом с оторванным канатом скреперной лебедки

Предполагалось, что основной причиной выброса являлось проскальзывание пород вдоль их контакта с изверженным вторжением.

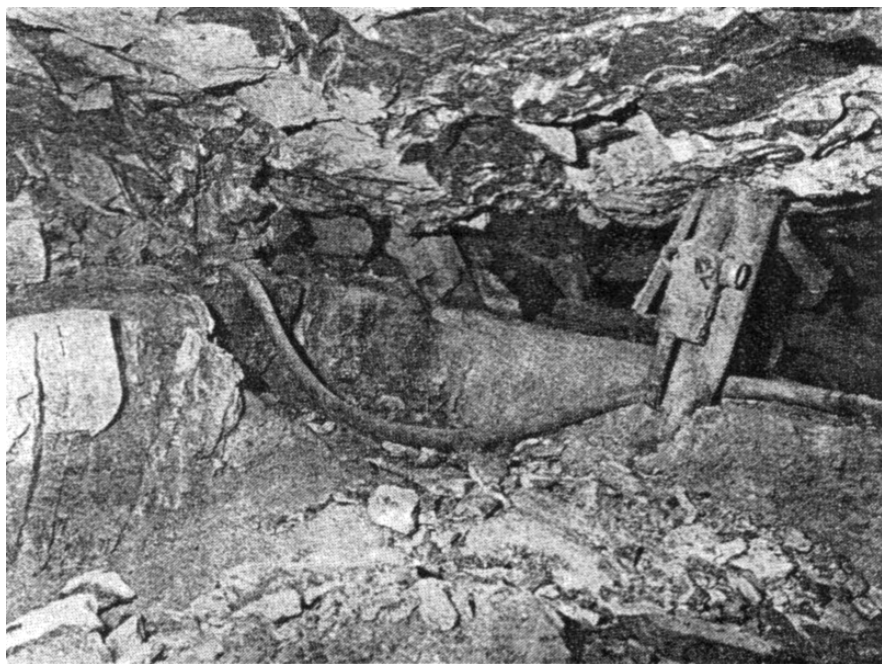


Рис. 1.38. Подъем почвы в уступе и проникновение в нее гидравлической стойки крепи

Шахты группы East Rand Proprietary (рис. 1.35 а) разрабатывали две промышленные зоны (рис. 1.35 б). В центральной зоне в настоящее время проводится доработка относительно неглубоко (2000 м от поверхности) расположенного целика в районе Upper Areas (ствол Hercules). В зоне Lower Areas (ствол Far East Vertical) на глубине между 2600 м и 3200 м применяется длиннозабойная система разработки.

Далее приводятся исторические примеры внезапных выбросов в длинных забоях обеих промышленных зон группы East Proprietary Mines.

В ноябре 1969 г. в длиннозабойном уступе 69 East в районе Lower Areas произошел выброс с магнитудой 2,7 на глубине 2780 м от поверхности. Забоем были получены весьма интенсивные повреждения в виде 50-70% конвергенции кров-

ли и почвы вдоль верхней трети его длины. Зона добычи была блокирована раздробленной породой, часть которой обрушилась из кровли забоя. Кроме того, произошел подъем его почвы. На длине 30 м разделенная трещинами кровля была круто наклонена по направлению к забою (рис. 1.39).

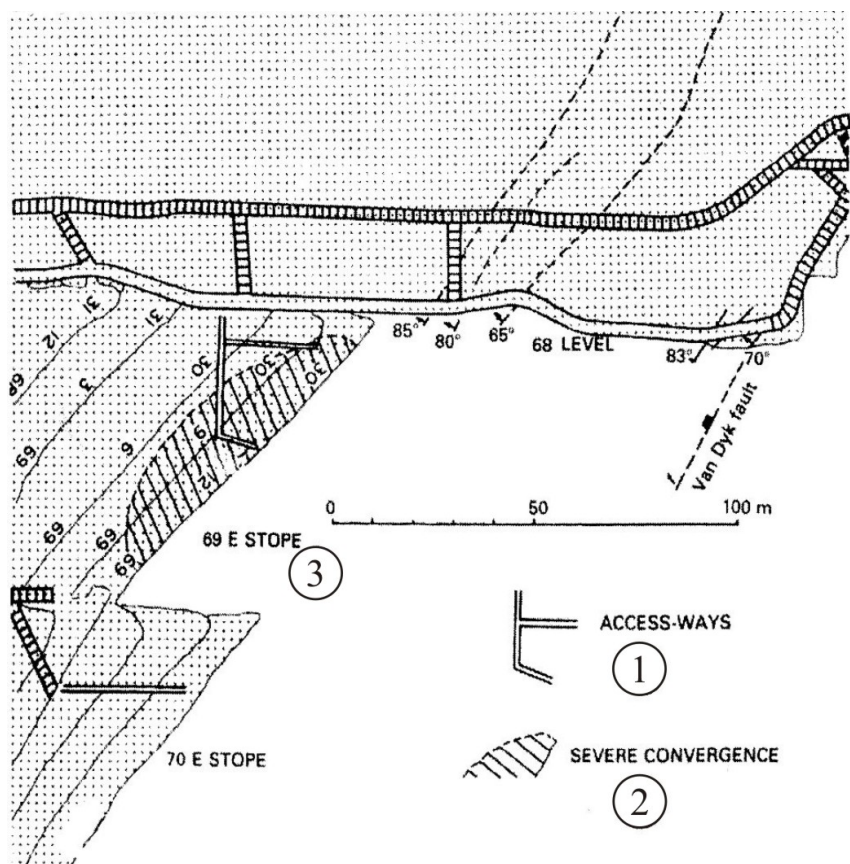


Рис. 1.39. План горных работ уступов 69 Е и 70Е

1 – пути доступа; 2 – сильная конвергенция; 3 – уступ 69Е.

В висячем боку залежи вдоль примерно 30 м длины уступа была видна выпуклая плоскость тонко раздробленных пород, крутопадающих по направлению к забою (рис. 1.40).

Это стало веским доказательством поперечного перемещения пород на несколько сантиметров, однако, плоскость трещинообразования не продолжалась через полость уступа и в его лежащий бок.

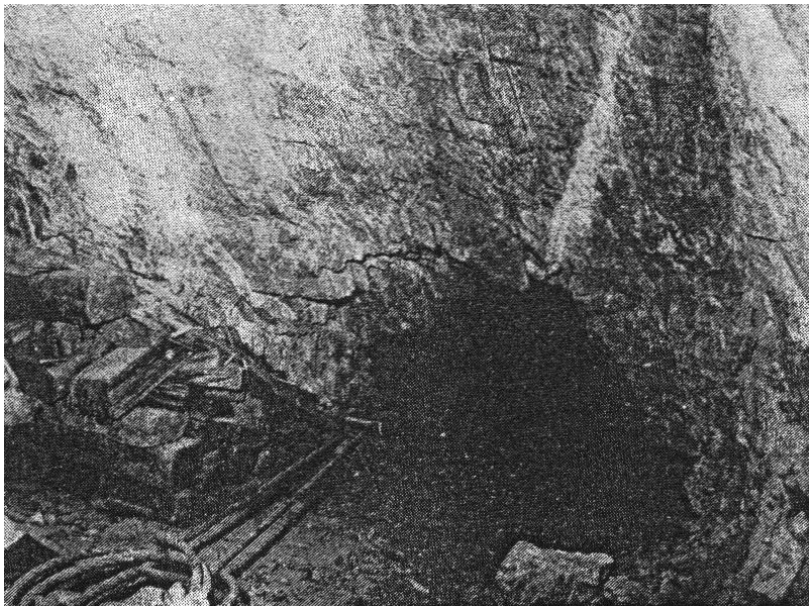


Рис. 1.40. Вид по восстанию срезанной зоны в висячем боку уступа 69Е

За три года до события горные работы в уступе 68Е сформировали его опережение по отношению к уступу 69Е равное 300 м. Этим, повидимому, объясняется возникновение 9 выбросов повышающейся тяжести, предшествующих выбросу ноября 1969 г. и расположенных в верхней части длинного забоя уступа 69Е, а также тяжесть последствий этого выброса. Существование большой нарушенной зоны и ее ответвлений перед забоем уступа 69Е усугубили ситуацию (рис. 1.39).

Срезанная зона (или трещина выброса) была интерпретирована, как след плоскости примерно параллельной забою ус-

тупа, вдоль которой произошло нестабильное перемещение пород, вызвавшее мгновенную конвергенцию и высвобождение энергии.

Другие характерные примеры трещин, появившихся в результате выбросов, наблюдались также 6 месяцами позднее в 70 м от разрыва в уступе 69Е по направлению падения.

Выбросы, случившиеся в мае 1970 г. вызвали задержки добычи в уступе 70Е в среднем на 6 дней. Вскоре после восстановления добычи, когда забой отошел всего на 5 м от его положения во время первого события в мае, висячем боку массива обнаружили две трещиноватые зоны, субпараллельные забой, сформировавшие большую узкую полость, которая отклонилась от забоя, тогда как меньшее повреждение проявилось в нем, как трещины выброса. На рис. 1.41 показана шероховатая поверхность пород, что является характерным для трещин выброса. Трещиноватая текстура – результат многих тесно расположенных ответвлений или «перьевых» трещин, пересекающих срезанную плоскость.

В июле 1967 г. в длинном забое уступа 63W в районе Lower Areas произошел выброс магнитудой 2,7, который воздействовал на несколько уступов, расположенных на средней глубине 2640 м. Пролет между восточным и западным длинными забоями составлял 950 м. Источник выброса находился в 40 м над и в 50 м перед забоем уступа 63W.

Хотя некоторые части рабочего пространства уступа были полностью закрыты выпавшими большими блоками пород кровли, позади зоны этого обрушения высота уступа уменьшалась относительно немного. Конвергенция в деревянных кострах варьировалась от 100 до 280 мм.

Обрушение пород висячего блока в забое было типичным для повреждений, вызванных на этой шахте сейсмическими событиями среднего уровня. Слои кровли мощностью от 0,7 до 1,7 м подвергаются сотрясениям или отторгаются между существующими плоскостями трещин, образующимися при горных работах в интервале от забоя до первой линии крепи.

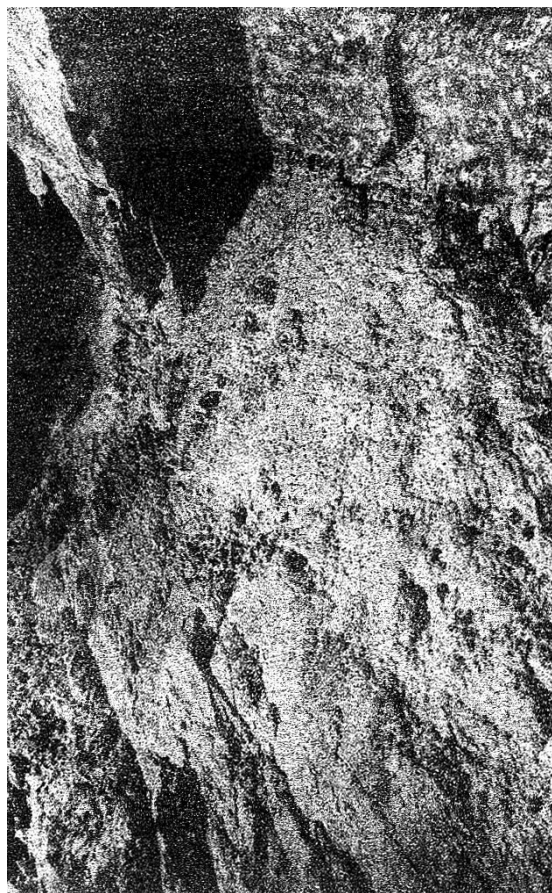


Рис. 1.41. Крупный план раздробленной поверхности забоя

Сил трения, действующих поперек этих индуцированных трещин, в стабильной обстановке обычно достаточно для предотвращения выскальзывания блоков или слоев. Однако, в ходе выброса горизонтальный растягивающий компонент волны динамического напряжения от сейсмического события приводит к раскрытию трещин и уменьшает силы трения.

Менее часто породы оказываются отторгнутыми от зон существующей ослабленности. Рис. 1.42 показывает клинообразное выпадение висячего бока, ограниченного крутопа-

дающей измельченной плоскостью среза, близкой к линии крепи, и свежую зазубренную поверхность, распространяющуюся вниз к забою уступа. Это предполагает возможность того, что выпадение клинообразного блока сильно ускорилось отражением сейсмической волны от свободной поверхности. Результирующая инерционная сила была достаточна, чтобы преодолеть прочность пород на растяжение вдоль наклоненной поверхности и разорвать кровлю. В чрезвычайных случаях такие высокие ускорения могут быть достигнуты при разрыве ранее монолитного, но ослабленного горными работами массива на блоки между индуцированными трещинами.

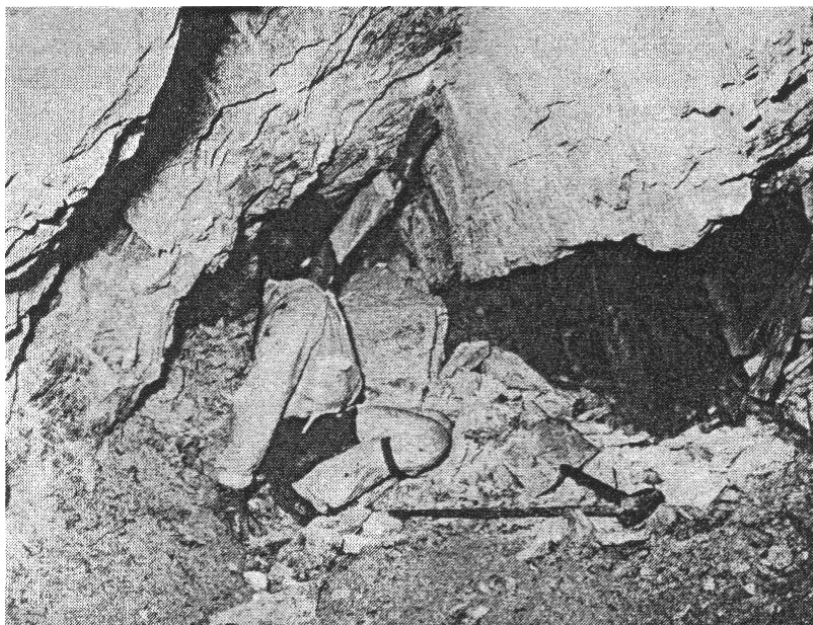


Рис. 1.42. Вид по восстанию вдоль забоя уступа 63W после выброса с магнитудой 2,7, происшедшего в 65 м перед забоем

В апреле 1977 г. в длинном забое уступа 78E района Urper Areas на глубине 3380 м от поверхности произошли два крупных сейсмических события (рис. 1.43) с магнитудами 2,9

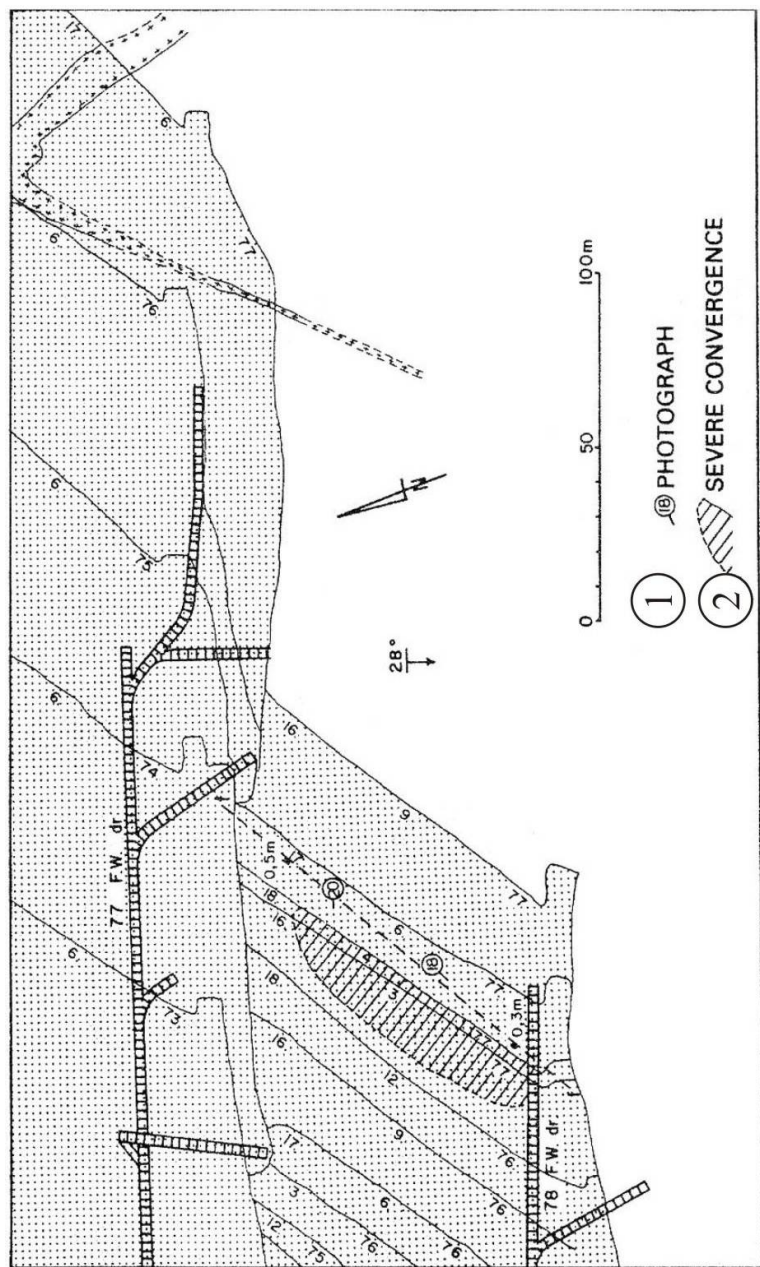


Рис. 1.43. План горных работ уступа 78Е

1 — места точек фотографирования; 2 — сильная конвергенция.

и 3,2. Эти внезапные выбросы вызвали закрытие рабочего пространства уступа 78Е. Местами высота забоя с 1 м уменьшилась до 10 см, что было результатом подъема его почвы, тогда как кровля оставалась неповрежденной. Породные слои почвы разрушились и разделились по плоскостям.

Очень тяжелое закрытие рабочего пространства произошло на расстоянии 70 м от подошвы уступа 78Е. Для того, чтобы вновь открыть забой, потребовалось 10 взрывных скважин, создавших траншею глубиной 1 м и длиной 70 м, которая показала размеры разрушения лежачего бока залежи и необходимость замены многих из существующих 180 податливых гидравлических стоек, которые были глубоко продавлены в почву, хотя и остались неповрежденными.

Несмотря на тяжесть последствий выброса, забой восстановили за 12 рабочих суток. Его нормальное продвижение 30 м/мес. было достигнуто за следующие 3 месяца.

В ходе следующих шести недель отработки уступа в его кровле обнаружилась глубокая трещина на всей длине забоя. Она совпадала по направлению с нарушением, которое падало под углом около 60^0 в северо-восточном направлении и имело небольшую амплитуду смещения – около 0,5 м (рис. 1.44). Это нарушение было настолько незначительным, что под вышележащим уступом 77Е оно не было отмечено. На рис. 1.44 видно (в левом верхнем углу) заполнение тонко измельченными породами трещины шириной 100 мм, расположенной на 2-3 м выше кровли уступа. Очевидный предпочтительный путь распространения таких трещин был создан плоскостью нарушения, простираение которого было почти параллельно забою уступа. Этим же нарушением объясняются трещины, которые образуются на расстоянии до 10 м от забоя. Далее нарушение уходит под плоскость рудного тела, образуя клин породного массива, ограниченный плоскостями нарушения (рис. 1.45). Движение вверх пород лежачего бока, ослабленных трещиноватостью, может инициироваться опусканием этого клина. Таким механизмом объясняется

подъем лежачего бока уступа, закрывающего в момент выброса выработанное пространство.

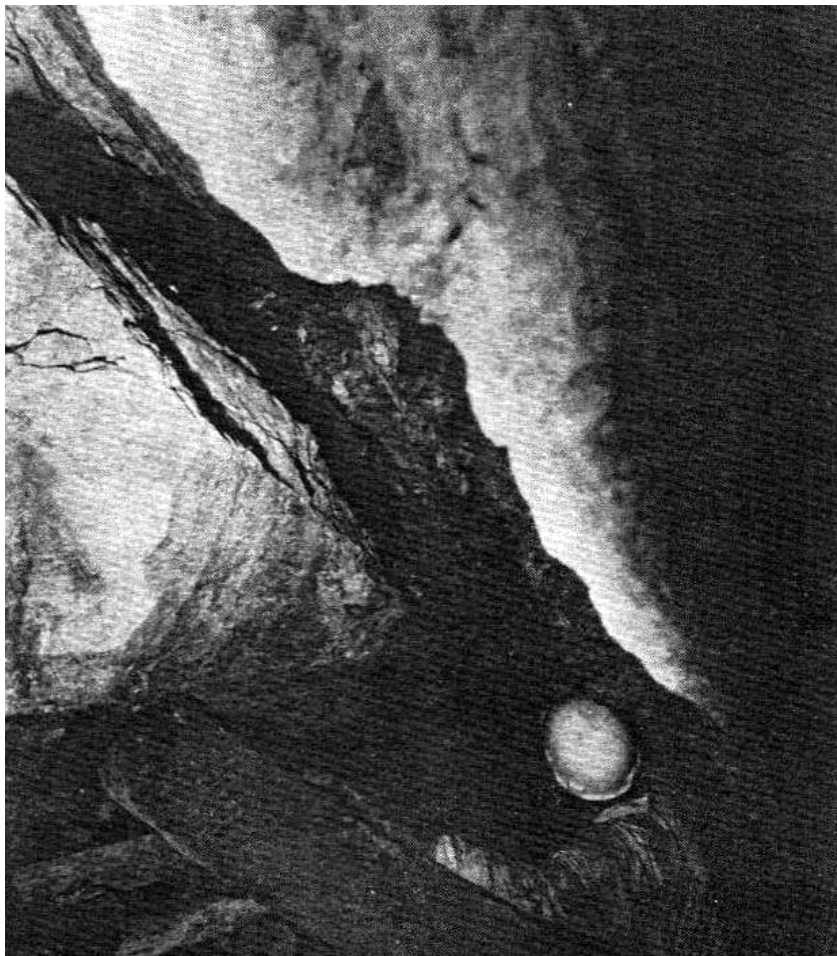


Рис. 1.44. Нарушенная зона, встреченная уступом 78Е

Скольжение породных масс по плоскостям нарушений создало весьма существенную разгрузку высоко напряженной зоны, окружающей нарушения. Это подтверждается рис. 1.46, на котором показана ситуация через 8 недель после возобнов-

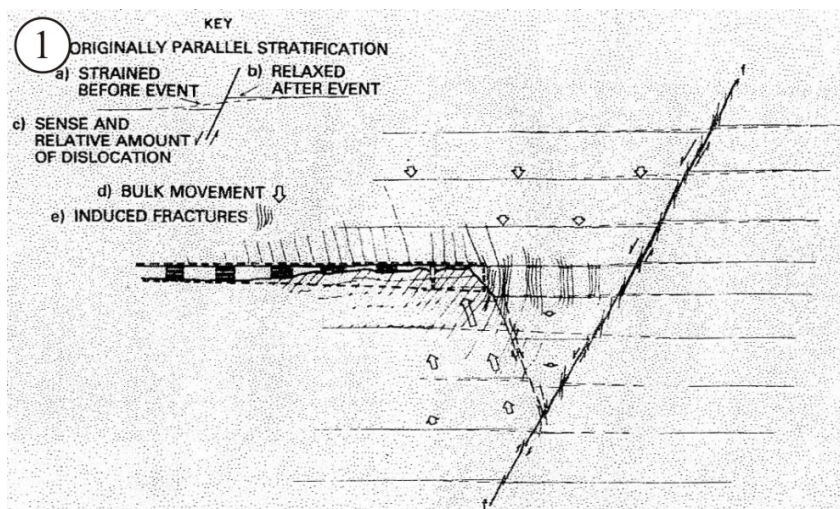


Рис. 1.45. Механизм перемещения пород вдоль плоскости нарушения

- a) напряженная зона до сейсмического события; в) зона, разгруженная после сейсмического события; c) относительное перемещение; d) движение прогиба; e) индуцированная трещиноватость.*
1 – первоначальное параллельное напластование.

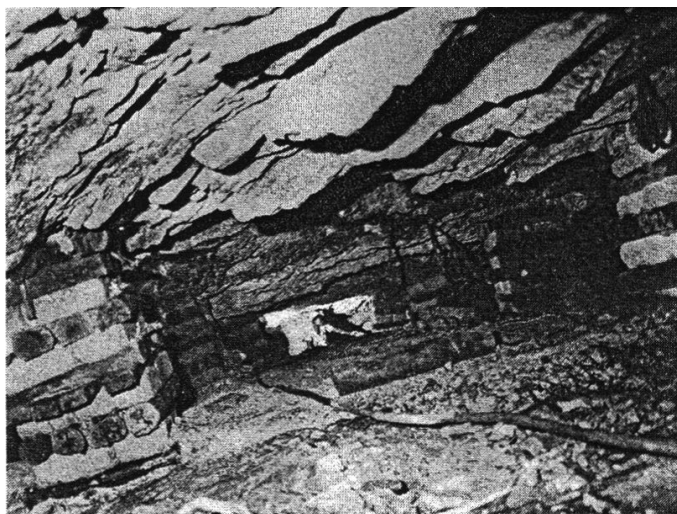


Рис. 1.46. Последствия выброса в выработанном пространстве уступа 78E

ления работы уступа. Из рисунка видна нетипичная ситуация, когда конвергенция боков уступа начинается только в 17 м от забоя и в середине пролета уступа составляет 300 мм.

Глава 2. Шахты Канады

2.1 Общие сведения

Рудные шахты Канады (рис. 2.1, 2.2) ведут работы на большой глубине и поэтому испытывают серьезное сейсмическое воздействие. Среди многочисленных районов сосредоточения руд различных металлов примером опасности внезапных выбросов пород служит бассейн Sudbury, провинция Ontario (рис. 2.3, 2.4).

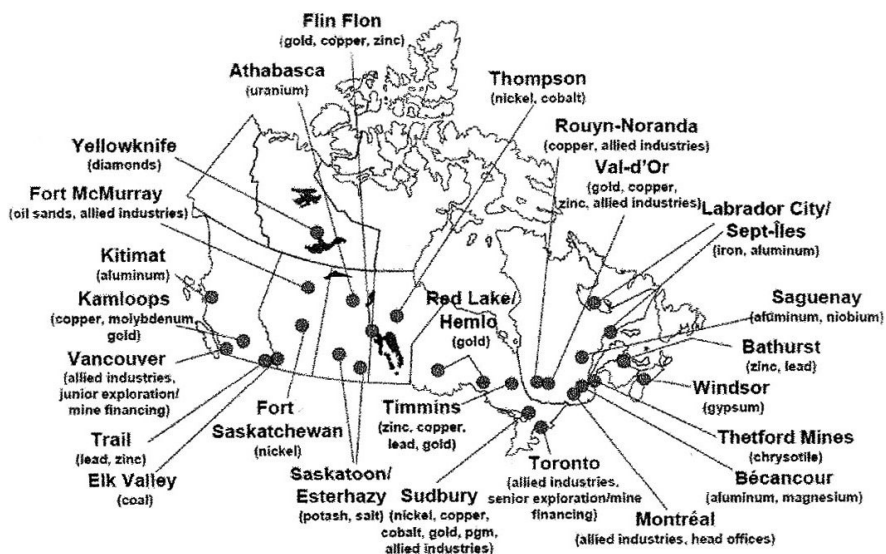


Рис. 2.1. Рудные шахты Канады

Структура Sudbury – результат падения метеорита 1,8 млрд. лет назад. Диаметр метеорита оценивается в 1-1,3 км, он упал на Землю со скоростью 15 км/сек. Удар вызвал взрыв, создавший кратер диаметром 70 км. Окружающие породы подверглись сильному внезапному сжатию и сместились вовнутрь и наружу кратера. Его формирование вызвало нестабильные условия в нижней части земной коры и мантии. Как

результат, по образовавшимся в них полостям и трещинам поднялась магма, образуя изверженный комплекс Sudbury, имеющий длину 200 км и ширину 50 км.

а)

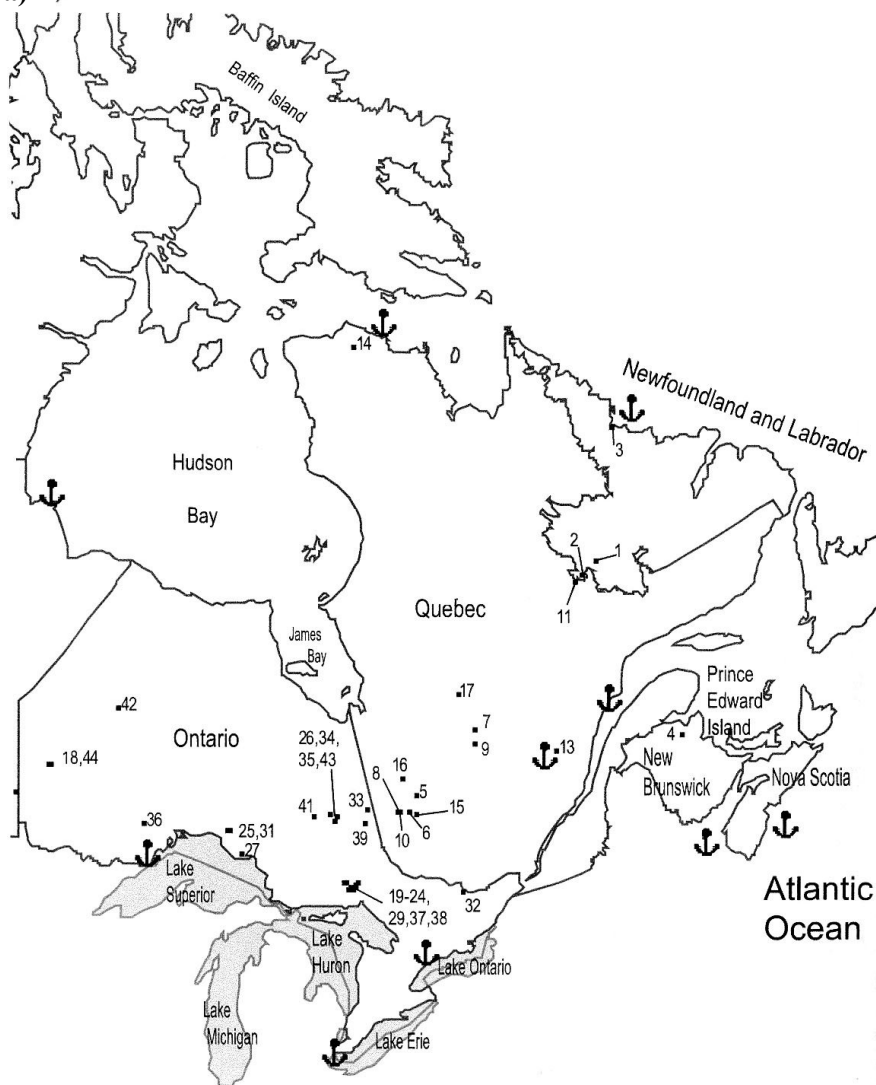


Рис. 2.2. Рудные шахты провинций Ontario и Quebec

NEWFOUNDLAND AND LABRADOR 1 - Card Lake - Iron Ore Company of Canada (IOC) - (P.) - Labrador City - Fe 2 - Scully mine - Cliffs Mining Company - (P., C.) - Wabush - Fe 3 - Voisey's Bay mine - Inco Limited - (P., C.) - Voisey's Bay - Ni, Cu, Co NEW BRUNSWICK 4 - Brunswick mine - Falconbridge Limited - (U., C.) - Bathurst - Pb, Zn, Cu, Ag, Au QUEBEC 5 - Beaufort mine - Louvem Mines Inc./Richmont Mines Inc. - (U., C.) - Pascalis Twp. - Au, Ag 6 - Camillo mill - Richmont Mines Inc. - (C.) - Val-d'Or - Au 7 - Copper Rand mine - Campbell Resources Inc. - (U., C.) - Chibougamau - Au, Ag, Cu, Zn 8 - Doyon mine - Cambior Inc. - (U.) - Cadillac - Au, Ag 9 - Joe Mann mine - Campbell Resources Inc. - (U., C.) - Chibougamau - Au, Ag, Cu 10 - LaRonde mine - Agnico-Eagle Mines Limited - (U., C.) - Cadillac - Zn, Cu, Au, Ag 11 - Mount-Wright mine - Quebec Cartier Mining Company - (P.) - Mount Wright - Fe 12 - Mouska mine - Cambior Inc. - (U.) - Cadillac - Au, Ag 13 - Niobec mine - Cambior Inc. - (U., C.) - Saint-Honoré - Nb, Ta 14 - Raglan mine - Falconbridge Limited - (P., U., C.) - Kalimniq - Ni, Cu, Co, PGMS 15 - Sigma-Lamaque complex - Century Mining Corporation - (P.) - Val-d'Or - Au, Ag 16 - Sleeping Giant mine - Cambior Inc. - (U., C.) - north of Amos - Au, Ag 17 - Trolus mine - Inmet Mining Corporation - (P., C.) - Chibougamau - Au, Ag, Cu ONTARIO 18 - Campbell mine - Placer Dome (CLA) Limited - (U., C.) - Balmerston - Au, Ag 19 - Clarabelle mill - Inco Limited - (C.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 20 - Coleman/McCreedy East mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 21 - Copper Cliff North mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 22 - Copper Cliff South mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 23 - Craig mine - Falconbridge Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 24 - Creighton mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 25 - David Bell mine - Teck Cominco Limited/Barrick Gold Corporation - (U., C.) - Marathon - Au	25 - Dome mine - Porcupine Joint Venture, property of Placer Dome (CLA) Limited/Kinross Gold Corporation - (P.) - South Porcupine - Au, Ag 27 - Eagle River mine - River Gold Mines Ltd. - (U., C.) - Wawa - Au 28 - Fraser mine - Falconbridge Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS 29 - Garson mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 30 - Gertrude mine - Inco Limited - (P.) - Copper Cliff - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 31 - Golden Giant mine - Newmont Canada Limited - (U., C.) - east of Marathon - Au 32 - Haley mine - Timminco Limited - (P.) - Haley - Mg 33 - Holloway mine - Newmont Canada Limited/Teddy Bear Valley Mines, Limited - (U., C.) - Matheson - Au 34 - Hoyle Pond mine - Porcupine Joint Venture, property of Placer Dome (CLA) Limited/Kinross Gold Corporation - (U.) - South Porcupine - Au, Ag 35 - Kidd Creek mine - Falconbridge Limited - (U., C.) - Timmins - Cu, Zn, Ag, Se, Te, In, Cd 36 - Lac des Iles mine - North American Palladium Ltd. - (P., C.) - Thunder Bay - PGMS, Ni, Au, Cu, Co 37 - Lindsley mine - Falconbridge Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 38 - Lockerby mine - First Nickel Inc. - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 39 - Macassa mine - Kirkland Lake Gold Inc. - (U., C.) - Kirkland Lake area - Au, Ag 40 - McCreedy West mine - FNX Mining Company Inc./Dynatec Corporation - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 41 - Montcalm mine - Falconbridge Limited - (U.) - Timmins - Ni, Cu, Co, PGMS 42 - Musselwhite mine - Porcupine Joint Venture, property of Placer Dome (CLA) Limited/Kinross Gold Corporation - (U., C.) - Thunder Bay - Au, Ag 43 - Pamour mine - Porcupine Joint Venture, property of Placer Dome (CLA) Limited/Kinross Gold Corporation - (P.) - Timmins - Au, Ag 44 - Red Lake mine - Goldcorp Inc. - (U., C.) - Balmerston - Au, Ag 45 - Stobie mine - Inco Limited - (U.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 46 - Strathcona mill - Falconbridge Limited - (C.) - Sudbury - Ni, Cu, Co, PGMS, Au, Ag, Se, Te 47 - Williams mine - Teck Cominco Limited/Barrick Gold Corporation - (U., P., C.) - Marathon - Au
---	---

Рис. 2.2. Рудные шахты провинций Ontario и Quebec (окончание)
а) карта; б) перечень шахт.

По контуру разрыва породного массива расположены рудные месторождения разного вида. Одни из них находятся на границе между слоями норита и формациями кварцевого габбро. Минерализация происходила на террасах вдоль склонов бассейна. Примерами служат никелевые тела шахт Creighton, Garson, Levack, Mungau, часть которых ныне закрыта.

Другие рудные тела формировались вдоль многочисленных трещин, заполненных кварцевым диоритом и могут

иметь высокую концентрацию драгоценных металлов и меди, как например, в шахтах Copper Cliff North и South, Totten. Существуют и другие более редкие виды рудных скоплений, например, медные включения в породный массив на шахте Coleman/McCreedy East.



Рис. 2.3. Карта провинции Ontario с расположением рудных бассейнов

Добыча золота сосредоточена в бассейне озер Kirkland и Red Lake (рис. 2.5, 2.6) на западе провинции Ontario, где внезапные выбросы пород особенно часто наблюдались в шахтах Lake Shore, Tech-Hughes, Wright-Hargreave, Macassa и Campbell. Золото добывается также в районе Hemlo, где расположена шахта Williams – самая крупная золотодобывающая шахта Северной Америки.

Внезапные выбросы пород происходят также в районе провинции Quebec, где расположена шахта Brunswick, добы-

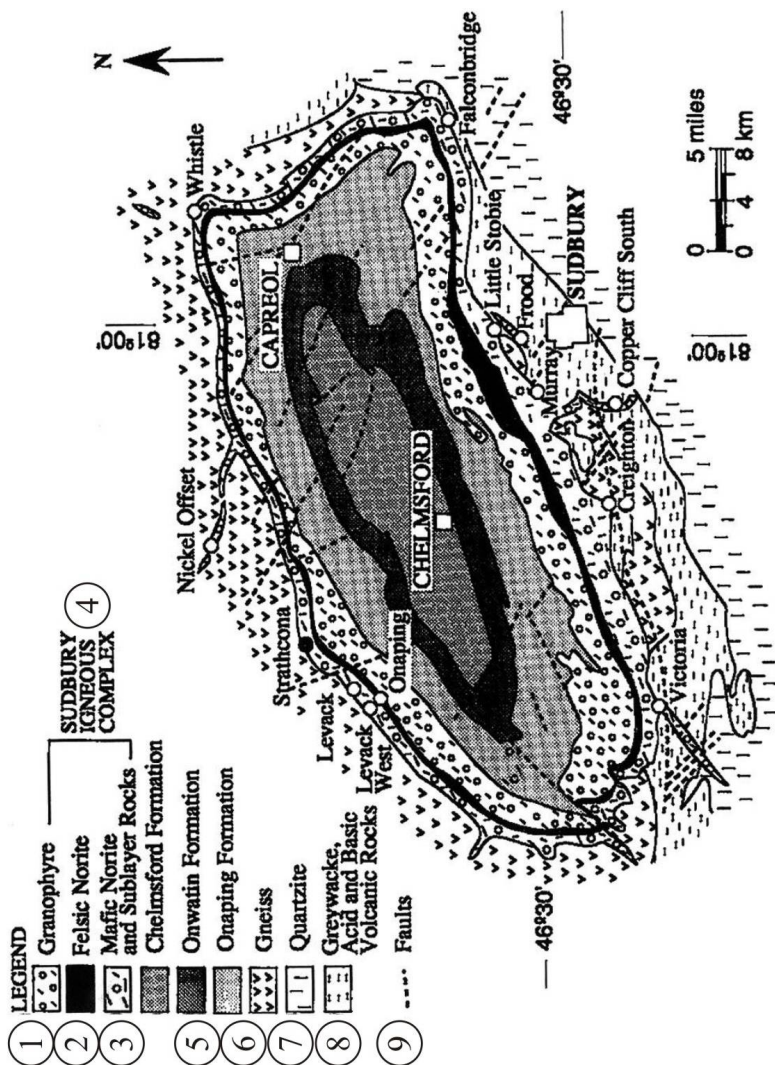


Рис. 2.4. Бассейн Sudbury

1 – гранофир; 2 – окисленный норит; 3 – темный норит; 4 – изверженный комплекс Sudbury;
5 – геологические формации; 6 – гнейс; 7 – кварцит; 8 – вулканическая порода; 9 – нарушения.

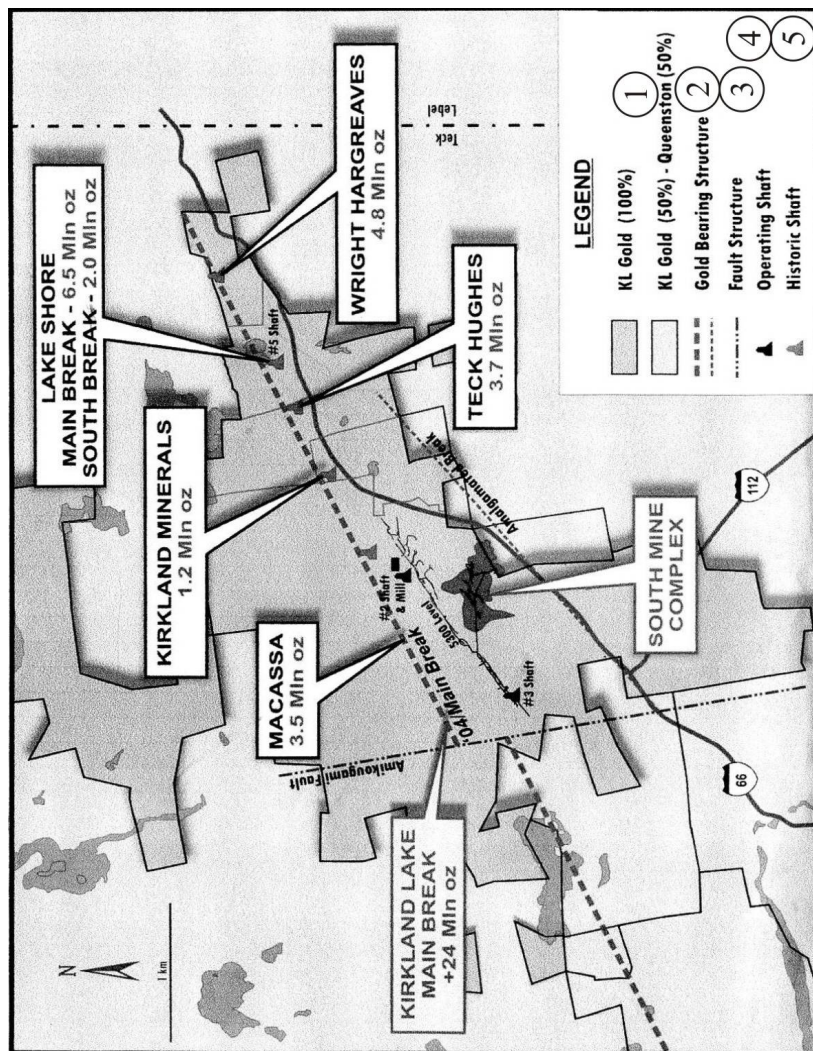


Рис. 2.5. Бассейн озер Kirkland и Red Lake

1 – территории в собственности добывающих компаний; 2 – золотоносная структура;
3 – нарушение; 4 – работающий ствол; 5 – старые стволы.

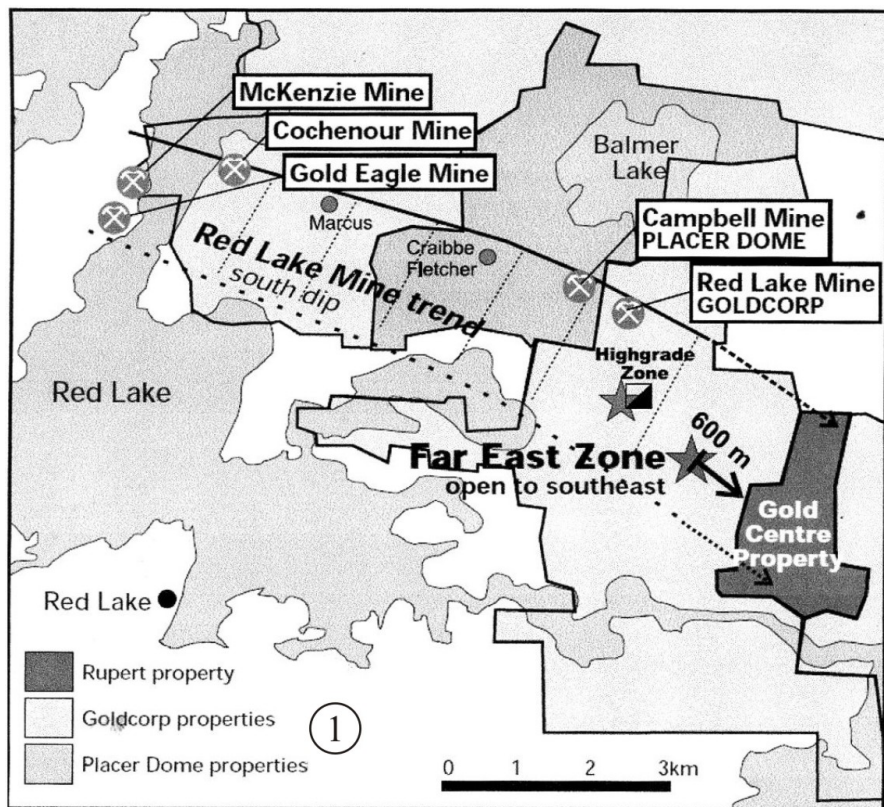


Рис. 2.6. Шахты бассейна озера Red Lake

1 – территории в собственности добывающих компаний.

вающая, в основном, руду цинка, свинца и меди, и в шахте Quirke (ныне закрытой), добывающей урановую руду в районе озера Elliot, провинция Ontario.

Учитывая высокую сейсмическую опасность подземных работ, в провинции Ontario установлен порядок, по которому сведения о событиях с магнитудой по Nuttli (местная шкала магнитуд, имеющих соотношение со шкалой Richter, определяемое по формуле $M_R = 0,87M_N - 0,37$) более 1,0-1,1, а также о внезапных выбросах пород, перемещающих более 5 т фрагментов или обрушениях более 50 т, должны сообщаться Ми-

нистерству труда. При этом указываются также данные о травматизме персонала и повреждениях оборудования.

В основу главы 2 положены материалы книги W. Blake, D. Hedley «Rockbursts: case studies from North-American hard rock mines» SME, Littleton, Colorado, 2003.

2.2 Практика управления сейсмическими рисками

Шахта Creighton, Ontario – самая глубокая шахта, работающая в настоящее время в Северной Америке и наиболее выбросоопасная шахта в Канаде. Поскольку первые выбросы в ней зарегистрированы еще в 1934 г., системы разработки, последовательность выемки уступов, системы крепи с того времени были модифицированы с учетом роста числа выбросов с глубиной. Была изменена также геометрия горных работ с целью применения бесцеликовых схем. Ниже гор. 6000 (отметка в футах, 1 фут = 0,3048 м) выполняется разгрузочное взрывание во вскрывающих и подготовительных выработках, их крепь усиливается, чтобы уменьшить воздействие выбросов.

Шахта Creighton расположена на южной границе бассейна Sudbury. Массивное сульфидно-никелевое рудное тело распространяется до гор. 7530 на глубину 2287 м (рис. 2.7, 2.8). Оно нерегулярно по размерам и форме, имеет средний угол падения около 65° к северо-западу. От гор. 6600 до гор. 7200 форма рудного тела примерно равновелика в обоих направлениях, но на гор. 7400 она становится более вытянутой по простиранию. Породы лежачего бока – граниты и габбро, висячего – преимущественно нориты. Ниже гор. 6600 в висячем боку рудного тела появляются также граниты и габбро.

Рудное тело пересекается лампрофировым изверженным вторжением и нарушениями, которые, как правило, простираются в северо-восточном направлении и встречаются, как в висячем, так и в лежащем боках. Вторжение кварцевого диорита распространяется в лежащем боку, простираясь с севера

на юг, и обнаруживается, начиная с поверхности до гор. 7200 и ниже.

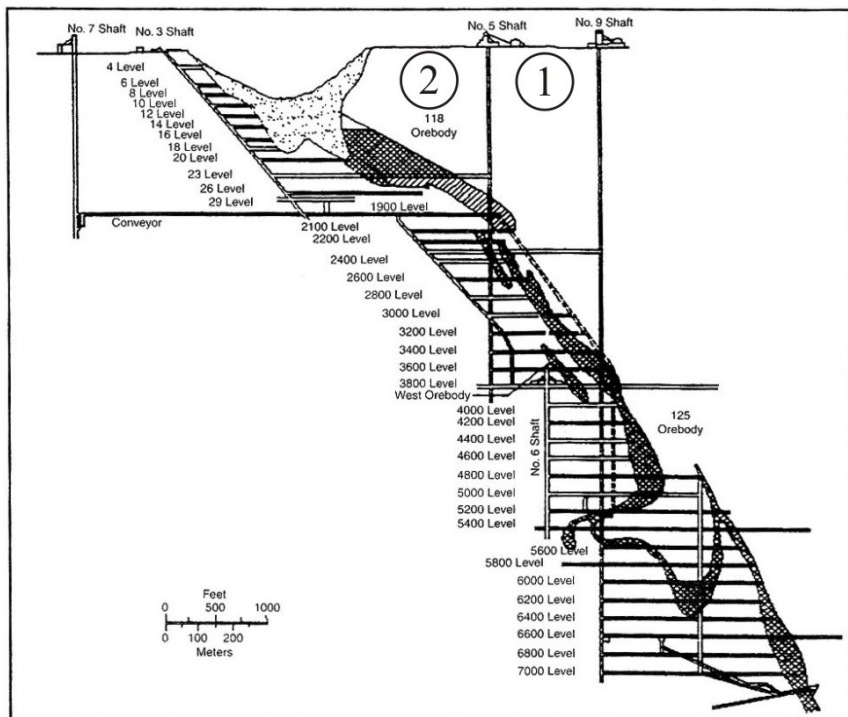


Рис. 2.7. Схема вскрытия шахты Creighton
1 – стволы; 2-рудное тело.

В табл. 2.1 показана характеристика руды, вмещающих пород и закладочного материала.

Состояние напряжений описывается следующими соотношениями:

$$\sigma_1 = 10,35 + 0,042 Z, \text{ МПа}$$

$$\sigma_2 = 8,69 + 0,033 Z, \text{ МПа}$$

$$\sigma_3 = 0,029 Z, \text{ МПа}$$

где σ_1 – напряжения горизонтальные, ориентированные восток-запад;

σ_2 – напряжения горизонтальные, ориентированные север-юг;

σ_3 – вертикальные напряжения;
 Z – глубина от поверхности, м.

Таблица 2.1 – Характеристика руды, вмещающих пород и закладочного материала

Параметры	Руда	Норит	Гранит	Закладка
Средняя прочность на сжатие, МПа	122	190	251	1
Модуль Юнга, GPa	74,1	62,3	68,8	0,3
Коэффициент Пуассона	0,25	0,26	0,26	0,30

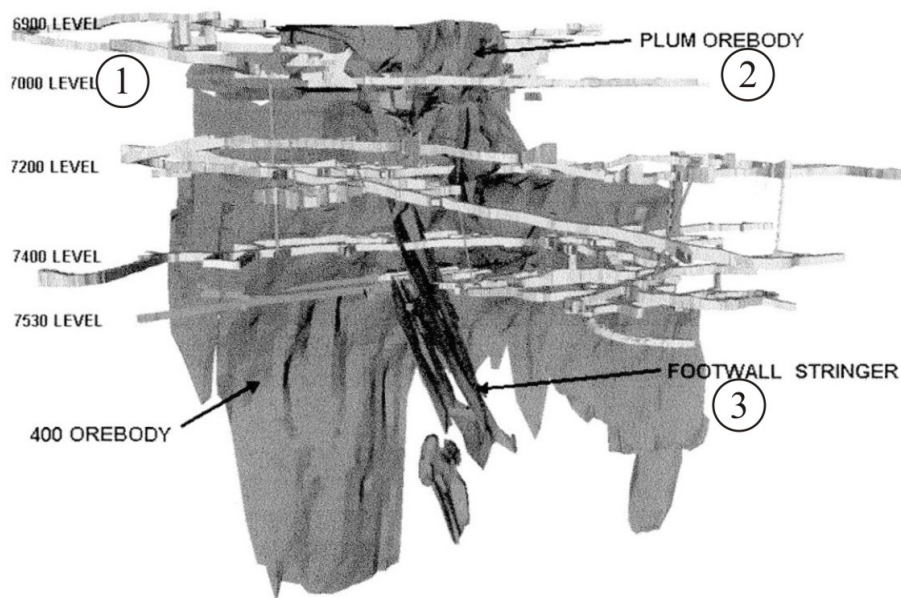


Рис. 2.8. Изометрическая модель вскрытия рудного тела шахты Creighton

1 – добычной горизонт; 2 – рудное тело; 3 – ответвления руды в лежащем боку.

Горные работы на шахте начались в 1901 г. с карьера на поверхности. Затем применялись различные способы подземной добычи: магазинирование руды в уступах (shrinkage), длинные взрывные скважины (blastholes), система разработки со станковой (костровой) крепью (square set), обрушение уступов (panel caving), потолкоуступная и почвоуступная системы с закладкой выработанного пространства (overhand and underhand cut-and-fill), вертикальные отступающие скважины (vertical retreat blast- holes).

С переходом на глубокие горизонты управление горным давлением становится все более важной проблемой, как и определение последовательности подготовительных и добычных работ. Высокие горизонтальные напряжения ниже гор. 7000 потребовали применения бесцеликовой схемы работ.

В настоящее время каждый горизонт разработки делится на несколько уступов, которые отрабатываются в порядке, показанном на рис. 2.9, 2.10. Уступы располагаются в виде шеврона для того, чтобы создать благоприятное перераспределение напряжений. Штреки, подготавливающие горизонты, имеют сечение 5х5,3 м. Целик между ними равен 6,7 м.

Основной метод работ – «вруб и добыча» (slot-and-slash) (рис. 2.11). Между верхом и основанием уступа бурится скважина диаметром 1,2-1,5 м. Вокруг нее располагаются четыре взрывных скважины диаметром 25 мм, а затем скважинами диаметром 16 мм обуривается остальная часть уступа, имеющего параметры: ширина 11,7 м, длина 16,7 м, высота 43,3 м. Затем скважины взрываются последовательно снизу вверх участками по 6 м. Ограничения по высоте взрываемых частей скважин вызваны лимитами общей массы взрывчатки – не более 2500 кг. Верхняя часть уступа – около 10м - оставляется и взрывается, как финальный цикл, перед гидравлической закладкой выработанного пространства, выполняемой сверху вниз. Первый слой закладки высотой

1,7 м над нижним штреком имеет соотношение песок/цемент – 15:1, остальная часть уступа заполняется закладочным материалом с соотношением 30:1.

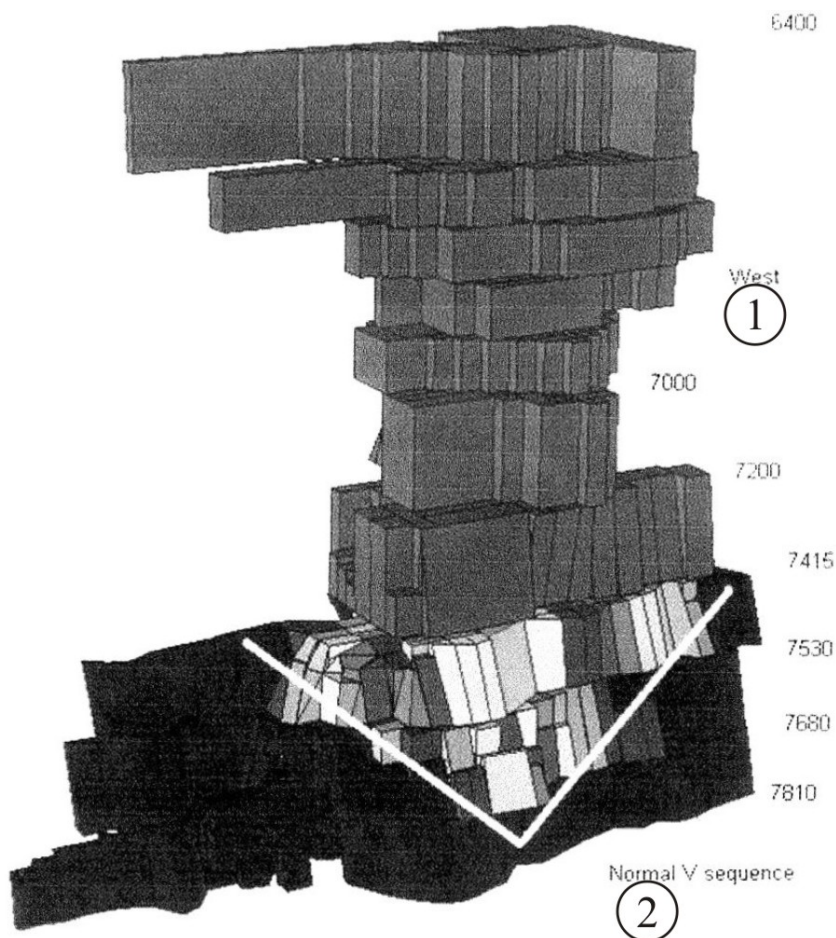


Рис. 2.9. Изометрическая модель отработки уступов на шахте Creighton

1 – запад; 2 – V-образная последовательность.

Во всех штреках, проводимых ниже гор. 6600, применяется разгрузочное взрывание. В забое бурятся две горизонтальные скважины, параллельные направлению штрека, а в

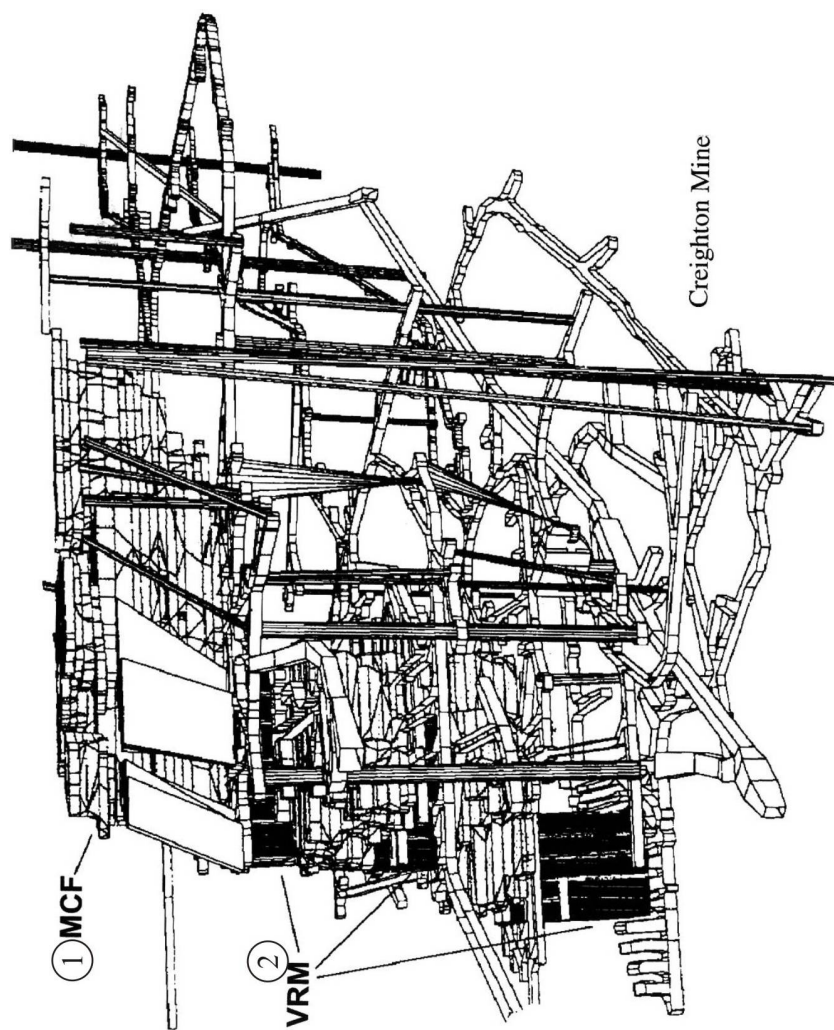


Рис. 2.10. Изометрическая схема вскрытия шахты Creighton

1 – механизированный вариант последовательной системы разработки с закладкой выработанного пространства; 2 – система разработки отступающими вертикальными скважинами.

стенах еще две скважины под углом 45° к его направлению. В почве располагаются две скважины под углом 30° к горизонту (вверх) и 45° к направлению подвигания. Все разгрузочные скважины взрываются одновременно с проходческим циклом, но с его первой задержкой.

а)

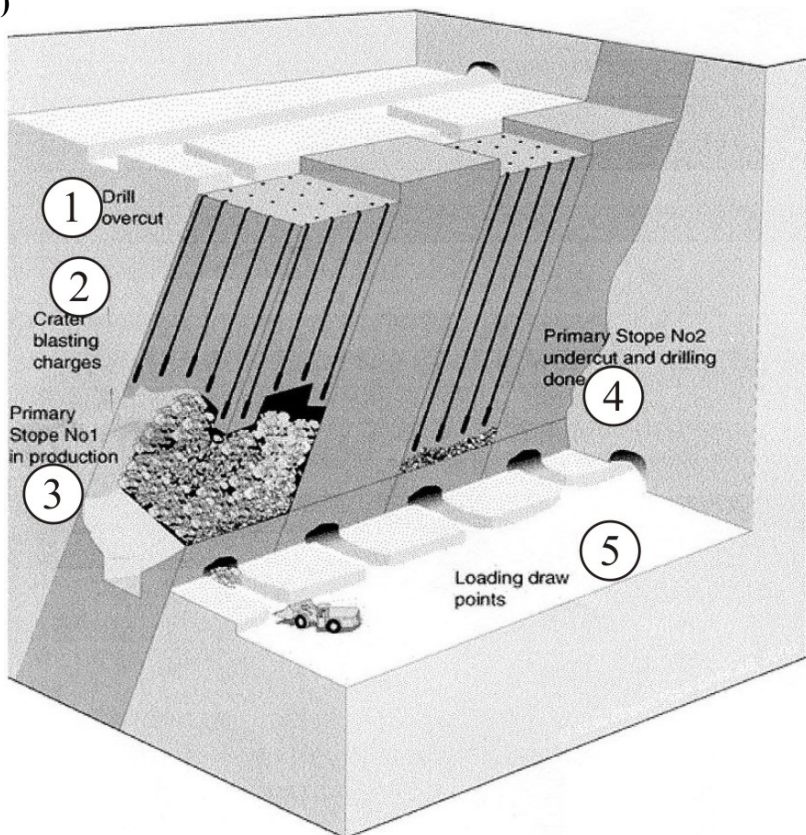


Рис. 2.11. Система разработки «вруб и добыча»

дуктивными. Разгрузка отрезала главные горизонтальные напряжения и отклоняла их от уступа, отработка которого затем продолжалась без проблем.

Штреки крепятся шестью анкерными болтами, двумя затампонированными арматурными стержнями и металлической сеткой. В необходимых случаях применяется набрызгбетон.

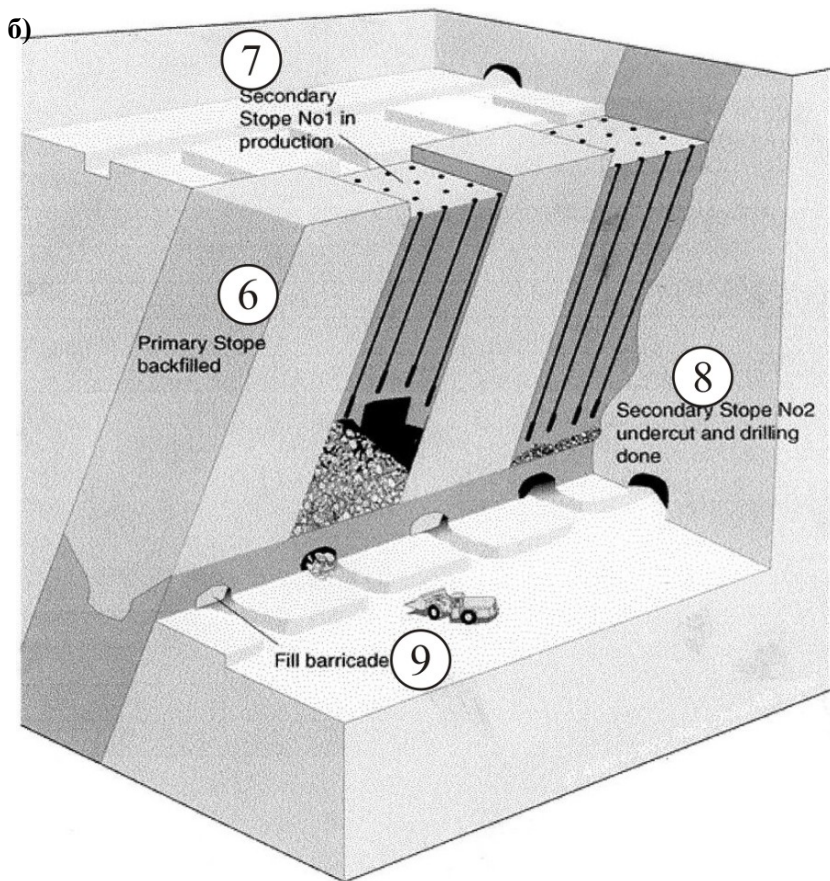


Рис. 2.11. Система разработки «вруб и добыча» (окончание)

а) первичные уступы; б) вторичные уступы.

- 1 – взрывные скважины; 2 – зарядная камера; 3 – первичный уступ №1; 4 – первичный уступ №2; 5 – погрулочные пункты;
6 – первичный уступ, заполненный закладочным материалом;
7 – вторичный уступ № 1; 8 – вторичный уступ № 2; 9 – перемычка для закладки.*

Если предполагается, что уступ уязвим к внезапным выбросам, в нем также применяется разгрузочное взрывание. Так, например, успешная разгрузка проводилась в уступах, где рудное тело имело форму песочных часов и было высоко напряжено. Разгрузочные скважины взрывались перед про

Развитие работ производится с учетом результатов компьютерного моделирования и, по возможности, в разгруженных зонах. Мониторинг сейсмичности осуществляется с использованием микросейсмической системы. На этой основе оцениваются сейсмические риски.

Первые выбросы на шахте Creighton отмечались на гор. 2300 (глубина 700 м). Ниже этой глубины выбросы происходили преимущественно в целиках после выемки почти 70% разрабатываемой площади. Выбросы во вскрывающих и подготовительных выработках начались после глубины 1200 м, при добычных работах – на глубине 2000 м. Отмечались также индуцированные выбросы, расположение которых не было определено, но предполагалось, что они появлялись на периферии сводов давления вне района горных работ. С 1934 г. на шахте расследовано более 1300 случаев внезапных выбросов.

Большинство выбросов в целиках является результатом текущих работ и формирующейся геометрии линии забоев, тогда как большинство напряженных выбросов связано с геологическими структурами. На шахте Creighton выбросы с магнитудой 1,5 происходят почти каждую неделю, выбросы с магнитудой 2,0 – раз в месяц, с магнитудой 3,0 и более – почти каждый год. В 1980 г. установлена система микросейсмического мониторинга из 16 геофонов. Большинство выбросов, начиная с 1984 г., произошли на нижних горизонтах в районе активно разрабатываемых зон.

В июле 1984 г. после выброса с магнитудой 4,0, случившегося в висячем боку массива в 150 м от рудного тела 125 между горизонтами 3200 и 3400, последовала серия из 5 выбросов с магнитудой от 2,1 до 2,5 в штреках лежачего бока между горизонтами 3200 и 3800 и между стволом № 5 и руд-

ным телом. Эти сейсмические события находились на расстоянии более 200 м от начального большого выброса. Обнаружилось, что событие с магнитудой 4,0 произошло на западной кромке зоны оседания висячего бока массива.

В мае 1988 г. выброс с магнитудой 3,9 имел место в висячем боку пород рудного тела 400 на расстоянии от него около 150 м между горизонтами 7200 и 7300 (рис. 2.12). За ним последовали многочисленные малые события с магнитудами до 2,1, мигрировавшие вверх и в лежащий бок, вызвав через 12 часов выброс с магнитудой 3,5. Эти события сосредоточились, в основном, в породах висячего и лежащего боков вне горных работ. Второй сильный выброс (с магнитудой 3,5) произошел в лежащем боку примерно на гор. 6800 возле восстающей выработки, подающей воздух от гор. 6800 к гор. 7200.

Наиболее вероятным механизмом для выброса с магнитудой 3,9 считалось скольжение пород вдоль неоднородности висячего бока из-за ослабления региональных напряжений при извлечении руды над гор. 7200. Это изменило общий режим напряжений в районе, что привело к перемещению прилегающих породных масс и росту сейсмической активности, включая событие с магнитудой 3,5. Отмечалось также, что это второе событие произошло из-за движения срезанной зоны в лежащем боку.

Обрушения при обоих описанных сильных выбросах составили 150 т, но большинство повреждений выработок сдерживалось наличием набрызгбетона, кроме двух зон. Одна из них располагалась вдоль заброшенного штрека гор. 6900. Другая – на пересечении выработок 25-летнего возраста, закрепленных традиционными болтами с металлической сеткой.

Подводя итоги оценки сейсмичности шахты Creighton, следует отметить, что она имеет самую длительную в Север-

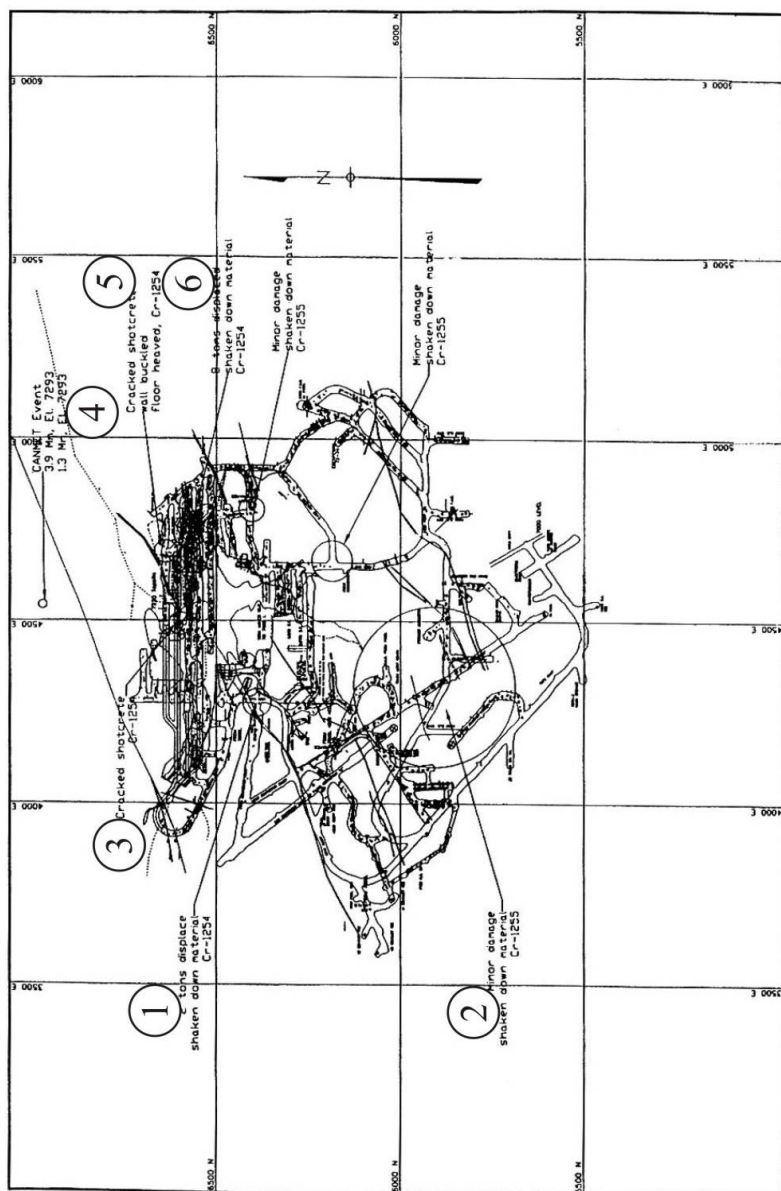


Рис. 2.12 План горных работ гор. 7200 шахты Creighton

1 — перемещение 2 т материала; 2 — малые повреждения; 3 — трещины в набрызгбетоне; 4 — события с магнитудой 3,9; 5 — трещины в набрызгбетоне, прогиб плит в стенах, подъем почвы; 6 — перемещение 8 т материала.

ной Америке историю борьбы с внезапными выбросами пород, которые наносят этой шахте ущерб, несравнимый с другими шахтами. Это может объясняться природой месторождения, более массивного, чем узкие жилы, долгими безуспешными поисками оптимальных методов горной механики, применяемых в дизайне и выборе целесообразной последовательности работ.

В плане развития шахты, составляемого центральной группой горной механики Канады, начиная с 1950 г., предусматривались податливые приштрековые целики, а также разгрузочные работы в штреках ниже глубины 1800 м. Все новые стволы располагались в лежащем боку месторождения, их прямоугольные сечения были заменены на круглые с бетонной крепью вместо деревянной. В них также применялось разгрузочное взрывание.

Когда выбросоопасность стала серьезной проблемой, на шахте начали использовать систему разработки со станковой (костровой) крепью и гидравлической песчаной закладкой. Цементирование закладочного материала позволило с 1960-х гг. перейти к восходящему порядку отработки с потолкоуступным забоем. Оставляемые боковые целики позднее отрабатывались нисходящими почвоуступными забоями.

Примером одного из стратегических методов предотвращения выбросов на шахте Creighton явилась разгрузка крупного целика, образовавшегося в результате ведения горных работ. Разгрузка осуществлялась созданием поперек рудного тела разгрузочной щели взрыванием отступающих длинных скважин.

Между горизонтами 6600 и 6700 в блоке 4500 первоначально применялась выемка руды горизонтальными, а затем – вертикальными слоями. Образование крупного целика в центре шахтного поля привело к возникновению больших напряжений в массиве, вызывавших сжатие взрывных скважин с уменьшением их диаметра до значения, не позволяющего загрузить необходимое количество взрывчатки. В результате

приходилось перебуривать скважины, что задерживало работы и увеличивало их стоимость. Наблюдалась также концентрация напряжений по периметру выработанного пространства. Это объяснялось неблагоприятными геометрическими очертаниями горных работ. Разгрузочная щель, созданная между лежащим и висющим боками массива, позволила снизить в нем напряжения и отработать оставленный целик.

Другой стратегической мерой снижения сейсмической опасности стало применение ниже гор. 7200 последовательности отработки рудного тела сверху вниз и от центра к периферии.

Изменилась также система крепи. Вместо ранее применявшихся механических анкерных болтов с металлической сеткой устанавливались податливые болты, канатные связи между ними, сетка с набрызгбетонным покрытием.

Разрешение на вход в забой после сейсмического события дается ответственным инженером после двухчасового ожидания и проверки сейсмической активности в этом забое усовершенствованной системой мониторинга, включающей современные микросейсмические и сейсмические методы.

Шахта Falconbridge, Ontario имеет историю малых выбросов пород, которая берет начало с 1955 г. К середине 1980-х гг. более 90% рудного тела было извлечено и добыча сконцентрировалась в стратегическом целике в центре шахты. В июне 1984 г. произошла серия больших выбросов с четырьмя смертельными случаями, что привело к закрытию шахты. Для канадских шахт это было первое очевидное свидетельство выбросов, вызванных скольжением массива вдоль значительных нарушений. После закрытия шахты в 1990 г. она была затоплена, что снова вызвало сейсмические явления, из которых наибольшее имело магнитуду 2,7.

Шахта Falconbridge расположена на юго-восточной границе бассейна Sudbury и была введена в эксплуатацию в 1929 г. Медно-никелевое плоское рудное тело имеет треугольную форму, переменную по мощности со средним значением 5,0м,

простирается с востока на запад на расстояние примерно 2,0 км и падает на глубину 1,8 км. Оно круто опускается до гор. 1200 к северу, затем изменяет направление и далее опускается к югу. Его висячий бок представлен нефритами с вторжениями яшмовидных включений, имеющих большую крепость, лежащий бок сложен норитами с массивными включениями слабых сульфидов.

Рудное тело пересекается несколькими основными нарушениями, заполненными глинистым материалом толщиной до 1,0 м. Нарушение Flat Fault падает под углом около 45° к северо-востоку и распространяется через всю шахту. Мощность заполнения контактов этого нарушения с рудным телом колеблется от нескольких сантиметров до полуметра. Нарушение Ore Pass также проходит через всю шахту и создает нарушенную и сброшенную зону мощностью до 15 м. Оно падает круто и пересекает рудное тело под острым углом. Все эти нарушения встречаются на гор. 4025 в районе приствольного целика.

Шахта обслуживалась двумя главными стволами: № 5, который пройден с поверхности до гор. 4200 и № 9, пройденным с гор. 3859 до гор. 6050 – самым глубоким на шахте. На гор. 3850 ствол № 9 расположен в норитах лежачего бока примерно в 75 м от рудного тела, но камера подъемных машин по разным причинам расположена всего в 25 м от залежи. Такое расположение ствола потребовало оставления целика между горизонтами 3675 и 4025 и его расширения по простиранию для защиты камеры подъема.

Первоначально верхние горизонты разрабатывались с применением магазинирования руды в уступах, но скоро эта система была изменена на выемку с креплением станковой (костровой) крепью (рис. 2.13) преимущественно из-за плохих геологических условий. Затем она была заменена на слоевую отработку с цементированной закладкой выработанного пространства. Когда приштрековые целики сформировались, в

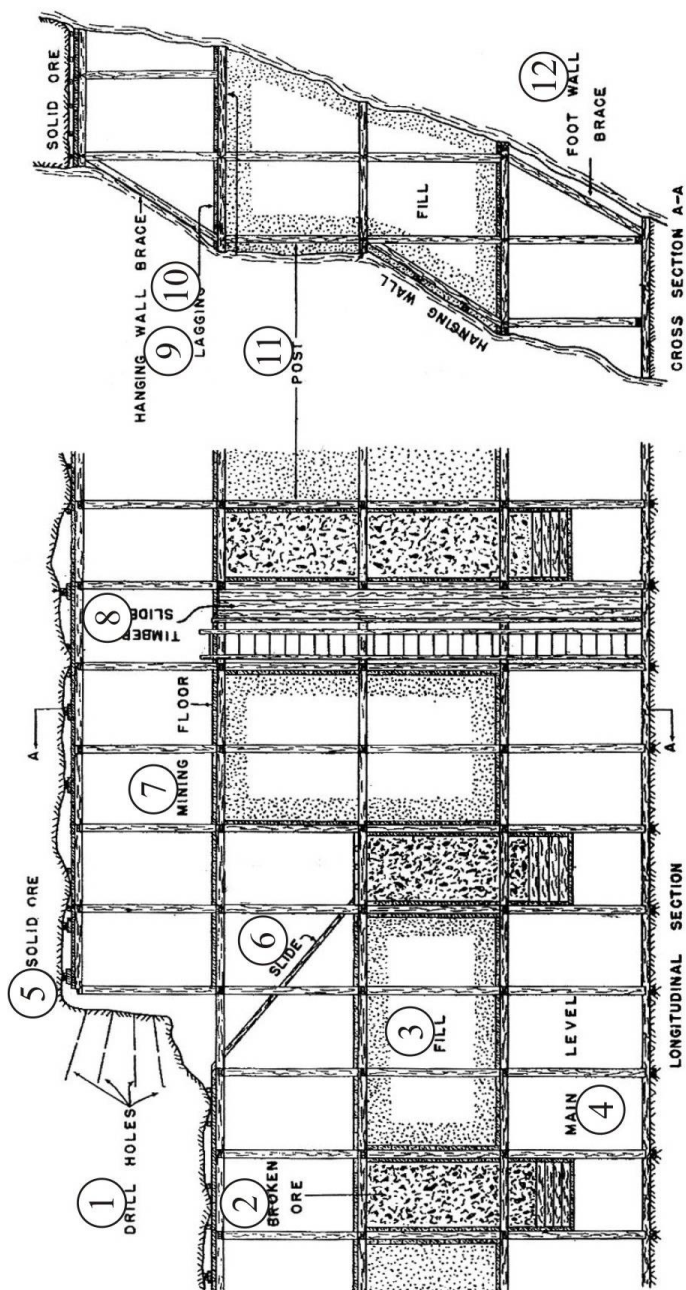


Рис. 2.13. Система разработки со станковой (костровой) крепью

а) продольный разрез; б) сечение.

- 1 – скважины; 2 – раздробленная руда; 3 – закладка; 4 – главный горизонт; 5 – массив;
6 – транспортировка руды скольжением; 7 – почва добычного уступа; 8 – рудоспуск;
9 – перекрытие высячего бока; 10 – затяжка; 11 – стойки; 12 – перекрытие лежащего бока.

рудном теле началось трещинообразование, что потребовало извлечения целиков с применением восходящей отработки.

Между 1955 г. и 1983 г. на шахте было отмечено около 600 сейсмических событий (рис. 2.14), но только 31 из них (5%) привели к отторжению пород массой более 1 т. Некоторые события ощущались на поверхности и, вероятно, имели магнитуду более 2,0, но обычно следы повреждений, вызванные ими, не обнаруживались.

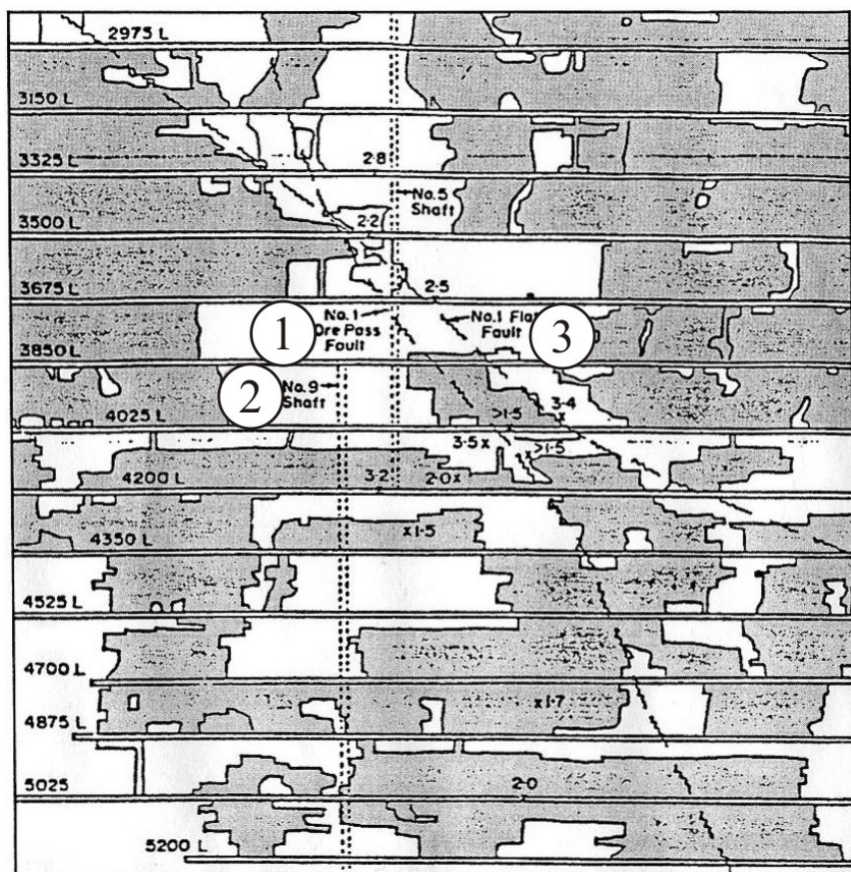


Рис. 2.14. Продольный разрез с расположением внезапных выбросов на шахте Falconbridge

1 – рудоспуск; 2 – ствол; 3 – нарушение.

Оценка этих ранних выбросов показала, что 54% из них связаны с нарушениями и другими геологическими неоднородностями, а остающиеся 46% - с отработкой целиков, 78% всех сейсмических событий произошли под нарушением Flat Fault.

Главным средством управления выбросами являлось разгрузочное взрывание в слоях яшмовидных включений в висячем боку. В 1981 г. вокруг приствольного целика была установлена 8-канальная система мониторинга, которая вскоре показала, что большая часть сейсмической активности обнаружилась в норитах лежачего бока возле значительных нарушений и, особенно, в районе Ore Pass. Некоторая слабая активность проявилась вокруг подготовительных выработок в висячем боку при общей очень малой сейсмичности рудного тела. В сентябре 1983 г. система мониторинга зарегистрировала большой выброс с магнитудой 2,8 в лежачем боку примерно в 70 м от рудного тела на гор. 3325. Этот выброс причинил тяжелые повреждения этому и еще одному вышележащему горизонтам возле ствола № 7.

Непосредственно под нарушением Flat Fault между горизонтами 2100 и 3850 тангенциальное ответвление нарушения Main Fault вторгло в висячий бок массива, создавая срез рудного тела шириной до 20 м. Некоторые из таких нарушенных зон, особенно, прилегающие к целику у камеры подъемных машин, были оставлены до 1970-х гг. Затем здесь начали разрабатывать с закладкой выработанного пространства встающие уступы от гор. 4025 до гор. 4200 непосредственно под нарушением Flat Fault.

Уступ над гор. 4025 до гор. 3850 отрабатывался в плохих геологических условиях. Уступы над гор. 4200 встретили такие же условия, включая обрушения пород возле пересечения нарушений Ore Pass и Flat Fault. В конце концов эти уступы были остановлены после их подвигания на расстояние примерно 30 м с намерением отработать оставшиеся запасы руды в нисходящем порядке с гор. 4025.

С этой целью висячем боку массива проводился добычной штрек, когда в июне 1984 г. произошла первая серия выбросов. За 24-часовой период были зарегистрированы около 250 сейсмических событий. Их расположение видно на продольном разрезе (рис. 2.14), где показаны также события с магнитудой 2,8 сентября 1983 г. и два события апреля 1985 г. Эти выбросы возле гор. 4025, а также главные нарушения изображены на плане горизонта (рис. 2.15).

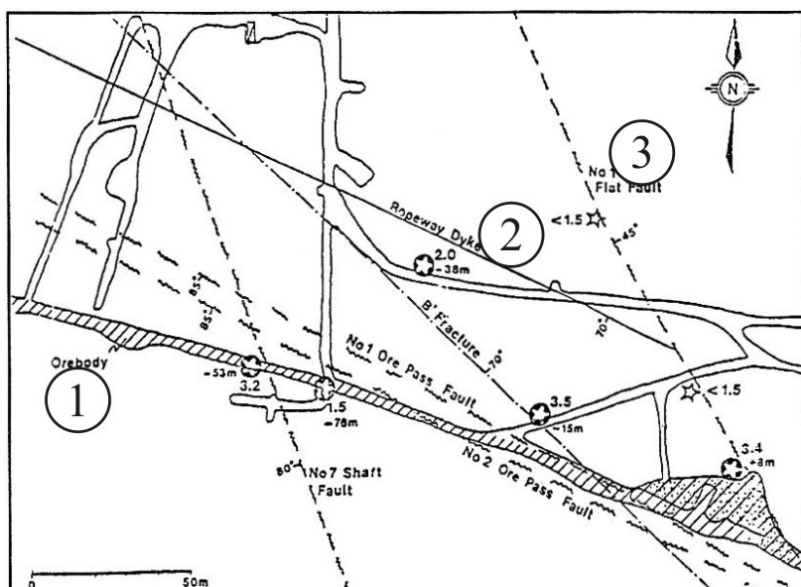


Рис. 2.15. План горных работ гор. 4025 с нарушениями и местами выбросов

1 – рудное тело; 2 – изверженное вторжение; 3 – нарушение.

Первый выброс с магнитудой 3,4 произошел без предупредительных признаков в нарушении Flat Fault на расстоянии около 8 м над гор. 4025. К сожалению, это случилось всего в 20 м от уступа, где работали 4 шахтера. Перемещения пород и ударная волна выброса повредила висячий бок массива и деревянную костровую крепь, привела к обрушению

пород и вышележащего слоя закладки, захвативших шахтеров в ловушку. Выброс привел к необходимости полной эвакуации персонала шахты.

Еще один крупный выброс с магнитудой 3,5 случился двумя часами позднее в нарушении Ore Pass на расстоянии около 15 м под гор. 4025. Выброс вызвал дополнительное обрушение породной закладочной полосы и западной кромки уступа, тяжелые повреждения в квершлагге над ним. Оказалась слегка травмированной бригада спасателей, пытающихся высвободить заваленных ранее шахтеров. Восемью минутами позднее выброс с магнитудой 3,2 произошел в том же нарушении Ore Pass на гор. 4200, обрушив штрек, пройденный по рудному телу.

Дальнейшая сейсмическая активность была сосредоточена, главным образом, между горизонтами 4025 и 4350 на расстоянии 200 м по простиранию. Большинство событий происходило в нарушениях Flat Fault, Ore Pass и во вторжении Ropeway Dyke (рис. 2.15), в том числе, выброс с магнитудой 2,5 на гор. 3675 в нарушении Ore Pass. Последний из выбросов имел магнитуду 2,2 и случился в июле 1984 г. на гор. 3500 в нарушении Flat Fault.

Визуальная инспекция горных работ подтвердила повреждения между горизонтами 4025 и 4350 с объемом перемещенных пород более 1000 т, главным образом, в пределах плоскости рудного тела. Там, где крупные нарушения пересекали выработки доступа, расположенные в лежащем боку, обычно обрушалось около 1 т сотрясаемых пород, что затуманивало величину и направление их скольжения. Исключением был выброс в июле 1984 г., который не вызвал повреждений. Маркировочные отметки на нарушении Flat Fault на горизонтах 3500 и 3650 показали, что западная сторона нарушения сдвинулась на 1-2 см по направлению к рудному телу.

Шахта была закрыта в 1984 г., как прямой результат несчастных случаев и ограниченных запасов руды. Сейсмическая активность продолжалась спорадически с магнитудами

до 2,2. В 1990 г. шахта была затоплена и в ней начались сейсмические явления. В течение более 20-месячного периода были зарегистрированы 22 события с магнитудами выше 0,1, а четыре из них – выше 2,0 с наибольшей магнитудой 2,7 в апреле 1992 г.

Изучение результатов сейсмической обстановки на шахте Falconbridge показало, что первый выброс с магнитудой 3,7 в нарушении Flat Fault был, вероятно, вызван горными работами в прилегающем уступе с нисходящим порядком отработки и закладкой выработанного пространства. Поскольку предупредительные признаки выброса отсутствовали, событие произошло скорее в результате уменьшения в нарушении сжимающих напряжений, чем увеличения в нем усилий среза. Обычно нарушение с глинистым заполнением пространства между плоскостями может скользить постепенно и ненасильственно. Однако, в окрестностях гор. 4025 находился выступ нарушения Flat Fault, создавший жесткий характер скольжения.

Движение массива по этому нарушению заставило активизироваться другие нарушения, в частности, Ore Pass. Почти вся сейсмическая активность и все повреждения были ограничены нарушениями Flat Fault и Main Fault и распространялись на расстояние около 200 м в нориты лежащего бока. К востоку от нарушения Flat Fault микросейсмическая активность не наблюдалась, но малая сейсмичность отмечена вокруг подготовительных выработок непосредственно в висячем боку массива.

Как показано на рис. 2.15 нарушения Main Fault, Flat Fault и Ore Pass пересекаются в одном месте. Одной из стратегий, применяемых в шахтах провинции Ontario в 1940-х гг. была разработка залежи в таких зонах по возможности быстро с тем, чтобы уйти от нарушений. Цифровое моделирование, проведенное в более поздние годы, подтвердило, что подобный отход от нарушений вызывает последовательность малых скольжений массива по нарушениям и отно-

сительно малое высвобождение сейсмической энергии, тогда как подвигание по направлению к нарушениям характеризуется нарастанием напряжений и опасностью больших сейсмических событий в уступе, пересекаемом нарушением.

Шахта Strathcona, Ontario не имела сейсмической истории, пока в 1984 г. не началась отработка регионального целика. Более, чем 80% запасов Главной рудной зоны (Main Ore Zone) к этому времени уже были отработаны с минимальными выбросоопасными проблемами. Однако, в 1988 г. серия выбросов произошла в центральной части целика, что в конечном счете привело к полному прекращению работ. Отработка Глубокой медной зоны (Deer Copper Zone) также индуцировала внезапные выбросы, начавшиеся в 1999 г., когда были сформированы первые приштрековые целики.

Шахта Strathcona расположена на северной границе бассейна Sudbury. Главная рудная зона имела длину по простиранию около 800 м и варьировалась по мощности от 10 до 200 м. Это массивное сульфидно-никелевое рудное тело простиралось в северо-восточном направлении и падало под углом от 45° до 80° к юго-востоку. Лежащий бок массива состоял из брекчии (обломочных пород) гранитного гнейса, висячий бок – из изверженного норита. Центральная часть рудного тела пересекалась изверженным вторжением оливинового диабазы, которое простиралось с запада на северо-запад и падало к северу. Руда по сравнению с окружающими породами была более слабой (рис. 2.16, 2.17).

Добыча в Главной рудной зоне велась, начиная с гор. 1875 до гор. 2900, расположенных соответственно на глубине 570 м и 900 м. В 1968 г. началась многогоризонтная отработка целиков с послойным восходящим порядком отработки и закладкой выработанного пространства (рис. 2.18), но к середине 1970-х гг. все большее число уступов разрабатывалось бурением и взрыванием длинных скважин в вариантах погоризонтного и подэтажного вскрытия рудного тела (рис. 2.19). Годовая производительность шахты составляла около

2,1млн.т. К 1980 г. сформировались длинные приштрековые целики в середине рудного тела и было решено их отработать длинными скважинами. Рис. 2.20 показывает продольный разрез центральной части шахты с нерегулярным целиком, изверженным вторжением и его малым ответвлением.

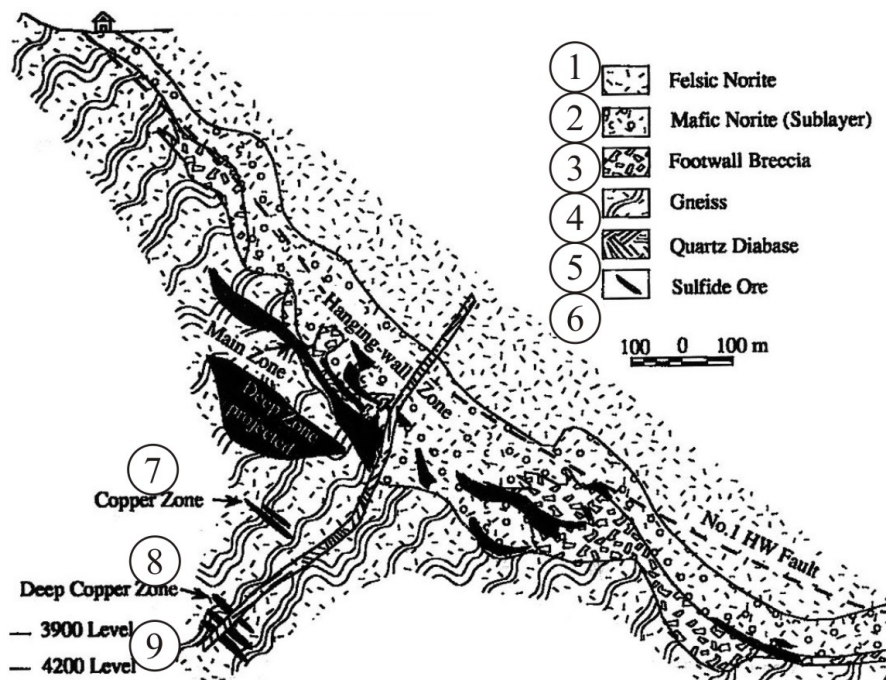


Рис. 2.16. Вертикальное сечение поля шахты Strathcona

1 – окисленный норит; 2 – темный норит; 3 – брекчия лежащего бока; 4 – гнейс; 5 – кварцевый диабаз; 6 – сульфидная руда; 7 – медная зона; 8 – глубокая медная зона; 9 – горизонты.

К концу 1984 г. около 80% запасов были извлечены, и случаи выбросов при отработке приштрековых целиков существенно увеличились. Среднегодовое зарегистрированное число выбросов в период от 1971 г до 1983 г. составило 7, тогда как в 1984 г. произошло 74 выброса. К началу 1985г. решили приостановить отработку целика в центральной части

шахты до тех пор, пока не будет установлена микросейсмическая система мониторинга.

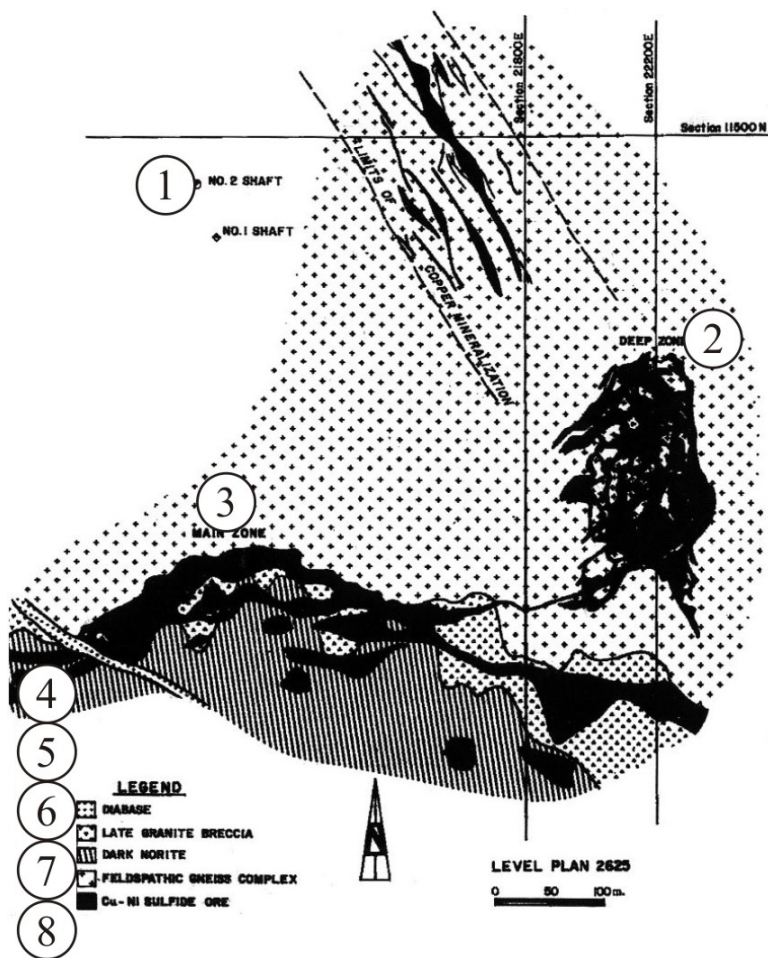
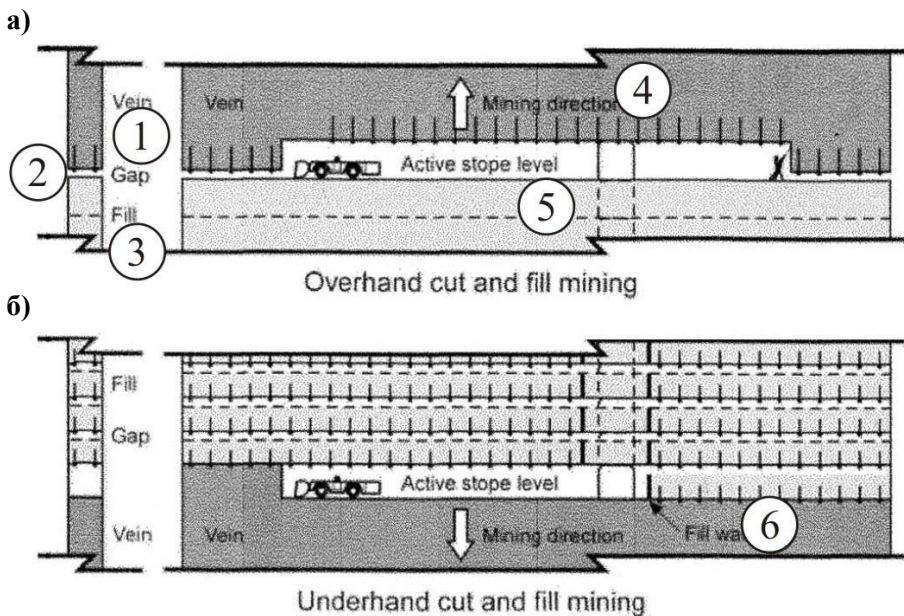


Рис. 2.17. План гор. 2625 шахты Strathcona

1 – ствол; 2 – глубокая зона; 3 – главная зона; 4 – диабаз; 5 – гранитная брекчия; 6 – темный норит; 7 – полевошпатный гнейс; 8 – сульфидная руда.

Глубокая медная зона в шахте Strathcona расположена на 300 м глубже Главной рудной зоны и представляет собой

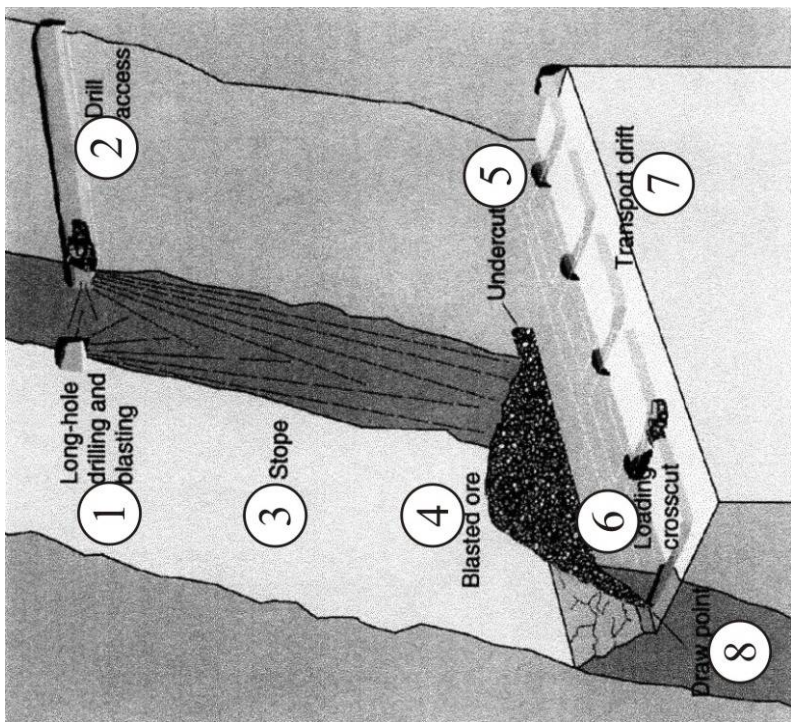
сложную сеть нерегулярных сульфидных жил мощностью до 6 м. Их общее простирание распространяется с востока на запад, на расстояние около 350 м, падение – к югу под углом 30-40°. Эти жилы сравнительно более мягкие, чем твердые гнейсы вмещающих пород, состоят из халькоцита, кубанита и железо-никелевого колчедана с общим содержанием меди 7%. Рудная зона обслуживается стволом № 1, который в 1980-х гг. был углублен до гор. 5200 (глубина 1585 м). Добыча началась с 1988 г. на горизонтах 4200, 3900 и 3700 и в настоящее время составляет около 450 тыс. т/год с применением восходящей послойной отработки.



**Рис. 2.18. Послойная система разработки с закладкой
выработанного пространства**

а) потолкоуступная система (восходящий порядок); б) почвоуступная система (нисходящий порядок).

*1 – жила; 2 – разрыв; 3 – закладка; 4 – направление отработки;
5 – горизонт действующего уступа; 6 – граница закладки.*



6)

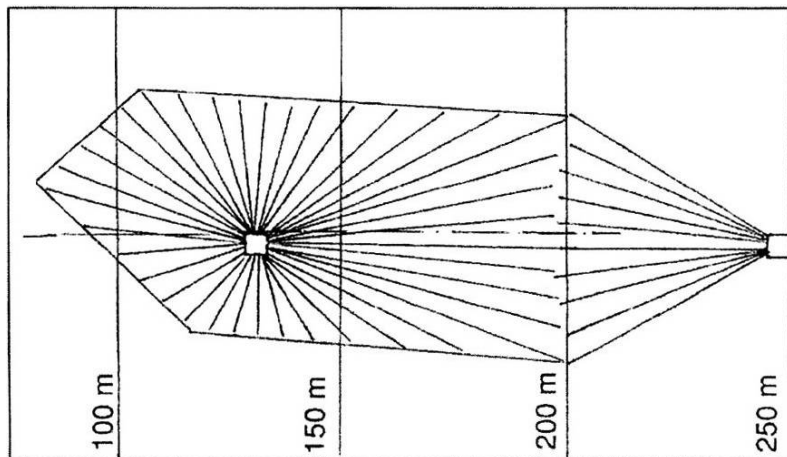
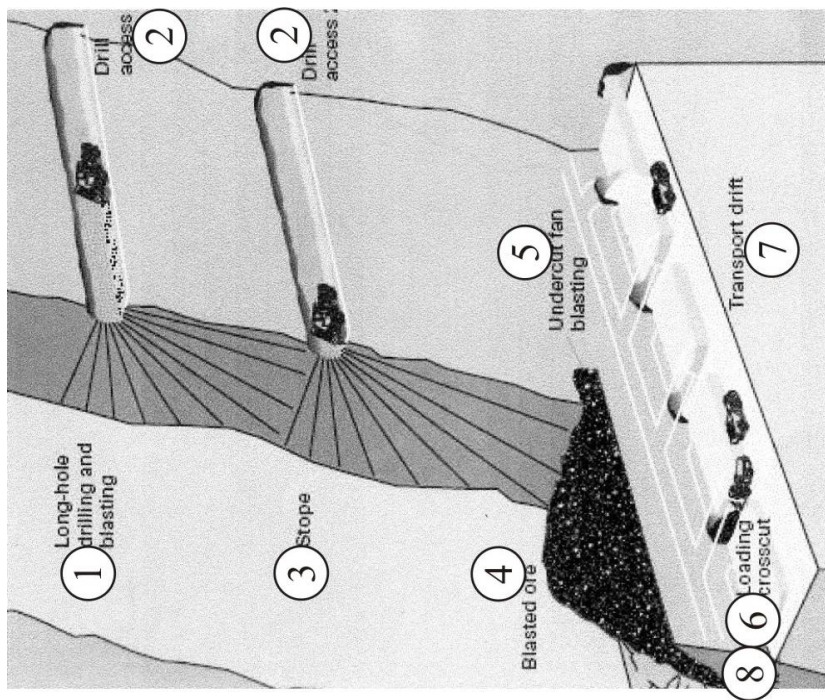


Рис. 2.19. Погоризонтная и подэтажная системы разработки рудных месторождений

В)



Г)

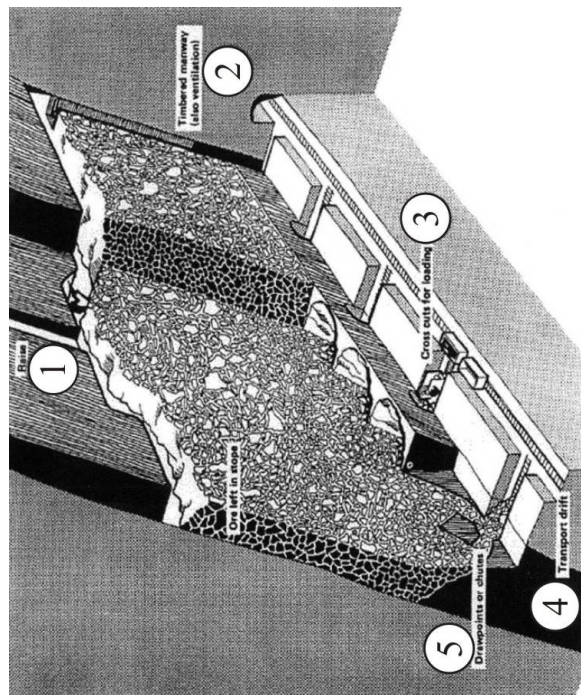


Рис. 2.19. Погоризонтная и подэтажная системы разработки рудных месторождений (окончание)

Объяснения к рис. 2.19:

а) погоризонтная система.

1 – бурение и взрывание длинных скважин; 2 – доступ к месту бурения; 3 – уступ; 4 – взорванная руда; 5 – подсечка; 6 – участковый квершлаг; 7 – транспортный штрек; 8 – погрузочный пункт.

б) схема расположения длинных скважин;

в) подэтажная система.

Обозначения, как в а).

г) система с магазинированием руды в уступе.

1 – рудоспуск; 2 – вспомогательная восстающая; 3 – участковый квершлаг; 4 – транспортный штрек; 5 – погрузочный пункт.

На ранней стадии работ и до формирования приштрековых целиков с преобладающей шириной 30 м геологические условия были хорошими и добыча сопровождалась лишь малой сейсмической активностью. Однако, когда уступы гор. 4200 в 1999 г. продвинулись до гор. 3900, появилась сейсмическая активность и внезапные выбросы пород, подобные другим таким явлениям в шахтах провинции Ontario.

Начальной озабоченностью менеджмента шахты при разработке регионального целика длиной 500 м у главных штреков была его центральная часть, где участок длиной 80 м и высотой 85 м пересекался изверженным вторжением оливи-на-диабазы. Первым отрабатываемым уступом, который пересекался этим вторжением был 20-200 (рис. 2.20). Когда этот уступ встретил изверженное вторжение, высвободилась напряженная энергия выброса. Разработка уступа, как и уступа 25-154, началась в октябре 1985 г. и вызвала выбросы с магнитудами 2,2, 2,7 и 3,2 в ноябре и декабре. Повреждения от выбросов наблюдались в лежащем боку рудного тела вдоль рампы (наклонного квершлага) доступа на горизонтах 2300 и 2500 и происходили на контактах породного массива с изверженным вторжением. В висячем боку сейсмические явления не наблюдались.

Для того, чтобы уменьшить повреждения, в главных штреках стандартная крепь из болтов и металлической сетки была усилена канатными связями болтов. Это был первый пример использования опыта шахт Южной Африки.

Отработка уступа 23-226 началась в апреле 1986 г. Продуктивное взрывание в этом уступе вызвало большое сейсмическое событие с магнитудой 3,0. Обе ramпы доступа и забой уступа были повреждены, хотя обрушения в ramпах сдерживались применением канатных связей анкерных болтов. Тем не менее, добыча в забое уступа и закладочные работы были остановлены.

В течение 1986 г. добычные работы вдоль главного штрека сопровождалось 32 сейсмическими событиями с магнитудой более 1,0. Они продолжались в 1987 г. с уменьшенной интенсивностью, когда были индуцированы только 16 событий с магнитудой более 1,0. Отработка уступов в шахматном порядке позволила продолжать добычные работы и минимизировать выбросоопасность.

К началу 1988 г. добыча, сосредоточенная на штреке, упала втрое, уменьшилась также сейсмичность, когда было отмечено только 5 событий с магнитудой более 1,0 в течение первых пяти месяцев года. В июне 1988 г., однако, добыча в уступе 25-143 и подготовка уступа 23-233 привели к последовательности выбросов в течение 90-часового периода, включившей 12 выбросов с магнитудой более 1,0, 8 выбросов более 2,0 и 3 выброса – более 2,7 (рис. 2.20).

Выбросы располагались вдоль структуры неоднородности массива в его лежащем боку. Последствия этих выбросов смягчались в тех местах, где применялись канатные анкера в кровле и стенах штреков доступа, однако затем в этих штреках требовался восстановительный ремонт.

Как результат выбросоопасности, добыча руды в зоне, прилегающей к центральной части целика, была остановлена, ожидая решений по улучшению сейсмической обстановки и пересмотру плана добычи. В 1990 г. отработка целика была

возобновлена в уступе 25-39-4D, расположенном в восточной части главного штрека. Этот уступ почти полностью отработали, когда произошел напряженный выброс с магнитудой 2,6 на входе в уступ. Попытка разгрузки оказалась неэффективной и менеджмент шахты решил остановить все добычные работы на главном штреке.

В июне 1999 г. при работах в Глубокой медной зоне скользящий выброс с магнитудой 3,0 произошел, когда уступ 42 лежачего бока отрабатывался до приштрекового целика 39. В течение следующего года сейсмическая активность и выбросы значительно увеличились при подвигании работ к горизонтам 3900 и 3700. Из зарегистрированных 25 выбросов 5 имели магнитуду более 2,0, два наибольших имели магнитуду 2,6. Большинство выбросов располагалось в структурах с высоко напряженными зонами в висячем боку преимущественно в уступах малого сечения.

Минимизация ущерба от выбросов достигалась крепью кровли и стен уступов, состоявшей из комбинации тампонируемых арматурных стержней, анкерных болтов, металлической сетки и податливых болтов Swellex длиной 3,7м. Пересечения выработок при необходимости усиливались армированным набрызгбетоном. В уступах больших сечений в качестве временных опор возводились набрызгбетонные целики. Проводился микросейсмический мониторинг и, при необходимости, разгрузочное взрывание.

В заключение следует отметить, что переход от системы разработки с закладкой к бурению и взрыванию длинных скважин привел, как уже говорилось, к формированию больших целиков в центральной части главных штреков. Первоначально предполагалось, что выбросы при этом будут минимизированы за счет податливости руды, более мягкой, чем окружающие породы. Это предположение оправдалось на восточной и западной частях штрека, но в центральной части пришлось оставить большие целики. После первого напряженного выброса рядом с изверженным вторжением боль-

шинство сейсмических событий произошло в структурах, связанных с ним, или в его малых ответвлениях. Выбросы в конце 1985 г. потребовали усиления крепи штреков канатными связями болтов и шахматного порядка извлечения уступов.

Такая стратегия оказалась успешной и предполагалось, что на большей части длины приштрековый целик будет отработан. Ожидалось также, что выбросоопасность будет уменьшена снижением темпов работ с разгружающим эффектом происшедших выбросов.

Этими суждениями, однако, не учитывалось, что отработка приштрекового целика на западе и в центре приблизила его к состоянию нестабильного равновесия. Перемещения массива вдоль геологических структур лежачего бока из-за происшедших выбросов, видимо, достигли такой точки, когда лишь малое воздействие горных работ приводило к дестабилизации центральной части штрека на всей ее длине.

Несмотря на то, что после описанных выбросов приштрековый целик был разгружен и, с геотехнической точки зрения, добыча могла бы возобновиться, работы были остановлены из-за падения цен на никель.

При отработке Глубокой медной зоны для закладки выработанного пространства на горизонтах 3900 и 3700 использовался жесткий цементированный материал, сформировавший закладочную подушку, позволяющую с высокой степенью извлечения разрабатывать приштрековые целики. Пролеты участковых штреков при отработке этих целиков были уменьшены и в них устанавливалась описанная ранее крепь, дополненная канатными связями между болтами. Кроме того, проводился более детальный микросейсмический мониторинг и локальная разгрузка, минимизирующая опасность выбросов.

Шахта Fraser, Ontario, расположенная в 55 км к северо-востоку от города Sudbury начала добычу в 1983 г. В 2000 г. шахта Fraser на гор. 4400 и шахта Strathcona объединились и стали называться шахтами Fraser Copper Zone (Медная зона

Fraser) и Fraser Nickel Zone (Никелевая зона Fraser) соответственно. Из 1 млн. т/год общей добычи 60% составляли никелевую руду и 40% медную руду.

В медной зоне руда залегает в нерегулярных массивных сульфидных жилах с варьируемыми простиранием и падением, а также мощностью, изменяющейся от нескольких миллиметров до нескольких метров. Жилы располагаются в трех различных зонах в пределах залежи, падающей под углом 30-50° к западу. Здесь ценность сульфидных зон повышается примерно на 25% наличием драгоценных металлов – платины, палладия, золота, серебра.

В никелевой зоне руда залегает:

- в форме линз и чечевицеобразной нерегулярной форме в брекчиях норита;
- в массивных жилах с высокой концентрацией никеля и меди, вторгающихся в лежащий бок комплекса гнейса;
- в рассеянных скоплениях в гранитной брекчии.

Осевая прочность руды на сжатие колеблется в пределах 110-170 МПа, модуль Юнга – 57-58 GPa, коэффициент Пуассона – 0,18-0,23. Эти же показатели для вмещающих пород составляют 141-326 МПа, 42-97 GPa, 0,10-0,25 соответственно.

Измерения напряжений показали, что они составляют:

$$\sigma_h = 2,0\sigma_v, \text{ МПа}, \sigma_h = 1,53\sigma_v, \text{ МПа}, \sigma_v = 0,027Z, \text{ МПа},$$

где σ_h – главное горизонтальное, ориентированное восток-запад, напряжение;

σ_h – горизонтальное напряжение, ориентированное север-юг;

σ_v – вертикальное напряжение,

Z – глубина от поверхности, м.

В качестве добычных методов используются послойная отработка с закладкой выработанного пространства и уступы с бурением и взрыванием длинных скважин. Послойная отра-

ботка применяется в обоих видах геометрии месторождения – когда руда падает крутонаклонно или когда она расположена суб-горизонтально. Уступы с бурением скважин применяются при крутом падении руды. Средняя высота уступа равна 20-30 м, ширина (вынимаемая мощность) 10 м, длина 25 м.

На первом шаге заходками высотой 2 м из нижнего штрека создается врубовая щель до высоты около 7 м (рис. 2.21, 2.22). На втором шаге разрабатывается нижняя часть уступа до высоты 7-10 м, на третьем шаге щель снова увеличивается до высоты, когда до верхнего штрека остается целик равный 3 м.

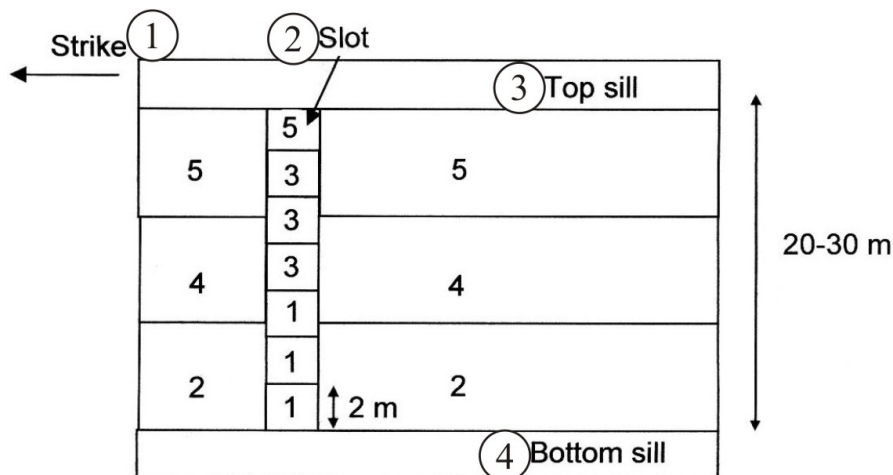


Рис. 2.21. Отработка уступов на шахте Fraser с образованием врубовой щели

1 – подвигание; 2 – щель; 3 – верхний целик; 4 – нижний целик.

Четвертый шаг включает взрывание средней части уступа на следующие 7-10 м высоты. На финальном – пятом шаге выполняется взрывание оставленной части целика на верхних 10 м уступа. Все скважины в уступе бурятся с верхнего штрека.

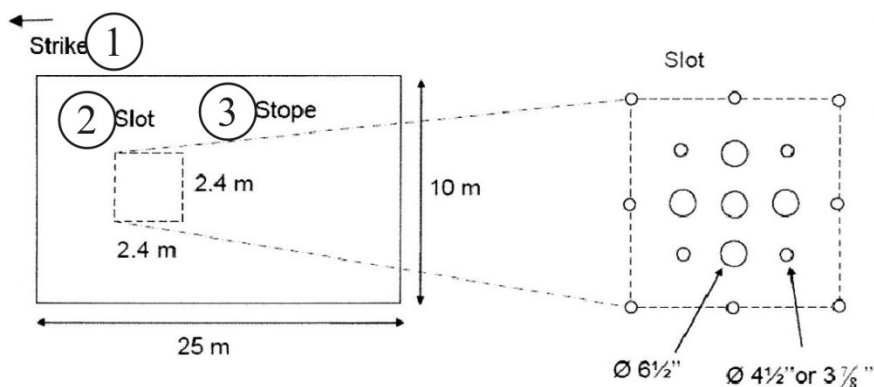


Рис. 2.22. Горизонтальный разрез с размещением взрывных скважин цикла взрывания щели

1 – простирание; 2 – щель; 3 – уступ.

Стандартные размеры штреков в обеих зонах – медной и никелевой составляют 4,6х4,6 м с плоской кровлей при ориентации штреков $\pm 20^0$ к северо-востоку. Плоская кровли уменьшает концентрацию напряжений в штреках, поскольку при таком их направлении главные горизонтальные напряжения массива перпендикулярны штрекам. При других направлениях в штреках применяется арочная кровля, создающая более равное распределение напряжений.

В медной зоне на более глубоких горизонтах при входе штреков в рудное тело их размеры снижаются до 3,0х3,8 м (большая высота требуется для размещения вентиляционных труб). Меньшие сечения штреков улучшают управление горным давлением. В уступах с послыйной отработкой устанавливаются набрызгбетонные опоры, улучшающие стабильность состояния выработанного пространства, если его пролет превышает 4,0 м, или, если анкерные болты сильно напряжены.

Во всех уступах применяется гидравлическая закладка отходами угольной электростанции с отношением шлака к цементу 30:1. Как правило, породные отходы не используют-

ся в качестве закладочного материала, поскольку при этом качество закладки ухудшается.

Взрывные работы в медной зоне производятся в середине или в конце смены, когда рабочие уходят на перерыв. Подвижение цикла взрывания составляет 3 м. В никелевой зоне взрывание осуществляется централизованно в конце смены, здесь цикл равен 4 м. Во время взрывных работ персонал эвакуируется. После взрыва (или внезапного выброса) время ожидания возвращения шахтеров в забой может составлять от 3 до 12 часов в зависимости от сейсмической истории. Если сейсмические события ощущаются на поверхности или наблюдаются обрушения пород и другие подземные повреждения, район выброса закрывается. После этого проводится визуальная инспекция обстановки. При небольших повреждениях и событиях, происшедшем в выходные дни, рабочие только докладывают о месте повреждений менеджеру, ликвидируют последствия выброса и продолжают работу, усилив крепь. При большом событии рабочие ограждают его район и переходят к работе в другом забое.

Пример крепи в выбросоопасной зоне для уступов с сложной выемкой руды показан на рис. 2.23. Разгрузочное взрывание в штреках осуществляется двумя скважинами, если от забоя начинают отторгаться фрагменты. Защита от них осуществляется металлической сеткой с решеткой 7,5х7,5 см.

На шахте существует две системы микросейсмического мониторинга, покрывающие площади медной и никелевой зон. Наибольший выброс, зарегистрированный в 1999 г., имел магнитуду 3,0. Всего на шахте происходит 2-3 выброса в год.

Шахта Craig, Ontario расположена в северной части бассейна Sudbury и состоит из 9 индивидуальных рудных зон, где добывается 1-1,5 млн. т никелевой руды в год. Работы начались на гор. 2600 в 1992 г. (при глубине 790 м), их глубина в настоящее время составляет 1530 м.

Рудные тела представляют собой линзообразные залежи, варьирующиеся в размерах и форме. В среднем линзы имеют

ширину 10-20 м и длину 50-150 м. Их среднее простирание – восток-запад, среднее падение – 60^0 .

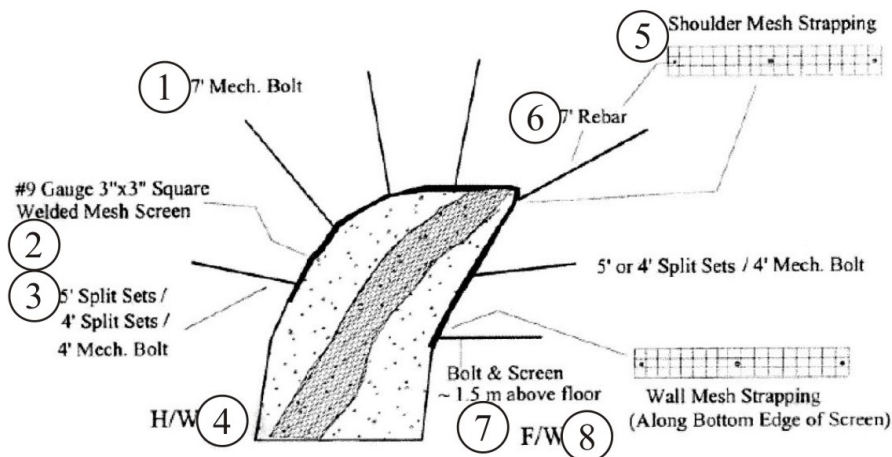


Рис. 2.23. Установка крепи в выбросоопасной зоне

1 – механический болт; 2 – металлическая сетка; 3 – болты с продольной щелью (*Splitset*); 4 – висячий бок; 5 – полоса из сетки; 6 – арматурный стержень; 7 – болты и сетка в 1,5 м от почвы; 8 – лежащий бок.

Качественные характеристики руды следующие: плотность от 3150 до 3600 кг/м³, осевая прочность на сжатие 115-174 МПа, модуль Юнга 44-73 ГПа; окружающих пород: плотность 2840-2870 кг/м³, прочность на сжатие 160-326 МПа, модуль Юнга 50-97 ГПа.

Напряжения в массиве описываются соотношениями:

$$\sigma_h = 1,8\sigma_v, \text{ МПа}, \sigma_h = 1,4\sigma_v, \text{ МПа}, \sigma_v = 0,027Z, \text{ МПа},$$

где σ_h – главное горизонтальное, ориентированное восток-запад, напряжение;

σ_h – горизонтальное напряжение, ориентированное север-юг;

σ_v – вертикальное напряжение,

Z – глубина от поверхности, м.

Главным методом добычи служит комбинация камерной (room-and-pillar) (рис. 2.24) и послойной систем разработки. Последняя используется, чтобы извлечь оставшиеся при-штрековые целики высотой 15-20 м и доработать рудные линзы. При достаточно крутом залегании рудного тела применяется отработка уступа взрывными скважинами. Ширина уступа равна в среднем 10-20 м, длина 50-150 м, высота 30-35 м. При камерной отработке целиков подвигание цикла составляет 4,2 м, высота камеры – 4,6 м, ширина камеры – 11 м. Для поддержания камер оставляются целики 5х5 м с интервалами 11 м (рис. 2.25). Иногда для уменьшения пролета сооружаются дополнительные искусственные набрызгбетонные целики (рис. 2.26).

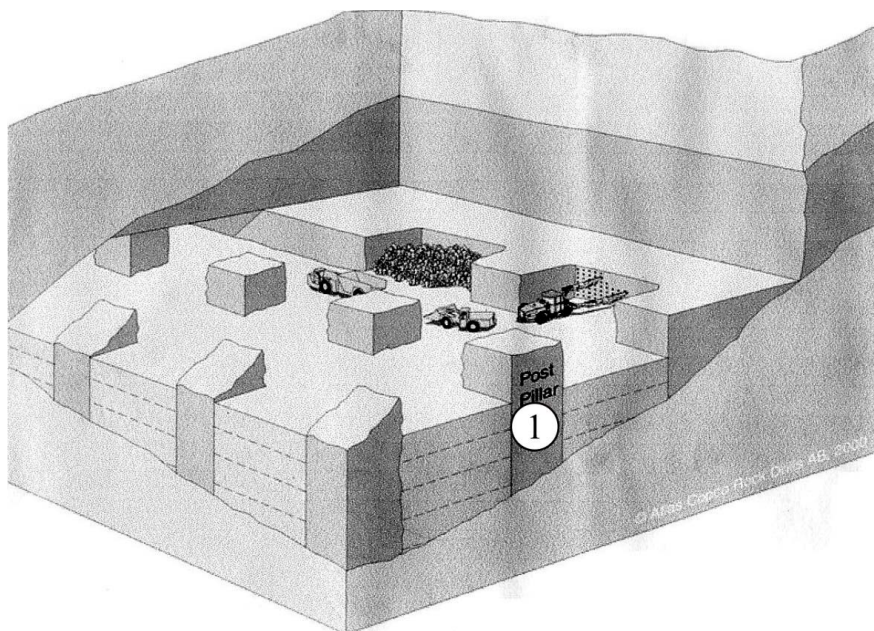


Рис. 2.24. Камерная система разработки
1 – целик.

В качестве крепи стен и кровли забоев применяются арматурные тампонируемые полимерами стержни и металличе-

ская сетка. Диаметр стержней 22 мм, длина 2,4 м. Крепь устанавливается в стенах на высоте от пола не более 2,4 м. Если ожидается, что район опасен по внезапным выбросам, крепь дополняется металлическими полосами шириной 0,3 м и анкерными конусными болтами с полимерным тампонажем. Оставляемые целики иногда усиливаются окружающими их металлическими полосами.

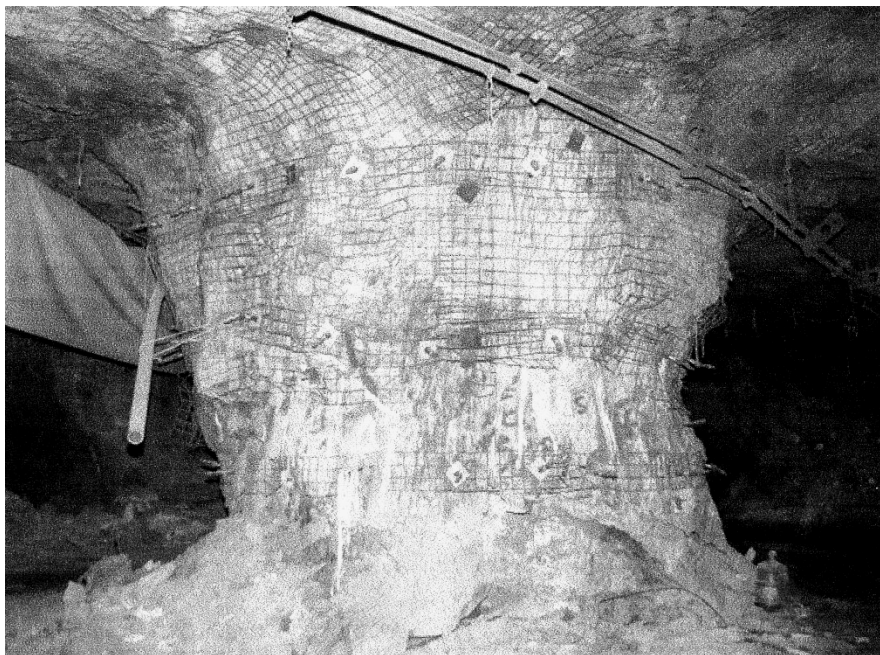


Рис. 2.25. Целик, усиленный металлической сеткой и болтами

При отработке приштрековых целиков выемочные камеры заполняются гидравлическими хвостами обогащения. Для открытых уступов применяется цементируемая закладка с соотношением песок/вода от 30:1 до 10:1 в зависимости от обстоятельств.

В случае необходимости в добычных камерах применяется разгрузочное взрывание с числом скважин, соответ-

вующим породным условиям. На первом шаге бурятся две расходящиеся скважины длиной 4,0 м в опорах камеры под углом $15-30^0$ к горизонтали и вертикали. Следующим шагом бурятся еще две скважины в нижних углах забоя в тех же направлениях. Если требуется большая степень разгрузки, дополнительные скважины бурятся в середине высоты стен и в центре забоя.

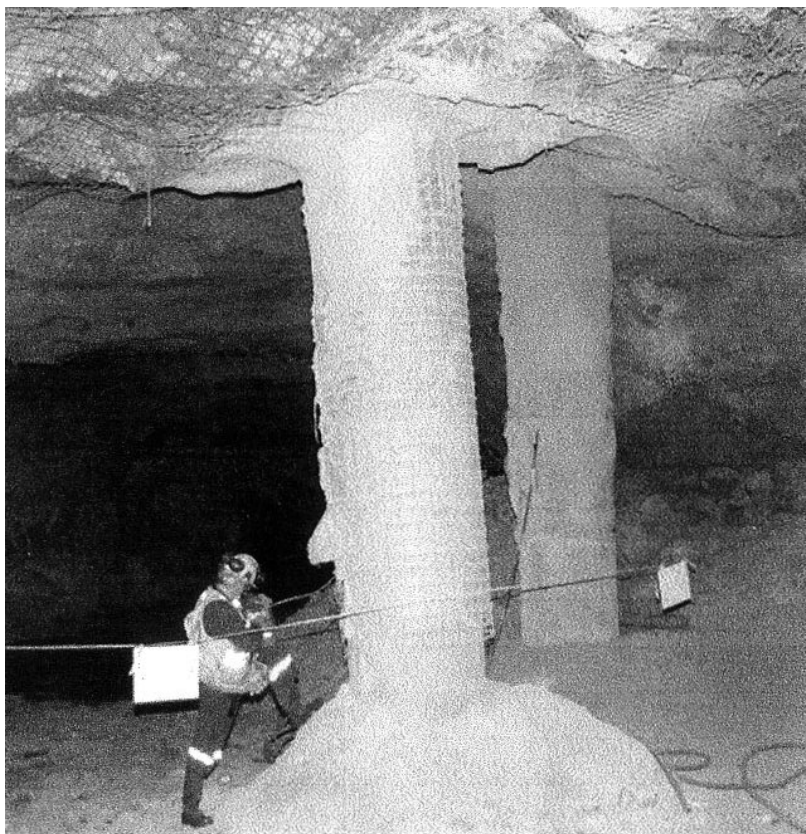


Рис. 2.26. Набрызгбетонная опора

Сейсмическая система мониторинга шахты позволяет локализовать события с точностью до 10 м и оценивать их магнитуды.

Характерной особенностью строения рудного тела является включение в него пироксено-роговиковых валунов (рис. 2.27), которые из-за разницы в крепости пород вызывают напряженные выбросы.

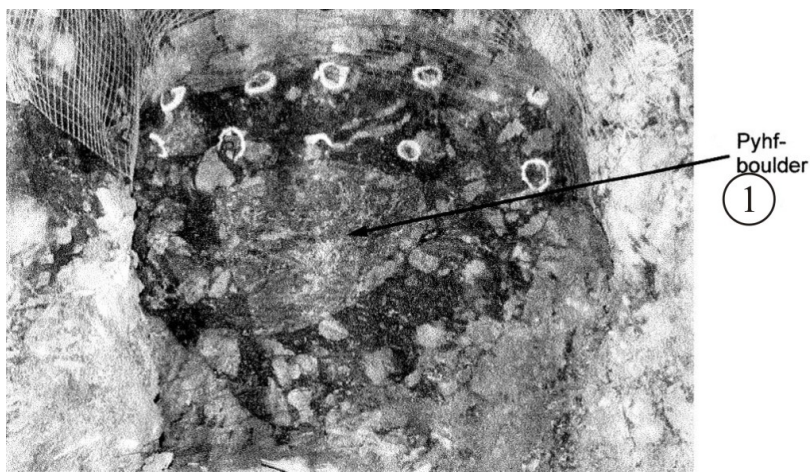


Рис. 2.27. Валун в центре забоя

1 – валун.

Имеет место также сейсмическая активность в нарушениях и изверженных вторжениях, пересекающих шахту. Последние обычно жестче, чем окружающие породы и могут вызвать некоторые проблемы выбросоопасности, когда они имеют ширину 0,5-3 м. Замечено, что малые вторжения (около 0,2 м) и большие (около 10 м) не вызывают таких проблем.

Имеются также расчлененные на блоки метаморфизованные вторжения, выпадающие местами при влиянии на них горных работ. Такие явления не носят сейсмического характера, но могут представлять опасность для персонала.

Напряженные выбросы – наиболее распространенное на шахте Craig явление, но здесь случаются также выбросы, вызванные скольжением пород по нарушениям при ведении горных работ. В апреле 2003 г. произошло событие с магнитудой 3,0, вызвавшее перемещение пород общей массой

3200т в уступе 1010 на гор. 51-3 (60 м над гор. 5100). Источник события был локализован в нарушении № 2 на некотором расстоянии от уступа. Это нарушение пересекало уступ под малым углом и было обнажено проведением штрека. Горные работы пересекались также нарушениями № 1 и № 3.

В той же рудной зоне в нарушении № 2 в апреле 2003 г. произошло еще одно событие с магнитудой 2,1, вызвавшее серьезные повреждения ramпы гор. 950. Расследование показало, что событие могло быть вызвано закладочными работами в уступе над нарушением. Вода, дренирующая из закладочного материала, попадала в нарушение, уменьшая в нем напряжения сжатия и содействуя скольжению плоскостей.

Шахта Craig соединена горными работами с рудным телом Onaping, где также случаются отторжения породных фрагментов от забоев кварцшлагов, вскрывающих рудное тело. Здесь за 4 цикла до их входа в залежь в углах забоя и кровле бурятся разгрузочные скважины. Забой выработки крепится болтами и ограждается экраном металлической сетки.

В шахте происходит 35 событий в год с магнитудой более 1,0, из которых 6 имеют магнитуду более 2,0. Эти выбросы не вызывают больших повреждений, поскольку крепь сдерживает их. Центры большинства событий находятся в массиве окружающих пород и достаточно удалены от зон экскавации, чтобы не вызвать большого ущерба.

Наибольшие события, имевшие магнитуду 3,2-3,3 происходили в 2001-2002 гг.

Шахта Copper Cliff North, Ontario стала испытывать серьезные проблемы с внезапными выбросами пород в середине 1980-х гг., как результат формирования целиков при отработке уступов в шахматном порядке. Способом управления выбросами служил переход к последовательной отработке уступов от центра к периферии.

Шахта расположена в стороне от главного никелевого вторжения. Медно-никелевое рассеяние расположено по про-

стиранию более, чем на 400 м и распространяется по падению на глубину 1650 м. Из всех рудных тел месторождения наибольшим является рудное тело 120, в котором по простиранию на длине 350 м углы падения изменяются от 20^0 до 65^0 , а к северо-западу почти до 90^0 . Мощность рудного тела составляет 7,5-24,5 м.

Направление главных напряжений примерно нормально рудному телу.

Добыча руды началась в 1896 г. и была прекращена в 1978 г. Вначале применялась система разработки с магазинированием руды в уступах, которая затем была заменена на бурение и взрывание длинных скважин. Шахта снова была открыта в 1983 г. с применением отступающих вертикальных скважин в нескольких рудных зонах, обеспечивающих добычу около 2500 т/сут. Уступы отрабатывались в шахматном порядке.

Первичные уступы в рудном теле 120 имели размер по простиранию 12 м с целиками между ними размером 24 м, что обеспечивало стабильность геотехнической обстановки. Эти уступы заполнялись цементируемой породной пульпой, вторичные уступы после отработки оставленных целиков заполнялись только породой, которая доставлялась к месту закладки через систему восстающих выработок с поверхности. Рис. 2.28 показывает продольный разрез по центральной части шахты.

Успешный опыт бурения взрывных скважин диаметром 165 мм от гор. 3600 до гор. 3935 показал, что нет необходимости в создании промежуточных подэтажей и высота уступа может быть больше, чем применялась ранее. Поэтому расстояние между следующими горизонтами возросло с 335 футов (102 м) до 400 футов (122 м). На горизонтах 3200, 2800 и 2400 увеличили также диаметр взрывных скважин до 200 мм. Опыт таких изменений оказался удовлетворительным, однако, не все уступы были заполнены закладочным материалом и оставались открытыми, что вызвало увеличенную сейсмич-

ность и число выбросов, например, в уступе 113 на южной границе рудного тела.

В настоящее время горные работы сосредоточены в рудном теле 100, которое ограничено кварцево-диоритным вторжением шириной в среднем 50 м. Вмещающий залежь массив к востоку от вторжения представлен метаморфизированными вулканическими породами, к западу от вторжения - в основном, гранитами и гранодиоритами. Среднее содержание никеля в руде составляет 1,6%, отношение медь/никель равно 0,8. Рудное тело 100 имеет трубчатую форму с большим вертикальным размером – более 1,2 км, но с горизонтальным размером от 100 м до 150 м. На гор. 1600 оно пересекается нарушением 2X-fault. На горизонтах 2430 и 3000 рудное тело рассекается нарушением 900X- fault с южной стороны, которое начинается с гор. 2430 и продолжается на север до гор. 3000. Простираение нарушения – 100^0 , падение под углом 45^0 к северу, его ширина 3,6-4,5 м. Оно заполнено кристаллическим биотитом и карбонатной глиной. Нарушением созданы системы сочленений породных блоков шириной 6 м с каждой стороны. Добыча в рудном теле ведется на горизонтах 2490-2700, 3050-3400 и 4080-4200.

В табл. 2.2 приведена характеристика пород шахты Sorper Cliff North.

Поле напряжений описывается следующими соотношениями:

$$\sigma_1 = 10,9 + 0,0407 Z, \text{ МПа,}$$

$$\sigma_2 = 8,7 + 0,0326 Z, \text{ МПа,}$$

$$\sigma_3 = 0,029 Z, \text{ МПа,}$$

где σ_1 —главное горизонтальное, ориентированное восток-запад, напряжение;

σ_2 – горизонтальное напряжение, ориентированное север-юг;

σ_3 – вертикальное напряжение,

Z – глубина от поверхности, м.

Таблица 2.2 – Характеристика пород шахты
Copper Cliff North

Параметры	Руда	Породы (средние параметры)	Осадочные породы	Гранит	Норит	Изверженные вторжения	Амфиболиты
Средняя прочность на сжатие, МПа	150	150	150-170	240	150	200-240	200-240
Модуль Юнга, GPa	40	60	60	60	60	60	60
Коэффициент Пуассона	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22

За годы работы шахтой испытывались несколько систем разработки, в частности схема «вруб и добыча» (рис. 2.11), применяемая в настоящее время. Уступы имеют ширину 16,7 м, длину 16,7 м, высоту 66,7 м. После отработки уступы заполняются закладочным материалом из цементированных пород или отходов обогащения с соотношением закладочного материала к цементу 20:1. Каждый уступ содержит 30000 т руды и разрабатывается за 4 взрыва.

Штреки, подготавливающие уступы, имеют ширину 5,3-6,0 м, высоту 5,7-6,0 м и крепятся шестью механическими болтами длиной 2,4 м с продольной щелью, а также металлической сеткой, устанавливаемой, начиная с высоты 1,5 м от почвы штрека. Кровля крепится аналогично, но в центре сетки добавляются два арматурных стержня длиной 2,4 м, затампированных полимерами.

При пролете пересечения выработок, не превышающем 8м, дополнительная крепь не требуется. При большем пролете устанавливаются канатные анкера длиной 5,7 м или 10 м в зависимости от условий и наносится набрызгбетон.

При разработке рудного тела 120 в январе 1986 г. в ходе выемки уступа 113 у самой южной границы рудного тела обнаружился высокий уровень сейсмичности и выбросоопасности. Уступ был последним первичным, отрабатываемым на горизонте, и поэтому его длина по простиранию оказалась большей, чем предусматривалось дизайном. Сейсмичность распространилась от уступа 113 на целики уступов 114 и 115,5. Произошли 6 выбросов с магнитудой более 2,0, наибольшие из них имели магнитуду 2,8, 2,8 и 2,9. Был поврежден штрек доступа на подэтаже (суб-горизонте) 3835 и горизонты 3600 и 3935, а также целики уступов 114 и 115,5. На рис. 2.29 показан продольный разрез работ в рудном теле 120 между горизонтами 3000 и 3935.

Из-за продолжающейся высокой сейсмичности, связанной с разработкой рудного тела 120, в шахте была установлена система мониторинга. В 1986 г. горные работы продолжились с микросейсмической активностью, но без внезапных выбросов. Закладочные работы в открытых уступах задерживали добычу. Обрушение целиков 114 и 115,5 увеличило нагрузку на целики 116,5 и 118,5, в которых уже было выполнено бурение для их отработки. Эти целики взрывались в открытом уступе 117 в декабре 1986 г. и марте 1987 г., в результате чего произошли выбросы с магнитудами 2,2 и 2,9 соответственно. Взрывные работы и выбросы привели к формированию большой полости над отработанными уступами. Разработка и выбросы продолжались в 1987-1988 гг. За то же время произошло 6 выбросов с магнитудой более 2,0 в 1987 г. и 6 таких же выбросов в 1988 г., включая выброс с магнитудой 3,3 в декабре 1987г. Эта активность началась на гор. 3400,

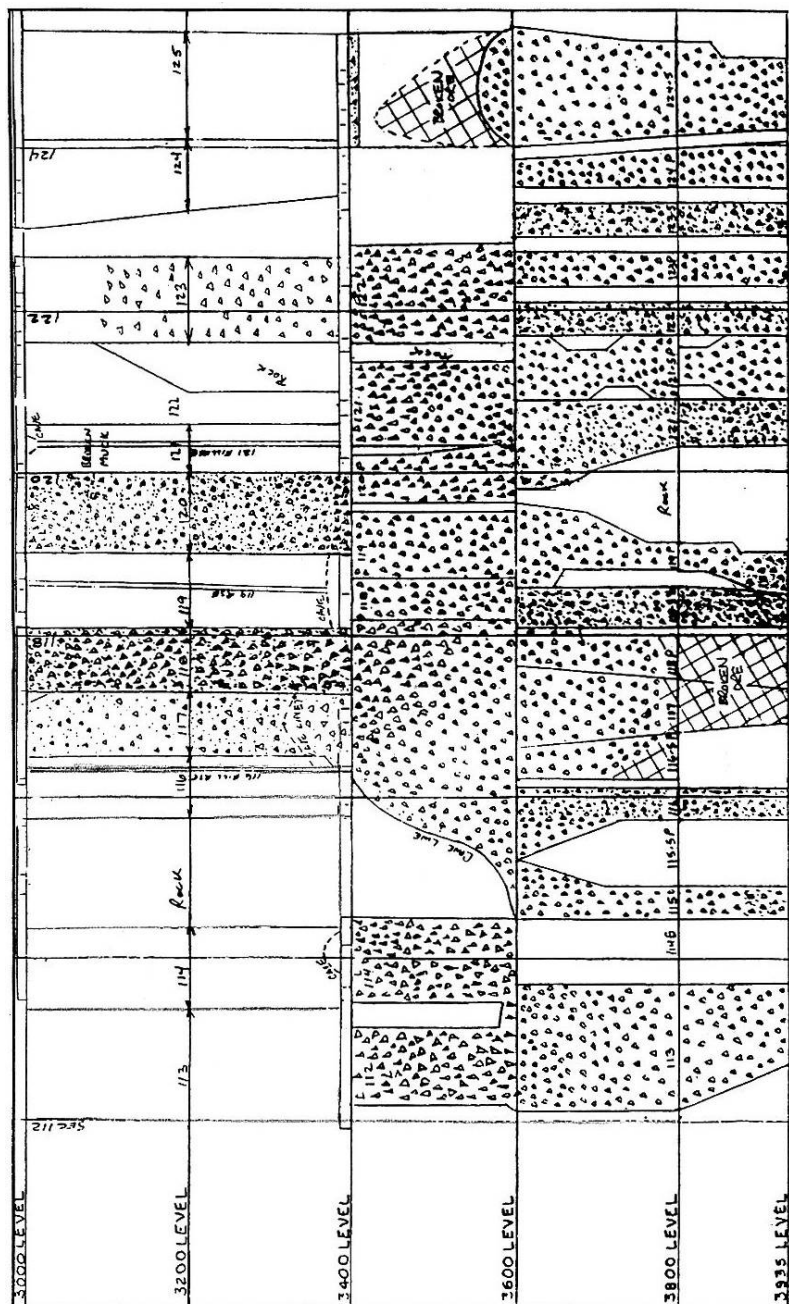


Рис. 2.29. Продольный разрез по рудному телу 120 шахты Copper Cliff North

вероятно, из-за продолжающегося увеличения полости над уступами. Выброс с магнитудой 3,3 переместил около 1000 т пород в районе уступа 115 горизонта 3400. В 1989 г. сейсмических событий было меньше – только 4 с магнитудой более 2,0, но одно из них имело зарегистрированную магнитуду 3,3. Положение этого события и ущерб от него не были обнаружены.

Для предотвращения выбросов в целиках между уступами и образования полостей последовательность выемки уступов над гор. 3000 была изменена. Они стали обрабатываться подряд от центра шахтного поля к периферии горизонта, хотя все еще происходили выбросы в целиках под гор. 3000. В 1990 г. выбросы прекратились, однако, в 1991 г. между горизонтами 3000 и 3400 преимущественно в целиках произошло 5 больших событий, из которых 3 имели магнитуды более 3,0. При выбросах обрушилось около 2500 т пород.

С 1992 г. по 1997 г. горные работы продолжали индуцировать выбросы, но магнитуды последних не превышали 1,9. Однако, в 1998 г. в рудничном теле 120 (рис. 2.29) произошел выброс с магнитудой 3,9, обрушивший более 3000 т пород на нескольких горизонтах. В мае 1998 г. в том же рудном теле выброс с магнитудой 2,8 обрушил 1300 т пород. Неясно, однако, состоялись ли эти выбросы в целиках между горизонтами 3945 и 2200, или были связаны с текущими горными работами.

В 2000 г. наблюдались только два выброса сильнее, чем 2,0.

Наибольшие сейсмические события произошли в июне 2001 г. Первое из них было выбросом в целике рудного тела 100 на гор. 3400, в пределах двух недель случилось еще три события с магнитудами более 3,0, два из которых достигали магнитуды 3,5-3,6 по шкале Nuttli.

Эти события вызвали серьезные повреждения на трех горизонтах: гор. 3050 обрушился, гор. 3200 испытал наибольшие повреждения в штреках, были также повреждены штреки

гор. 3400. События произошли, как результат отработки уступа по направлению к нарушению. Еще одно событие с магнитудой 3,1 отмечалось в феврале 2003 г. на гор. 3400 рудного тела 900, но оно не вызвало повреждений, кроме отторжения небольших осколков и обрушения ослабленных пород, удержанных металлической сеткой. Это событие было вызвано взрывными работами на гор. 4050 рудного тела 100, что привело к скольжению нарушения между горизонтами 3000 и 3400.

Разгрузочное взрывание применяется на шахте по необходимости, например, в рампе рудного тела 100 на гор. 3880. Эта рампа располагается очень близко к изверженному вторжению. Разгрузка проводилась двумя горизонтальными скважинами в забое, параллельными направлению подвигания, двумя скважинами, пробуренными в кровле под углом 30^0 (вверх) к горизонту и расходящимися наружу от сечения рампы под углом 45^0 к ее направлению, и двумя расходящимися горизонтальными скважинами в нижней части забоя (на высоте 0,5 м от уровня головок рельсов) под углом 45^0 к направлению подвигания (наружный угол). Длина скважин выбиралась в зависимости от скорости движения забоя.

Далее описываются примеры управления сейсмическими рисками на шахтах провинции Ontario, добывающих золотеносную руду.

Шахта Lake Shore среди других золотеносных шахт оказалась самой подверженной внезапным выбросам не только в районе озера Kirkland, где она расположена, но и во всей Канаде (рис. 2.30, 2.31). Начиная с 1931 г. до закрытия шахты в 1965 г. здесь были зарегистрированы 1319 выбросов. Некоторые из них оказались чрезвычайно велики, а магнитуда в 26 выбросах превышала 3,0, включая 7 с магнитудой более 4. Наибольший выброс, отмеченный в Канаде, с магнитудой 4,4 произошел в шахте Lake Shore в сентябре 1939 г.

Последствия больших выбросов также были экстремальными с 21 смертельным случаем и блокированием горизонтов

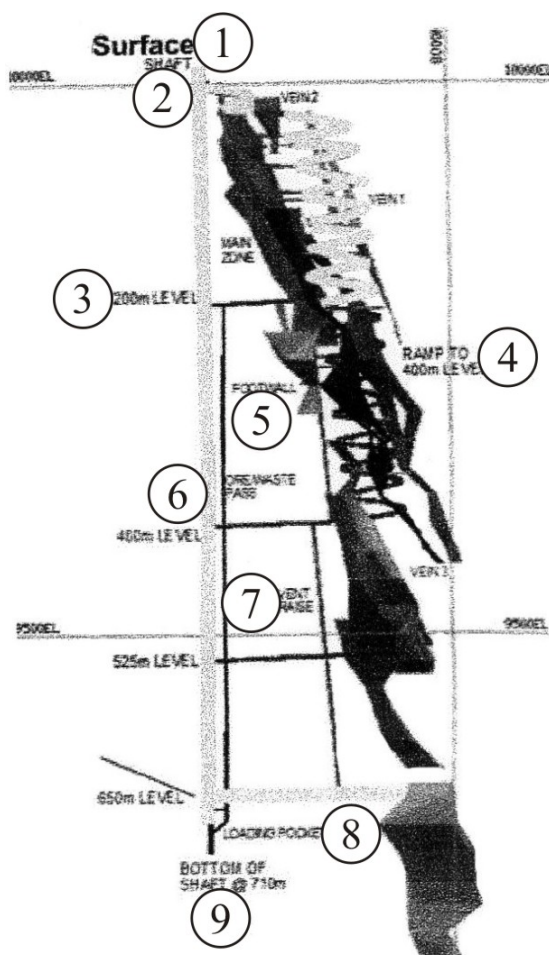


Рис. 2.30. Схема вскрытия рудного тела шахты Lake Shore

1 – поверхность; 2 – ствол; 3 – горизонт; 4 – рампа; 5 – лежащий бок; 6 – рудоспуск; 7 – вентиляционная восстающая; 8 – загрузочное устройство; 9 – зумпф ствола.

на вертикальных расстояниях до 500 м. Число погибших на шахте людей составило 35% от всех жертв выбросов в провинции Ontario.

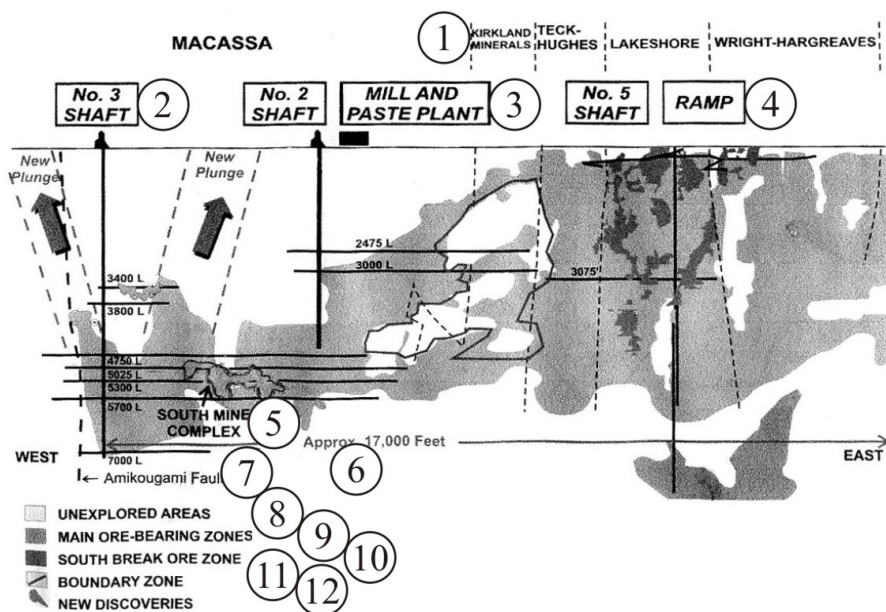


Рис. 2.31. Разрез по шахтам бассейна озер Kirkland и Red Lake
 1 – названия шахт; 2 – ствол; 3 – установка подготовки закладочной пульпы; 4 – рампа; 5 – комплекс южной шахты; 6 – простираение примерно 5,2 км; 7 – нарушение; 8 – неразрабатываемая зона; 9 – главная рудная зона; 10 – южная рудная зона; 11 – пограничная зона; 12 – новые запасы руды.

Шахта испытала все типы внезапных выбросов:

- напряженные в стволах, вскрывающих и подготовительных выработках, забоях уступов;
- в целиках приштрековых, оставшихся при добыче, приствольных, барьерных;
- скольжения в нарушениях, когда магнитуа выбросов может превышать 3,5.

Начиная с 1930-х гг., на шахте Lake Shore прилагали усилия по снижению выбросоопасности: было введено одновременное централизованное продуктивное взрывание, вместо уступов с магазинированием руды применялась восходящая послойная отработка потолкоуступным забоем с закладкой

выработанного пространства, призабойное пространство крепилось костровой крепью. Все стволы проходились в лежащем боку массива без оставления приствольных целиков. Для того, чтобы ограничить ущерб от выбросов, сопряжения стволов с горизонтами крепились бетонной крепью, в выработках доступа к стволу устанавливались металлические кольца с затяжкой. Протяженные уязвимые к выбросам выработки крепились болтами со связывающими их стальными канатами.

В месторождении озера Kirkland тонкие золотоносные кварцевые жилы связаны с системой нарушений Main Break, которая простирается через все шахтное поле в направлении восток-запад и круто падает к югу.

Шахта Lake Shore расположена в центре месторождения и имеет две главные жилы – северную и южную. На поверхности они параллельны и располагаются на расстоянии 120 м друг от друга, простираясь на длину 850 м. У западной границы жилы погружаются на глубину около 1200 м.

Рис. 2.32 показывает план гор. 2200 с двумя рудными зонами и главными геологическими структурами. Северная жила устойчива и местами она достигает мощность 20 м, хотя преобладает средняя мощность 5 м. Южная жила менее устойчива и ее средняя мощность равна 4 м. С западной стороны северная жила разрывается нарушением Main Break. Западнее стволов от нее отделяется диагональная жила, которая соединяется с южной жилой на восточном крыле шахты. Обе жилы, северная и южная, прерываются на гор. 6000, а затем северная жила снова появляется на гор. 8075 (глубина 2460м).

Крупное нарушение Lake Shore Fault падает почти вертикально и перемещает жилы на 120 м к северу.

Преобладающие боковые породы – порфириты и сиениты.

Шахта Lake Shore обслуживалась тремя стволами с поверхности и двумя слепыми стволами. Ствол № 1 проходил с стадиями до глубины 1350 м близко к южной жиле и на гор. 3700 пересек северную жилу. Ствол №3 располагается в ви-

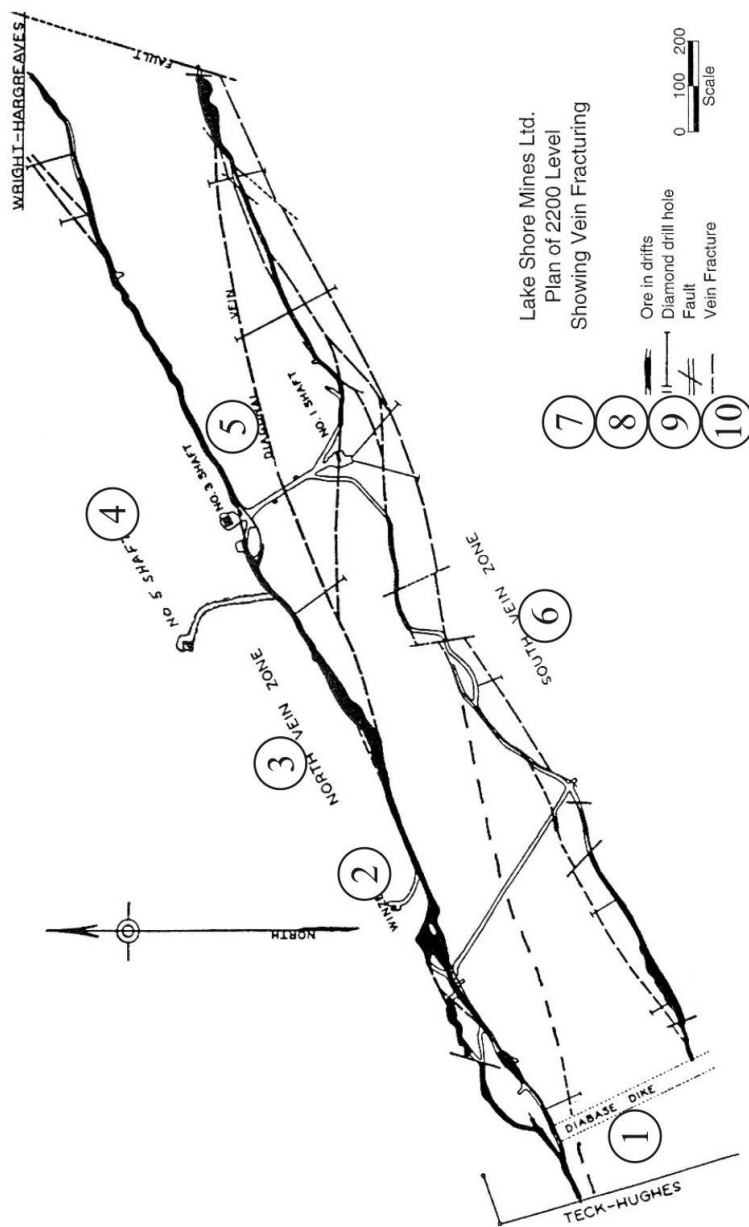


Рис. 2.32. План горизонта 2200 шахты Lake Shore

1 – вторжение диабазы; 2 – наклонная выработка; 3 – зона северной жилы; 4 – ствол;
 5 – диагональная жила; 6 – зона южной жилы; 7 – руда в штреках; 8 – скважины; 9 – нарушение;
 10 – трещиноватость в жиле.

сячем боку северной жилы, которая пересекается им на гор. 800. Ниже гор. 1000 оставлен приствольный целик шириной 45 м, увеличенный до 90 м ниже гор. 2000 и до 120 м ниже гор. 3075. Ствол № 3 испытал серьезные повреждения после тяжелых выбросов, что заставило закрыть его и заменить стволом № 5, расположенным полностью в лежащем боку северной жилы до гор. 4000. Слепые стволы № 4 и № 6 также проходились в лежащем боку до гор. 8075 и до гор. 6075 соответственно. До гор. 2000 расстояние между горизонтами составляло 60 м, уменьшаясь затем до 38 м на больших глубинах.

Работа шахты началась в 1918 г., когда в качестве системы разработки, применялись уступы с магазинированием руды. До гор. 1600 этот метод не вызывал каких-либо проблем. В 1929 г. увеличилась производительность обогащательной фабрики, что позволило ускорить разгрузку добытой руды в уступах, но вызвало ее значительное разубоживание вмещающими породами. Из-за этого работа уступов была остановлена и несколькими годами позднее извлечение руды из них было произведено сверху вниз системой разработки с костровой крепью (рис. 2.33 а).

Ниже гор. 1600 применили систему разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства раздробленной породой и песком. Уступы с этой системой работали без проблем с гор. 1800 и гор. 2000. Однако, следующие три горизонта испытывали внезапные выбросы, когда приштрековые целики были уменьшены до 12 м.

Ниже гор. 2700 была применена система разработки наклонными слоями с костровой крепью и закладкой выработанного пространства. Одна из возможных схем такой работы показана на рис. 2.33 б. Вначале центральные рудоспуски проходились, связывая семь горизонтов с общей длиной от 120 м до 220 м. Горизонты отрабатывались в нисходящем порядке с опережением работ верхних горизонтов над нижними, что приводило к V-образной («шевронной») конфигурации

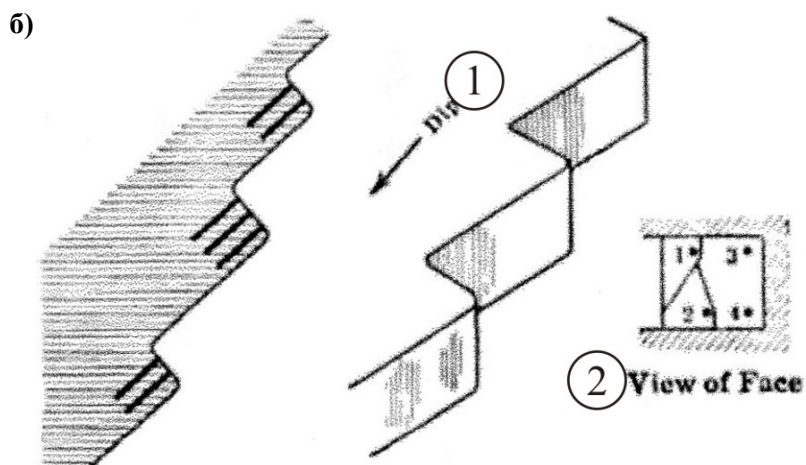
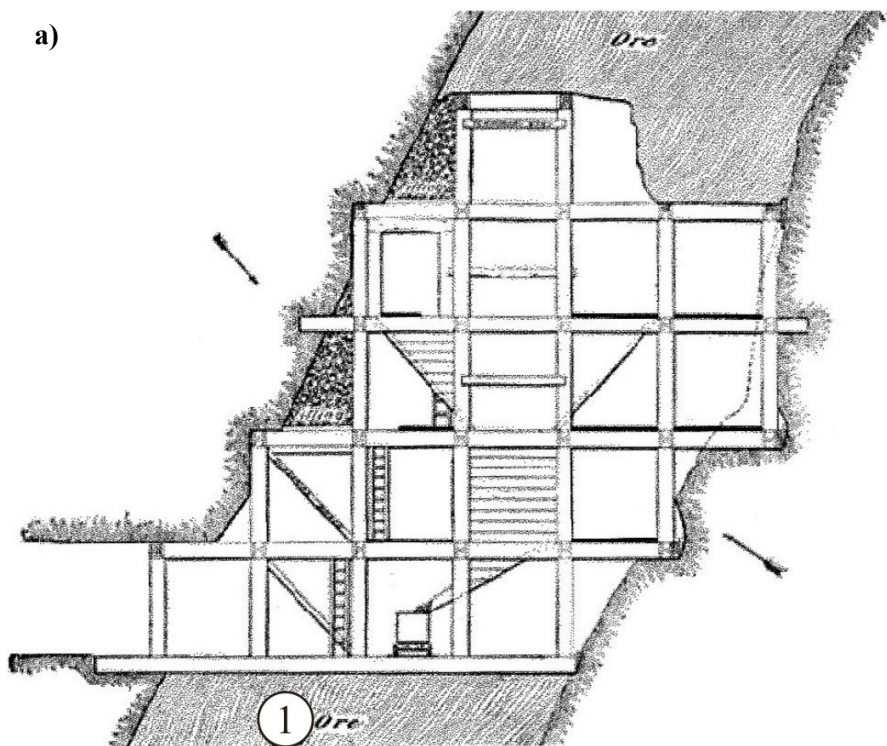


Рис. 2.33. Система разработки на шахте Lake Shore

Объяснения к рис. 2.33:

а) костровая крепь.

1 – руда.

б) технология отработки уступа наклонными слоями.

1 – падение; 2 – вид на забой.

отработанной площади. Этот метод с небольшими модификациями использовали для отработки всех оставшихся запасов шахты.

С начала 1930-х гг. на шахте Lake Shore регистрировалось наибольшее в стране число внезапных выбросов пород, которые классифицировались, как «деформация» (strain), «легкий», «средний» или «тяжелый» в зависимости от объема и количества повреждений и интенсивности вибраций. Деформации и легкие выбросы были локализованными, средние обычно воздействовали на более, чем один горизонт, тяжелые – на несколько горизонтов. Регистрировались смертельные случаи и травмы, а иногда – продолжительность ликвидации последствий.

Напряженные выбросы происходили в стволах, вскрывающих и подготовительных выработок с отторжением пород менее 20 т. Во время проходки стволов №№ 1, 3 и 5 внезапные выбросы не регистрировались. Оба слепых ствола испытывали малые выбросы. Были отмечены 60 выбросов в стволе № 4 между глубинами 1340 м и 1570 м и 30 выбросов в стволе № 6 между глубинами 1380 м и 1540 м. Интересно заметить, что при дальнейшей проходке выбросы не происходили, особенно в стволе № 4, который достиг глубины 2520 м. Оба ствола на этой глубине полностью проходились в порфирите и не пересекались геологическими неоднородностями, как это было на участках, где встречались выбросы. Возможно, что ниже гор. 1550 м концентрация напряжений была такой высокой, что она в ходе взрывных работ приводила к ослаблению стен ствола трещинами, разгружающими их предотвращающими выбросы.

Наибольшее воздействие вскрывающие и подготовительные выработки испытывали в сопряжениях со стволами на каждом горизонте. Проходка этих сопряжений не была проблемой, но позднее, когда они подвергались концентрациям напряжений, индуцированных горными работами, возникала опасность выбросов на относительно малой длине таких сопряжений. В одном случае в лежащем боку северной жилы на гор. 4075 проходил обходной штрек длиной около 60 м. Почти на полпути штрек был развернут, чтобы пересечь северную жилу. В этой зоне на участке 40 м произошло 11 последовательных выбросов с общим объемом выброшенных пород более 400 т. Перемещенные породы обрушились из стен и кровли, имел место также значительный подъем почвы. Все выбросы случились одновременно со взрывными работами или сразу после них. На опасном участке потребовалось закрепить штрек бетоном. Эти выбросы могли вызываться изменениями либо направления штрека по отношению к главному горизонтальному напряжению, либо типа пород, либо обеими этими причинами.

В уступах напряженные выбросы неизменно происходили одновременно со взрывными работами и обычно приводили к минимальным неудобствам, кроме тех случаев, когда интенсивно повреждалась деревянная крепь.

Первые выбросы в целиках произошли в приштрековых целиках уступов, где применялась послойная система разработки с закладкой выработанного пространства. Эти целики имели размер 12 м и большую длину по простиранию. Первой попыткой решить в них проблему выбросов было разделение целиков дополнительными восстающими выработками с интервалами 15 м. Такое решение, однако, усложняло проблему и привело к множественным обрушениям целиков, иногда распространявшимся на расстояние более 80 м. В конце концов, приштрековые целики, как в уступах магазинирования, так и послойной системы разработки, были отработаны с использованием костровой крепи и закладки выработанного

пространства. Под гор. 2700 приштрековые целики не остав-
лялись.

С применением подобных решений отрабатывались так-
же длинные забои при вертикальных расстояниях около 200 м
между погоризонтными штреками. Эти забои стартовали от
центральных рудоспусков и подвигались навстречу друг к
другу, что, в конце концов, создавало региональный целик
треугольной формы с основанием на нижнем горизонте
(принципиальная схема показана на рис. 2.34).

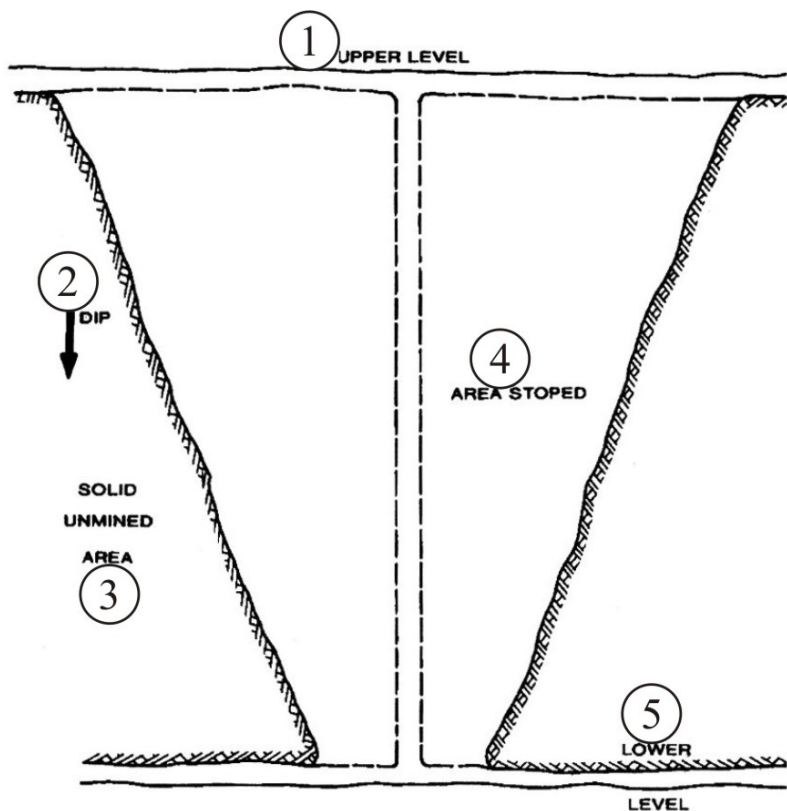


Рис. 2.34. Схема образования целика треугольной формы
1 – верхний горизонт; 2 – падение; 3 – массив; 4 – отрабатанная
площадь уступа; 5 – нижний горизонт.

При дальнейшей отработке в таких целиках происходило значительное число выбросов. Повреждения распространялись более, чем на три горизонта с полным блокированием подготовительных и добычных забоев. После ремонтных работ добыча руды возобновилась без особых сейсмических проблем в образовавшейся трещиноватой зоне, но при новой встрече твердых пород в таких же целиках опять начинали происходить внезапные выбросы. В некоторых случаях проблемы выбросов так обострялись, что от доработки оставшейся части треугольного целика приходилось отказаться. На более глубоких горизонтах расстояние между центральными восстающими увеличивалось, что позволило формировать меньшее число целиков.

Целик ствола № 3 был, вероятно, наиболее частым источником выбросов на шахте Lake Shore. По крайней мере, 11 тяжелых выбросов произошло в пределах этого целика и часто они составляли один множественный выброс с событиями, разделенными несколькими минутами. Повреждения были интенсивными и часто распространялись на сотни метров по вертикали. Несомненно, эти выбросы вызывались скольжением массива по геологическим неоднородностям, однако, целик также был высоко напряжен и подвергался характерному типу выбросов. К 1938 г. ствол № 3 закрыли и приствольный целик больше не требовался. Его выемка выполнялась до 1965 г., когда шахта была закрыта после полной отработки участка между горизонтами 1400 и 2200.

Проблемы выбросов при отработке приствольного целика были такими же, как в целиках, остающихся обычно в ходе горных работ. Горизонты, пересекающие приствольный целик, оказались высоко напряженными и выбросоопасными, из-за чего, начиная с 1950-х гг., здесь применялось разгрузочное взрывание со смешанными результатами.

Рис. 2.35 показывает продольный разрез северной жилы с перечислением дат и магнитуд основных выбросов. Стрелки направлены на примерные центры повреждений, вызванных

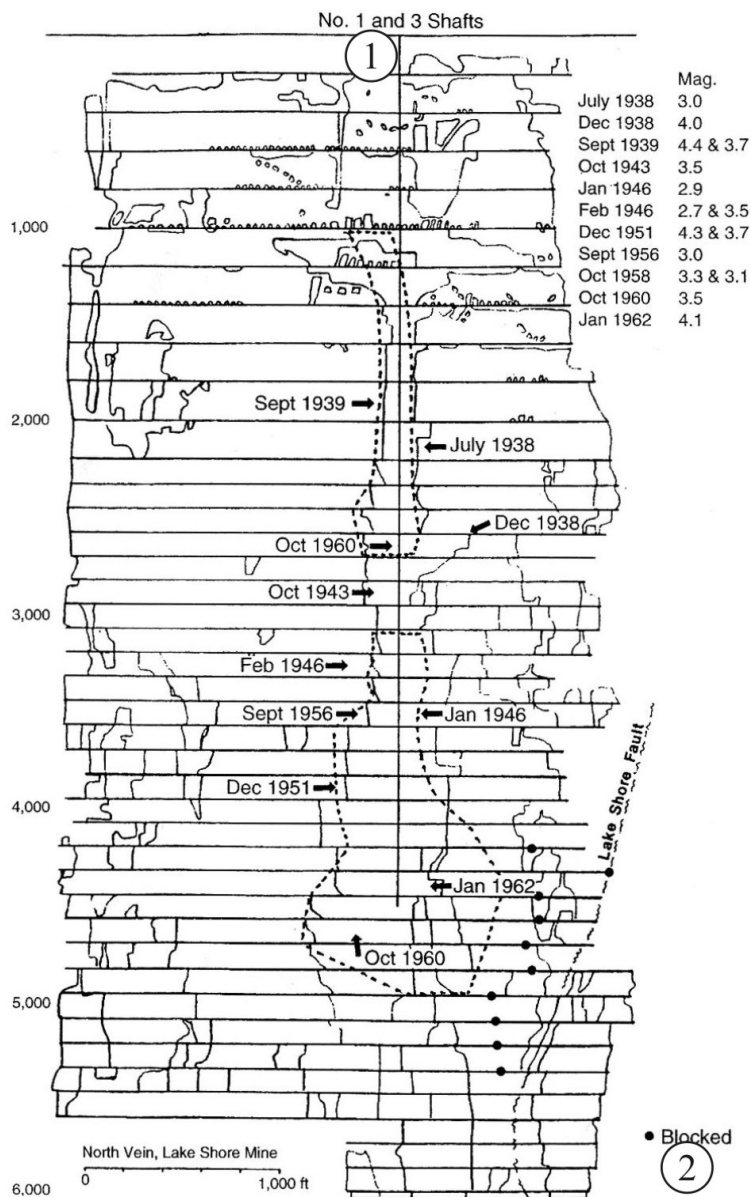


Рис. 2.35. Продольный разрез северной жилы с главными выбросами в приствольном целике
1 – стволы; 2 – блокированная выработка.

каждым выбросом, кроме событий сентября 1939 г. и декабря 1951 г., контуры повреждений которых очерчены прерывистыми линиями.

19 сентября 1939 г. за выбросом с магнитудой 4,4 через 9 мин. последовало второе событие с магнитудой 3,7. В течение следующих 150 мин. состоялись еще 15 меньших выбросов. Повреждения распространились от гор. 1000 до гор. 3075 на вертикальное расстояние 650 м и лишь приствольный целик смог их остановить. Первый выброс вызвал также повреждения на поверхности – разбитые окна строений и треснувшие стены подвальных помещений. Подземные повреждения, в частности подъем почвы до 60 см, были наибольшими в штреках северной жилы. Эти штреки, а также сопряжения со стволом были блокированы на каждом горизонте между 1400 и 2575.

Главные квершлагги пострадали на горизонтах от 1400 до 2825, особенно в местах, где эти выработки пересекались диагональным нарушением. Штреки южной жилы испытали воздействие между горизонтами 2450 и 2950.

Последовательности выбросов 19 сентября предшествовала серия выбросов с магнитудами от 3,5 до 4,3 31 августа и 2 сентября. Эти более ранние выбросы произошли на востоке приствольного целика между горизонтами 3075 и 3950. Штреки южной жилы претерпели наибольшие повреждения, меньше пострадали штреки северной и диагональной жилы.

Вторая главная последовательность внезапных выбросов в приствольном целике произошла в декабре 1951 г. и включала в себя выброс с магнитудой 4,3, за которым последовал выброс с магнитудой 3,7. Сильные сотрясения продолжались около 30 мин., а после них наблюдались еще 4 дня сейсмической активности. Повреждения распространились от гор. 2950 до гор. 5450 на вертикальное расстояние 760 м. Отчетливо наблюдались объекты повреждений: от гор. 2950 до гор. 3200 повреждения были нанесены штрекам южной жилы и главным квершлаггам. От гор. 3450 до гор. 3950 были повреждены

штреки северной жилы и главные квершлагги, которые оказались блокированными на горизонтах 3450 и 3575. Приствольный целик на гор. 4700 подвергся, в основном, сотрясениям ослабленных пород. В интервале между горизонтами 4075 и 5325 главные повреждения переместились от приствольного целика к востоку, блокировав штреки в обеих жилах – северной и южной возле нарушения Lake Shore Fault.

Ниже гор. 4825 две этих жилы сливаются на западе от ствола № 4 и отклоняются к востоку. Вертикальный длинный забой между горизонтами 4825 и 6075 начал отрабатываться от места соединения жил и подвигался к нарушению Lake Shore Fault. Северная жила разрабатывалась первой, затем забой остановился в 20-75 м с западной стороны от нарушения, после чего добыча велась в южной жиле, где забой остановился в 30-60 м от нарушения. В то же время с его восточной стороны отрабатывались соединенные жилы. При этом положении забоев в январе 1957 произошел выброс с магнитудой 4,1. Продольный разрез рис. 2.36 показывает план горных работ и расположение повреждений, распространившихся от гор. 5200 до гор. 6075. Уступы между горизонтами 5200 и 5825 оказались полностью заблокированы, а их забои были завалены. Повреждения затронули также выработанное пространство на расстоянии 60 м от забоев на каждом горизонте. В северной жиле повреждения распространились больше, воздействуя на горизонты от 4950 до 6325, из которых были заблокированы горизонты между 5450 и 6200. Здесь также было затронуто выработанное пространство до главных квершлаггов, из-за чего горные работы к востоку от нарушения оказались недоступными и были прекращены.

Уступы южной жилы и горизонты были восстановлены, добыча в них возобновилась через 18 месяцев. Эти уступы подвинулись на расстояние до 15 м в направлении к нарушению Lake Shore Fault, когда в марте 1961 г. произошел очередной большой выброс с магнитудой 4,3. Результаты этого

события были аналогичны последствиям выброса января 1957г.

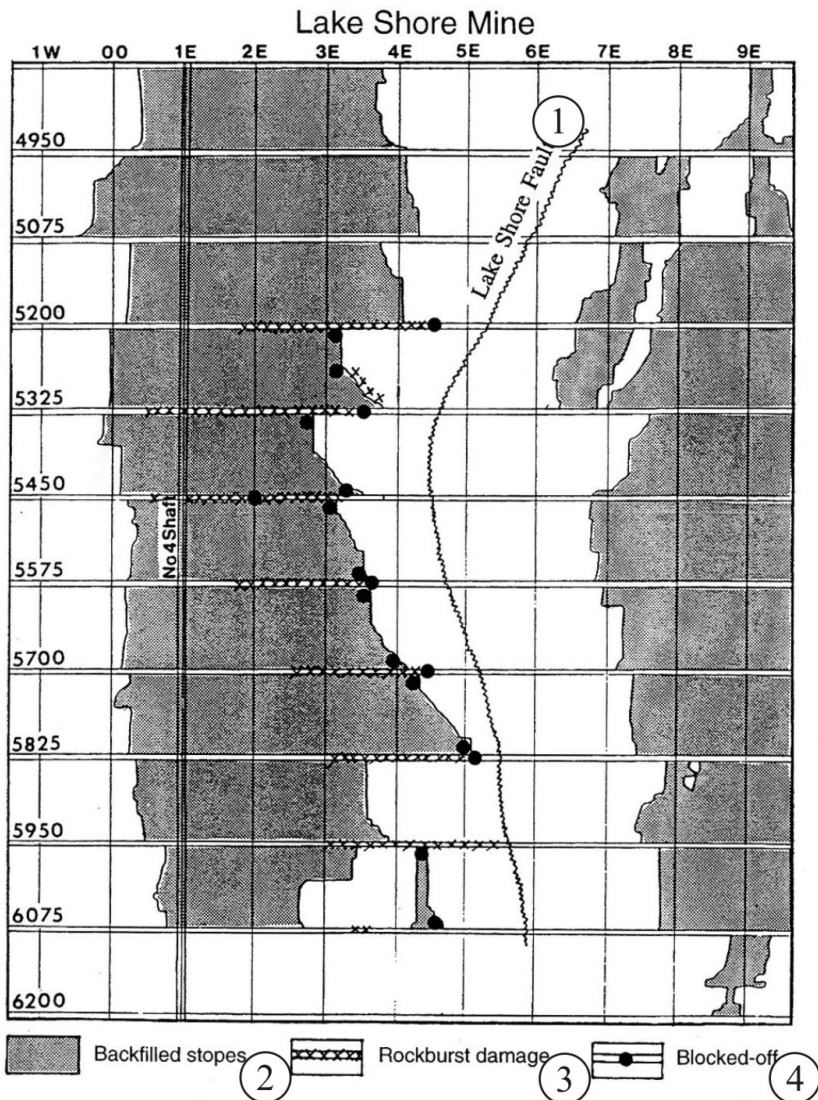


Рис. 2.36. Продольный разрез южной жилы с повреждениями от выброса января 1957г.

1 – нарушение Lake Shore; 2 – уступы, заполненные закладкой; 3 – повреждения, нанесенные выбросом; 4 – блокированная выработка.

Ретроспективное цифровое моделирование событий 1939г., 1957 и 1961гг. показало, что сосредоточение напряжений в приствольном целике предотвратило бы какое-либо скольжение массива вдоль главных неоднородностей, которое, однако, могло случиться на любой стороне этого целика по диагональному нарушению. Такой вывод объясняет выбросы 31 августа и 2 сентября 1939 г., которые на самом деле произошли в выработанном пространстве к востоку от целика, однако, при выбросе 19 сентября скольжение массива было, главным образом, вертикальным и произошло в северной жиле и диагональном нарушении, где северная и южная жилы соединились на глубине, формируя породный клин.

С расширением горных работ в обе стороны приствольного целика вес этого клина поддерживался только целиком. Лежащий бок северной жилы представлял из себя пласт глины. Вертикальное скольжение по этому контакту позволило перемещаться структурам висячего бока массива, включая диагональное нарушение и южную жилу.

Ориентация нарушения Lake Shore Fault была неблагоприятной по отношению к направлению главных напряжений, чем были генерированы большие срезающие усилия. Модель показала, что выброс января 1957 г. произошел на восточной стороне нарушения, где развитие горных работ в северной и южной жилах происходило непосредственно навстречу нарушению. Было выявлено одинаковое скольжение примерно на 2,2 см висячей и лежачей плоскостей нарушения по направлению к добычным уступам. При выбросе марта 1961 г. скольжение произошло на западной стороне нарушения, где им пересекается южная жила. В этом случае имела место большая диспропорция в относительном перемещении плоскостей нарушения, когда висячая плоскость сдвинулась на 20 см, а лежачая на 10 см по направлению к уступам.

В заключение следует отметить, что из всех шахт Канады Lake Shore затратила наибольшие усилия по решению проблем выбросов. Так, в качестве одной из тактических мер по

их предотвращению применялось централизованное и одновременное с продуктивным разгрузочное взрывание между сменами, поскольку большинство напряженных выбросов и выбросов в целиках происходило вскоре после этих взрывных работ. Сопряжения стволов с горизонтами крепились бетоном, чтобы уменьшить повреждения при возможном выбросе и продолжительность ремонтов. Для создания податливости этой крепи в ее материал добавлялись асфальт и песок, но вскоре эта практика была прекращена. В приствольном целике ствола № 3 штреки северной жилы поддерживались стальными кольцами с затяжкой. Хотя выбросами в целике эти кольца были значительно повреждены, они сохраняли поддерживаемый проход.

В качестве стратегических мер предотвращения выбросов все стволы, построенные после ствола № 3, располагались в лежачем боку, что позволило вообще отказаться от приствольных целиков. Был осуществлен переход от системы разработки уступами с маганизированием руды к послойной отработке уступа с закладкой выработанного пространства, затем – к системе с костровой крепью и закладкой. Последовательная отработка уступов тщательно контролировалась, чтобы поддержать длиннозабойную конфигурацию. Этот метод устранил проблему выбросов в приштрековых целиках. Все ранее отработанные уступы с маганизированием заполнялись закладочным материалом, чтобы улучшить региональную стабильность.

Опыт работы позволил понять, что нецелесообразна одновременная отработка оставшихся целиков с двух сторон и что жилы в разветвлении должны отрабатываться поочередно.

Несмотря на описанные усилия, шахта Lake Shore имела наихудшие показатели среди шахт Канады по тяжести последствий внезапных выбросов пород и наибольшее число несчастных и смертельных случаев среди шахт провинции Ontario.

В этих обстоятельствах интересно задаться вопросом, что сегодня могло бы предприниматься, чтобы шахта продолжала работать. Из современных решений представляется целесообразным применение цементирующего закладочного материала, анкерных болтов повышенной податливости, металлической сетки с набрызгбетоном. Такие меры могли уменьшить число напряженных выбросов и выбросов в целиках, а также повреждения от них, однако не повлияли бы на самые тяжелые выбросы скольжения по нарушениям.

Шахты Teck-Hughes и Wright-Hargreaves, расположены к западу и востоку соответственно от шахты Lake Shore. Выбросы на них начались в 1930 г., а в 1965 г. шахты закрылись. Их главные стволы расположены висячем боку северной жилы и охраняются целиками в местах ее пересечения или малого от нее расстояния. Все эти целики подвержены значительной сейсмической активности, повреждающей стволы, и в некоторых случаях заставляющей отказаться от использования последних.

На шахте Teck-Hughes северная золотоносная жила распространяется на расстояние около 450 м, падает к югу под углом 76° , имеет среднюю мощность примерно 2 м, увеличиваясь местами до 10 м. Главные геологические неоднородности, пересекающие жилу, отсутствуют. Окружающая порода – главным образом, сиенитовый порфирит с некоторыми включениями туфа.

Шахта Wright-Hargreaves имеет 10 жил, основными из которых являются северная и южная. Они примерно параллельны, разделены расстоянием 120-150 м и круто падают к югу. Второстепенные жилы либо параллельны главным, либо располагаются диагонально между ними. В шахтном поле имеется нарушение Lake Shore Fault, к востоку от которого рудная зона пересекается рядом крутопадающих нарушений, перемещающих жилы на расстояние до 200 м и разделяющих таким образом шахту на серию полу-изолированных блоков. До глубины 2000 м окружающие породы представлены сие-

нитовым порфиритом, который затем заменяется конгломератом, туфом и гранитным порфиритом.

Шахта Tesc-Hughes обслуживалась двумя главными стволами. Центральный ствол глубиной 910 м пересекает северную жилу на горизонте 16 (глубина 560 м). Между горизонтами 16 и 19 у ствола оставлены нерегулярные целики шириной 30-75 м и длиной 105 м. Южный ствол и его вторая ступень – слепой ствол имеют глубину 1660 м. Последний пересекает северную жилу на гор. 34 (глубина 1240 м). У южного ствола также оставлены нерегулярные целики шириной около 75 м и длиной 110 м между горизонтами 33 и 36. Нижние горизонты до глубины 1860 м обслуживаются наклонными выработками. Горизонты расположены с интервалами по вертикали 38 м.

Все главные стволы и инфраструктура шахты Wright-Hargreaves, расположены между северной и южной жилами и непосредственно в них. Стволы № 3 и № 4 пройдены на глубину 1230 м. Их защитные целики оставлены только в местах, где жилы располагались в пределах 20 м от стволов, в частности, один целик шириной 50 м – в северной жиле между горизонтами 3900 и 4050. Более глубокие горизонты обслуживались двумя слепыми стволами - № 5 до глубины 1959 м и № 6 – до глубины 2470 м. Горизонты разделялись интервалами по вертикали 47 м.

На шахте вначале применялась система разработки с магазинированием руды в уступах. Их регулярная закладка не выполнялась, но несколько уступов возле стволов были заполнены породными отходами. Затем эта система была заменена на послойную отработку с закладкой выработанного пространства, забои крепились деревянными стойками. С увеличением глубины потребовалось оставление в выработанном пространстве целиков шириной до 25 м, затем обрабатываемых вертикальными слоями.

С начала 1930-х гг. до закрытия в 1965 г. на шахте Tesc-Hughes было зарегистрировано 150 выбросов, из которых 40

тяжелых, на шахте Wright-Hargreaves – 230 выбросов и 23 тяжелых.

На рис. 2.37 показан продольный разрез по шахте Tesk-Hughes по состоянию на 1939 г., показывающий расположение 26 выбросов, которые произошли между 1936г. и 1939г. Существует две зоны концентрации выбросов – около западной границы гор. 38 и в центральной части гор.45. В районе гор. 38 выбросы происходили, главным образом, в целиках в вершинах уступов, где залегают вторжения хрупкого туфа. На гор. 45 шахта экспериментировала с выбором улучшенной системы разработки, создав серию малых целиков, которые оказались перегруженными и склонными к выбросам.

Особый интерес представляют выбросы в приствольных целиках. В апреле 1936 г. тяжелый выброс произошел в целике центрального ствола между горизонтами 17 и 18. Стены ствола оказались поврежденными на участке длиной 47 м. В октябре 1937 г. выброс произошел ниже гор. 16 и повредил ствол на участке 12 м. В феврале 1955 г. три выброса в быстрой последовательности повредили крепь ствола между горизонтами 17 и 19.

Вторая ступень южного ствола впервые испытала выбросы в июне 1957 г., когда ствол был слегка поврежден на гор. 38, и в августе 1958 г., когда крепь ствола разрушилась между горизонтами 35 и 36. В ноябре того же года два выброса с магнитудами 3,1 произошли с интервалом 15 мин. между горизонтами 33 и 36. Породы общей массой 300 т были отторгнуты на участке ствола размером 115 м, из-за чего от использования ствола пришлось отказаться.

На шахте Wright-Hargreaves вначале внезапные выбросы не имели таких тяжелых последствий. Между 1932 г. и 1956 г. число зарегистрированных выбросов равнялось 5 в год. Однако, позднее, когда добыча велась, в основном, в оставленных целиках, региональная устойчивость массива стала зависеть от стабильности нарушений и, как результат, между 1957 г. и 1969 г. число зарегистрированных выбросов возросло до 15 в

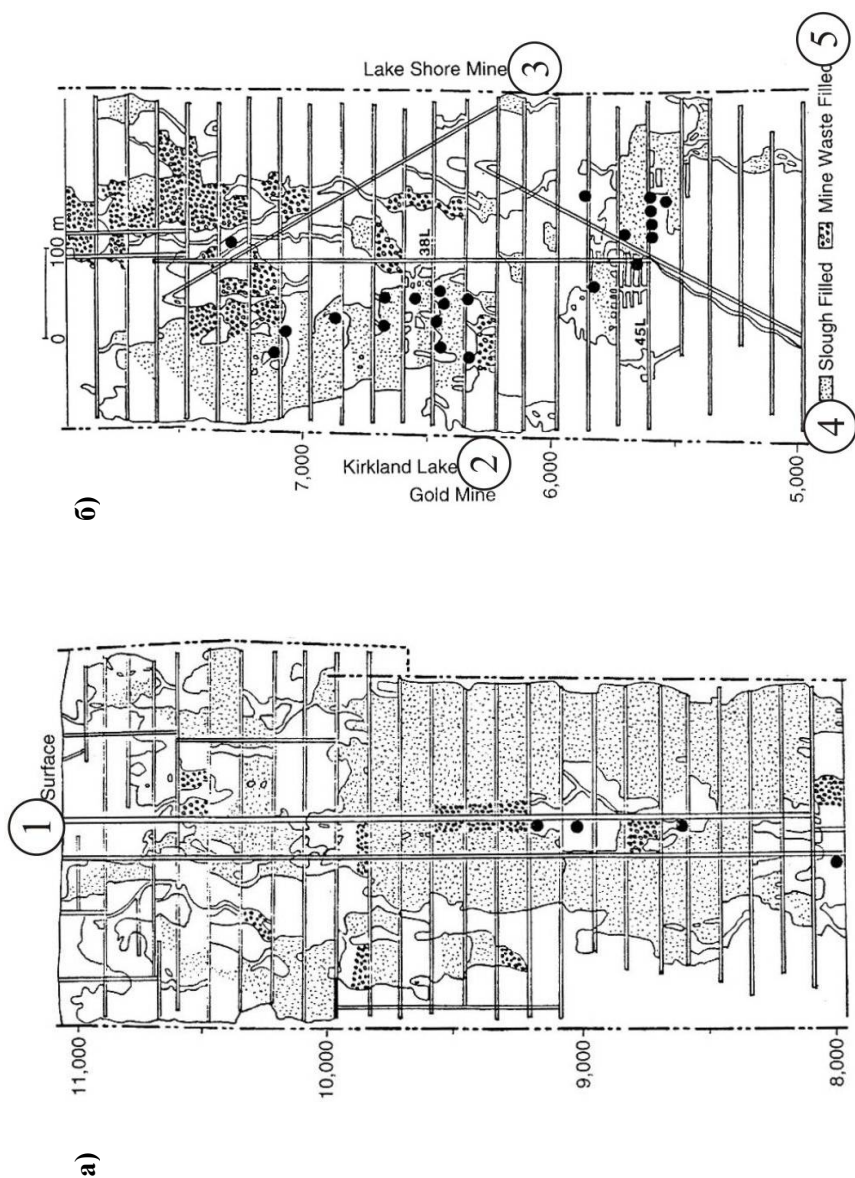


Рис. 2.37. Продольный разрез на шахте Teck-Hughes с расположением выбросов

а) верхняя часть разреза; б) нижняя часть разреза.

1 — поверхность; 2 — граница с шахтой Kirkland Lake; 3 — граница с шахтой Lake Shore; 4 — закладка пульпы; 5 — закладка породой.

год.

Почти все выбросы на шахте Wright-Hargreaves сосредотачивались в северной жиле. Напряженные выбросы происходили в подготовительных выработках и забоях уступов, случались также выбросы в целиках. Рис. 2.38 показывает разрез по центральной части шахты. В 1964 г. начались работы по извлечению приствольного целика между гор. 3900 и 4050. Стены уступа с вынимаемой мощностью руды от 2 м до 3 м поддерживались стойками диаметром 300 мм, установленными с интервалами 1,2 м.

В августе 1964 г. в уступе выполнялся взрыв 70 скважин, не сопровождающийся какими-либо признаками повышенных напряжений. Однако, затем произошел внезапный выброс с магнитудой 3,1, вызвавший обрушение уступа и гибель двух рабочих. Горизонты непосредственно над и под уступом также обрушились и выработки доступа к ним были блокированы. Зумпф ствола № 4 заполнился обломками породы до гор. 3900, а крепь ствола оказалась значительно поврежденной.

Сейсмическая активность продолжалась и была так сильна, что менеджмент шахты решил эвакуировать весь персонал. В конце эвакуации произошел еще один выброс с магнитудой 4,2, вызвавший главные повреждения между горизонтами 2550 и 3750 (рис. 2.38). Здесь были блокированы основные квершлагги этих горизонтов. В выброс были вовлечены тысячи тонн пород.

Первый выброс с магнитудой 3,1 был типичным напряженным выбросом, поскольку локальные повреждения ограничивались приствольным целиком. Второй большой выброс с магнитудой 4,2 был вызван скольжением массива по геологической неоднородности, что подтвердилось распространением повреждений на расстояние по вертикали 365 м.

Из-за повреждений, вызванных выбросом и ограниченности запасов шахта закрылась в 1965 г.

Рассмотренные шахты имели принципиально различный взгляд на использование закладки для уменьшения опасности

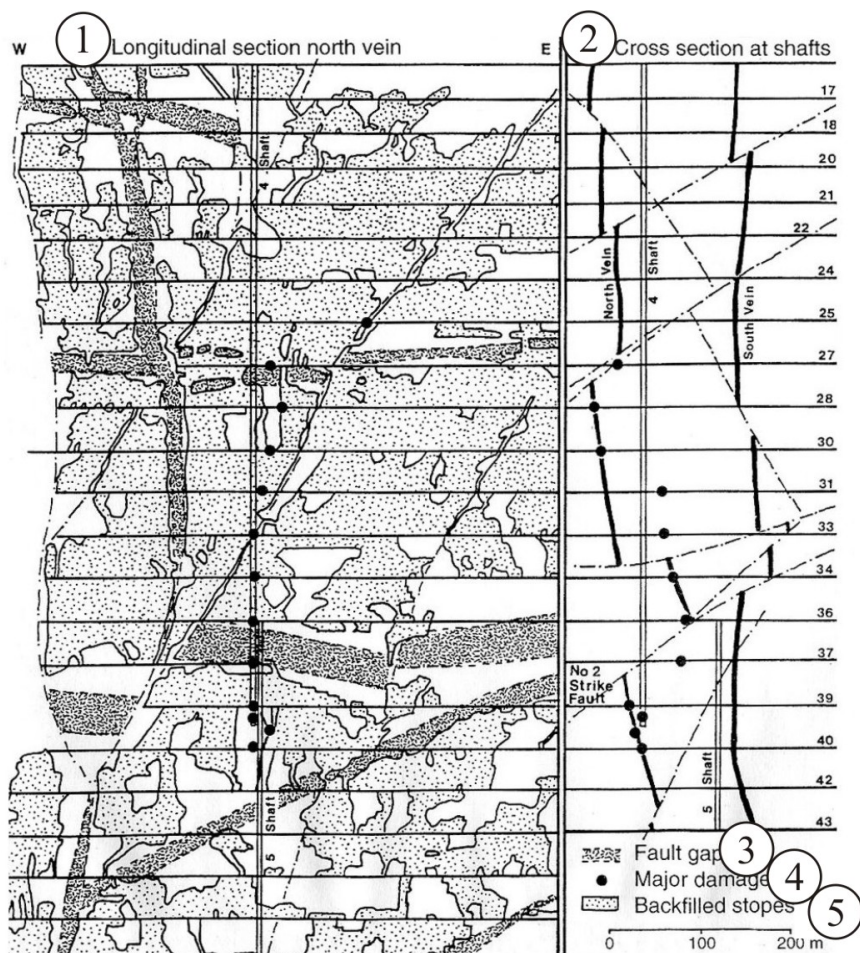


Рис. 2.38. Продольный разрез по центральной части шахты Wright-Hargreaves

1 – продольный разрез по северной жиле; 2 – продольный разрез по стволам; 3 – нарушение; 4 – сильное повреждение; 5 – уступы, заполненные закладкой.

выбросов. На шахте Teck-Hughes полагали, что закладка не дает эффекта при выбросах, имея только экономические преимущества. Наоборот, на шахте Wright-Hargreaves считали, что плотная безотлагательная закладка всех полостей требо-

валась, чтобы обеспечить сопротивление смыканию стен уступа и ограничить образование куполов.

В некоторых отношениях обе точки зрения имели смысл. Песок и порода, используемые при закладке, были весьма сжимаемы и поэтому создавали малые сопротивления движению стен уступа. Однако, на глубинах более 2000 м конвергенция стен была значительной и закладка могла воспринять нагрузку, которая в противном случае передавалась бы целикам.

Подтвердился общий вывод, полученный в ходе работ других шахт района, о том, что извлечение запасов руды до 70-80% может нормально выполняться без создания проблем со стабильностью массива. Оработка оставшихся 20-30% и, особенно, последних 5% всегда более затруднительна из-за концентрации высоких напряжений. Эта проблема усугубляется, когда неотработанные запасы оставляются в центре выработанного пространства. Поэтому, например, для шахты Wright-Hargreaves было бы целесообразным отказаться от отработки целика между горизонтами 3900 и 4050, имеющего небольшие запасы руды.

Шахты Wright-Hargreaves и Lake Shore на нижних горизонтах отделены от работ верхних горизонтов либо нарушениями, либо непродуктивной породной зоной. Нижние горизонты разрабатывались на глубине 2470 м. внезапные выбросы пород произошли в обеих шахтах и на их наибольшей глубине, но не были столь тяжелыми, как можно было предполагать: на шахте Lake Shore случился единственный такой выброс, на шахте Wright-Hargreaves – один выброс с магнитудой 3,2. Выбросы, главным образом, были напряженными, которые обычно происходят после продуктивных взрывов и вызывают минимальные разрушения. Характерно, что целики, оставленные при длиннотемпальной системе разработки на шахте Lake Shore, не были склонны к выбросам, что отличает их от целиков на верхних горизонтах.

Рис. 2.39 показывает сложное геологическое строение самых глубоких горизонтов рассматриваемых шахт. На востоке от ствола № 4 шахты Lake Shore расположена северная жила, которая простирается на северо-восток, падает под углом 80° к югу и имеет среднюю мощность 2,3 м. Шахта разрабатывает также жилу № 4, расположенную на расстоянии от 30 м до 150 м к югу и висячем боку северной жилы. На поле шахты Wright-Hargreaves северная жила сопровождается двумя суб-параллельными жилами.

На шахте Lake Shore обе разрабатываемые жилы расположены в сиенитовом порфирите, который на границе с шахтой Wright-Hargreaves замещается туфом в лежащем боку, затем конгломератом. В районе наклонной выработки 6Winze структура северной жилы пересекается гранитным порфиритом.

Другие детали геологического строения месторождения показаны на рис. 2.39.

На шахте Lake Shore рудное тело простирается к северу до гор. 5450, прерываясь на гор. 6325. Руда снова появляется на гор. 7575 и разрабатывается до гор. 8075 через слепой ствол № 4, пройденный в лежащем боку массива. На шахте Wright-Hargreaves северная жила срезается нарушением № 5 на гор. 5200, из-за чего ее продуктивная часть разрывается на расстояние 150 м и снова появляется на гор. 5700. Здесь руда разрабатывалась до гор. 8100 через наклонные выработки № 5 и № 6.

Шахта Lake Shore применяла систему разработки с креплением уступа костровой крепью и закладкой выработанного пространства, в местах с малыми углами падения – длинные забои. Конфигурация плана горных работ представляла собой перевернутую букву V с опережением отработки нижних уступов. Для этого вначале проходились центральные рудоспуски между горизонтами 8075 и 7575, расположенные на расстоянии 120 м друг от друга. Отработка руды затем производилась от этих рудоспусков по простиранию жилы в вос-

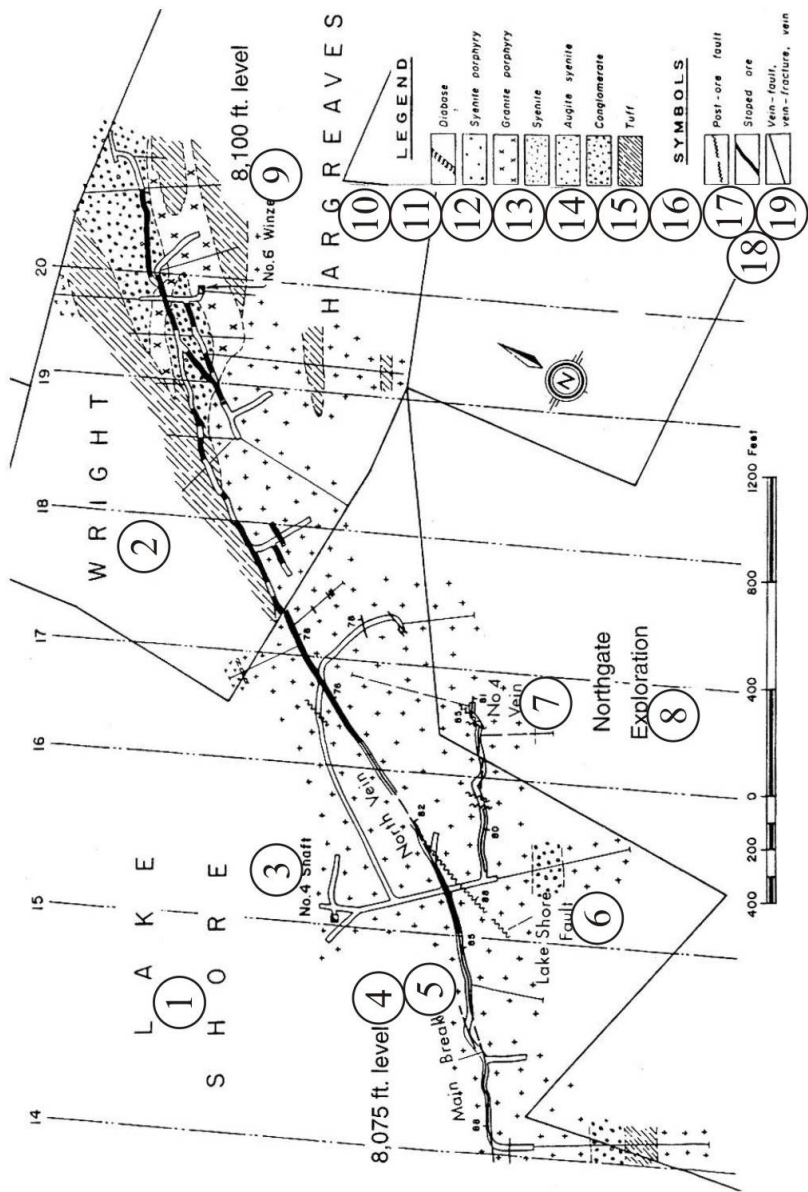


Рис. 2.39. Совмещенный геологический план глубоких горизонтов шахт Lake Shore и Wright-Hargreaves

Объяснения к рис. 2.39:

1 – поле шахты Lake Shore; 2 – поле шахты Wright-Hargreaves; 3 – ствол; 4 – горизонт; 5 – нарушение Main Break; 6 – нарушение Lake Shore; 7 – жила; 8 – разведываемая площадь; 9 – наклонная выработка; 10 – диабаз; 11 – сиенитовый порфир; 12 – гранитный порфир; 13 – сиенит; 14 – авгитовый сиенит; 15 – конгломерат; 16 – туф; 17 – нарушение; 18 – разрабатываемая руда; 19 – неоднородность в жилах.

точном и западном направлениях, что сформировало клинообразные целики у границы с шахтой Wright-Hargreaves и возле центра отрабатываемой площади. При доработке обрабатывавшихся целиков применялось разгрузочное взрывание.

Глубокая часть шахты Wright-Hargreaves отрабатывалась, в основном, восходящими слоями с закладкой выработанного пространства, выемка одного уступа с магазинированием руды велась с гор. 7800. В обоих методах уступы останавливались на 25 м ниже уровня вышележащего горизонта и отрабатывались вертикальными или наклонными слоями.

Обе шахты использовали песок и породу для закладочных работ.

Рис. 2.40 показывает продольный разрез ниже глубины 2000 м с тремя рудными зонами северной жилы рассматриваемых шахт, а также на отдельных вставках в рисунок – работы жилы № 4 шахты Lake Shore. На рисунке видны длиннозабойная разработка запасов этой шахты и рассредоточенные уступы шахты Wright-Hargreaves. В ходе более, чем десяти лет работы шахт в них были зарегистрированы 34 и 15 выбросов соответственно. Расположение выбросов также показано на рис. 2.40.

Высокая скученность выбросов в длинных забоях шахты Lake Shore обнаружилась при подвигании ее забоев к границе шахты Wright-Hargreaves. На первый взгляд это явление связано с высокими напряжениями, вызванными геометрией подвигающихся забоев. Однако, другие длинные забои, направляющиеся на запад и навстречу друг другу в центре раз-

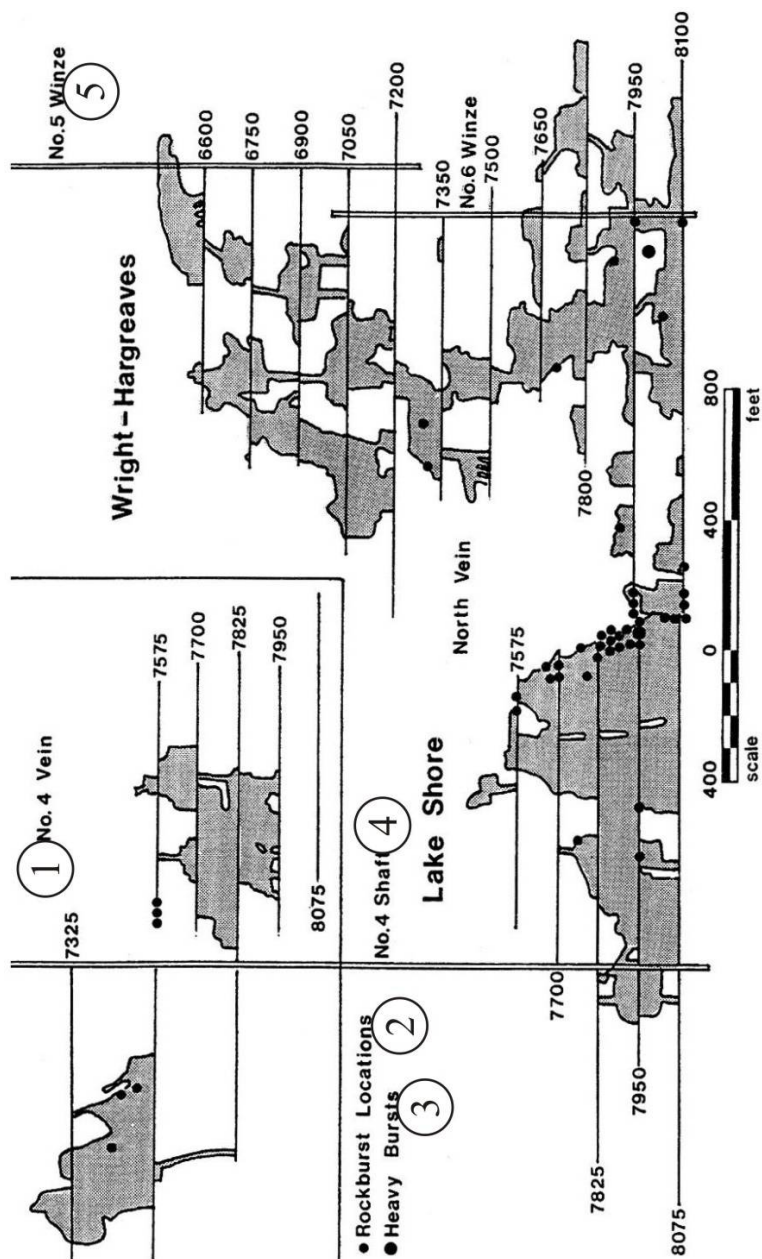


Рис. 2.40. Продольный разрез по полям шахт Lake Shore и Wright-Hargreaves с указанием мест выбросов

1 – жила; 2 – места выбросов; 3 – тяжёлые выбросы; 4 – ствол; 5 – наклонный ствол.

рабатываемой площади не были подвержены выбросам. Эта разница поведения пород объясняется соответственно наличием и отсутствием твердых и хрупких форм туфа на контактах рудного тела с лежащим боком массива.

Отличительной особенностью обеих шахт была связь 70% выбросов шахты Lake Shore и 80% шахты Wright-Hargreaves с продуктивными взрывами между сменами или в выходные дни. Эта зависимость была выше, чем на верхних горизонтах.

Из 34 выбросов на шахте Lake Shore 25 были классифицированы как «деформации» и обычно вовлекали в обрушение около 20 т пород, 8 выбросов были классифицированы, как легкие, отторгающие 25-100 т пород. Один тяжелый выброс случился в феврале 1963 г. сразу после продуктивного взрыва в 30 м от границы шахты. Гор. 7950 был блокирован, включая уступы непосредственно вверху и внизу горизонта. Магнитуда выброса равнялась 3,0.

Около половины выбросов на шахте Wright-Hargreaves произошло в целиках, а вес выброшенных пород составлял более 150 т. В июне 1964 г. выброс с магнитудой 3,2 случился сразу после продуктивного взрывания и располагался к западу от наклонной выработки 6Winze, где встречались три пересекающиеся жилы. В этом районе породы представлены слабым конгломератом, окруженным крепким и хрупким гранитным порфиритом. Площадь длиной 60 м и шириной 30 м была блокирована, включая гор. 7950 и 8100. Как результат, оба этих горизонта закрылись.

Обобщая сказанное, можно отметить, что выбросоопасная активность, особенно в шахте Lake Shore, увеличивалась с ростом глубины работ до 1200 м. На глубине до 2460 м выбросоопасность оставалась относительно постоянной и зависела от уровня добычи. Между 1937 г. и 1965 г., когда работы концентрировались в интервале глубин 1200-2460 м, среднее число повреждающих выбросов составляло 1 на добычу 7400 т.

Выбросы в шахте Wright-Hargreaves были относительно немногочисленными по отношению к уровню добычи, кроме последних 8 лет. В течение этого периода добыча велась на самых глубоких горизонтах в то время, как на верхних горизонтах проводилась отработка целиков. Число повреждающих выбросов составило 1 на добычу 10000 т.

Интересной особенностью работы шахты Lake Shore на самых больших глубинах является отсутствие очень крупных выбросов, которые могли бы повредить сразу несколько горизонтов. Частично это может объясняться отсутствием главных геологических неоднородностей, пересекающих рудные тела. Другая особенность шахты – отсутствие выбросов в целиках возле центра отработанной части шахтного поля. Эти целики, как и подвигающиеся к востоку длинные забои, разгружались скважинами длиной 10 м и

20 м, разделенными интервалами 8 м. Однако, при таком расстоянии разгрузочное взрывание было, вероятно, мало эффективным, а выбросы, которые им провоцировались, не были когда-либо отмечены, хотя рабочие и менеджмент верили в него.

Шахта Macassa, Ontario, не считала внезапные выбросы серьезной проблемой в течение почти 50 лет ее срока службы. Однако, при переходе горных работ в западную часть шахты ими индуцировались большие сейсмические события, для предотвращения которых добычные методы были изменены с учетом принципов горной механики. Тем не менее, выбросы продолжали оставаться трудной проблемой. Так, последствия выброса апреля 1997 г. вывели ствол № 3 из строя и ограничили добычные работы горизонтом 5300, что привело к преждевременному закрытию шахты в 1999 г. В 2002 г. шахта опять была открыта новыми владельцами.

Шахта Macassa расположена в районе озера Kirkland, где месторождение золота связано с системой нарушенности, известной, как Main Break. Общая протяженность рудных зон равна 3660 м. В районе ствола № 3 главной продуктивной

структурой служит 04Break, субпараллельная Main Break и состоящее из серии жил, варьируемых по мощности от 0,6 м до примерно 18 м. Структура 04Break простирается в среднем под углом 45° к северо-востоку и падает к югу под углом $70-75^{\circ}$.

Тремя главными видами пород являются сиенит, сиенитовый порфирит и туф. Два последних тверже и более хрупки, чем сиенит. Пространственное распределение этих пород очень сложно, но в общем, они простираются под углами $60-80^{\circ}$ и падают круто на юг.

Работа шахты началась в 1933 г. у восточной границы шахтного поля. Добыча велась от ствола № 1 глубиной 686 м. Для обслуживания нижних горизонтов до глубины 1448 м был пройден слепой ствол, а с развитием работ к западу – ствол № 2 на глубину 1410 м. За ним последовал слепой ствол № 2 до глубины около 2100 м.

Самым глубоким горизонтом (1966 м) в это время стал гор. 6450. Вначале добыча выполнялась с магазинированием руды в уступах. На более глубоких горизонтах использовался восходящий (потолкоуступный) послойный порядок отработки с породной закладкой выработанного пространства. Погрузка отбитой руды в уступах выполнялась скреперами и добыча шахты постепенно увеличилась до 450 т/сут.

Производительность работ ограничивалась наличием боковых ответвлений рудного тела и ступенчатой системой грузоподъемных операций. Кроме того, запасы руды на западе распространялись до глубины 2100 м и поэтому было принято решение о проходке ствола № 3 на западной границе шахты до глубины 2204 м, что позволило вскрыть и отработать гор. 7050. Этот ствол, пересекающий структуру 04Break на гор. 5300, крепился деревом с размерами сечения $3,65 \times 8,5$ м. Ствол был завершен за 36 месяцев и введен в эксплуатацию в 1986 г. От гор. 5125 до гор. 5725 ствол охранялся целиком шириной 61 м.

Сейсмическая активность впервые обнаружилась при достижении стволом глубины 400 м. Ниже глубины 1020 м малые выбросы стали постоянной проблемой и потребовали разгрузочного взрывания. Самые тяжелые выбросы происходили в северо-западном и юго-восточном углах сечения ствола при переходе формаций туфа. Наибольший выброс переместил около 35 т пород и отбросил проходчиков в стволе на 7,5 м.

После ввода ствола № 3 в эксплуатацию для закладки выработанного пространства вместо породы применялся цементируемый материал, поскольку облегчилась доставка цемента на транспортный горизонт. Изменилась также планировка горных работ: вместо оставления опорных целиков непосредственно у штреков целики располагались между горизонтами в центре разрабатываемого блока, имеющего высоту 61 м. Участок блока над целиком разрабатывался с верхнего штрека в нисходящем порядке почвоуступным забоем, а участок блока под целиком – с нижнего штрека в восходящем порядке потолкоуступным забоем. Работы велись с закладкой выработанного пространства. Порода для закладки доставлялась из ближайшего карьера на поверхности.

Расположение целика между горизонтами, казалось, позволяло при выбросе в нем ограничить повреждения погоризонтных штреков. Предполагалось также, что цементированная закладка будет лучше сопротивляться конвергенции стен уступа (рис. 2.41).

Эти меры, однако, не уменьшили опасности выбросов и работа шахты на нижних горизонтах была остановлена в 1997г., поскольку ствол № 3 последовательными внезапными выбросами пород ниже гор. 5700 был выведен из строя. В 1999г. шахта закрылась из-за падения цен на золото.

В восточном крыле рудного тела горные работы выполнялись с гор. 2000 до гор. 5450. Большие выбросы до 1980-х гг. здесь не наблюдались. Обычно, по историческим данным, они вызывались ростом напряжений в межгоризонтном цели-

ке, когда фронт работ подходил к отработанному горизонту. Небольшие выбросы (по ранней классификации – «деформации») происходили также при добычных и подготовительных работах.

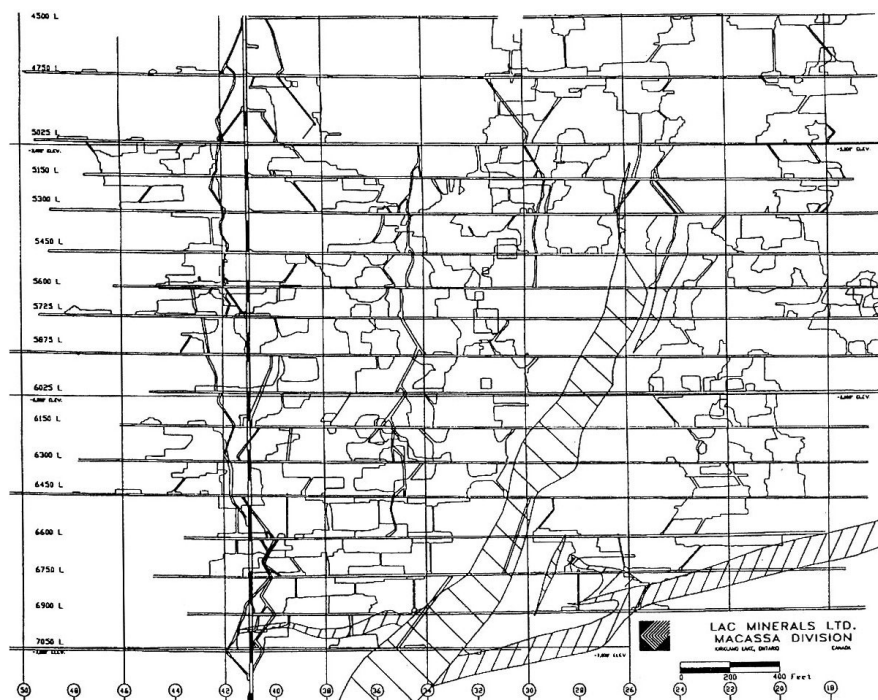


Рис. 2.41. Продольный разрез по шахте Macassa

Начальной стратегией минимизации выбросоопасности было ограничение высоты целиков до 17 м, а затем их отработка вертикальными слоями в отступающем порядке длинными скважинами. Но, хотя это решение позволяло отрабатывать целики более безопасно, оно не предотвращало выбросов. С некоторым успехом была испытана также поэтажная отработка уступов длинными скважинами, однако, при ее применении произошло несколько очень больших выбросов с

магнитудой до 3,1, вызвавших повреждения в уступе и штреках, и потребовавших больших восстановительных работ.

В 1980-х гг. на шахте была установлена микросейсмическая система мониторинга с 32 геофонами.

Ко времени, когда ствол № 3 был введен в эксплуатацию, работы над гор. 6450 достигли большого развития и выбросы в целиках стали обычным явлением. Единственный большой блок оставшихся запасов был расположен под гор. 6450 и его отработка началась в нисходящем порядке с горизонтов 6450, 6600 и 6750, в восходящем порядке – с горизонтов 7050, 6750 и 6600 послойной выемкой и закладкой выработанного пространства. При этих работах вдоль центра уступа цементируемым закладочным материалом создавался искусственный горизонтальный целик. Пока такие целики на горизонтах ниже 6450 не были сформированы, на них сохранялся небольшой уровень выбросоопасности. Однако, выше этого горизонта внезапные выбросы продолжали оставаться проблемой.

Здесь с 1980 г. до сентября 1993 г. было зарегистрировано около 40 выбросов с магнитудой 1,7, 22 выброса с магнитудой 2,0 и 4 – с магнитудой 3,0-3,1. Большинство из них сосредотачивалось в приштрековых целиках. Крупные выбросы, в основном, не были вызваны продуктивным взрыванием и им не предшествовали какие-либо микросейсмические события. На шахте пытались провести разгрузочное взрывание, но это не стало рутинной практикой. Рис. 2.42 представляет собой типичный продольный разрез части западной рудной зоны над гор. 6150. На рисунке показано расположение повреждений, сделанных серией внезапных выбросов, индуцированных работой в восходящем порядке потолкоуступных забоев с закладкой выработанного пространства.

Хотя внимание персонала было сосредоточено на больших повреждающих выбросах, 85% всех травмирующих случаев вызывались выбросами с перемещением горных масс не более 4 т и большинством из них – не более 1 т. Около 70%

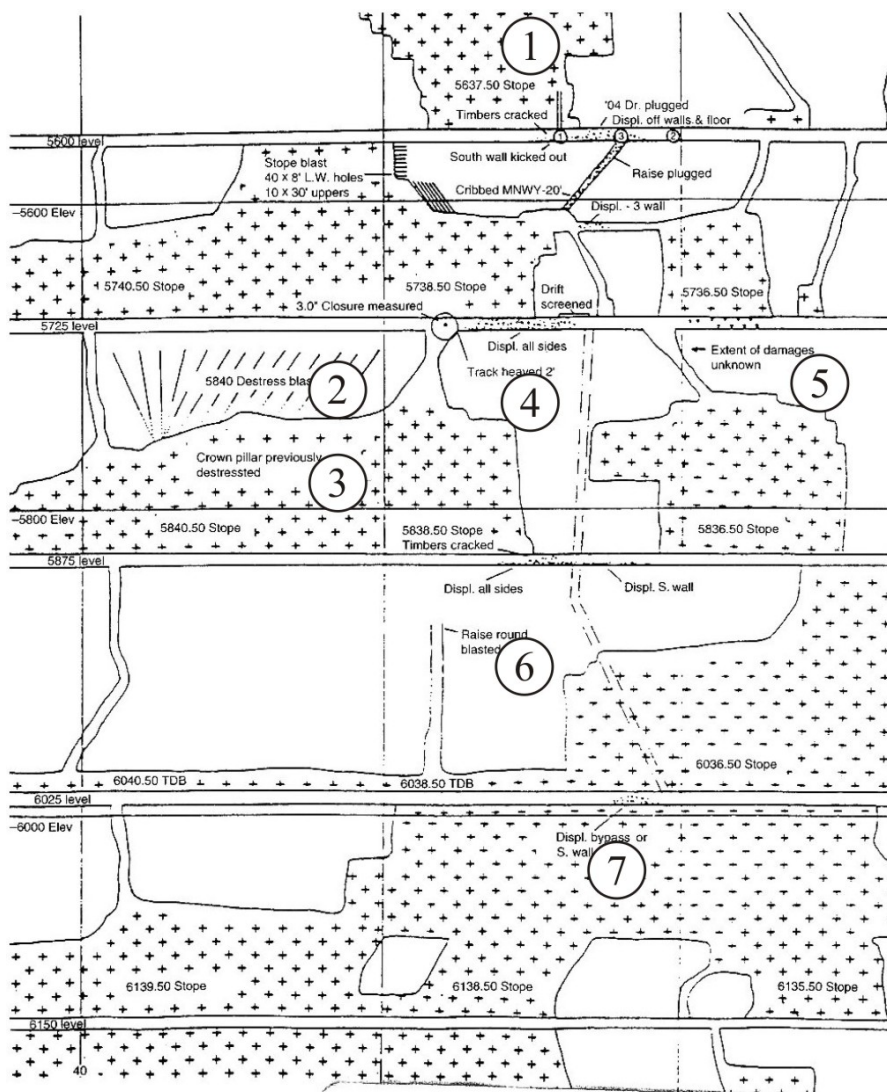


Рис. 2.42. Продольный разрез по западной рудной зоне гор. 6150 шахты Macassa

1 – уступ, деформированные костры; 2 – разгрузочное взрывание; 3 – верх целика предварительно разгружен; 4 – перемещение всех стен, подъем рельсового пути; 5 – распространение повреждений неизвестно; 6 – взорван цикл рудопуска; 7 – перемещение обходного штрека или южной стены.

травм происходили при работах по бурению взрывных скважин или оборке отслоившихся породных фрагментов.

К ноябрю 1993 г. работы ниже гор. 6450 сформировали центральный приштрековый целик в уступе 6736. Началась отработка этого целика длинными скважинами. В это же время в малой рудной зоне на востоке нарушения Tegen Fault выполнялись работы в уступе 6623 гор. 6450 и уступе 6723 гор. 6600.

В ноябре 1993 г. произошел выброс с магнитудой 2,7 в целике 6623 непосредственно над гор. 6600. Через 7 сек. последовал выброс с магнитудой 2,1, а еще через 1,5 мин. выброс с магнитудой 1,7 (рис.2.43). Сейсмическая сеть восточной Канады зарегистрировала эти выбросы, как единичное событие с магнитудой 2,8.

Первый выброс, расположенный в целике 6623, привел к его обширному разрушению. Отторгнутый материал был отброшен к закладочному слою уступа 6723, обрушая его, засыпав и оставив в ловушке двух шахтеров. Полоса закладки разрушилась на расстоянии около 40 м, где ширина уступа составляла более 7 м. Общий объем обрушений превысил 22000 т, из которых около 14500 т было частью целика 6623, 4500 т – частью висячего бока пород и более 3000 т – частью закладочного массива. Образовавшаяся в результате выброса полость в целике 6623 имела размер 43 м по простиранию, 9 м – по ширине и высоту свода 18 м (рис. 2.43).

Из-за недостаточного доступа к месту аварии и большого объема удаляемых пород спасательные и восстановительные работы заняли 77 дней.

Второй выброс привел к подъему почвы и перемещению пород вдоль штрека гор. 6450 в восточной части уступа 6623. Третий выброс оказался не отмеченным микросейсмической системой.

Эти выбросы были вызваны не продуктивным взрывом в уступе 6623, состоявшимся на 16 часов раньше первого выброса, но передачей накопленных (кумулятивных) напряже-

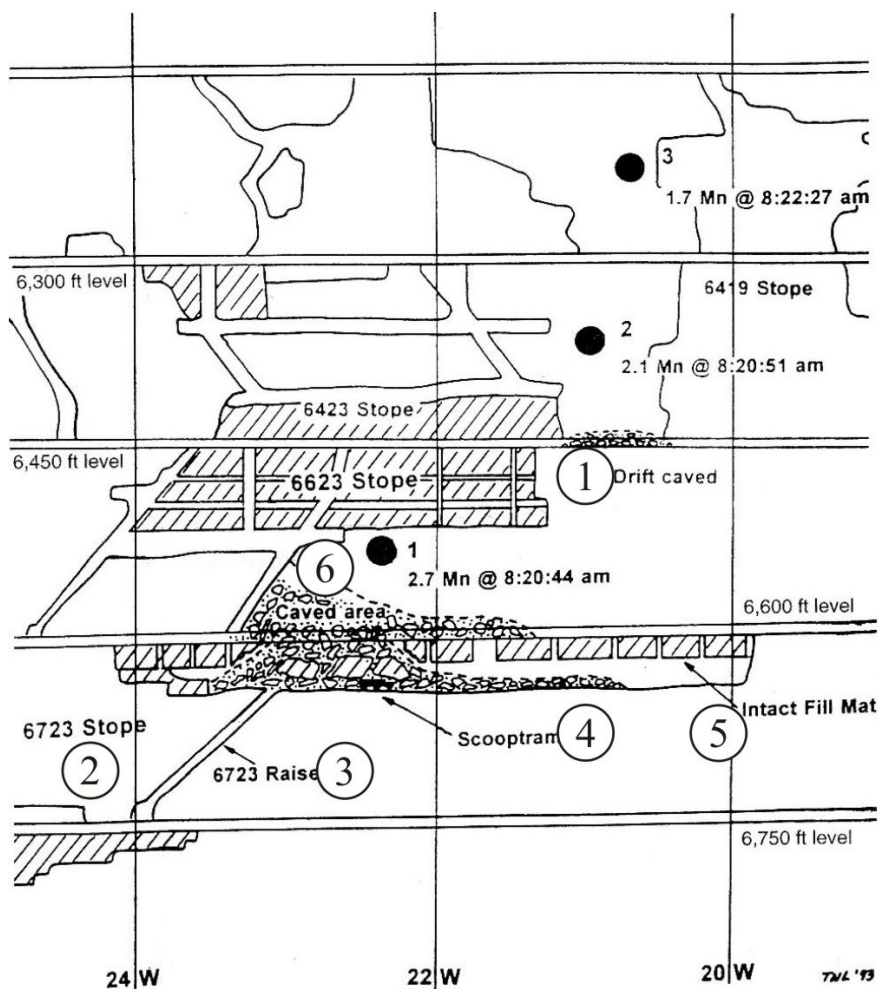


Рис. 2.43. Детализированный разрез по рудной зоне с расположением выброса ноября 1993г.

1 – обрушение в штреке; 2 – уступ; 3 – рудоспуск; 4 – погрузочная машина; 5 – незатронутая выбросом закладка; 6 – обрушенная площадь.

ний, которые индуцировали скольжение массива вдоль пересекающего целик нарушения. Проверка крепи (канатных ан-

керов) в штреках доступа показала, что, хотя ее дизайн рассчитывался на работу в стабильных условиях, потеря функциональности крепи не могла быть единственной причиной обрушения (отторжения) пород или разрушения закладочной полости.

Предложенные новые технологические решения уменьшили уязвимость шахтеров в уступах. Доступ к последним обеспечивался через хорошо поддерживаемые полевые штреки и восстающие выработки, располагаемые в лежащем боку массива, погрузка породы осуществлялась дистанционно управляемыми машинами. Для закладочных работ использовалась цементируемая пульпа, а в выбросоопасных зонах устанавливалась податливая крепь.

Когда после этих выбросов шахта возобновила работу, она перешла к добыче руды длинными скважинами. Восходящая послойная потолкоуступная отработка с закладкой выработанного пространства еще продолжалась в некоторых уступах на верхних горизонтах, но вся руда под гор. 6450 добывалась длинными скважинами, кроме уступа гор. 7050, где разработка велась почвоуступным забоем.

Безопасность входа в уступ после взрывных работ контролировалась микросейсмическим мониторингом и визуальным осмотром состояния выработок.

Взрывные работы с использованием длинных скважин индуцировали выбросы, но комбинация гидравлической закладки, усиления крепи, контроля времени возвращения в забой бригады после продуктивных взрывов улучшили управление выбросами. Единственной серьезной проблемой применения длинных скважин было разубоживание руды вмещающими породами в узких уступах.

В апреле 1997 г. в уступе 6638 был произведен начальный продуктивный взрыв, вызвавший последовательность внезапных выбросов, причинивший обширные повреждения большей части шахты и ствола № 3.

Первый выброс с магнитудой 3,8 случился вблизи взрываемого уступа. Это был наибольший выброс, когда-либо зарегистрированный на шахте Macassa. После него сейсмическая активность переместилась вверх по восстанию, перекрывая площадь между горизонтами 5725 и 6750 и секциями 30W и 41W. Эта активность включала выбросы с магнитудами от 1,0 до 2,6, а также выбросы в закладочной полосе под гор. 5725.

Затем за 3-часовой период были зарегистрированы 312 событий, хотя ни одно из них не превышало магнитуды 1,0. В следующий час произошло 14 выбросов, включая крупные с магнитудами 3,7, 2,8, 2,5 и 2,2. Большинство из них по данным микросейсмической системы сосредотачивалось в закладываемых полосах (искусственных целиках) между горизонтами 5600 и 5875, где ранее также происходили выбросы. Два меньших выброса с магнитудами 1,8 и 1,2 располагались близко к стволу № 3 у горизонтов 6150 и 6450. Рис. 2.44 показывает сейсмическую активность, определенную системой мониторинга, в том числе 1716 событий и малые выбросы апреля 1997 г.

Повреждения, вызванные выбросом с магнитудой 3,8, широко распространились в окрестностях уступа 6638, но были, в основном, легкими. Здесь наблюдались малые сотрясения вдоль ближайшего пути доступа на гор. 6450 и в наклонной выработке 6450 входа на горизонт бурения уступа 6638. Значительный подъем почвы и конвергенция стен уступа была видна на всем горизонте бурения, в частности, на уровне подсечки уступа 6638. Ее стена лежачего бока разрушилась и удерживалась только проволоочной сеткой, но висячая стена не была повреждена. В полевом штреке лежачего бока массива переместилось более 500 т пород. На гор. 6600 штрек вдоль структуры 04Break под уступом 6638 оказался полностью закрыт. Выброс не повредил ствола № 3. Позднее было определено, что причиной этого выброса было разрушение основания целика.

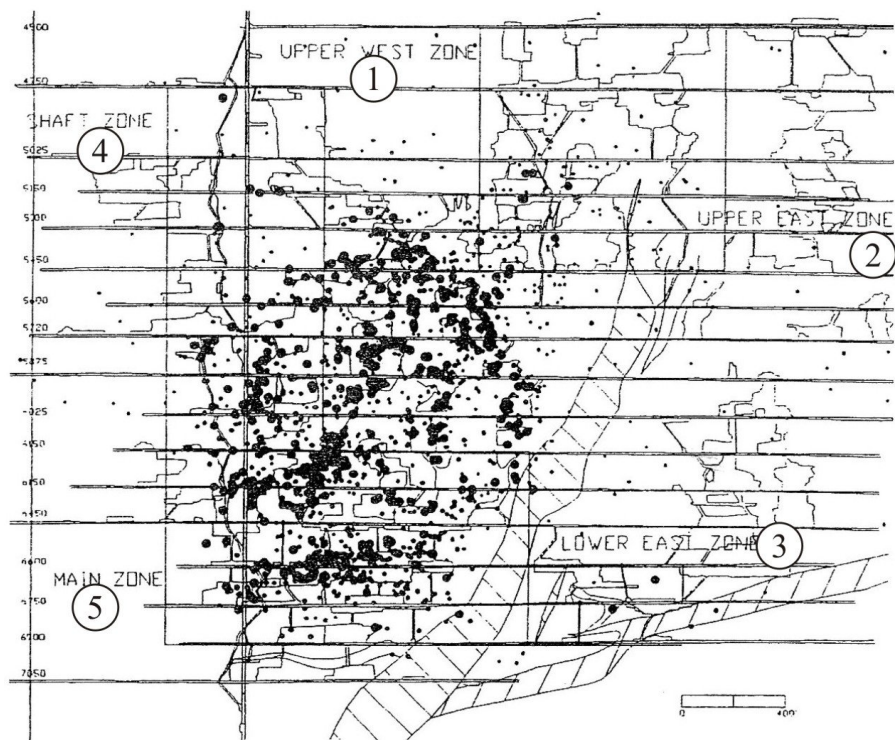


Рис. 2.44. Сейсмическая активность апреля 1997 г. на шахте Macassa

1 – верхняя западная зона; 2 – верхняя восточная зона; 3 – нижняя восточная зона; 4 – зона ствола; 5 – главная зона.

Повреждения от выброса с магнитудой 3,7 и последовавших за ним выбросов оказались чрезвычайно тяжелыми из-за большого числа пострадавших выработок доступа от гор. 5450 до гор. 6025 между секциями 32W и 42W. Штреки горизонтов 5450 и 5600 вдоль структуры 04Break закрылись полностью к востоку на неизвестную дистанцию. Главные повреждения стен и крепи ствола № 3 наблюдались на участке от гор. 5875 до гор. 6025. Большая часть сечения ствола была закрыта. Приствольные камеры и выработки доступа к

стволу на горизонтах 5875 и 6025 также оказались тяжело повреждены.

По крайней мере, два значительных выброса произошли в восточной стене ствола, один – непосредственно под гор. 5875, другой под гор. 6025. Одновременно с выбросом с магнитудой 3,7 произошли выбросы, опасные для ствола, в частности, на расстоянии 150 м к востоку от него на гор. 5725.

Выбросы на горизонтах, происходившие рядом с приствольными выработками, не нанесли большого ущерба, поскольку кровля и стены последних крепились болтами и металлической сеткой. Вне участка усиленной крепи, особенно, в местах залегания сиенита, породы стен обрушились. Вспомогательные выработки и камеры близкие к стволу, например, электроподстанции, аварийные камеры укрытий людей пострадали только от малых сотрясений. Там, где в этих полостях стены и кровля усиливались набрызгбетоном, их обрушение было предотвращено, однако, деревянная крепь ствола в сопряжениях с ними была разрушена.

В механизме обрушения преобладающими оказались сжимающие напряжения, из-за чего на горизонтах 5300-6600 наблюдалось значительное закрытие уступов вдоль структуры 04Break. Места наиболее тяжелых повреждений вдоль верхних горизонтов и в стволе не корреспондировались с расположением главных выбросов, идентифицированных системой мониторинга.

Из-за большого объема повреждений в стволе № 3 ниже гор.5000 и ограниченности денежных ресурсов шахта решила не восстанавливать и далее эксплуатировать этот ствол. Добыча на гор. 5000 привела к очень немногим выбросам и после года работ на нем была разрешена отработка запасов до гор. 5300 за пределами приствольного целика ствола № 3. Однако, далее по причинам низких цен на золото и высокой стоимости подготовительных работ шахта в 1999 г. была закрыта.

В заключении следует отметить, что к 1980-ым гг., когда внезапные выбросы на шахте Macassa стали серьезным вызовом, она осталась единственным работающим предприятием месторождения озера Kirkland, поскольку другие шахты к поздним 1960-ым гг. уже были закрыты. После нескольких лет работы в выбросоопасных условиях разгрузочное взрывание для шахты стало обычным решением, как при проведении штреков, так и при отработке целиков, но его выполнение на восточном крыле оказалось более действенным, хотя причины этого неизвестны.

Длиннозабойная система работ принесла изменения в характер выбросоопасности. Большинство крупных выбросов сосредотачивалось в лежащем боку залежи и происходило вблизи геологических нарушений. Позднее было определено, что причиной ряда выбросов было разрушение оснований целиков в более мягком сиените почвы, который распространялся примерно на 35 м в лежащий бок. Эти породы сжимались между слоями более жесткого сиенитового порфирита, нагруженными высокими природными горизонтальными и индуцированными напряжениями.

Для того, чтобы справиться с выбросами в целиках, первоначальной стратегией было ограничить их размер, а затем извлечь бурением и взрыванием скважин большой длины. Эти усилия, однако, оказались, в общем, не вполне успешными. Выбросы в приштрековых целиках вызывали разрушения деревянных костров крепи забоя и обрушение незатвердевшего закладочного материала, а затем требовали большого объема ремонтно-восстановительных работ. Для того, чтобы их минимизировать, опоры уступов, как уже говорилось, были сдвинуты к их центрам. Это решение привело к более высокой производительности работ, но формирование искусственных целиков из закладочного материала требовало больших затрат времени и труда.

В уступах и выработках доступа была улучшена крепь. Число геофонов в системе мониторинга возросло до 48.

Шахта Campbell, район Red Lake, Ontario (рис. 2.45, 2.46) испытала наибольшее воздействие выбросов в двух рудных зонах А и F (рис. 2.47). Выбросы в зоне А начались в 1965 г. во время отработки приштрековых целиков горизонта. В конце 1983 г. серия значительных выбросов произошла в зоне F, которая разрабатывалась с магазинированием руды в уступах на глубине около 650 м. За 30-часовой период произошли 22 больших выброса с магнитудами до 3,3 и сотни микросейсмических событий. Эти выбросы вызывались быстрой цепной реакцией разрушения целиков на семи горизонтах. Подземная площадь, подверженная сейсмичности, имела размеры 400 м по простиранию и 300 м по падению.

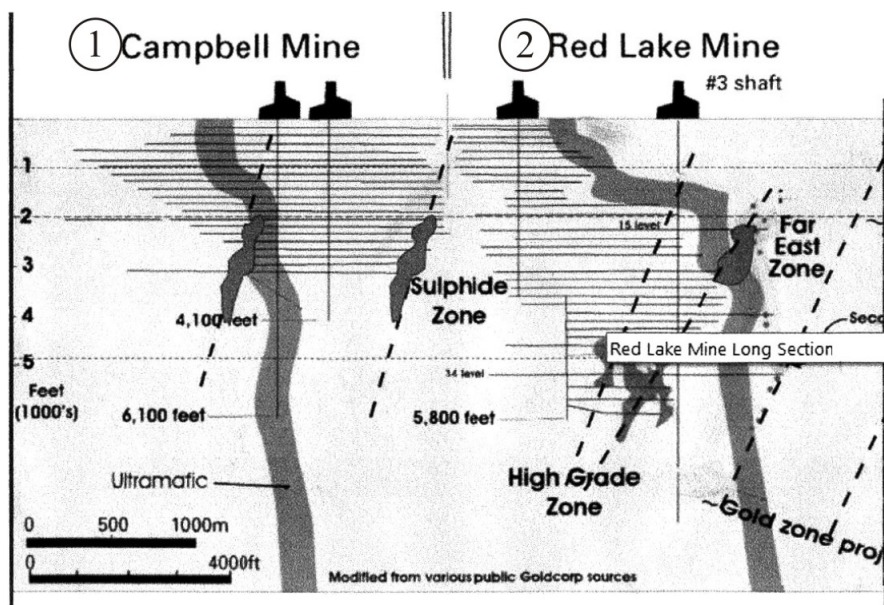


Рис. 2.45. Совмещенная схема вскрытия шахт Campbell и Red Lake

1 – шахта Campbell; 2 – шахта Red Lake.

Рудное тело шахты Campbell представляет собой крутопадающие жилы, расположенные в складчатой последовательности изверженных пород. Существуют две главные

структуры этих жил: кварцитовые мощностью 0,2-1,0м в андезитовых породах, и жилы мощностью 0,6-0,9м вдоль контакта между андезитом и метаморфизированными породами. Параллельно рудным жилам идентифицированы несколько срезанных нарушенных зон.

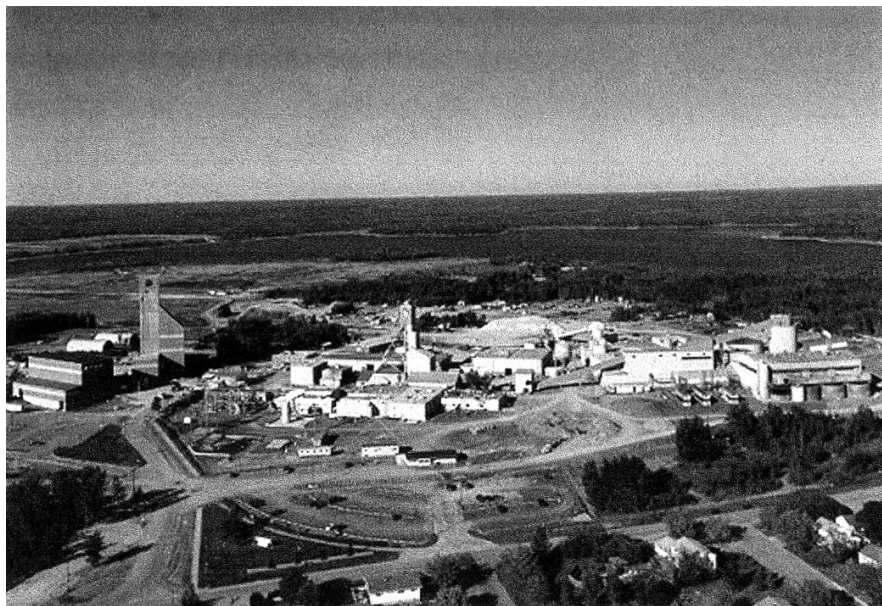


Рис. 2.46. Шахта Campbell (аэрофотосъемка)

Шахта введена в эксплуатацию в 1949 г. Первый ствол проходился стадиями до глубины 1315 м с горизонтами, расположенными на расстоянии 45 м друг от друга. Новый ствол Reid пройден до глубины 1873 м и в настоящее время обслуживает горизонты 27 и 30. Первоначально вся продукция поступала из уступов с магазинированием руды, но в 1960 г., некоторые рудные зоны перешли на послойный восходящий порядок отработки с потолкоуступным забоем и закладкой выработанного пространства. В конце 1980-х гг. для отработки целиков впервые использовалась подэтажная система с длинными скважинами (рис. 2.19), которая затем стала основ-

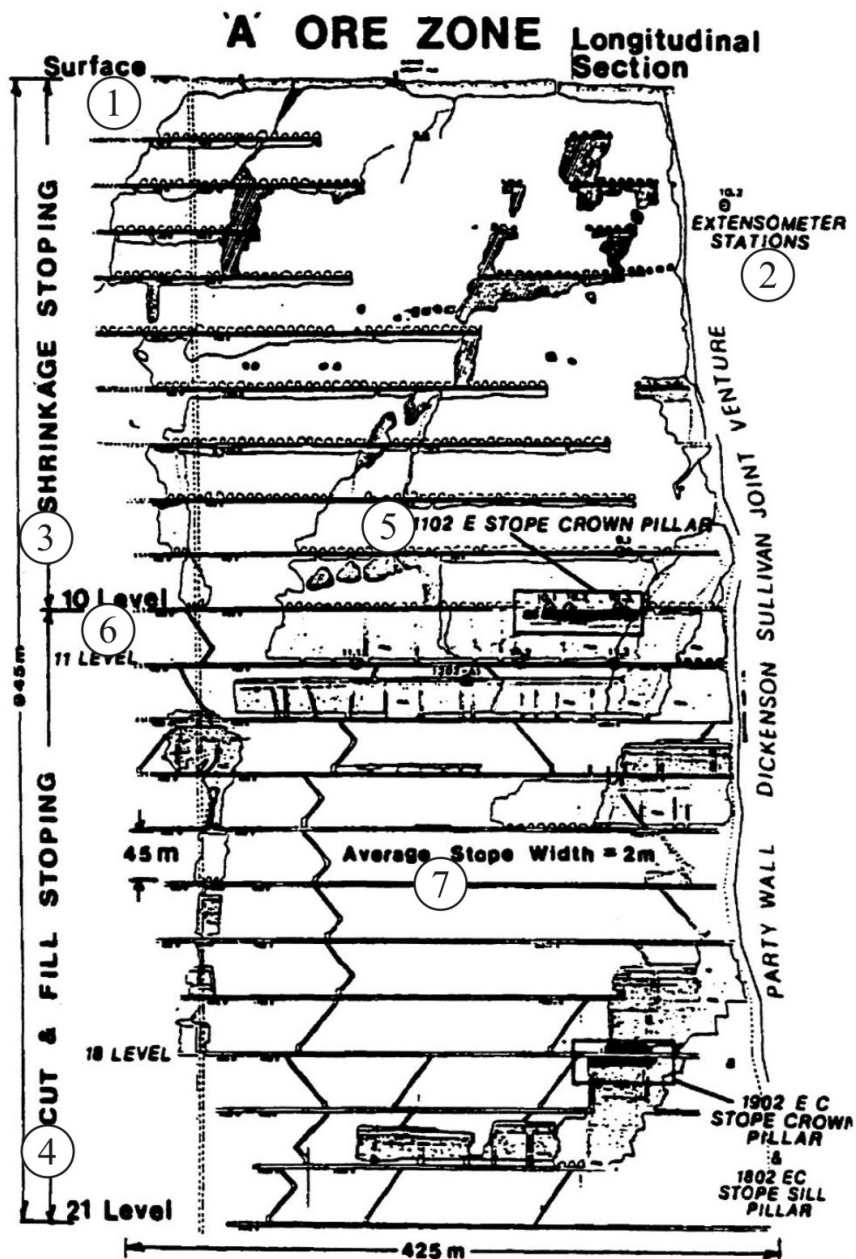


Рис. 2.47. Продольный разрез по рудной зоне А шахты Campbell

Объяснения к рис. 2.47:

1 – поверхность; 2 – станции наблюдений; 3 – уступы с магазинированием руды; 4 – уступы с послойной отработкой и закладкой выработанного пространства; 5 – верхний целик уступа 1102 Е; 6 – горизонт; 7 – средняя ширина уступа.

ной. В настоящее время суточная продукция шахты составляет 1200 т, из которых 64% добывается длинными скважинами, а 36% - потолкоуступным забоем.

Для решения проблем выбросоопасности рекомендовалось увеличение размеров приштрековых целиков, уменьшение длины уступов, замена верхних целиков новых уступов деревянными кострами. С увеличением глубины разработки предусматривался полный переход к потолкоуступным забоям с закладкой выработанного пространства. В зоне А эти рекомендации были реализованы и переход к такой системе начался с гор. 10. Однако, зона F продолжала отрабатываться уступами с магазинированием руды и сохранением прежнего дизайна целиков.

Зона F – изолированное рудное тело у западной границы шахты. Непосредственно под поверхностью земли оно имеет длину около 450 м, постепенно уменьшаясь до 150 м на гор. 15 и падет к югу под углом 75^0 . Мощность жилы варьируется от 1,2 до 3,0 м, имея несколько ответвлений.

Разработка зоны F началась на первых четырех горизонтах в 1950-х гг. и продолжалась, углубляясь с ростом глубины ствола. К 1974 г. руда выше гор. 10 была отработана с магазинированием в уступах и оставлением целиков приштрековых и у погрузочных пунктов, примыкающих к транспортному штреку горизонта.

Ухудшение состояния выработок и малые выбросы начались на отработанных горизонтах в начале 1980-х гг. Первый выброс в 1981 г. произошел на западной границе гор. 1,1. В примерно 30-месячный период выбросы отмечались в целиках погрузочных пунктов между горизонтами 7 и 14. Эти вы-

бросы вызывались либо отгрузкой разубоженной руды из уступов с образованием полостей в их выработанном пространстве, либо ремонтными взрывными работами на горизонтах, а в одном случае – разгрузочным взрыванием в нескольких целиках погрузочных пунктов гор. 14 (рис. 2.48- 2.50).

В августе 1983 г. начала работать подземная 32-канальная микросейсмическая система. В декабре 1983 г. первый интенсивный выброс был отмечен приборами на поверхности. За ним последовали другие большие события. Микросейсмическая система показала, что выбросоопасная активность ограничена зоной F, где в это время рабочие отсутствовали. Однако, бригады в других частях шахты ощутили вибрации и эвакуировались на поверхность.

На рис. 2.48 показан план горных работ района этих сейсмических событий, а также последовательность и расположение главных выбросов, включая 22 выброса с зарегистрированной магнитудой. Выбросы произошли на гор. 10 и в пределах минут распространились на гор. 11, а в пределах часа – на гор. 9, затем на гор. 8. В течение суток выбросы на этих горизонтах продолжались, а затем прекратились. В конце декабря 1983 г. и начале января 1984 г. активность проявлялась, в основном, на горизонтах 7, 12 и 13. После этого возникали спорадические события, главным образом, на периферии площади, затронутой сейсмичностью. Рис. 2.48 также показывает, что большинство значительных выбросов происходило в местах, где размер приштрековых целиков был не более 6 м (рис.2.49). Очень небольшое число выбросов случилось в целиках, размер которых превышал 10 м. Обычно первый выброс на каждом горизонте возникал в местах, где целик пересекался вспомогательной восстающей выработкой, что создавало двойную концентрацию напряжений.

Снижение выбросоопасности достигалось как выбором размеров целиков, так и применением в них разгрузочного взрывания (рис. 2.50).

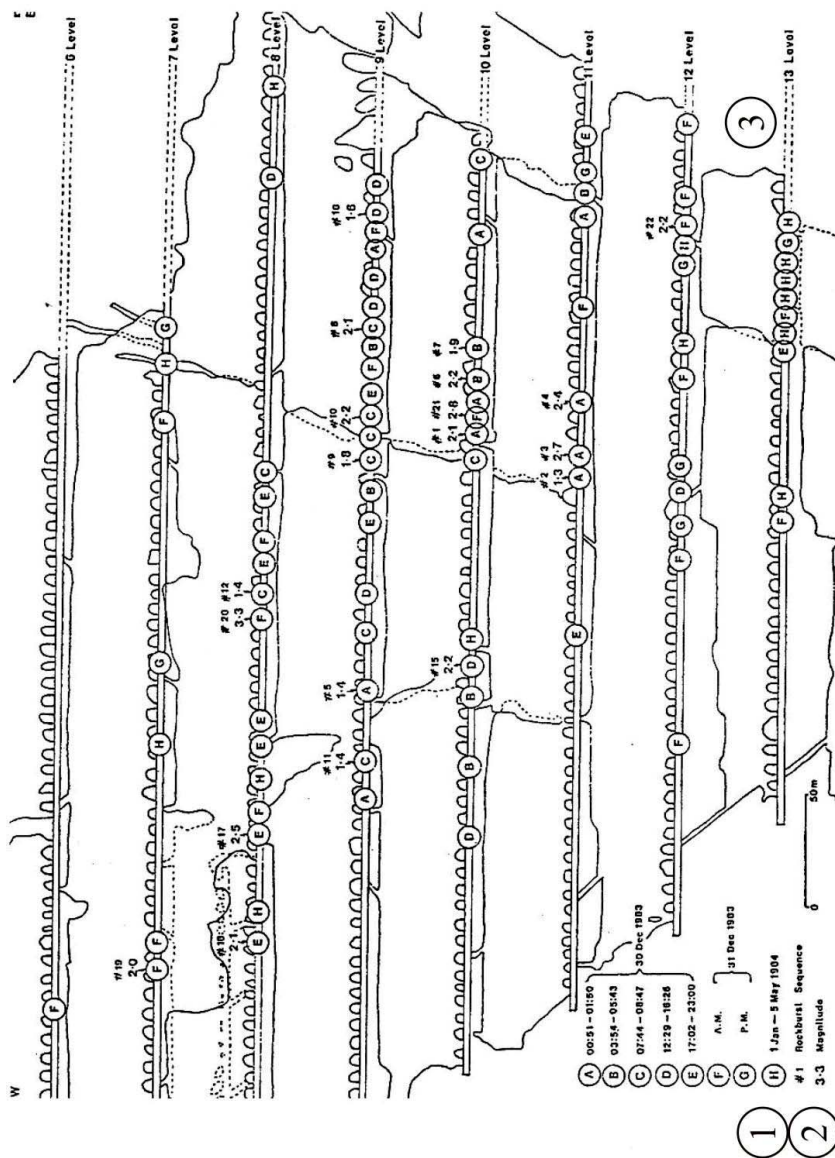


Рис. 2.48. Продольный разрез по рудной зоне F с расположением главных сейсмических событий

1 — последовательность выбросов; 2 — манитуда; 3 — горизонт.

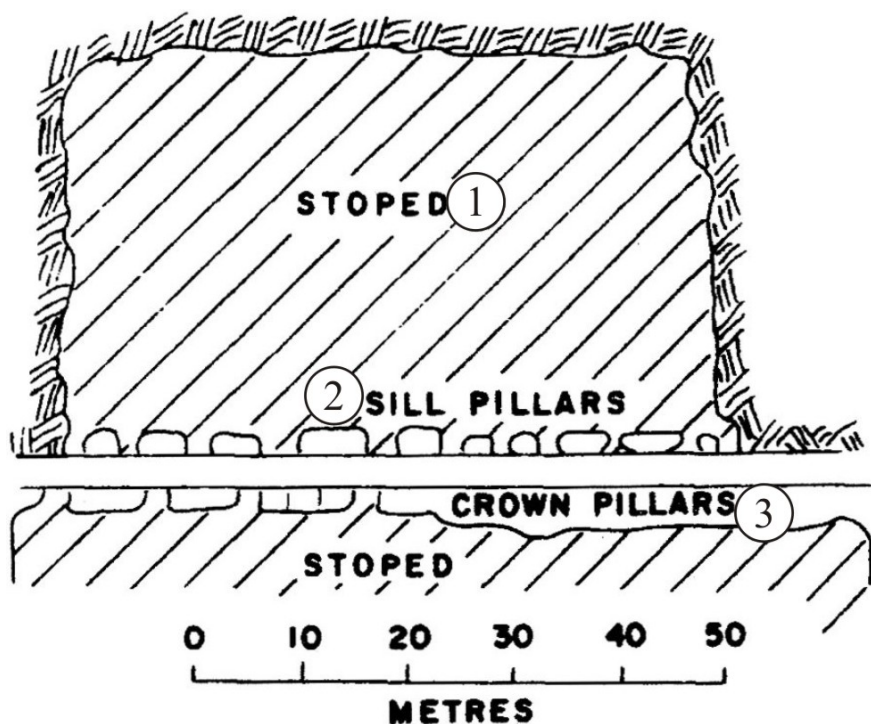


Рис. 2.49. Типичное расположение приштрековых целиков в выработанном пространстве шахт

*1 – выработанное пространство; 2 – приштрековые целики;
3 – целики над отработанным уступом.*

Начальная визуальная инспекция зоны F после описанных выбросов производилась в январе 1984 г. Обнаружилось, что горизонты 7 и 13 блокированы возле восточной границы рудной зоны. Малые повреждения возникли на гор. 14 и затронули гор. 15. Горизонты 4, 5, 6 оставались открытыми, но испытали некоторые сотрясения, образовавшие свежие трещины.

В октябре 1984 г. проводилась инспекция на западной границе зоны F на горизонтах 12, 13, 14. Западная часть гор. 14 осталась относительно неповрежденной на расстоянии 100 м. На западе гор. 13 относительно неповрежденным остался

также участок длиной 75 м, тогда как на полной длине гор. 12 произошло тяжелое расслоение массива. Доступы к уступам магазинирования на горизонтах 13, 14 оставались открытыми и не поврежденными в местах, где приштрековые целики имели ширину 15-18 м, но при их уменьшении до 6 м обнаруживались признаки высоких напряжений.

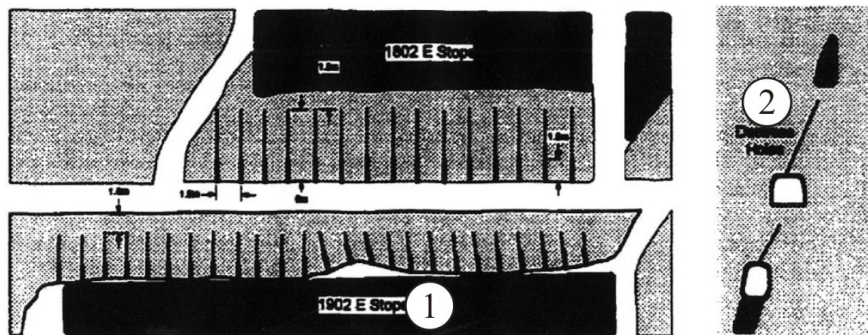


Рис. 2.50. План расположения разгрузочных скважин в приштрековых целиках шахты Campbell
1 – уступ; 2 – разгрузочные скважины.

Выбросы в зоне А и других зонах шахты были связаны с извлечением приштрековых целиков. Над уступами с потолкоуступным забоем оставлялись целики с минимальной шириной 10 м, которые позднее отрабатывались с помощью длинных взрывных скважин. Большинство индуцированных выбросов были результатом взаимодействия нарушений, созданных геометрией системы целиков и планировкой выработок добычного подэтажа.

В зонах А и F наблюдалась последовательность малых выбросов в старых отработанных уступах магазинирования, вызванных выемкой прилегающих параллельных жил лежащего бока массива. В марте 1986 г. потолкоуступная система разработки жилы на гор. 8 привела к выбросу в приштрековом целике отработанного гор. 9. За ним в течение следующего часа последовало 7 выбросов в целиках между горизонта-

ми 8 и 10. Три наибольших из них имели магнитуду порядка 2,5. После недели спокойного периода произошло еще 2 выброса на горизонтах 8 и 9, последствия которых не были обнаружены. Почти идентичная последовательность возникла в целиках горизонтов 12 и 13 зоны F при отработке параллельных жил на горизонтах 10 и 11.

Из описанных случаев проявления сейсмической активности можно сделать вывод, что после полного удаления раздробленной руды из уступов магазинирования целики должны быть способны удержать нагрузки, вызванные образованием полости выработанного пространства. В случае зоны F это обеспечивается либо прогрессирующим увеличением размера целиков с ростом глубины разработки, либо переходом к закладке этой полости при применении альтернативной потолкоуступной системы разработки, аналогичной используемой в зоне A. Выбросы в этом случае могут продолжаться, но их возникновение становится изолированным.

Цифровое моделирование обрушений в зоне F показало, что целики погрузочных пунктов уступов, начиная с гор. 9, вероятно, податливы и передают нагрузку на приштрековые целики. Оба таких целика на горизонтах 10 и 11 имели недостаточный фактор безопасности (запас прочности) равный всего около 1,0, что привело к последовательности выбросов.

Цепная реакция разрушенных целиков в зоне F произошла немногим более, чем за 30-часовой период, тогда как в шахте Quirke (см. далее) для нее потребовалось 5 лет. Зона, подвергшаяся воздействию была меньше 13 га на шахте Campbell и 70 га на шахте Quirke, а разрушенные целики имели более одинаковую форму. В отличие от шахты Quirke висячий бок массива не обрушился и не растрескался, а значит не произошла его разгрузка от напряжений, что подтвердилось попытками разрабатывать жилу в лежащем боку зоны F на гор. 10 и 11, вызвавшими выбросы на гор. 12 и 13.

Хотя микросейсмическая система не показала аномальной активности до описанной последовательности выбросов,

существовал 30-месячный период ухудшения обстановки, включая малую выбороопасность. Прогнозировалось дальнейшее повышение активности, и бригады были удалены из всех рабочих мест зоны F.

Стратегия оставления больших приштрековых целиков с их последующей выемкой длинными скважинами оказалась успешной, однако, крупные продуктивные взрывы с увеличением темпа добычи индуцировали выбросы в прилегающих отрабатываемых зонах и окружающем массиве.

Шахта Williams расположена в нефритовом поясе центральной части Ontario, известной, как зона Hemlo. Рудное золотоносное тело залегает на контакте осадочных и нижележащих изверженных пород и падает на глубину 1200 м, под углом 60-70⁰, варьируясь по мощности от 3 до 45 м. Руда залегает в полевошпатовом порфире, мусковитном сланце, фрагментарном биотите и представляет собой тонкозернистую кварцево-полевошпатную породу с тонкодисперсным содержанием золота.

Шахта вскрыта главным стволом глубиной 1300 м и разрабатывается уступами с помощью длинных скважин с закладкой выработанного пространства. Производственная мощность шахты и обогатительной фабрики – 10000 т/сут., существующий уровень добычи – 8300 т/сут. (рис. 2.51).

Однородное строение крутопадающего рудного тела позволяет применять для его отработки открытые уступы с бурением и взрыванием длинных скважин. Два главных добычных участка в зоне В – блоки 3 и 4 – разделены приштрековым целиком (рис. 2.52). Блоки открыты к западу, но на востоке они ограничены работами шахты Newmont Canada's Golden Giant и испытывают на границе с ней воздействие этих работ.

Проблемы напряжений в приштрековом целике между блоками начались в шахте Williams при отработке первого уступа 6-9415 в 1994 г. По мере развития работ произошло несколько обрушений стен уступа. Первое крупное обрушение в

ноябре 1996 г. привело к уменьшению производительности уступа. После продолжения работ частота обрушений пород увеличилась. С ноября 1996 г. до октября 1997 г. четыре сейсмических события в приштрековом целике блока 4 вызвали потерю добычи равную примерно 1 000 000 т. руды, содержащей около 8,5 т золота.

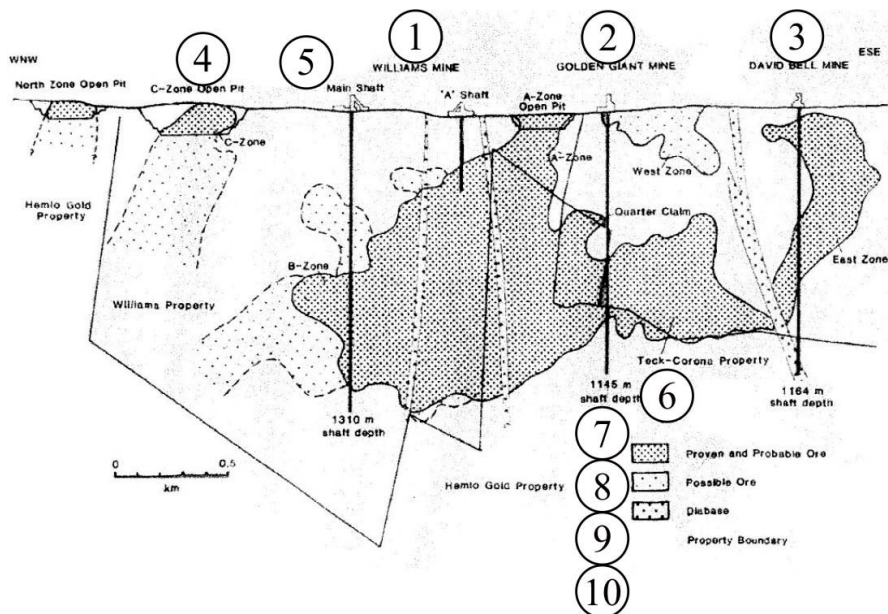


Рис. 2.51. Схема вскрытия шахты Williams и соседних шахт
 1 – шахта Williams; 2 – шахта Golden Giant; 3 – шахта David Bell;
 4 – открытые работы; 5 – главный ствол; 6 – глубина ствола 1145м;
 7 – запасы руды (доказанные и вероятные); 8 – возможные запасы;
 9 – диабаз; 10 – граница собственности.

В августе 1996 г. при взрывных работах в уступе 10-9390 (рис. 2.53) произошло обрушение кровли массой 14000 т. Шестью неделями позднее в уступе 9-9345 проводились взрывные работы, которые вызвали второе обширное обрушение кровли уступа. Обрушения продолжались в обоих уступах 9 и 10, хотя еще до взрывных работ в уступе 9 в попытке удер-

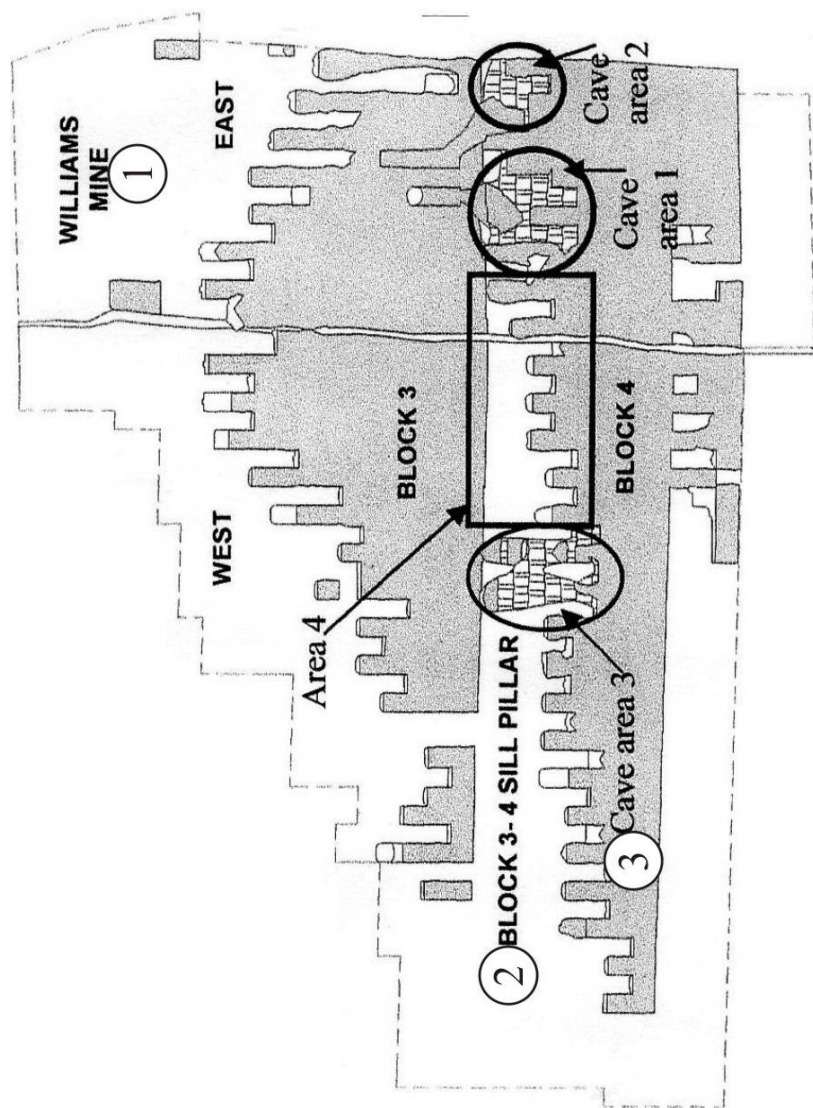


Рис. 2.52. План горных работ шахты Williams с расположением блоков шахтного поля и обрушенных зон

1 – шахта Williams; 2 – блок; 3 – обрушенная зона.

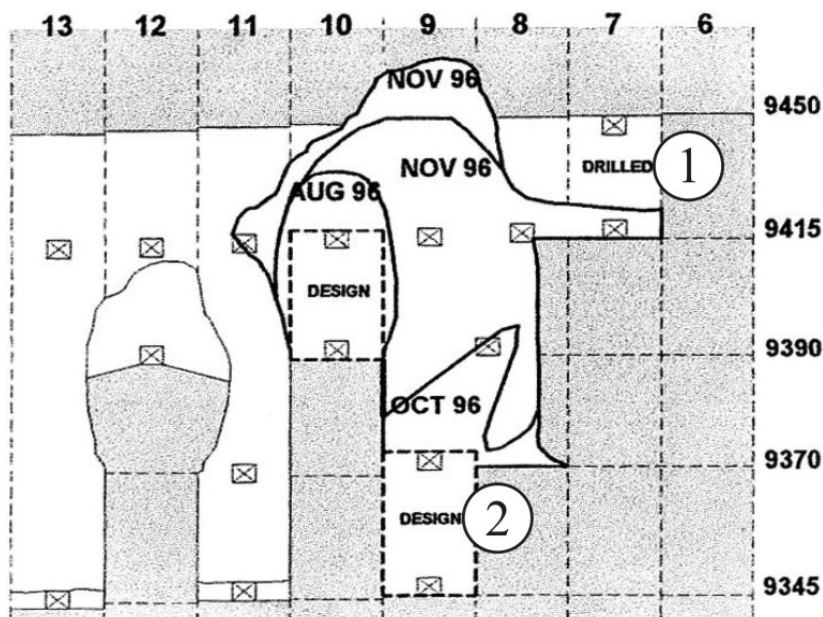


Рис. 2.53. Обрушение пород в уступе 10-9390

1 – участок с пробуренными скважинами взрывания; 2 – контур полости согласно дизайну.

жать кровлю она была скреплена канатными анкерами. Через две недели в ноябре 1996 г. массивное обрушение произошло в уступах 8, 9, 10 и полость обрушения распространилась через приштрековый целик к цементированной закладке уступов нижней части блока 3. Через пять дней второе обрушение распространилось на уступы 8-9450 и 10-9415, затронув цементированную закладку верхнего горизонта.

В марте 1997 г. началась отработка уступа 3-9370 в восточной части приштрекового целика (рис. 2.54). После проведения взрывных работ произошло сдвигание пород на 2 см в лежачем боку залежи, а затем обрушение верхнего горизонта, которое прогрессировало в апреле и захватило уступы 2, 3, 4 на гор. 9390. Скольжение блока руды по калиевой слюде контакта с лежащим боком составило 4-10 м. В резуль-

тате этого перераспределение напряжений вызвало обрушение рудного тела в уступах 2-5 блока 3, что привело к задержке добычи 275 000 т руды, содержащей 2,7 т золота.

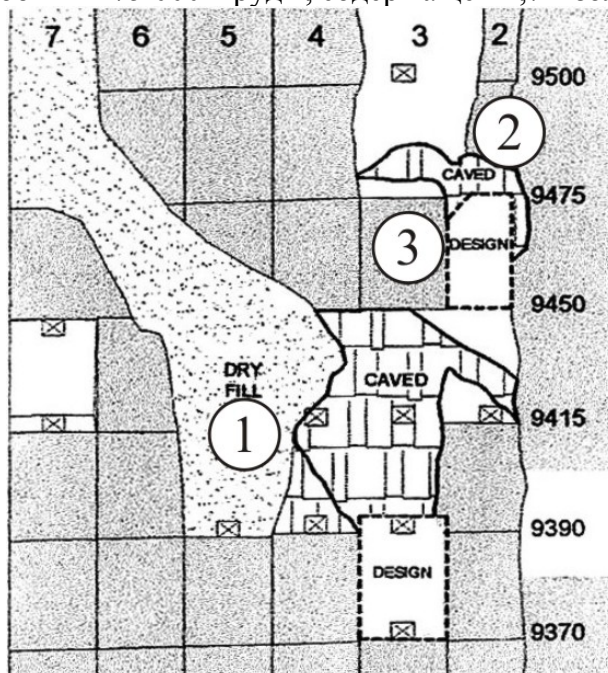


Рис. 2.54. План уступа 28-9345

1 – сухая закладка; 2 – полость обрушения; 3 – контур полости согласно дизайну.

В январе 1997 г. без происшествий был взорван и на 95% отгружен уступ 28-9345 (рис. 2.55), после чего началось расслоение массива и образование пустот в кровле уступа из-за высоких напряжений, усиленных наличием малых включений лампрофира (зона полости 1). Было принято решение о применении цеметированной породной закладки выработанного пространства. Однако, еще до его заполнения в восточной части уступа 3 произошло обрушение (зона полости 2). Для сохранения уровня добычи решили взорвать уступ 30-9345 на том же горизонте. Первое обрушение в этом уступе последо-

вало за первым взрыванием и образовало полость высотой до 12 м над врубом. Затем из-за высоких напряжений и наличия

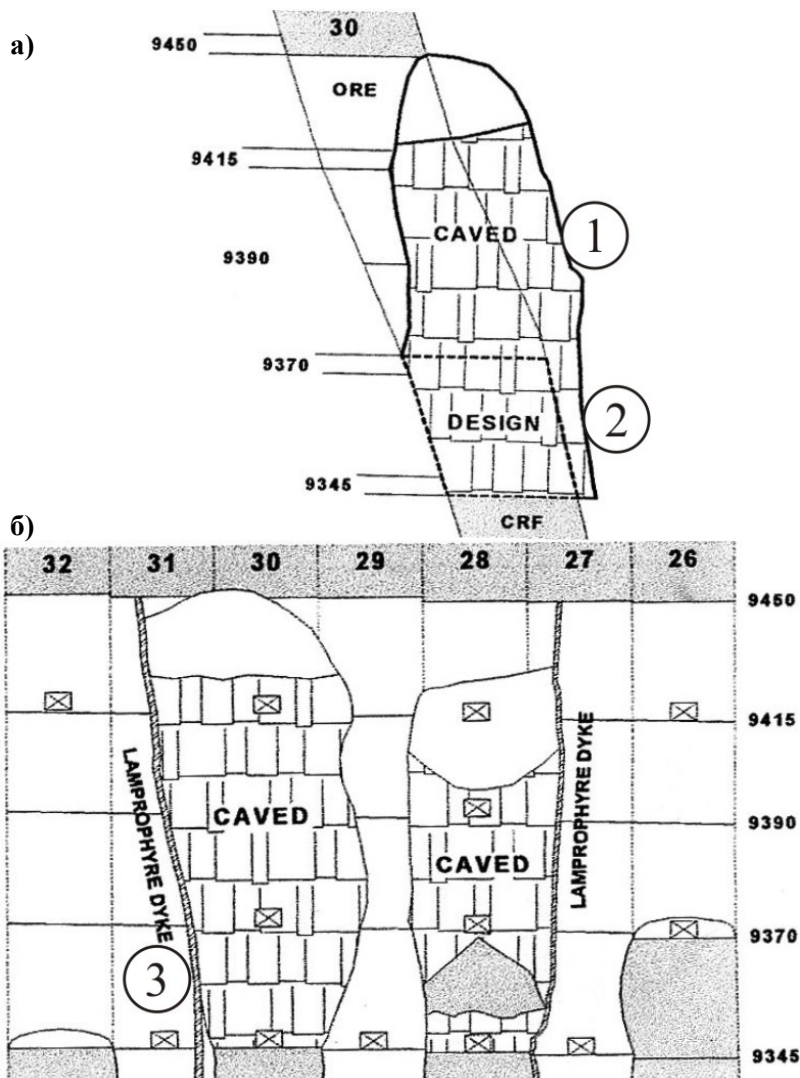


Рис. 2.55. Обрушение пород в уступе 30-9345 шахты Williams

а) разрез; б) план.

1 – полость обрушения; 2 – контур полости согласно дизайну;
3 – изверженное вторжение.

серии вторжений лампрофира в уступе продолжалось расслоение и образование полости, распространившейся вверх до приштрекового целика и в висячий бок над ним. Всего здесь обрушилось примерно 190 000 т рудного тела до того, как работы в нем были прекращены.

К середине 1997 г. за 9 месяцев работы шахта Williams испытала три больших обрушения приштрекового целика. Образовались две зоны очень высоких напряжений – длинный узкий приштрековый целик в блоке 4 и «зависший» участок восточной части блока 3. К концу 1997 г. произошло 37 зарегистрированных случаев обрушений, тогда

как в

1996 г. – только 10. В 1998 г. были предприняты усилия по управлению горным давлением, что уменьшило такие аварии до 20. Эта тенденция продолжалась до 1999 г.

Однако, в марте этого года шахта встретила с проблемой внезапных выбросов. В марте 1999 г. произошел ощутимый на поверхности выброс с магнитудой 3 по шкале Nuttli, хотя ранее в районе Hemlo, где расположена шахта Williams, не регистрировались события с магнитудой более 1. Главная зона повреждений располагалась в штреке лежачего бока между уступами 18 и 26 на гор. 9415 блока 3. Массивные обрушения произошли в кровле полевого штрека лежачего бока и в пересечениях штрека с квершлагами от уступа 20 до уступа 26 на гор. 9415. В штреке лежачего бока гор. 9450 произошли подъем почвы, прогиб низа южной стены и расслоение верхнего северного угла сечения. Над гор. 9450 и под гор. 9415 произошли только небольшие повреждения.

Для возобновления работ гор. 9450 потребовались интенсивные восстановительные работы на длине 160 м – оборка ослабленных пород и очистка образовавшихся полостей, установка тампонируемых в скважинах стержней по решетке 1х1 м и металлической сетки со слоем набрызгбетона толщиной 75 мм. Кровля и южная стена штрека были затем усилены

канатными анкерами длиной 7,0 м, установленными по 5 штук в ряду с расстоянием между рядами 2,5 м. Анкера имели конструкцию, аналогичную изображенной на рис. 2.56 и предназначенную абсорбировать энергию выброса.

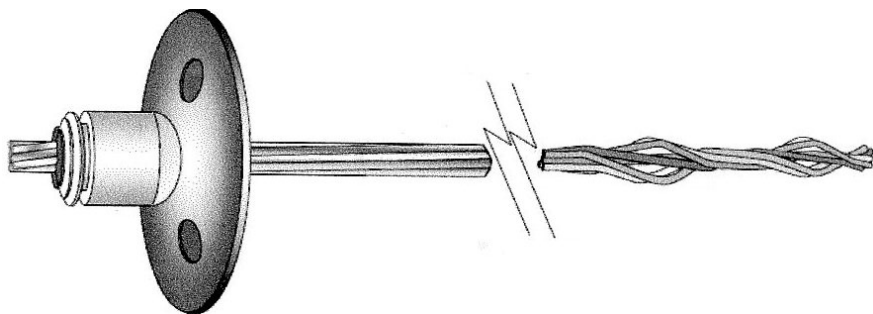


Рис. 2.56. Анкер увеличенной податливости, примененный на шахте Williams

Для получения представления о затратах, связанных с ремонтно-восстановительными работами по ликвидации последствий выбросов, следует только отметить, что сумма, необходимая, например, чтобы открыть площадь от уступа 17 до уступа 19 гор. 9415 составила 250 000 долл., но площадь, обрушенная за уступом 19 была покинута из-за слишком больших затрат на ее восстановление. Для проведения ramпы длиной 535 м от гор. 9370 к гор. 9415, восстанавливающей доступ к западной части горизонта, потребовалось затратить 1,1 млн. долл. Для проходки штрека висячем боку залежи к уступу 27 затрачена сумма 1,3 млн. долл.

Выработки гор. 9390 получили во время выброса небольшие повреждения. Для противостояния другим возможным выбросам с магнитудами до 3,0 после оборки отделившихся от массива породных фрагментов устанавливались канатные анкера, металлическая сетка, наносился набрызгбетон.

Второе большое событие с магнитудой 2,6 произошло в этом районе в декабре 1999 г. (рис. 2.57). Установленная

крепь смогла противостоять сейсмическому событию и повреждений набрызгбетона не наблюдалось. Стоимость ремонтных работ (замена некоторых канатных анкеров) составила примерно 200 000 долл., тогда как при первом событии с магнитудой 3 она превышала 4 млн. долл.

На рис. 2.58 изображена последующая сейсмическая активность, возникшая в районе этого выброса.

Рис. 2.59 показывает общую сейсмическую активность за 48 часов, последовавшую за событием с магнитудой 2,8 в июле 2000 г. Концентрация сейсмичности, индуцированной горными работами, сместилась по сравнению с декабрем 1999 г. на запад и юг. На рис. 2.60 изображена сейсмическая активность на гор. 9415 и 9390, которая за рассматриваемый период на гор. 9415 остается сконцентрированной вдоль полевого штрека лежачего бока массива, тогда как на гор. 9390 значительное сейсмическое скопление происходит в руде вокруг уступа 23. Сейсмическим событием июля 2000 г. крепь на гор. 9450 не была повреждена.

Еще одно событие с магнитудой 2,2 произошло в апреле 2001 г. во время бурения рудоспуска № 3 в блоке 4 приштрекового целика на гор. 9390. Сейсмическая активность сосредоточилась на западе от уступа 21 и, хотя число событий было невелико, повреждения набрызгбетона в части южной стены транспортного полевого штрека лежачего бока на гор. 9390 оказались значительными.

В июне 2001 г. выброс с магнитудой 3,1 произошел после того, как локальная сейсмическая система показала на горизонтах 9390 и 9415 увеличение активности в приштрековом целике. Для улучшения безопасности приняли решение закрыть опасные участки этих горизонтов до стабилизации активности или ее возвращения к базовому уровню. Событие произошло в западной части блока 4. На рис. 2.61 и 2.62 показано это и последовавшие за ним события. Из рисунков видно, что на восточной части приштрекового целика микросейсмическая активность ограничивается лежащим боком за-

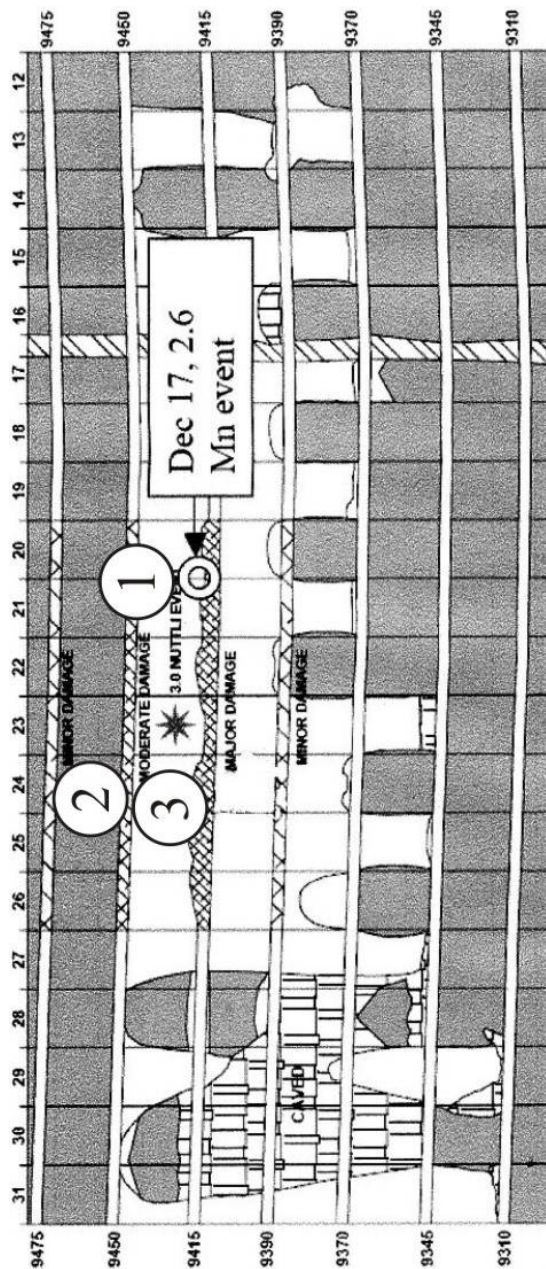


Рис. 2.57. Большое сейсмическое событие декабря 1999 г. на шахте Williams
 1 – место события; 2 – малые повреждения; 3 – средние повреждения.

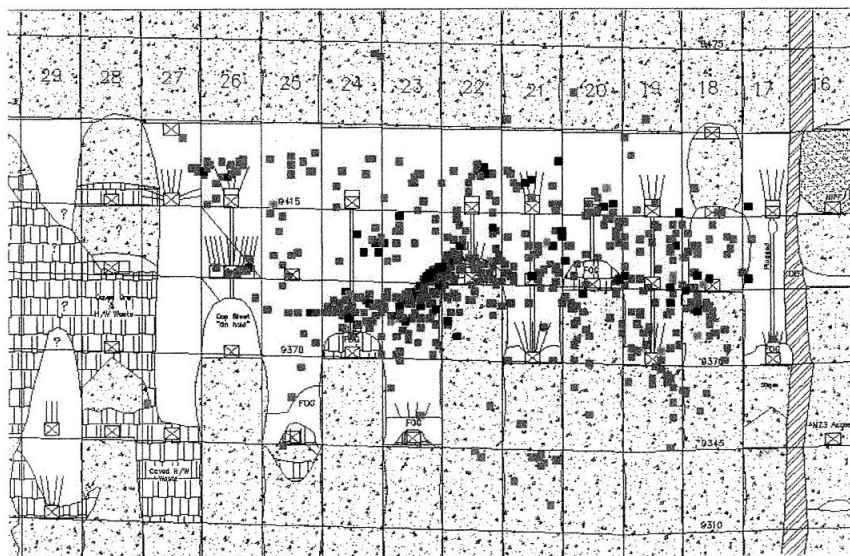


Рис. 2.58. Сейсмическая активность в блоке 3-4 после выброса декабря 1999г.

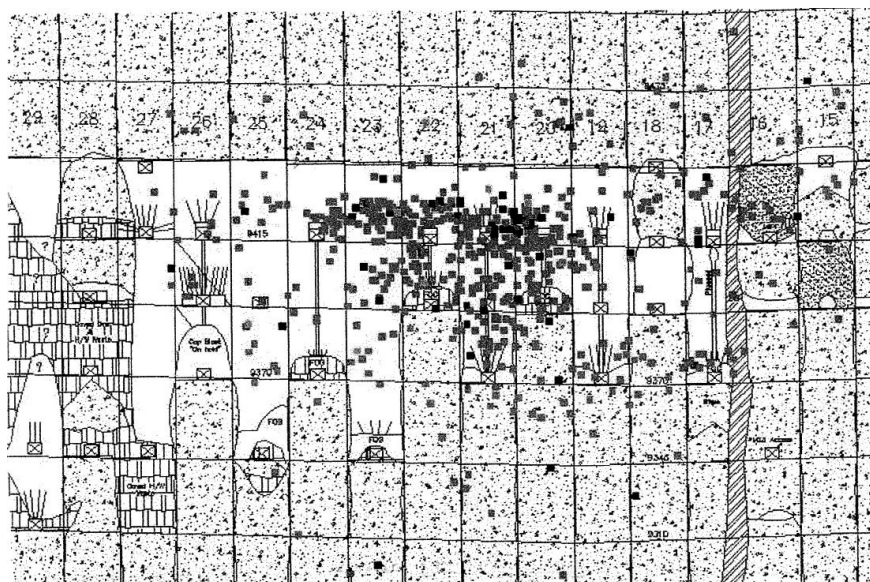


Рис. 2.59. Сейсмическая активность в блоке 3-4 после выброса июля 2000г.

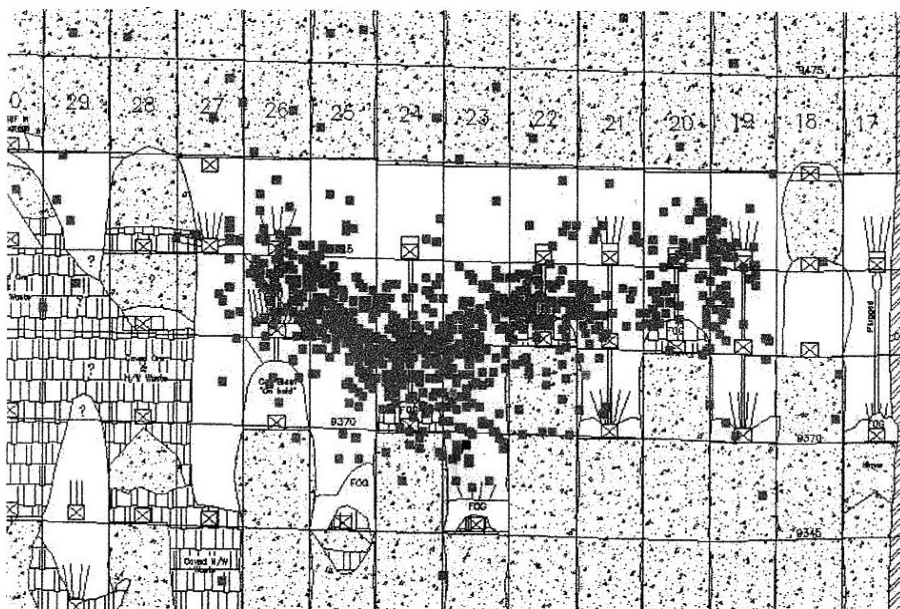


Рис. 2.61. Сейсмическая активность в блоке 3-4 после выброса июня 2001г.

лежи, тогда как дальше к западу, события происходят, как в лежачем боку, так и собственно в рудном теле.

На шахте Quirke район Elliot Lake, Ontario (рис. 2.63, 2.64), добывающей урановую руду, внезапные выбросы пород были классическим примером цепной реакции обрушения целиков. За немногим более, чем 5-летний период произошло 136 выбросов с магнитудами от 2,0 до 3,4 плюс тысячи меньших сейсмических событий. Подземная площадь более 70 га была подвержена их воздействию. Сейсмическая активность уменьшила общую устойчивость породного массива, когда его висячий бок был нарушен трещинами, достигающими поверхности.

Урановое рудное тело бассейна Elliot Lake, залегающее в кварцитах и конгломератах, имеет форму синклинали, т.е. складки с прогибом вниз. На шахте Quirke залежи мощностью

2-5 м падают под углом около 20^0 к югу на глубину 1000м. Их лежачие и висячие бока формирует массивный кварцит.

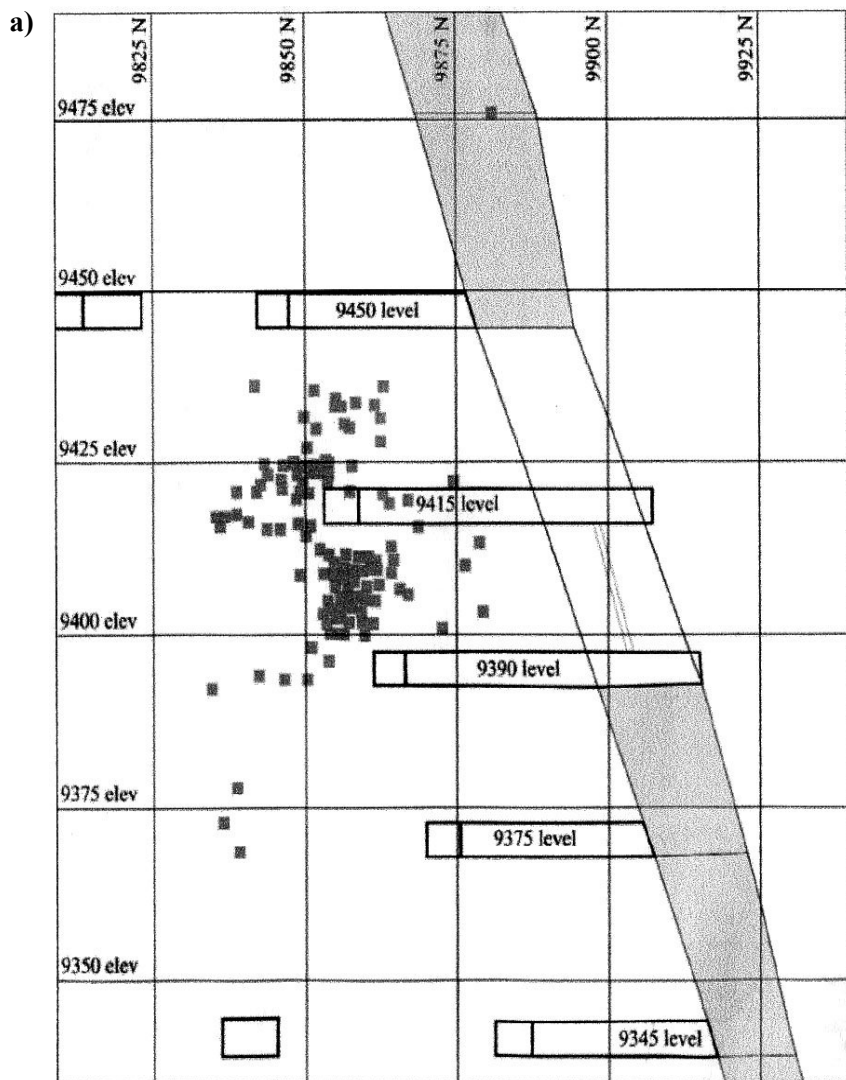


Рис. 2.62. Сейсмические события на шахте Williams после выброса июня 2001г.

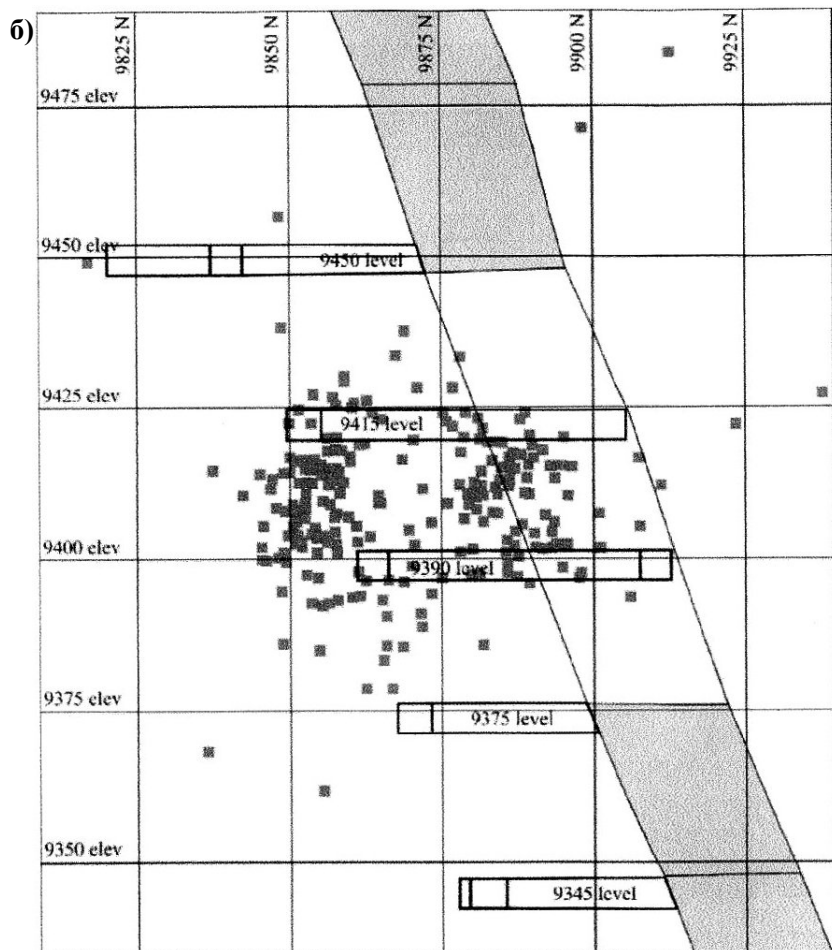


Рис. 2.62. Сейсмические события на шахте Williams после выброса июня 2001г. (окончание)
а) в уступе 20; б) в уступе 26.

На шахте применялись два варианта системы разработки. В главной залежи систематически по падению оставлялись боковые целики, разделяющие уступы, с расстоянием между центрами 25 м, а также целики по простиранию длиной 100 м в кровле и почве уступа (рис. 2.65). Взорванная порода скре-



Рис. 2.63. Район озера Elliot в провинции Ontario, Канада
 1 – золото; 2 – алмазы; 3 – никель; 4 – уран.

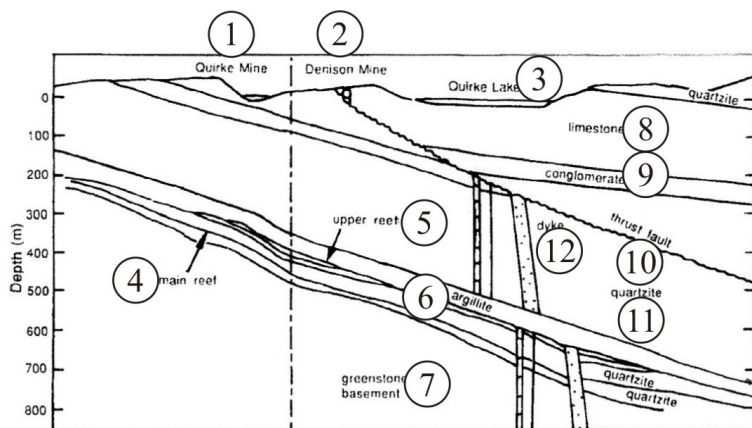


Рис. 2.64. Разрез по полям шахт Quirke и Denison
 1 – шахта Quirke; 2 – шахта Denison; 3 – озеро Quirke; 4 – главная залежь; 5 – верхние залежи; 6 – аргиллит; 7 – нефритовое основание; 8 – известняк; 9 – конгломерат; 10 – нарушение; 11 – кварцит; 12 – изверженное вторжение.

пером транспортировалась по нижнему штреку уступа, где погрузочные пункты длиной 6 м соединяли штрек с транспортным горизонтом.

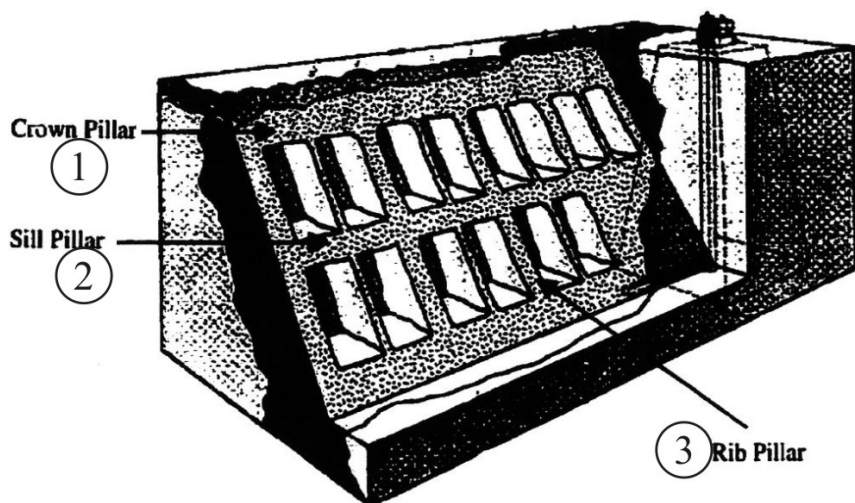


Рис. 2.65. Схема расположения целиков между добычными уступами

1 – целик в кровле; 2 – прищтрековый целик; 3 – боковые целики.

План восточной части главной залежи шахты Quirke и примыкающей к ней шахты Denison, показан на рис. 2.66. На шахте Quirke запасы урановой руды были извлечены в 1970-х гг. и ранних 1980-х гг. со степенью выемки около 80%. Между горизонтами 7 и 8 местный прогиб залежи образовал плоско залегающую площадь, где применение скреперов с последующей перегрузкой руды на рельсовый транспорт стало затруднительным. Поэтому здесь схема транспортировки добытой руды была изменена: вместо скреперов и рельсовых вагонов применялись безрельсовые самоходные вагонетки. Боковые целики длиной до 150 м и шириной 3 м оставались под углом 45° к линии падения залежи. На рис. 2.67 схематично показано традиционное расположение целиков по про-

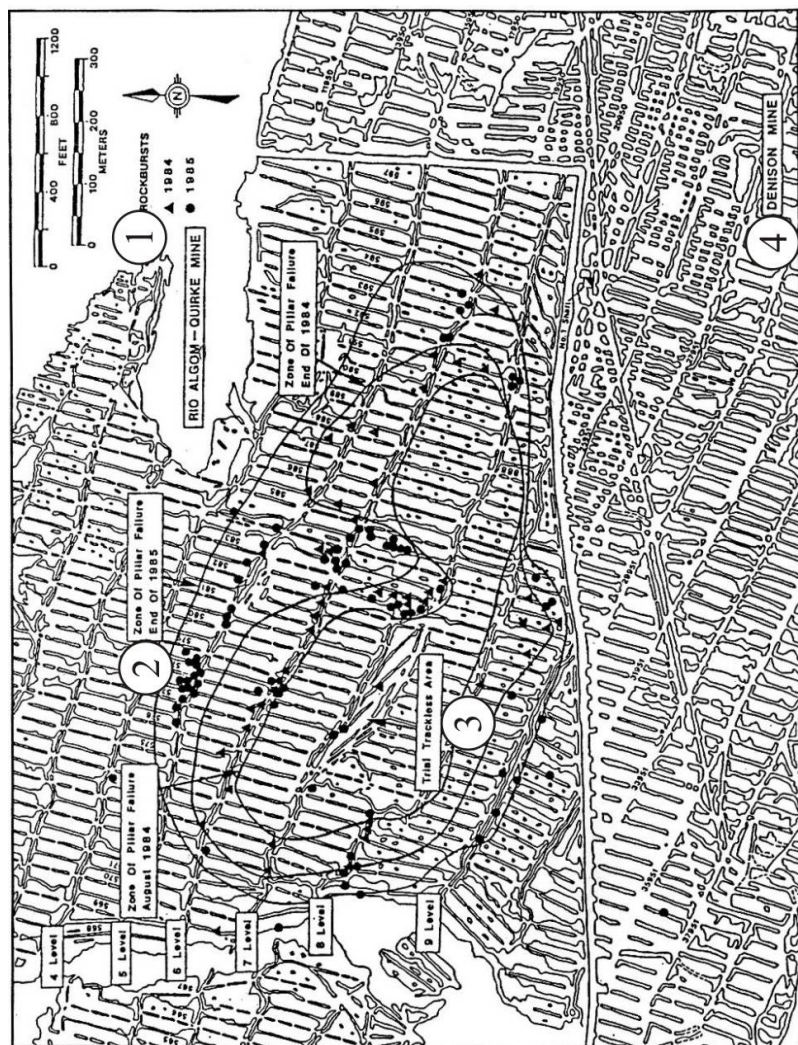


Рис. 2.66. План горных работ восточной части главной залежи шахты Quirke с расположением выбросов в 1984-85 гг.

1 – внезапные выбросы; 2 – зона целика у нарушения; 3 – пологая зона применения самоходных вагонов; 4 – работы шахты Denison.

стиранию рудного тела и развернутое под углом к нему. Разработка этого участка проводилась в 1977-78 гг. без значительных проблем управления горным давлением.

К 1981 г. уступы на гор. 9 были отработаны, и на площади, где применялись самоходные вагонетки, а также в приштрековом целике гор. 7 наблюдались расслоение целиков и трещиноватость почвы. В течение следующего года состояние выработок ухудшилось, что сопровождалось слышимой микросейсмической активностью и разрушением анкерных болтов. К марту 1982 г. подобное воздействие распространялось на площадь диаметром 250 м в центре плоской части месторождения.

Первый внезапный выброс произошел в марте 1982 г., за ним в течение часа последовали более сильные выбросы с магнитудой выше 3,0. Предварительная инспекция площади обнаружила, что участковый штрек № 7 и транспортный штрек блокированы на расстоянии более 360 м. Дальнейшее изучение показало, что приштрековый и верхний целики разрушились внезапно, тогда как более тонкие боковые целики в уступах, и, особенно, в плоской зоне имели податливость и разрушались постепенно. Здесь же наблюдались трещины в почве шириной до 20 см. Значительных повреждений в кровле не произошло, однако, сотни анкерных болтов разрушились и выпали из скважин на почву.

Вокруг площади воздействия выбросов была установлена 32-канальная микросейсмическая система. Между мартом 1982 г. и сентябрем 1984 г. выбросоопасная площадь постепенно расширилась, но большие выбросы не случались. В течение этого периода был потерян доступ к большей части гор. 7 и части гор. 8. К августу 1984г. зона обрушений целиков расширилась до примерно 870 м по простиранию и 300 м по падению.

Большая сейсмическая активность проявилась в сентябре 1984 г. и в течение 12-месячного периода было зарегистрировано 154 больших события. Их расположение та отмечено на

a)

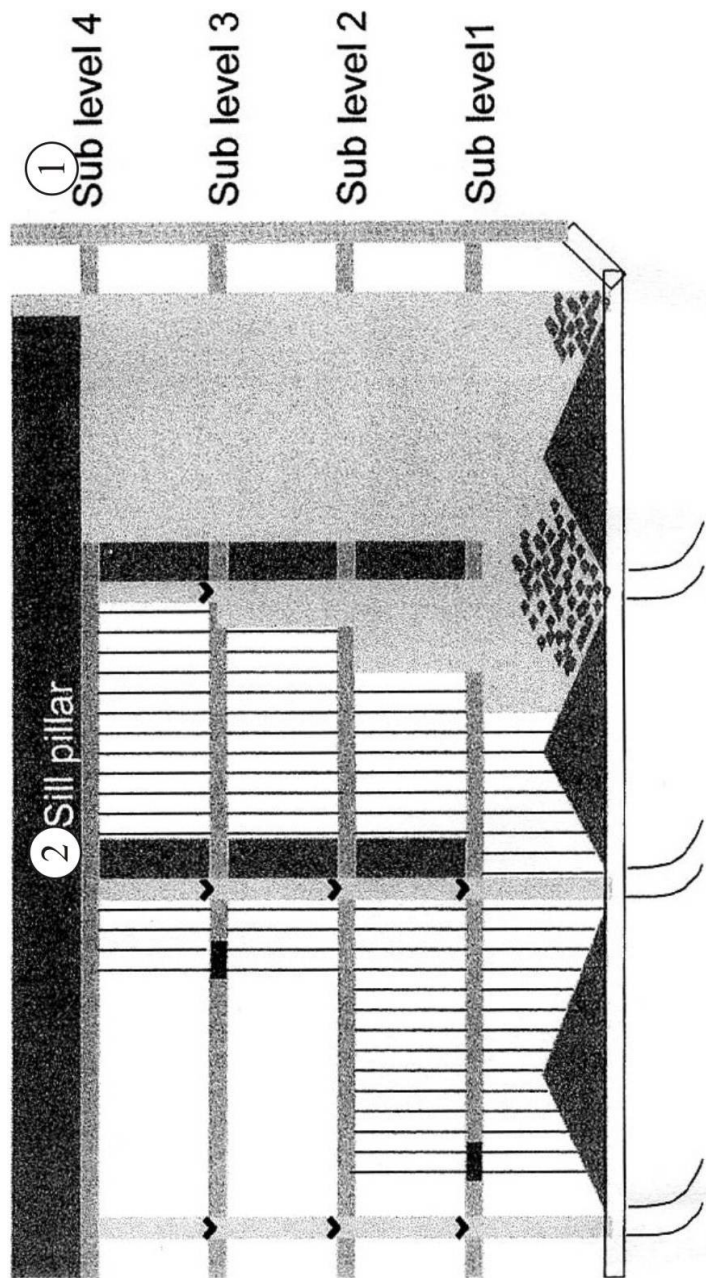


Рис. 2.67. Схемы расположения целиков при отработке уступов длинными забоями

б)

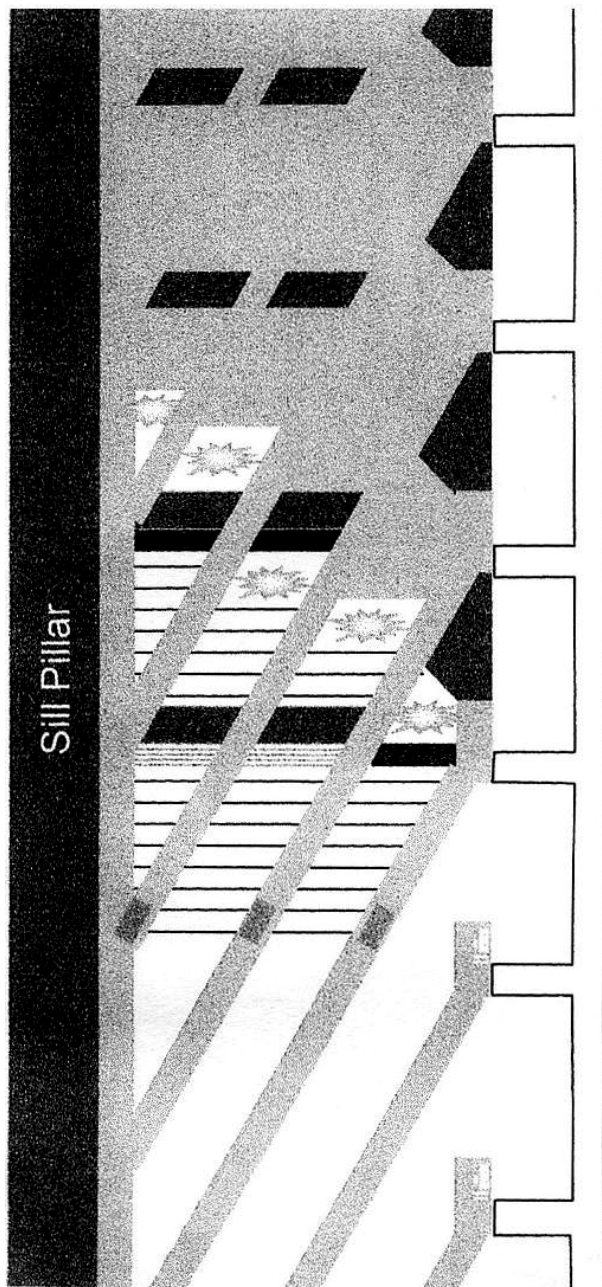


Рис. 2.67. Схемы расположения целиков при отработке уступов длинными забоями (окончание)
 а) традиционная схема – целики по простиранию.
 1 – подэтажи; 2 – припирековый целик.
 б) диагональное расположение целиков.

рис. 2.66. В сентябре 1984 г. большинство выбросов концентрировалось в приштрековом целике гор. 6 непосредственно над плоской площадью. В декабре 1984 г. сейсмическая активность переместилась к нескольким большим целикам, непосредственно примыкающим к северо-восточной части этой площади, а затем – к восточной границе севернее ствола № 1 шахты Denison. К февралю 1985 г. разрушился целик гор. 5, за которым в августе-сентябре 1985 г. последовал целик гор. 9. К концу этого года окончательная зона разрушения целиков расширилась по простиранию до 1100 м и по падению до 600 м (рис. 2.66).

В апреле 1985 г. обнаружилось, что эти сейсмические события произошли висячем боку массива, поскольку приток воды в зоне выбросов внезапно увеличился до 1000 л/мин. и небольшое озеро с поверхности земли просочилось в шахту. Разведочное бурение с поверхности в зону выбросов выявило скольжение пород по плоскостям напластования, образование трещин шириной до 150 мм и появление воды из озера на многочисленных подземных горизонтах. Это показало, что непосредственный висячий бок над площадью, испытывавшей воздействие выбросов, прогнулся, образовав полость, отстоящую от поверхности всего на 160 м. В породах над этим прогибом трещины распространились до поверхности, хотя видимые признаки ее оседания не наблюдались.

С разрушением висячего бока сейсмическая и микро-сейсмическая активность существенно уменьшилась. Зона воздействия выбросов перестала расширяться и стабилизировалась с небольшими дальнейшими повреждениями. В следующие годы до закрытия шахты в 1990 г. регистрировались случайные выбросы, вызванные, вероятно, переходом к равновесию висячего бока.

Из анализа событий выбросов на шахте Quirke был сделан вывод о том, что их причина объяснялась параметрами боковых целиков на площади применения самоходных вагонок. При наклоне этих целиков на угол 45^0 к падению руд-

ного тела они имели меньшее поперечное сечение, воспринимающее напряжения между лежащим и висячим боками, и поэтому были слабее, чем целики нормальные к падению.

Первоначально недостатки этого дизайна не проявлялись, поскольку выработанное пространство было невелико. Однако, тремя годами позднее плоская площадь увеличилась и приблизилась к ранее отработанной зоне. Боковые целики начали подвергаться полной нагрузке, связанной с ростом извлечения руды до 80%. Прочность этих целиков превышалась напряжениями в них, они обрушались не внезапно, но постепенно передавая нагрузку на более прочные целики приштрековые и над уступом гор. 7. В конце концов, и на этих целиках напряжения превысили прочность пород и заставили их разрушиться внезапно с возникновением выбросов. Последние привели к цепной реакции передачи нагрузки, что расширило площадь обрушения целиков с эффектом «домино». Процесс продолжался, пока висячий бок не достиг критического значения пролета выработанного пространства в апреле 1985 г., что и привело к описанному прорыву воды в шахту. К этому времени величина пролета составляла около 400 м по падению при средней глубине работ 500 м. Соотношение «пролет/глубина» равное 0,8 при поддерживаемом пролете превышало показатели других шахт, подверженных обрушению и прогибу породных масс. Вероятно, это повышенное значение определено наличием массивных кварцитов, способных обеспечить без обрушения большой пролет выработанного пространства.

Цепная реакция разрушения целиков на шахте Quirke была относительно медленной, растянувшись почти на 5 лет, что объяснялось вариациями в размере и прочности целиков.

Одна из мер, стабилизирующих сейсмическую обстановку в подобных обстоятельствах, применялась на соседней шахте Denison. Она заключалась в заполнении выработанного межцеликового пространства закладочной цементирующей пульпой. Здесь после такого заполнения микросейсмическая

активность вначале увеличилась и привела к появлению случайных выбросов. Однако, когда целики были полностью заключены в оболочку закладочного массива, сейсмическая активность прекратилась. На шахте Quirke такой метод был неприменим из-за отсутствия установки подготовки пульпы.

На этой шахте в качестве более традиционного подхода к предотвращению выбросов было принято решение, предусмотренное на стадиях дизайна и планирования, а именно, оставление целиков повышенных размеров с фактором безопасности не менее 1,5, предотвращающим любое обрушение. Другим способом является оставление с регулярными интервалами барьерных целиков, которые бы создавали изолированные друг от друга зоны возможных обрушений опорных целиков. Такой подход был применен также на шахте Stanleigh, Ontario.

Внезапные выбросы на шахте Quirke показали, какие системы крепи оказались неработоспособны, и какие выдержали динамические нагрузки. Участки выработок, поддерживаемые традиционными механическими болтами, полностью разрушились. Неэффективными оказались также болты с продольной щелью. Вскоре после выбросов марта 1982 г. были сделаны попытки восстановить транспортный штрек гор. 8 с применением тампонируемых стержней и комбинации болтов с продольной щелью и металлической сетки. Этот штрек затем подвергся внезапным выбросам и восстановленный участок сохранился при проскальзывании болтов с удержанием ослабленных и выпавших фрагментов пород провисшей металлической сеткой.

Шахта Brunswick, провинция Quebec, добывающая руду цинка-свинца-меди-серебра с мощностью 9400 т/сут. и работающая с 1964 г. расположена в 27 км на юго-запад от г. But-hurst (рис. 2.68).

Шахта начала испытывать проблемы внезапных выбросов в середине 1980-х гг., когда приштрековые целики были сокращены до размера менее 40 м. Для решения этих проблем



Рис. 2.68. Расположение шахты Brunswick в провинции Quebec

существующую послойную систему разработки целиков потолкоуступным забоем с закладкой выработанного пространства заменила их отработка длинными скважинами. С увеличением глубины и сейсмичности был применен шахматный порядок отработки первичных и вторичных уступов. Однако,

продолжающиеся проблемы, связанные с геометрией уступов и целиков, в середине 1990-х гг. привели к значительным потерям руды и увеличению сейсмической опасности. Чтобы смягчить эту проблему, добычной метод был снова заменен, на этот раз - пирамидальной бесцеликовой схемой работ.

Массивное сульфидное рудное тело шахты Brunswick состоит из 10 параллельных линз с простиранием север-юг и падением под углом 75° к западу. Общий размер рудного тела по простиранию около 1200 м, мощность до 200 м, размер по падению 1200 м. Рудное тело расположено в метаморфизованной последовательности осадочных пород и туфов. Хлоритовые и серицитовые породы лежащего бока более устойчивы (прочность на сжатие 70 МПа), чем осадочные слои висячего бока (прочность 30-40 МПа), хотя и те и другие намного мягче и слабее, чем сульфидный массив добываемой руды (прочность на сжатие около 210 МПа). Изверженное вторжение порфира распространяется вдоль рудного тела, главным образом, в лежащем боку, но также пересекает залежь у ее южной границы. Сульфидная руда расчленена трещинами на крупные блоки.

Рудное тело вскрыто стволами и наклонными квершлагами (рампами), связывающими горизонты и подэтажи. Горизонты содержат несколько подэтажей, обычно разделенных вертикальными интервалами 25-30 м. В плане каждый подэтаж простирается на длину более 1,2 км с севера на юг вдоль рудного тела и с востока на запад во многочисленных рудных линзах.

Главное напряжение в массиве – суб-горизонтально, ориентировано восток-запад, перпендикулярно к простиранию рудного тела и превышает напряжение от веса покрывающих пород в 1,9 раза. Промежуточное напряжение – суб-вертикально, ориентировано север-юг и превышает напряжение от веса покрывающих пород в 1,6 раза.

Выше гор. 475 м рудное тело разрабатывалось, как уже говорилось, первичными и вторичными открытыми уступами.

Этот метод в ранних 1970-х гг. заменили механизированной послойной выемкой руды с закладкой выработанного пространства, которая применялась на горизонтах 575, 725 и 850. После формирования на гор. 575 первых приштрековых целиков условия работ усложнились из-за высоких напряжений пород, что заставило к середине 1980-х гг. вернуться к открытым первичным и вторичным уступам, отрабатываемым длинными скважинами. Работы на гор. 1000 начались с этой системы. Открытые уступы заполнялись породой.

В эти годы с ростом выработанного пространства горными работами начали индуцироваться сейсмические события с магнитудой более 2,0. После серии событий в августе 1984 г. и происшедшего несколькими месяцами позднее события с магнитудой 3,5 шахта решила установить микросейсмическую систему мониторинга. В 1986 г. в приштрековых целиках над горизонтами 725 и 850 начала действовать система из 32 геофонов.

К середине 1996 г. поддержание плановой добычи из-за проблем нестабильности пород стало затруднительным. Высокая сейсмичность и внезапные выбросы вызвали обрушение уступов и закрытие доступа к производительным зонам.

С целью снижения сейсмоопасности были применены следующие технологические решения:

- гидравлическая закладка выработанного пространства;
- уменьшение размеров уступов с сокращением массы, вынимаемой из них руды с 75000 т до 39000 т;
- веерное бурение взрывных скважин вместо вертикального, что стало возможным при уменьшении размеров уступов (рис. 2.69);
- пирамидальная бесцеликовая отработка уступов. На рис. 2.69 показан аналог этой схемы, применяемый на шахте Creighton;
- крепление выработок набрызгбетоном и канатными анкерами;

- совершенствование системы сейсмического мониторинга.

Несмотря на принятые меры, сейсмичность на шахте Brunswick продолжает оставаться высокой. Она обычно наблюдается в твердом и хрупком массиве рудного тела. Представляется, что внезапные выбросы вызываются различными механизмами. Наиболее очевидными являются концентрации высоких напряжений в целиках, контраст между жесткостью рудного тела и прилегающих пород, скольжение породных

а)

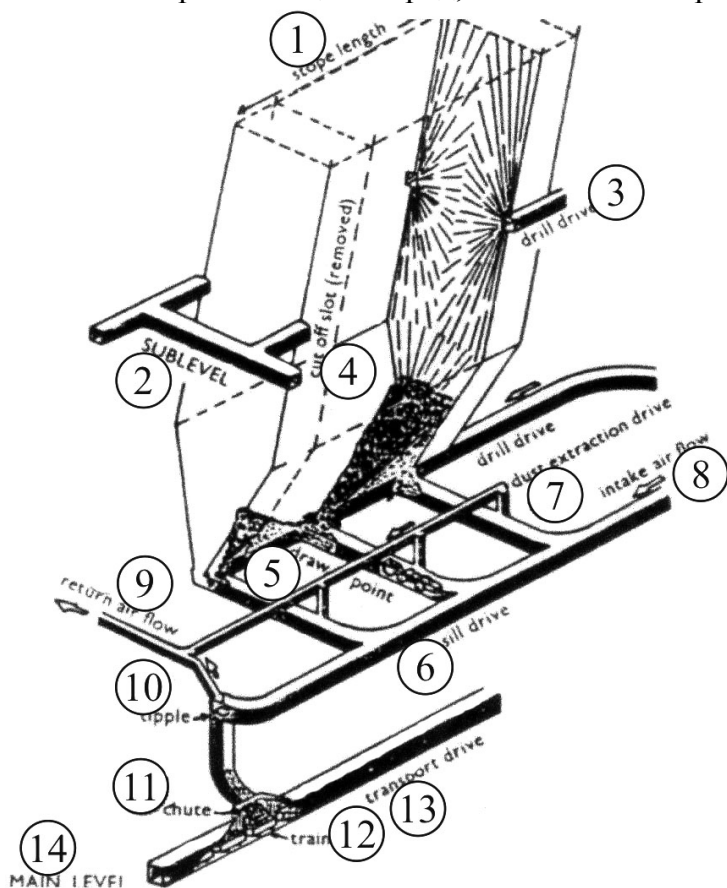


Рис. 2.69. Системы разработки на шахте Brunswick

6)

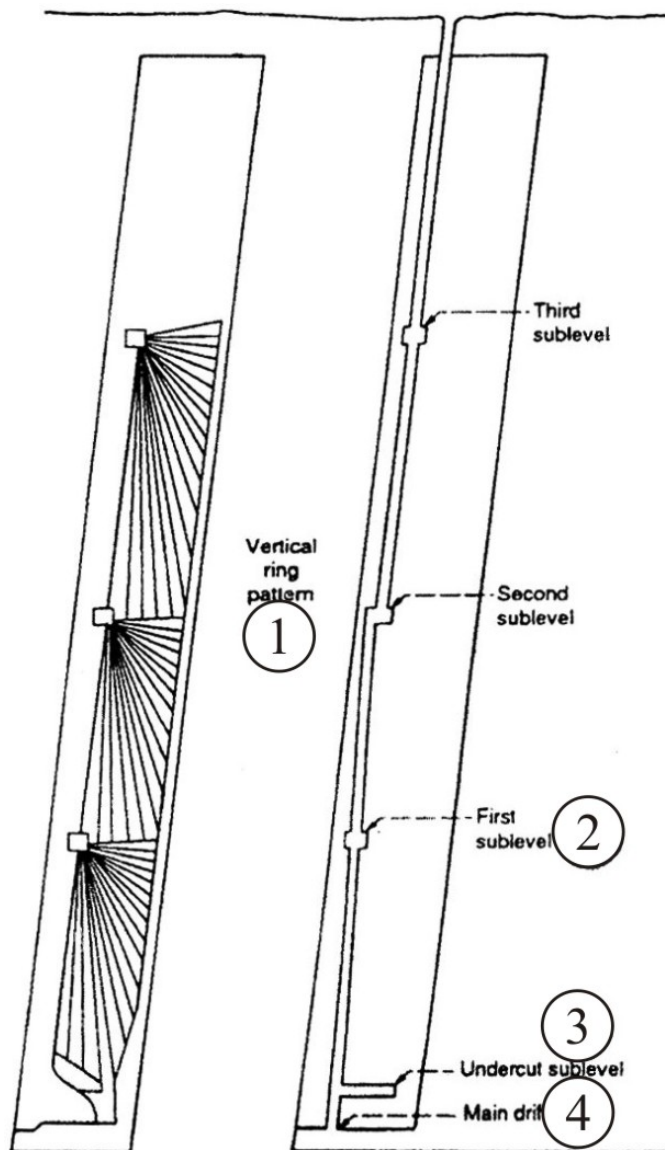


Рис. 2.69. Системы разработки на шахте Brunswick (продолжение)

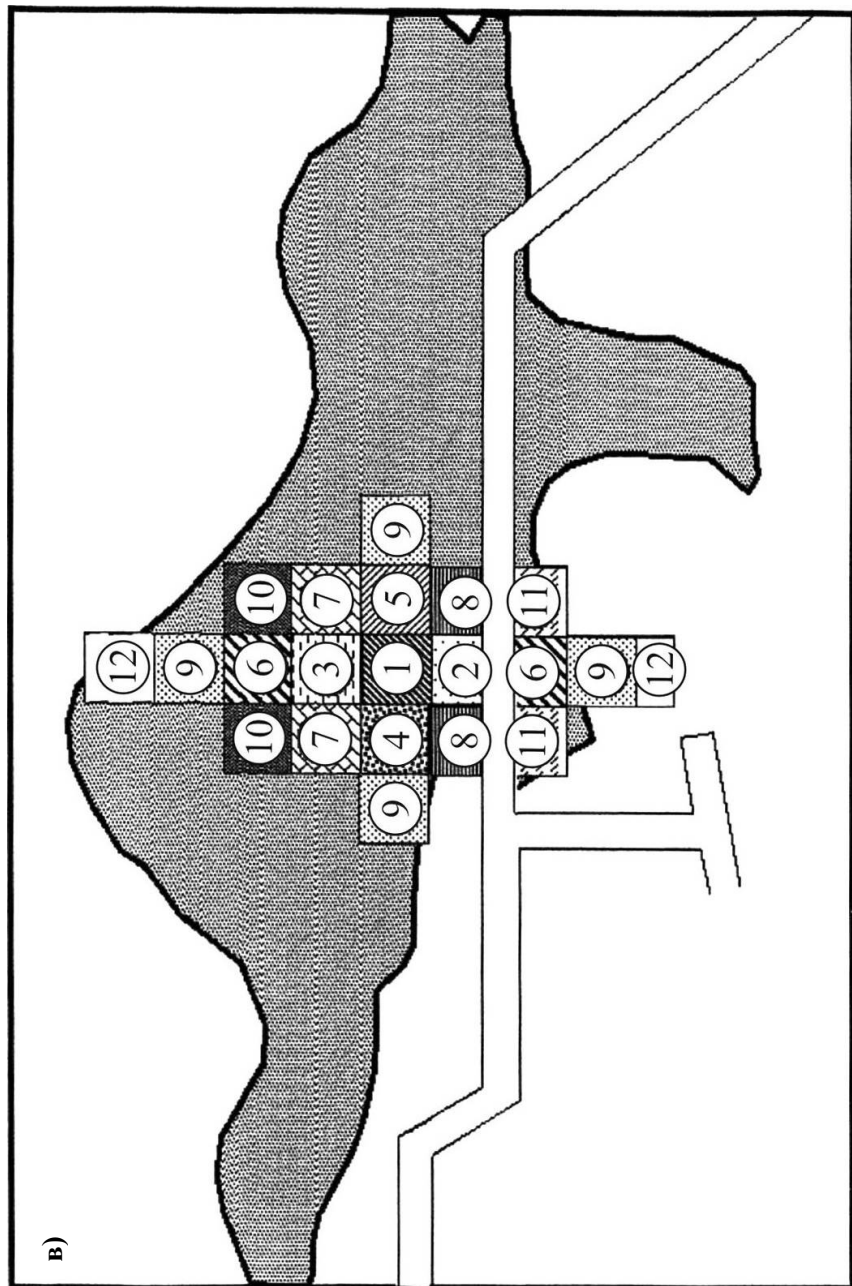


Рис. 2.69. Системы разработки на шахте Brunswick (окончание)

Объяснения к рис. 2.69:

а) изометрическая схема.

1 – длина уступа; 2 – подэтаж; 3 – штрек бурения скважин; 4 – часть уступа срезана; 5 – погрузочный пункт; 6 – приштрековый целик; 7 – штрек отвода пыли; 8 – свежий воздух; 9 – исходящий воздух; 10 – опрокидыватель; 11 – желоб; 12 – поезд; 13 – транспортный штрек; 14 – главный горизонт.

б) разрезы.

1 – комплекс скважин; 2 – первый подэтаж; 3 – подсечка подэтажа; 4 – главный штрек.

в) пирамидальная бесцеликовая отработка уступов (шахта Creighton). Цифрами показан порядок отработки.

масс вдоль дискретных структурных неоднородностей. Выбросы в рудном теле также могут происходить в результате его внезапного скольжения вдоль слабых осадочных слоев.

На шахте проведен большой объем научных работ. Собраны статистические данные о размерах и последствиях сейсмических событий. На рис. 2.70 показан продольный разрез по шахте с местами их возникновения, где размеры кружочков соответствуют магнитуде событий. Наиболее опасен район 1000 South Bulk, очерченный на рис. 2.70 и более подробно показанный на рис. 2.71, 2.72.

На рис. 2.71 изображены 668 сейсмических событий октября 2000 г. на площади 300х250 м, на рис. 2.72 – детальный план этого участка с координатной сеткой 50х50 м, геологическим строением района, нарушениями и другими неоднородностями, а также повреждениями, вызванными внезапным выбросом.

Приведенные на рис. 2.71 и 2.72 карты сейсмических событий составлены с помощью сети мониторинга, включающей 47 датчиков и регистрирующей порядка 25000 событий за год с магнитудами от – 3 до 3.

На шахте детально обследовались последствия 207 выбросов, на основании которых была разработана локальная классификационная система повреждений, состоящая из 5

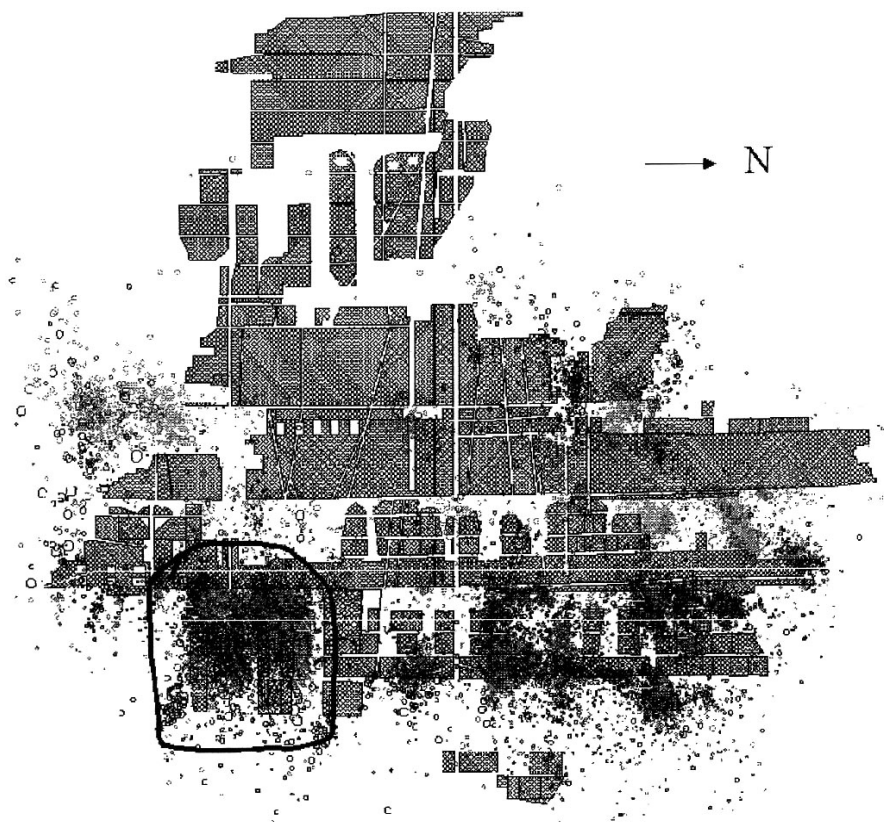


Рис. 2.70. Продольный разрез по шахте Brunswick с зоной 1000 South Bulk (очерчена)

уровней (табл. 2.3).

В табл. 2.4 показана оценка тяжести последствий сейсмических событий, происшедших на шахте Brunswick.

Далее в качестве примера описаны обстоятельства и последствия двух выбросов с магнитудами 1,6 и 2,7, происшедших в октябре 2000 г. Причиной выбросов были относительно высокие горизонтальные напряжения горного массива, которые проявлялись, например, в деформациях и трещиноватости восстающих выработок, пробуренных по рудному телу.

Таблица 2.3 – Система классификации уровней сейсмических повреждений на шахте Brunswick

Класс тяжести повреждений	Описание	Перемещенный в объем пород, т	Объем восстановления
A	Повреждений нет	0	Восстановление не требуется
B	Малые повреждения полости	Менее 1	Восстановление не требуется
C	Малые повреждения крепи	1-10	Небольшие восстановительные работы
D	Сильные повреждения крепи	10-100	Восстановительные работы требуют времени и средств
E	Тяжелые повреждения полости и крепи	Более 1000	Восстановление может быть очень трудным или вообще невозможным

Таблица 2.4 – Оценка тяжести последствий сейсмических событий в шахте Brunswick

Магнитуда события	Класс тяжести повреждений					Всего событий
	A	B	C	D	E	
	Число сейсмических событий					
0,0	121	15	1	2	0	139
1,0	7	21	7	0	3	38
2,0	1	10	8	2	4	25
3,0	0	1	2	0	2	5
Всего	129	47	18	4	9	207

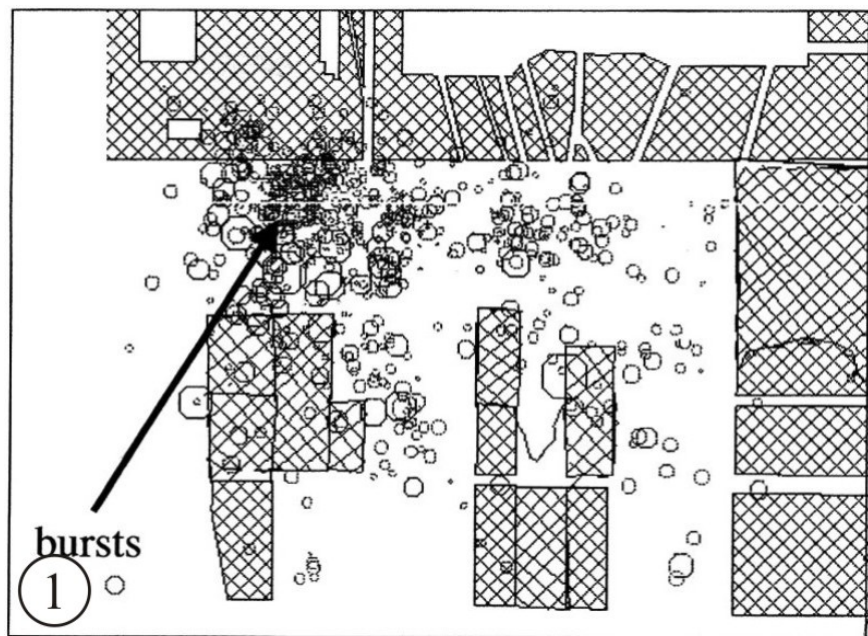


Рис. 2.71. Сейсмические события октября 2000г.

1 – внезапные выбросы.

Описываемый район показывал сейсмическую активность всю неделю, предшествующую выбросам и поэтому персонал из него был заблаговременно эвакуирован. Первый выброс произошел в квершлаг 326, когда в его стене образовалась полость, в центре которой обнажился тонкий слой измельченных метаморфизованных пород.

При расследовании обстоятельств выброса выполнялась дистанционно-управляемая погрузка породы на участках, отмеченных на рис. 2.72 пунктиром. На участке со знаком «?» проводилось автоматизированное разведочное бурение, чтобы проверить, образовались ли здесь полости обрушения из-за близости к непродуктивной зоне, имеющей высокую сейсмическую активность.

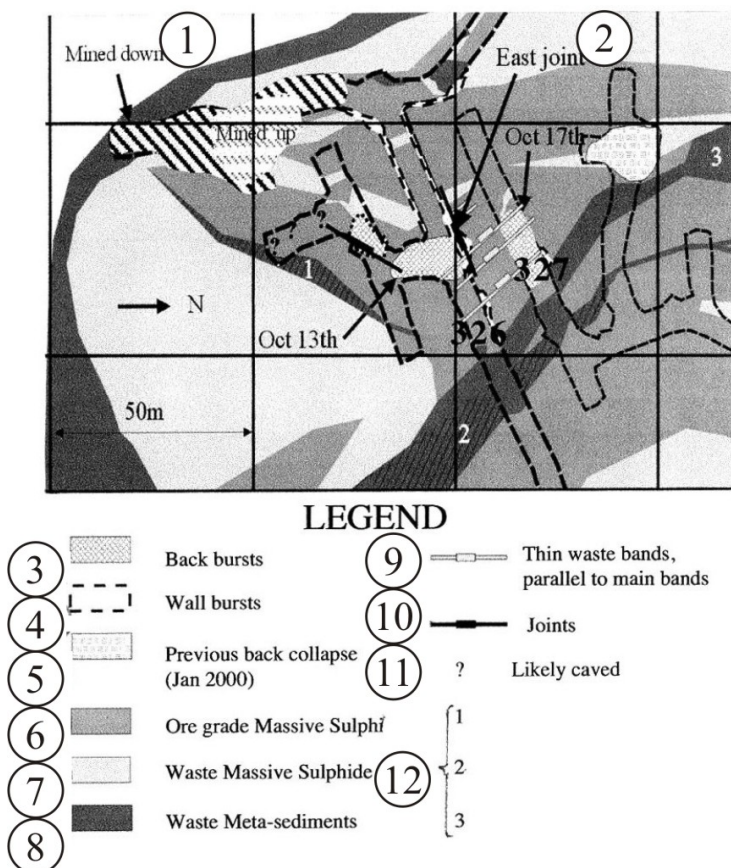


Рис. 2.72. Геология, повреждения, неоднородности в зоне внезапных выбросов шахты Brunswick

1 – выработанное пространство; 2 – сочленения с восточной стороны; 3 – выбросы в кровле; 4 – выбросы в стенах; 5 – предыдущее (январь 2000 г.) обрушение; 6 – содержание руды в сульфидах; 7 – пустая порода сульфидного массива; 8 – осадочные породы; 9 – тонкие включения породы, параллельные главным слоям; 10 – сочленения; 11 – вероятные полости; 12 – цифровые обозначения непродуктивных зон.

Происшедший выброс можно описать, как очень сильное сотрясение, вызванное высокими горизонтальными напряже-

ниями. Глубина работ составляла 892 м, градиент напряжений 0,052 МПа/м. Подэтаж располагался на 30 м ниже опорного целика предыдущих горных работ, влиявшего на состояние поля напряжений. Существующие распространявшиеся с запада на восток ослабленные сочленения северной стены квершлага 326 содействовали продольному скольжению и обрушению кровли.

При этом выбросе был серьезно поврежден также квершлаг 327, в котором наблюдался подъем почвы, верхний угол стены был отторгнут, а в кровле образовались расширяющиеся трещины.

После второго выброса, имевшего магнитуду 2,7 кровля квершлага 327 опустилась на длине 20 м. Высота обрушения составляла примерно 5 м. Скольжение кровли вызывалось высокими горизонтальными напряжениями, действующими перпендикулярно крутонаклонному строению рудного тела, в том числе его непродуктивных зон, особенно главной южной зоны 2 на рис. 2.72.

Повреждения, отмеченные в штреках лежачего бока (углы сечения, продавленные в породу кровли) были вызваны вертикальными компонентами нагрузок. Важную роль в повреждениях играли вертикальные сочленения породных блоков массива.

Сейсмическая активность после второго выброса мигрировала к северу от главной южной непродуктивной зоны, которая несколько лет была весьма сейсмически опасной и, возможно, явилась источником выброса.

Рис. 2.73-2.79 иллюстрируют повреждения, вызванные выбросами октября 2000 г.

Рис. 2.73 показывает восточную бровку квершлага 326 после выброса, когда массивный сульфидный материал руды был полностью фрагментирован. Пересечение квершлага 325 со штреком поддерживалось усиленной крепью канатных анкеров длиной 7,0 м, но обрушилось на вертикальную высоту

6,0 м. Отторгнутый материал подвергся высоким горизонтальным напряжениям.



Рис. 2.73. Восточная бровка квершлага 326 после выброса октября 2000г.



Рис. 2.74. Пересечение квершлага 326 штреком после сейсмический явлений октября 2000г.



**Рис. 2.75. Пересечение выработок рис. 2.74 с южной стороны
после удаления отторгнутого материала**



Рис. 2.76. Северная стена пересечения квершлага 326 со штреком

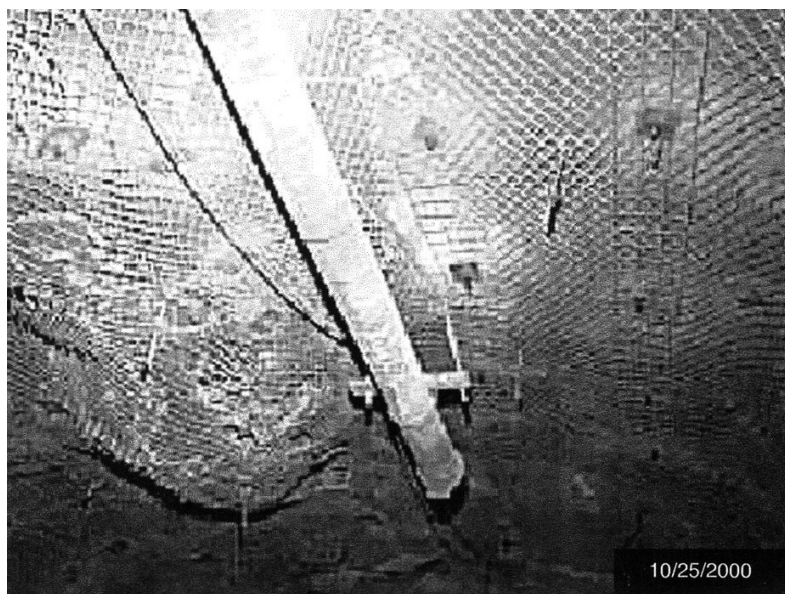


Рис. 2.77. Увеличенный вид крепи квершлага 326 после внезапного выброса

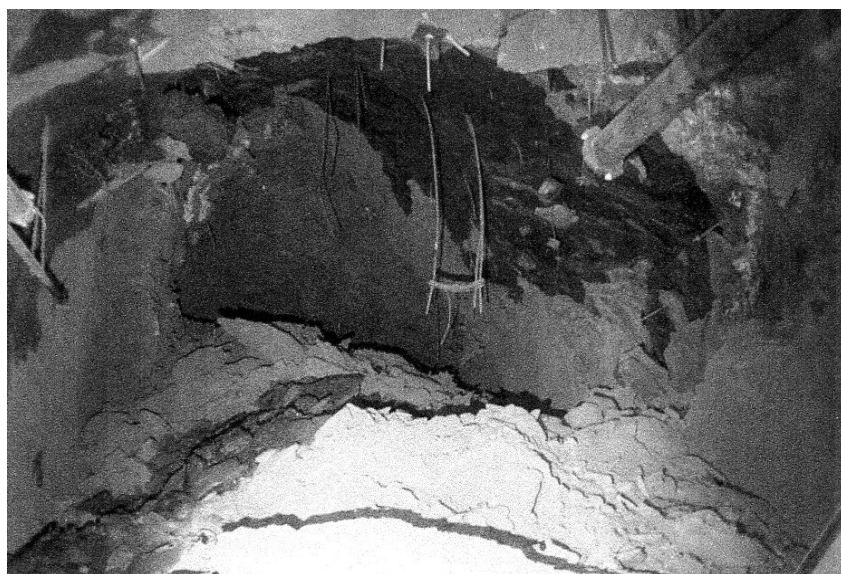


Рис. 2.78. Последствия выброса в кровле квершлага 327



Рис. 2.79. Повреждения крепи квершлага 327

Рис. 2.74 показывает с более удаленной точки состояние пересечения выработок предыдущего рисунка после явлений сейсмичности в октябре 2000 г. с повреждениями северной стены штрека (правая сторона рисунка). Левая стена закреплена анкерными болтами и металлической сеткой.

На рис. 2.75 то же пересечение показано с южной стороны после дистанционной погрузки и удаления отторгнутого материала. Образовавшаяся в центре сечения полость подвер-

глась высоким горизонтальным напряжениям в направлении запад-восток.

Рис. 2.76 изображает северную стену пересечения квершлага 326 со штреком и западную бровку квершлага после удаления отгруженных масс. Трещиноватость западной бровки служит признаком высоких горизонтальных напряжений в направлении север-юг.

На рис. 2.77 показан увеличенный вид крепи квершлага 326 после внезапного выброса. На левой стороне – металлическая сетка, провисшая на 0,9 м на анкерных болтах. Правая сторона поддерживается комплектом крепи, состоящим из металлической сетки, сетчатых полос и модифицированных конусных болтов. Установка крепи к моменту выброса была завершена не полностью.

На рис. 2.78 изображены последствия выброса в кровле квершлага 327. Бровка в дальнем конце штрека сформирована крутопадающей плоскостью тонкого слоя раздробленных пород.

Рис. 2.79 показывает поврежденную крепь квершлага 327.

В выработках шахты в зонах значительных сейсмических проявлений в кровле выработок устанавливалась крепь, включающая канатные анкера длиной 7 м, затампонированные полимерами стержни длиной 3,2 м, расположенные по сетке 1,5х1,5 м, а также металлическую сетку с квадратом 10 см и диаметром проволоки 3,7 мм, покрываемую набрызгбетоном. Такая система обычно хорошо работает в высоконапряженном районе, эффективно контролируя прогиб пород и их обрушение. Однако, система оказалась слишком жесткой для динамических нагрузок, испытываемых в сейсмической зоне.

Поведение крепи, установленной в выработках шахты, а также обрушения из-за выбросов, происходивших в 1999-2000 гг., привели к настоящей необходимости применения податливых систем крепи. Она состояла из тяжелой ме-

таллической сетки с диаметром проволоки 4,9 и решеткой 50x50 мм, сетчатых полос шириной 300 мм с диаметром проволоки 7,7 мм и решеткой 100x100 мм, тампонируемых полимерами конических болтов длиной 2.3 м, устанавливаемых по решетке 1x1 м.

Детальное изучение состояния этой крепи после выбросов показало, что произошли изгибы плит под болтами, перемещение последних, образовались большие открытые трещины в набрызгбетоне. Тем не менее, общее состояние крепи оказалось удовлетворительным. Однако, в северной стороне квершлага 327 набрызгбетонный слой разрушился в 15 местах возле плит анкерных болтов, были разорваны 14 затампонированных полимером болтов и 7 канатных анкеров. Последствия выбросов доказали целесообразность установки податливой крепи в выбросоопасных зонах.

Глава 3. Шахты других районов мира

3.1 Общие сведения

В главе приводятся описания случаев сейсмических событий на шахтах мира, обстоятельств внезапных выбросов пород, вызываемых ими последствий, а также мер, предпринимаемых для снижения выбросоопасности.

Одним из районов, наиболее уязвимых к выбросам является Швеция, где подземным способом добываются железо, медь, свинец, цинк и сульфиды. Крупнейшие месторождения железной руды находятся в Северной Швеции. Ведется также добыча урана, пирита, золота, серебра, вольфрама и др. Многие месторождения имеют сложные геологические условия и трудны для освоения (рис. 3.1).

В главе описан опыт работы в сейсмоопасной обстановке шведских шахт Kristineberg, Malmberget, Kiirunavaara.

Выбросоопасные условия характерны и для шахт других стран, выбранных в качестве характерных примеров: Ort fjell (Норвегия), Pyhasalmi (Финляндия), Rudna (Польша), Kolar Gold Fields (Индия).

3.2 Шахты Швеции

Шахта Kristineberg расположена в 130 км к западу от города Skelleftea в Северной Швеции. В 1939 г. здесь началась разработка залежей А и В полиметаллической руды цинка и меди, а также небольшого количества золота, серебра, свинца вначале открытым, а затем подземным способами.

Залежи А и В, параллельные друг другу, состоят из отдельных малых рудных тел. Добыча ведется послойной отработкой уступов вдоль простиранья залежи с гидравлической закладкой выработанного пространства. В ранних годах 21-го столетия шахта добывала ежегодно 550000 т руды, из которой получали 20000 т цинка, 5000 т меди и некоторое количество



Рис. 3.1. Карта расположения рудных шахт Швеции
 1 – железорудные шахты; 2 – другие шахты.

золота, серебра и свинца.

Во второй половине 1990-х гг. были обнаружены рудные тела Einarsson (E) и Einarsson West (EW), которые располагаются на глубине около 1000 м. Сейсмически активным является месторождение EW. Другие залежи окружены слабыми породами, склонными скорее к конвергенции, чем к сейсмичности (рис. 3.2, 3.3).

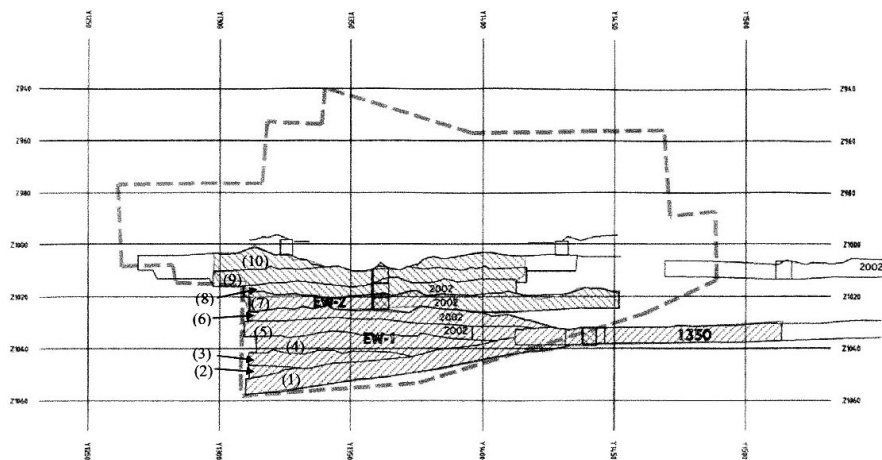


Рис. 3.2. План рудного тела EW шахты Kristineberg

Высота рудного тела EW равна 200 м, длина 250 м, мощность варьируется от 5 до 20 м, оно падает под углом 60° к югу, его геологическое строение показано на рис. 3.4.

Осевая прочность руды на сжатие колеблется от 88 до 155 МПа, составляя в среднем 116 МПа. Средняя прочность вмещающих пород равна для хлоритов – 35 МПа, хлорит-кварцитов – 100 МПа, кварцитов – 159 МПа, серицит-кварцитов – 110 МПа.

Первичные напряжения характеризуются следующими соотношениями:

$$\sigma_n = 6,6 + 0,049 Z,$$

$$\sigma_h = 7,4 + 0,032 Z,$$

$$\sigma_v = 0,0265 Z,$$

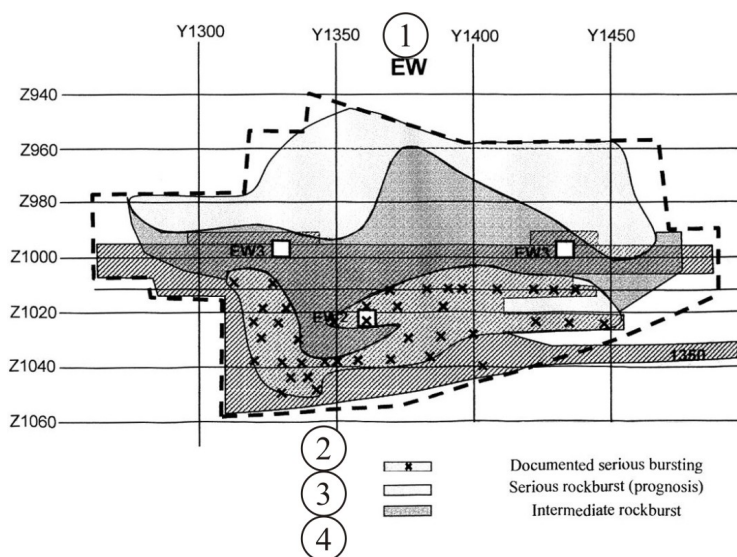


Рис. 3.3. Прогноз внезапных выбросов в поле рудного тела EW

1 – рудное тело EW; 2 – документированные большие выбросы;

3 – прогноз больших выбросов; 4 – средние выбросы.

где σ_h – главное горизонтальное напряжение, ориентированное параллельно рудному телу, МПа;

σ_h – горизонтальное напряжение, ориентированное перпендикулярно рудному телу, МПа;

σ_v – вертикальное напряжение, МПа;

Z – глубина от поверхности, м.

Основными системами разработки залежи EW, как и других залежей, являются послойная выемка руды с закладкой выработанного пространства, а также отступающие длинные скважины для отработки приштрековых целиков (рис. 3.5). При этом из последнего слоя уступа через приштрековый целик бурятся восходящие скважины длиной 10-12 м, которые поочередно взрываются. После отработки таким методом участка целика длиной 20-30 м сооружается закладочный барьер и отработанная часть целика заполняется пульпой с

хвостами обогащения через скважину, пробуренную с поверхности в уступ.

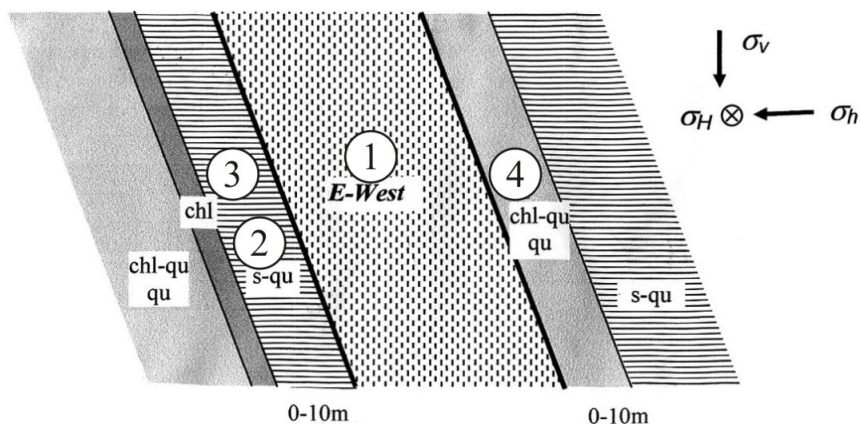
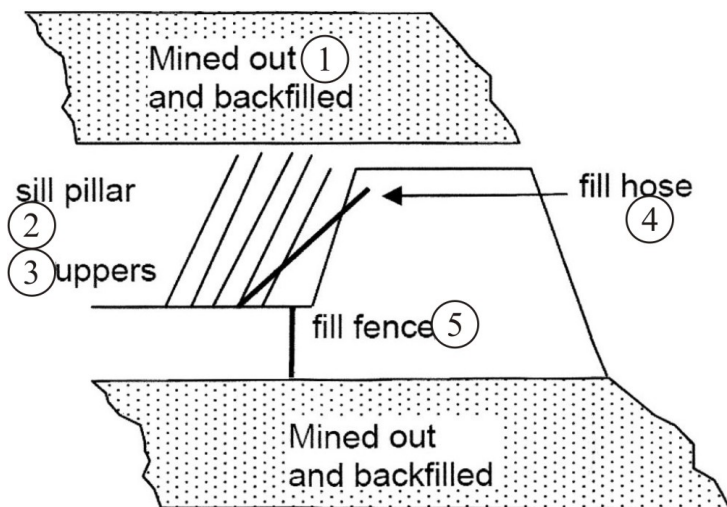


Рис. 3.4. Разрез по рудному телу EW

1 – рудное тело; 2 – серицит-кварцит; 3 – хлорит;
4 – хлорит-кварцит.



**Рис. 3.5. Схема послойной выемки руды с закладкой
выработанного пространства**

1 – выработанное и заполненное закладкой пространство;
2 – приштрековый целик; 3 – восстающие скважины;
4 – закладочный шланг; 5 – закладочная перемычка.

В качестве противовыбросных мер применяются адекватная система крепи и разгрузочное взрывание. В рудном теле EW висячий бок имеет тенденцию к прогрессирующему обрушению. Сетка установки анкерных болтов и тампонируемых арматурных стержней равна $1,5 \times 1,5$ м. Набрызгбетоном крепятся стены и кровля выработок, а при необходимости – забой, если от него отторгаются фрагменты.

Предпринимались усилия применить разгрузочное взрывание в штреках, когда по схеме, показанной на рис. 3.6 на каждом цикле продуктивных взрывов бурились три или четыре разгрузочные скважины диаметром 100 мм и длиной 4,6 м. Длина скважин определялась подвиганием продуктивного цикла. Скважины бурились в местах наибольшей выбросоопасности. Разгрузочное взрывание должно было уменьшить расслоение пород, однако, из-за высоких напряжений массива в ходе бурения скважины деформировались (рис. 3.7).

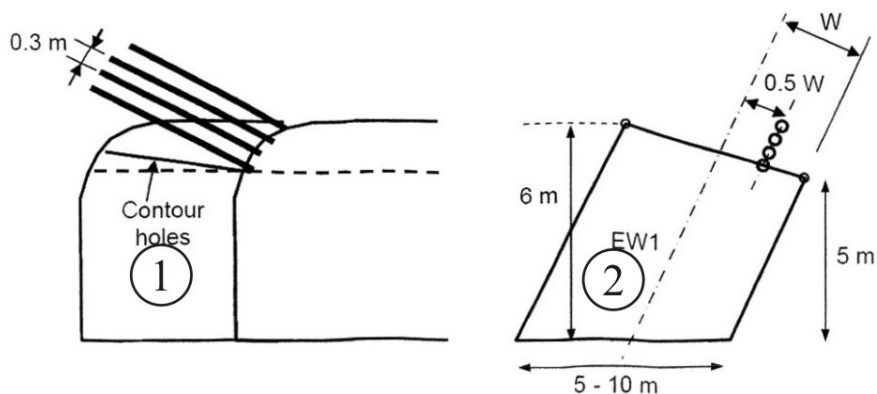


Рис. 3.6. Схема разгрузочного взрывания на шахте Kristineberg
 1 – расположение скважин; 2 – рудное тело EW.

Сейсмическую активность проявили несколько рудных тел шахты Kristineberg, но в рудном теле EW внезапные выбросы пород стали обычным явлением. Средняя магнитуда событий здесь равна -3,0, а максимальная достигает 0.

Прогноз сейсмической обстановки показан на рис. 3.3.

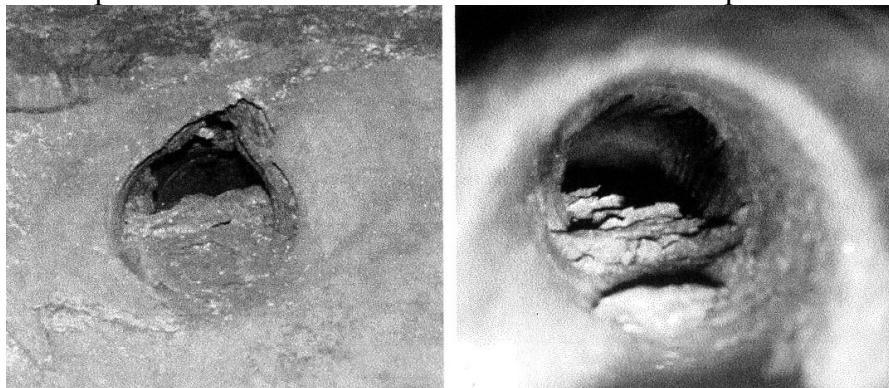


Рис. 3.7 Деформация и разрушение разгрузочных скважин

Шахта Malmberget расположена в Северной Швеции. Вначале добыча железной руды производилась открытым способом, который использовался для разработки около 10 отдельных рудных тел. Наибольшее время таким способом отрабатывалась залежь Карпен, когда в 1914 г. приняли решение о переходе к подземной добыче.

В настоящее время месторождение состоит из 20 рудных тел, из которых 10 находятся в работе (рис. 3.8). Главная часть запасов руды включает магнетиты, в меньшей степени гематиты. Главные транспортные выработки расположены на горизонтах 600, 815 и 1000 м. Годовая добыча руды составляет около 12 млн. т.

Геологический район сложен из сильно метаморфизованных и складчатых пород. Рудные тела варьируются в размерах и форме и почти невозможно прогнозировать эти параметры на большой глубине. Породный массив состоит из гранитов, лептитов, гнейсов. Прочность на сжатие этих пород находится в пределах 115,4-199,2 МПа. Имеются две зоны раздробленных пород, пересекающие месторождение. Прочность магнетита варьируется от 84 до 137 МПа.

Напряжения в массиве пород, залегающих ниже глубины 400 м определяются выражениями:

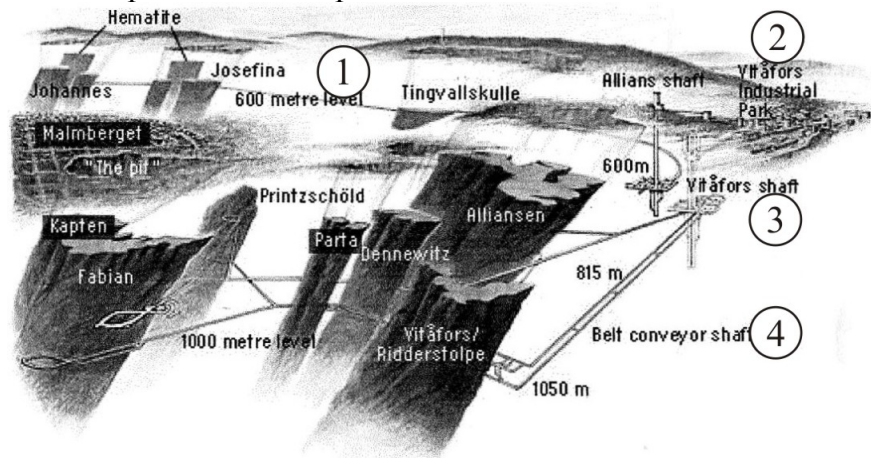


Рис. 3.8. Рудные тела шахты Malmberget

1 – горизонт; 2 – технологический комплекс поверхности; 3 – ствол; 4 – конвейерный ствол.

$$\sigma_1 = 0,041 Z,$$

$$\sigma_2 = 0,031 Z,$$

$$\sigma_3 = 0,021 Z,$$

где σ_1 и σ_2 – главное и промежуточное горизонтальные напряжения, МПа;

σ_3 – вертикальное напряжение, МПа;

Z – глубина от поверхности, м.

Преобладающей является подэтажная система разработки (рис. 3.9, 3.10). Горизонтальное расстояние между штреками равно 25 м, вертикальное расстояние между горизонтами – 29 м. Типичный взрывной цикл, показанный на рис. 3.11 состоит из 11 скважин диаметром 112 мм с их максимальной длиной 50м. Угол между наружными скважинами – 60° . Возможны местные вариации расстояния между штреками. Несколько целиков в разных частях шахты взрываются одно-

временно каждую ночь и каждый цикл дает около 10000 т руды.

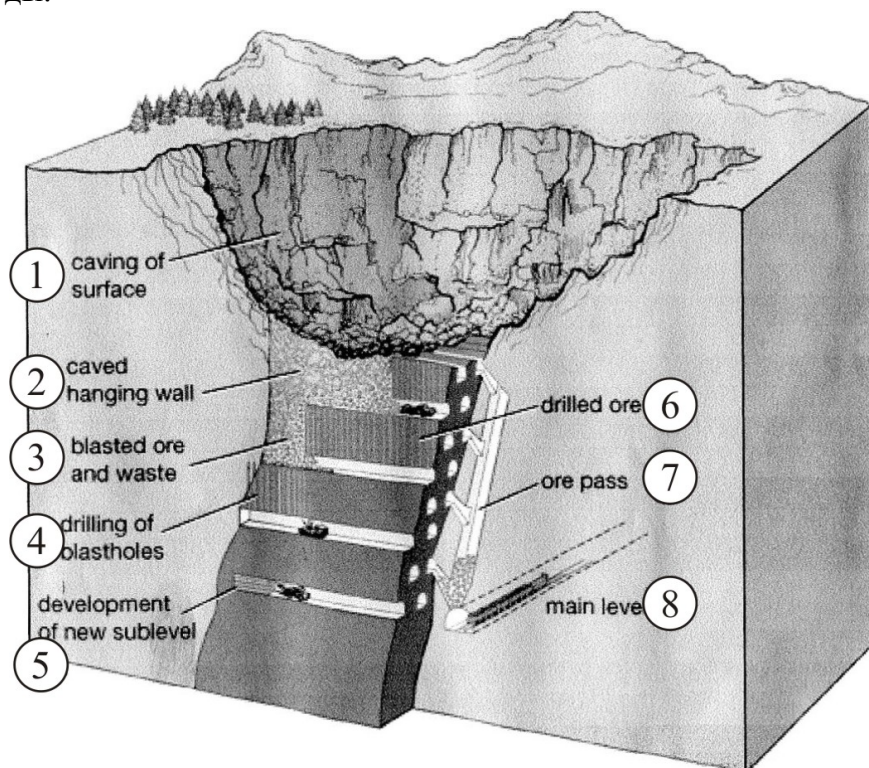


Рис. 3.9 Подэтажная система разработки

*1 – открытый способ работ; 2 – обрушение висячего бока;
3 – взорванная руда; 4 – бурение взрывных скважин; 5 – подготовка
нового подэтажа; 6 – пробуренные скважины; 7 – рудоспуск;
8 – главный горизонт.*

Разгрузочное взрывание в настоящее время применяется в шахте нерегулярно, но использовалось при строительстве главного транспортного горизонта 815, которое замедлялось серьезными сейсмическими проблемами. Штрек имел сечение 60 м^2 и сейсмичность привела к расслоению его кровли на

высоту около 4 м над планируемым контуром, образуя наклонную или клинообразную форму.

Разгрузочное взрывание проводилось с обеих сторон штрека, что обеспечило снижение сейсмичности и перебора пород при подвигании забоя.

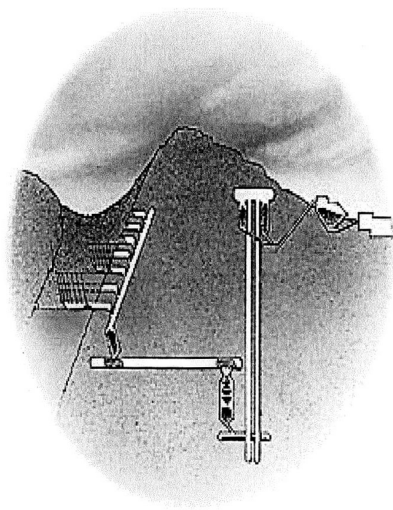
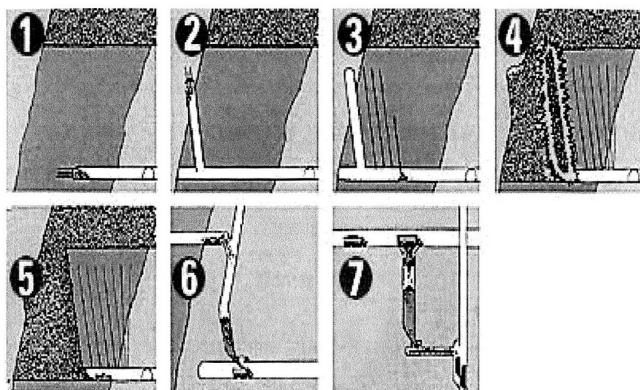


Рис. 3.10. Порядок работ при подэтажной системе разработки

В шахте применяются анкерные крепь и набрызгбетон, но их параметры могут варьироваться. В некоторых местах

встречаются биотитовые линзы, пересекающие штреки. Здесь, кроме набрызгбетона, устанавливается металлическая сетка.

Станции мониторинга регистрируют вибрации, происходящие в результате сейсмических событий. Последние в большинстве случаев не приводят к повреждениям в шахте, но их шум ощущается в определенных местах под землей, а вибрации иногда регистрируются на поверхности.

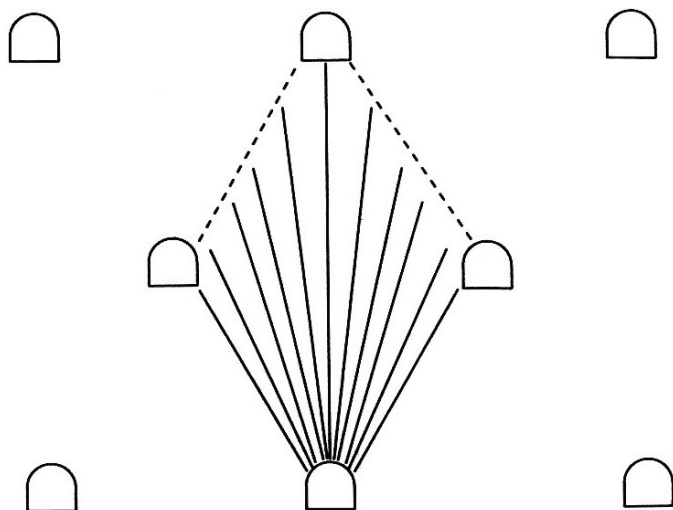


Рис. 3.11. Расположение штреков и взрывных скважин на шахте Malmberget

Рудные тела с наибольшей сейсмической активностью, не связанной с продуктивным взрыванием – Fabian, Norra Alliansen, Printzskold, Parta - испытали несколько серьезных событий. Так в конце сентября 2003 г. событие с неустановленным расположением вызвало вспучивание почвы в штреке рудного тела Norra Alliansen. Днем раньше почва штрека расчищалась до твердых пород для установки опалубки бетонной опорной балки поперек штрека. Однако, на следующий день рабочие заметили, что почва растрескалась и ее блок размером до 1 м^3 вытеснен и приподнят. При расслоении одной из

стен штрека на расстояние 1,5-2 м был отторгнут породный блок с размерами 0,3х0,3х0,15 м (рис. 3.12).

Рудное тело Parta было сейсмически активным в 2004 г. В течение одного дня мая сейсмограф зарегистрировал 10 событий с магнитудой от 0,76 до 1,24. Их точные причины неизвестны, но на гор. 815 м были замечены повреждения. Жители города Malmberget слышали и ощущали эти события. В июне были зарегистрированы события с магнитудами 0,41 и 1,9.



Рис. 3.12. Породный блок, отторгнутый от стены штрека

Шахта Kiirunavaara, как и описанные ранее шахты, расположена в Северной Швеции. В 1962 г. она от открытого способа добычи железной руды перешла к подземному. В настоящее время ведутся работы от гор. 775 м к главному

транспортному горизонту 1045 м. Рудное тело, состоящее из магнетита, имеет длину 4 км, среднюю мощность 80 м и разведанную глубину до 2 км. Оно простирается по направлению север-юг и падает под углом около 60^0 к востоку (рис. 3.13, 3.14). Годовая добыча руды составляет 20-21 млн. т. Общие запасы шахты до гор. 1500 м равны 1,1млрд. т.

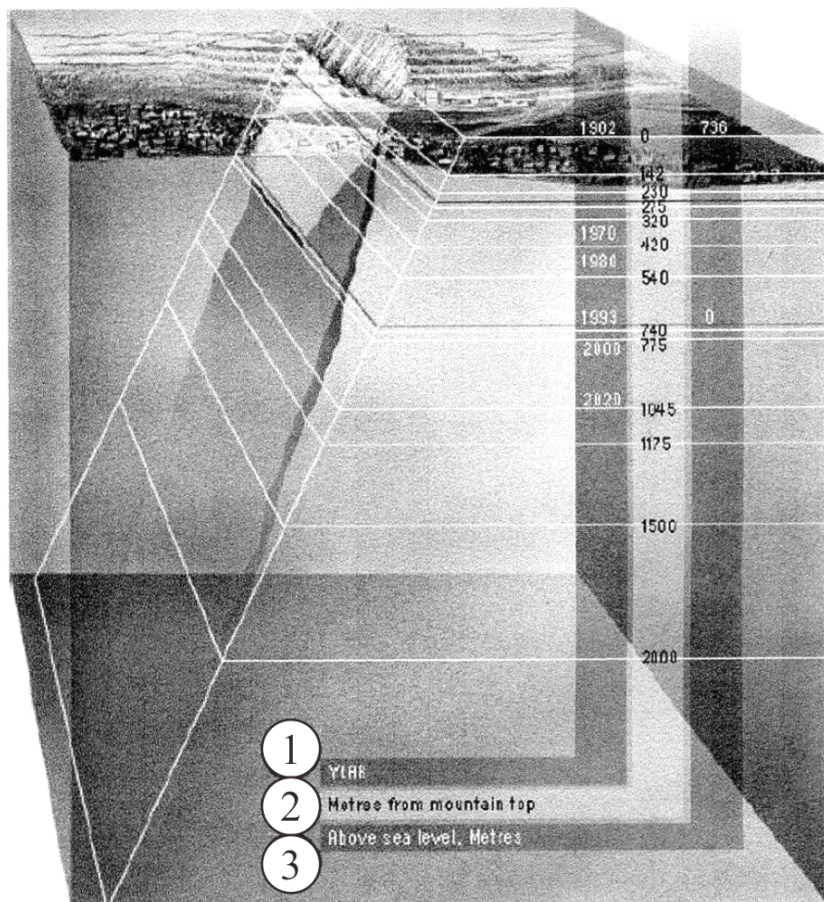


Рис. 3.13. Схема расположения рудного тела шахты Kiirunavaara
1 – годы отработки рудного тела; 2 – метры от вершины горного хребта; 3 – метры от уровня моря.

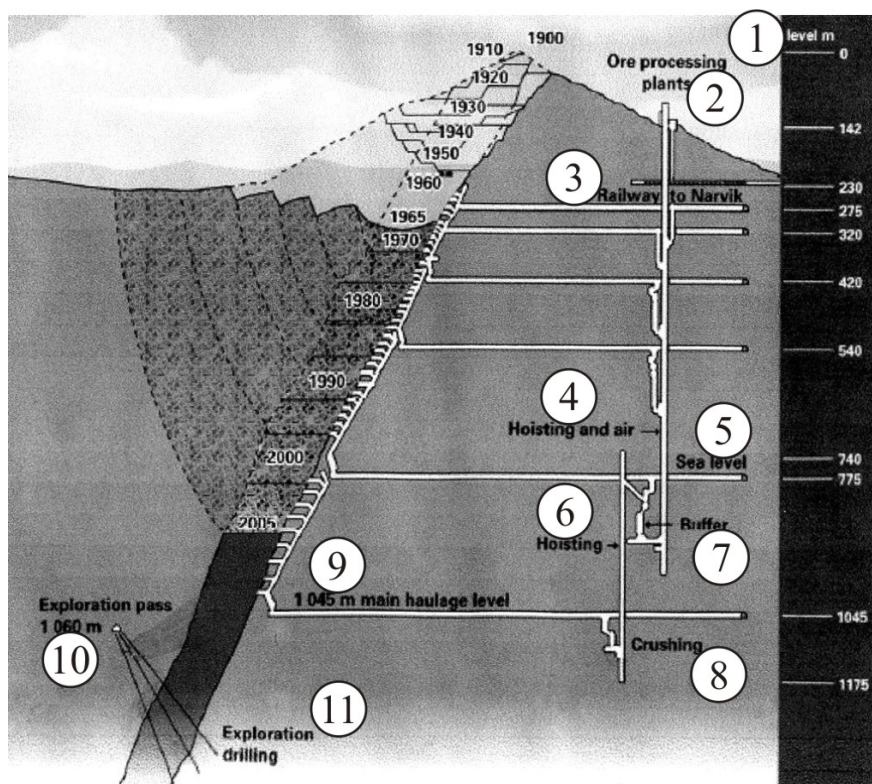


Рис. 3.14. Схема вскрытия рудного тела шахты Kiirunavaara
 1 – метры от вершины горного хребта; 2 – обогатительная фабрика; 3 – рельсовый путь к Narvik; 4 – подъем и вентиляция; 5 – уровень моря; 6 – подъем; 7 – бункер; 8 – дробилка; 9 – транспортный горизонт; 10 – разведочные выработки; 11 – разведочное бурение.

Рудное тело разделено на 10 блоков, которые обслуживаются собственными рудоспусками, путями доступа и вентиляционными стволами (рис. 3.15). Каждый блок практически представляет собой отдельную шахту, что позволяет создать эффективную организацию работ, поскольку вскрытие и подготовка одного блока могут быть отделены от добычных работ другого. Продуктивное взрывание производится ночью, когда персонал в шахту не допускается.

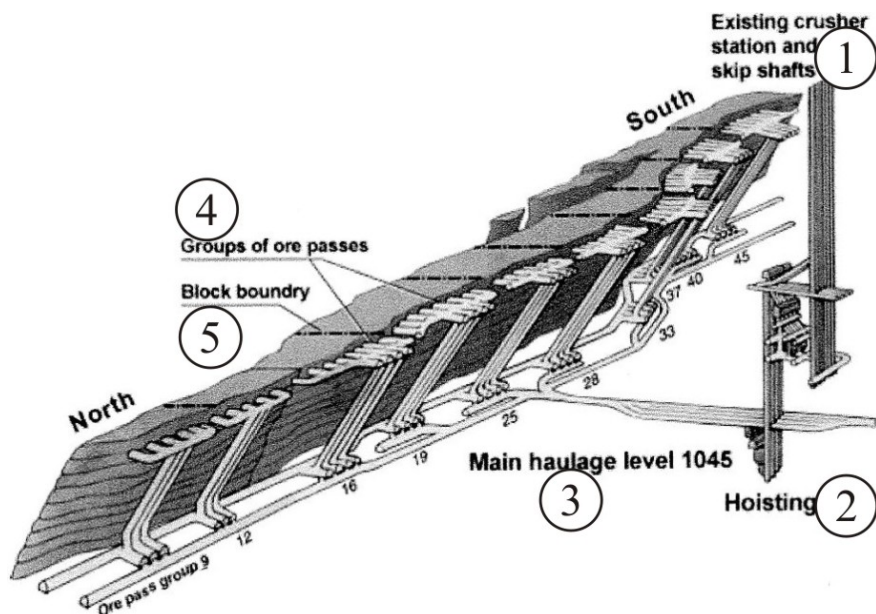


Рис. 3.15. Схема вскрытия блоков рудного тела шахты Kiirunavaara

*1 – существующая дробильная станция и скиповые стволы;
2 – подъем; 3 – главный транспортный горизонт; 4 – группы рудоспусков; 5 – границы блоков.*

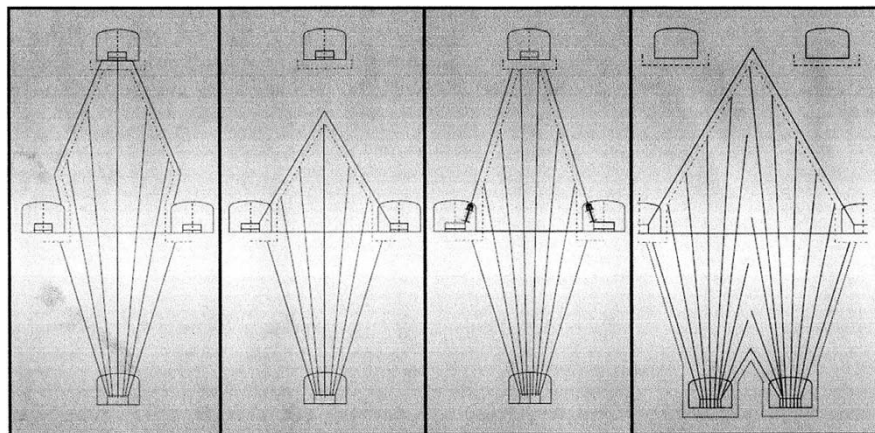


Рис. 3.16. Варианты выемки руды на шахте Kiirunavaara

На рис. 3.16 показаны анализируемые менеджментом возможные варианты разработки месторождения.

Рудное тело между горизонтами 775 м и 1045 м разделяется на 9 добычных этажей. Технические решения и планы горных работ горизонтов, в основном аналогичны шахте Malmberget.

Месторождение формировалось, как интрузивный поток, лежащий бок которого состоит из сиенитопорфира (трахита) со средней плотностью 2800 кг/м^3 , висячий бок – из кварцпорфира (риолита) со средней плотностью 2700 кг/м^3 . Плотность руды на сжатие пород висячего бока равна 184 МПа, руды – 133 МПа, лежачего бока 90-430 МПа.

Напряжения в массиве характеризуются такими же отношениями, как и для шахты Malmberget.

Главной системой крепи служат полностью затампонированные арматурные стержни. Используются также набрызгбетон, главным образом, для поддержания кровли. В зонах с плохими условиями или высокими напряжениями, индуцированными горными работами, применяются канатные анкера, армированный или усиленный сеткой набрызгбетон.

Между апрелем 2000 г. и сентябрем 2001 г. в шахте была установлена система сейсмического мониторинга для контроля поведения лежачего бока залежи, в котором расположена основная инфраструктура горизонтов. В настоящее время система состоит из 8 геофонов.

В течение 13 месяцев наблюдений регистрировалось в среднем 13 сейсмических событий в месяц с высвобождаемой энергией, варьирующейся от 8 кДж до 6989 кДж, большинство которых происходило во время продуктивных взрывов и сосредотачивалось вблизи рудоспусков и стволов. Наибольшие сейсмические события имели магнитуду 0,8-1,2 и происходили на глубине 569-2000 м под уровнем моря.

В июле 2003 г. произошли два внезапных выброса в главном транспортном штреке, имевшие уровень повреждений выше среднего. Нижняя часть одной из стен штрека на

длине 10 м расщепилась и фрагменты пород были отброшены поперек штрека, ширина которого равна 6-7 м. Несколько дальше другая стена также была повреждена на середине высоты и общий объем отторгнутых пород составил около 15 м^3 , причем объем наибольшего фрагмента оказался равен $0,5 \text{ м}^3$ (рис. 3.17).



Рис. 3.17. Повреждения, вызванные напряженным выбросом июля 2003 г.

3.3 Шахта Ortfjell, Норвегия

Шахта Ortfjell, добывающая железную руду, расположена в поселке Storforshei, в 30 км от города Мо-и-Рана. Она на-

чала работу открытым способом около 1900г. (рис. 3.18). В мае открылся карьер Ortvaan и до 1968г. в нем концентрировалась вся добыча. Подземные работы начались в 1997г., но до 1999г. они совмещались с открытым способом. На рис. 3.19 показаны схема подземных работ и силоса, куда поступает руда из карьера на поверхность, а также железная дорога для транспортировки руды, содержащей 34,5% железа и 65,5% магнетита и гематита. Годовая добыча шахты 1-1,2млн.т.

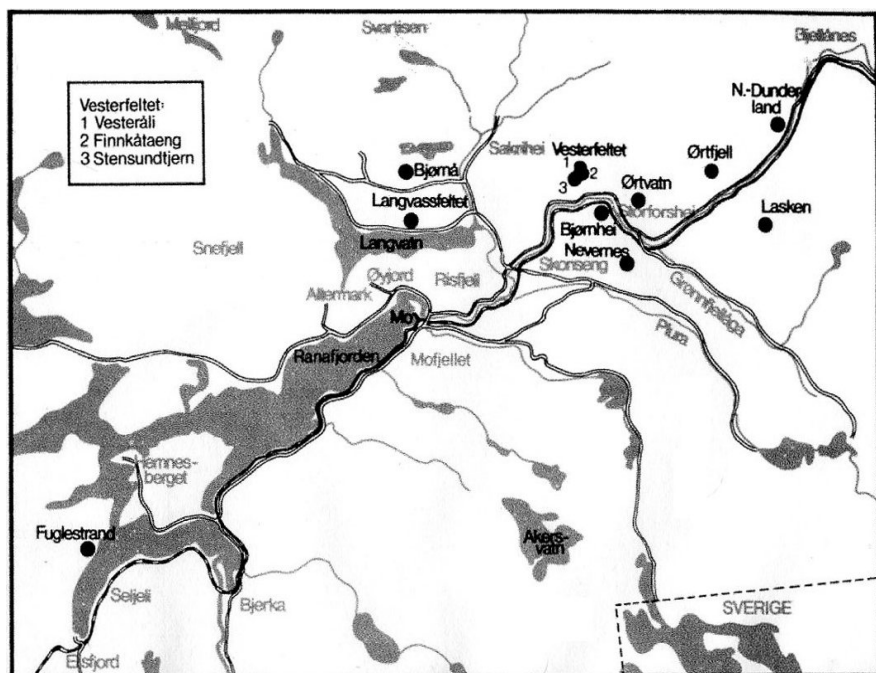


Рис. 3.18 Расположение рудных шахт Норвегии

Осадочные метаморфизованные породы, в которых залегает руда, имеют складчатое строение и представлены массивом сланцев, содержащих мрамор, кварц и полевой шпат (рис.

3.20). Рудное тело (гематит) падает под углом 80° , имеет мощность, достигающую 100 м, высоту 70 м, длину 2,2 км, с простиранием, ориентированным с востока на запад.



Рис. 3.19. Схема подземных работ шахты Ortfjell

1 – подземные работы; 2 – силос.

Прочность руды на сжатие равно 60 МПа, боковых пород: сланца 48-65 МПа, мрамора 75 МПа. Коэффициент Пуассона равен соответственно 0,22; 0,1-0,15; 0,20; модуль Юнга 30 GPa, 18-24 GPa, 52 GPa, плотность – 3800 кг/м^3 , $2750\text{-}2800 \text{ кг/м}^3$, 2750 кг/м^3 .

Руда и вмещающие породы расслоены, что может создать анизотропность в их механических характеристиках. В лежащем боку руда расслоена больше, чем в висячем, из-за

чего страдают выработки туннельного типа – полевые штреки и квершлагги, составляющую инфраструктуру и расположенные в породах лежачего бока. Это расслоение, а также интенсивное образование дисков в кернах разведочных скважин, свидетельствуют о наличии высоких горизонтальных напряжений.

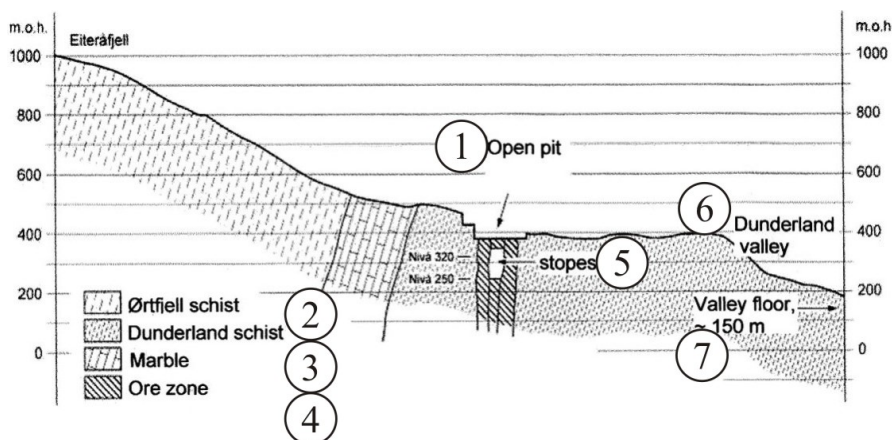


Рис. 3.20. Геологический разрез по шахте Ort fjell

*1 – открытые работы; 2 – кристаллические сланцы; 3 – мрамор;
4 – рудная зона; 5 – уступы; 6 – долина; 7 – дно долины.*

Руда добывается подэтажной разработкой без закладки выработанного пространства. Добычные уступы ориентированы параллельно простиранию рудного тела (рис. 3.21). Ширина уступов (вынимаемая мощность) составляет 35-40 м, длина 60 м. Бурение в уступе выполняется с центральных штреков (рис. 3.22), имеющих стандартные размеры 5,5х5,5. Между уступами оставляются целики шириной 30 м. Меньшие размеры целиков приводили к их разрушению и большим деформациям штреков. Общая высота выработанного пространства достигает около 100 м. Западная часть рудного тела, имеющая мощность 100 м, отрабатывается поперечными уступами.

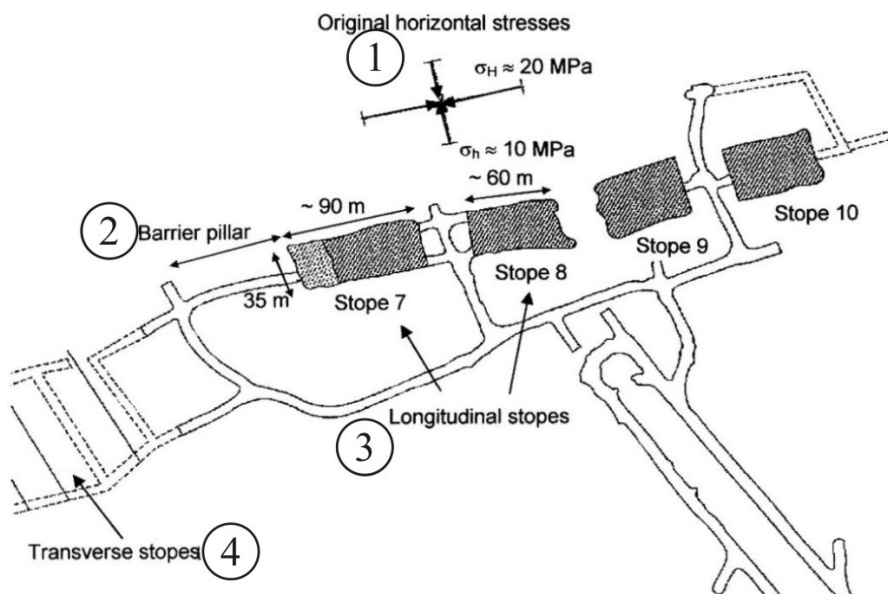


Рис. 3.21. План гор. 320 шахты Ortfjell

*1 – природные горизонтальные напряжения; 2 – барьерный целик;
3 – продольные уступы; 4 – поперечные уступы.*

Крепь штреков состоит из механических болтов, в зонах с плохими условиями используется набрызгбетон. Разгрузочное взрывание не применяется. В шахте не установлена система сейсмического мониторинга и поэтому трудно оценить уровень сейсмичности и величину событий. Такие признаки сейсмоопасности, как расслоение пород кровли, встречались еще при строительстве наклонных стволов с поверхности.

Наклонные ramпы доступа ориентированы почти перпендикулярно простиранию рудного тела и, следовательно, нормально главным горизонтальным напряжениям, приводящим к их высокой концентрации в кровле. При подготовке добычного горизонта отмечалось расслоение пород в штреках, пройденных по рудному телу, как параллельных, так и перпендикулярных ему. Измерения, проведенные в ходе разработки уступов 7 и 8 (рис. 3.23) показали напряжения в

кровле равные 35 МПа нормальные к простиранию и 16 МПа параллельные ему. Цифровое моделирование состояния рудного тела подтвердило высокие напряжения в нем, достигающие местами 60 МПа, что близко к осевой прочности на сжатие. Моделирование показало также, что стены уступа будут стабильны, благодаря параллельности высоких напряжений рудному телу.

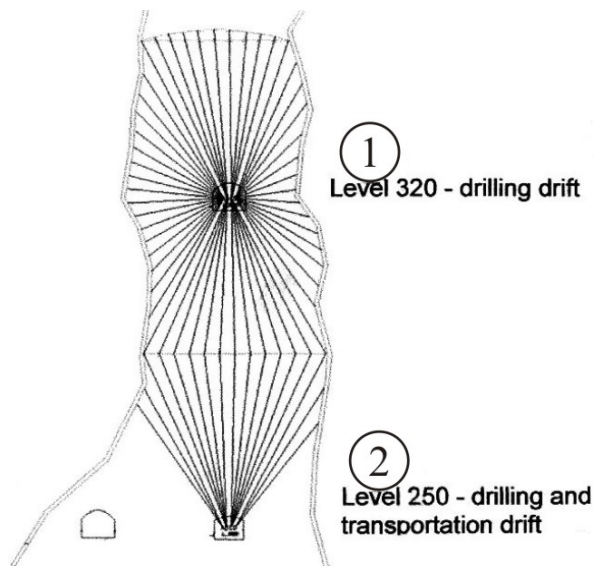


Рис. 3.22. Вертикальное сечение уступа

1 – горизонт 320 – штрек бурения скважин; 2 – гор. 250 – штрек бурения и транспортировки.

Уступы шахты отрабатывались без каких-либо проблем, но расслоение пород в штреках увеличивалось по ходу развития горных работ. Поскольку закладка выработанного пространства уступов не проводилась, горизонтальные напряжения перераспределялись вокруг его полостей, вызывая усиленное расслоение на гор. 250. Безопасное поддержание штреков обеспечивалось анкерными болтами и металлической сеткой.

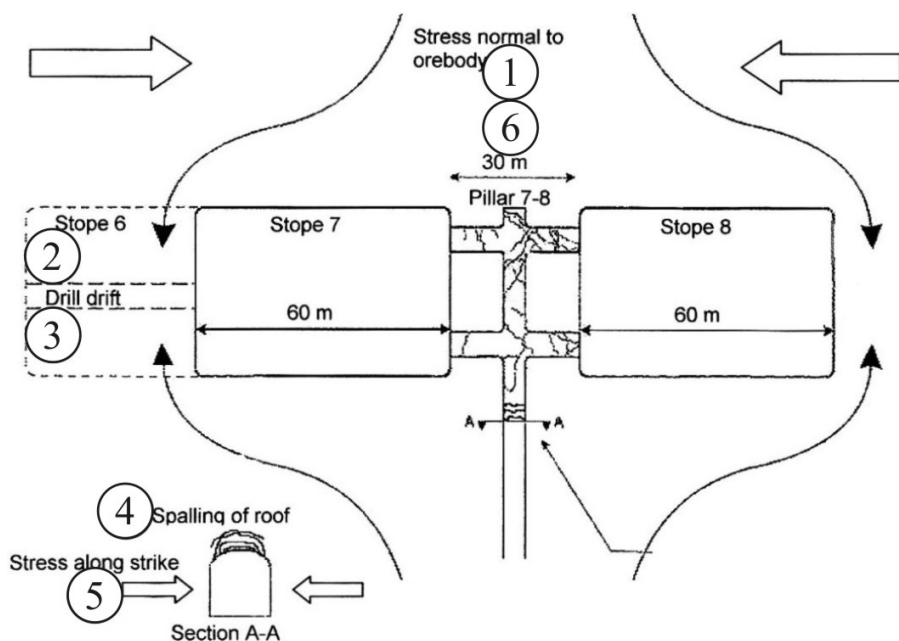


Рис. 3.23. План уступов 6/7 и 8

1 – напряжение, нормальное к рудному телу; 2 – уступ 6;
3 – штрек бурения; 4 – расслоение кровли; 5 – напряжения вдоль
простираия; 6 - целик.

Для того, чтобы не прерывать извлечения высококачественной руды заменой отработанного уступа 7 новым уступом 6, было решено удлинить уступ 7 с планируемых 60м до 90м. Это увеличение пролета отработки привело к росту сейсмичности. Ее первые признаки были замечены в целике между уступами 7 и 8 на гор. 320 в виде разрушения целика (рис. 3.23) и расслоения кровли штрека доступа (разрез А-А), поскольку этот штрек подвергался, главным образом, горизонтальным напряжениям, параллельным рудному телу. На гор. 250 началось расслоение кровли штрека, несмотря на ее усиленную крепь анкерными болтами. Некоторые болты были вырваны или согнуты большими срезающими сдвигениями

пород, тогда как другие, наоборот, проталкивались в рудное тело (рис. 3.24).

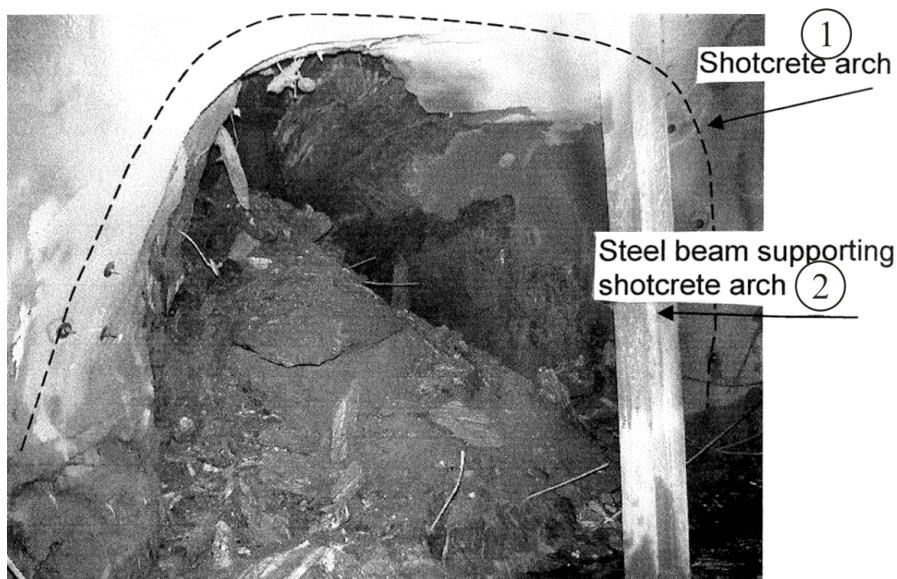


Рис. 3.24. Повреждения в штреке доступа

1 – набрызгбетонная арка; 2 – стальная балка, поддерживающая набрызгбетонную арку.

В штреке гор. 320 отмечались растягивающиеся трещины между восстающими взрывными скважинами, где произошло срезающее сдвижение массива на 2-3 см. Это потребовало проверки состояния кровли штрека (целика над ним), но керновое бурение показало, что целик сохраняет ширину 30м, соответствующую дизайну, и не подвергался воздействию высоких напряжений.

Однако, летом 2003 г. трещиноватая зона в целике над расширяемой частью уступа 7 гор. 250 обрушилась, после чего решили прекратить добычу в этой части шахты и оставить барьерный целик шириной 60 м (рис. 3.25). Добыча продол-

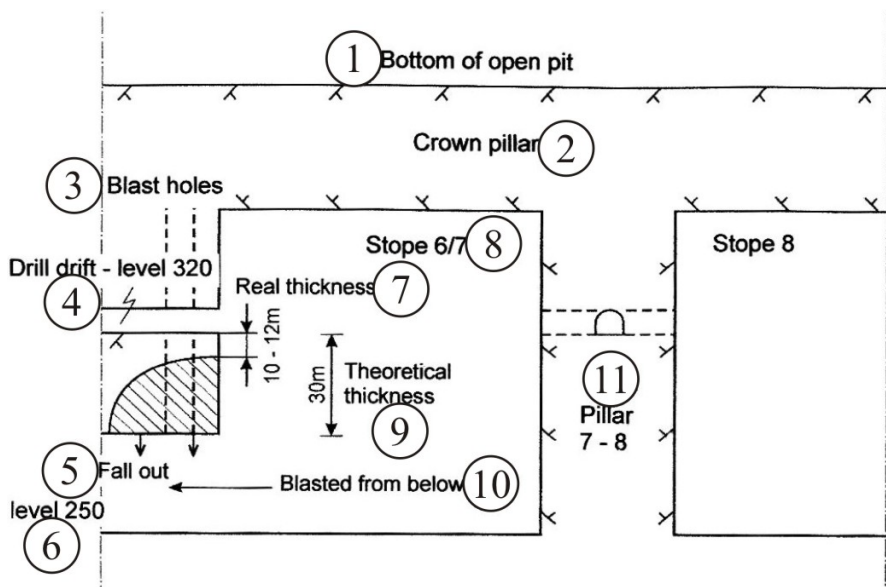


Рис. 3.25. Сечение уступа 6/7 шахты Ortfjell

1 – дно карьера; 2 – целик в кровле; 3 – взрывные скважины;
 4 – штрек бурения гор. 320; 5 – падение; 6 – горизонт 320; 7 – фак-
 тическая толщина; 8 – уступ 6/7; 9 – теоретическая толщина;
 10 – взорвано снизу; 11 – целик.

жалась в западной части шахты, где применялись поперечные (между лежащим и висячим боками залежи) уступы. Ожида-
 лось, что такая ориентация забоев уменьшит проблемы ста-
 бильности, вызванных горными работами, но может увели-
 чить сейсмичность в транспортных штреках гор. 250 под ус-
 тупами. Весной 2003 г. произошло усиленное трещинообра-
 зование кровли такого штрека в районе целика 9-10. В то
 время наблюдалось общее увеличение сейсмичности по всей
 шахте, из-за чего добыча на ней была прекращена до приме-
 нения необходимых мер безопасности, которые состояли, в
 основном, в усилении анкерной крепи и более широком при-
 менении металлической сетки.

3.4 Шахта Pyhasalmi, Финляндия

Шахта Pyhasalmi расположена в центре Финляндии в 450 км севернее Хельсинки (рис. 3.26). Добыча руды полиметаллов открытым способом началась в 1962 г., подземным способом – в 1967 г., но открытые работы продолжались до 1975 г. Рудное тело имеет длину 650 м, среднюю мощность 70 м и глубину 1412 м (рис. 3.27). Годовая добыча руды составляет 1,3 млн. т, из которых производится 13000 т меди, 25000 т цинка, 9000 т серебра, 200 кг золота. Добыча в 2003 г. велась между горизонтами 1050 м и 1410 м. Эта зона называется Новой шахтой. На гор. 1050 м руда извлечена.

Состав собственно рудного тела варьируется, но в Новой шахте, как правило, оно представляет собой халькопирит, концентрирующийся в центральной части, и сфалерит – на контактах рудного тела.

Месторождение располагается в сульфидном массиве и окружено серицито-кордиерито-тальковой зоной варьируемой мощности. Породы, непосредственно примыкающие к рудному телу, на глубине более 1000 м состоят из разноокрашенного гранита и пегматита. Средняя прочность на сжатие руды меди и цинка находится в пределах 92-123 МПа, вмещающих пород – 93-241 МПа, модуль Юнга соответственно равен 98-139 ГПа и 63-129 ГПа, коэффициент Пуассона 0,3-0,32 и 0,23-0,34, прочность на растяжение 5,9-6,1 МПа и 6,4-17 МПа.

Главное горизонтальное напряжение в массиве, измеренное на горизонтах 1125 м и 1350 м составляет 65-75 МПа и превышает промежуточное горизонтальное напряжение в 1,6-1,7 раза, а вертикальное в 1,8-2 раза.

На шахте применяется подэтажная выемка руды длинными скважинами в двух вариантах (рис. 3.28, 3.29). Уступы начинают обрабатываться от центра рудного тела и их забои подвигаются снизу вверх. Последовательность отработки показана на рис. 3.30. Первичные уступы (4 и 6) имели ширину 20 м, длину 20-30 м, высоту 25-50 м. Уступы маркированные



Рис. 3.26. Карта Финляндии

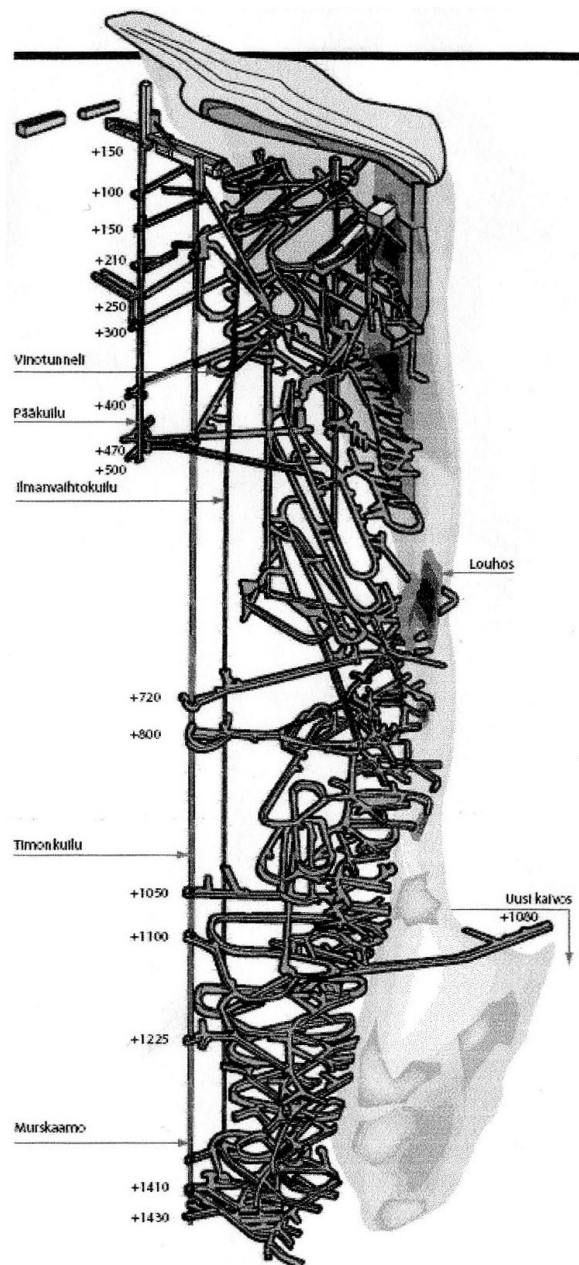


Рис. 3.27. Вскрытие рудного тела шахты Рухасальми

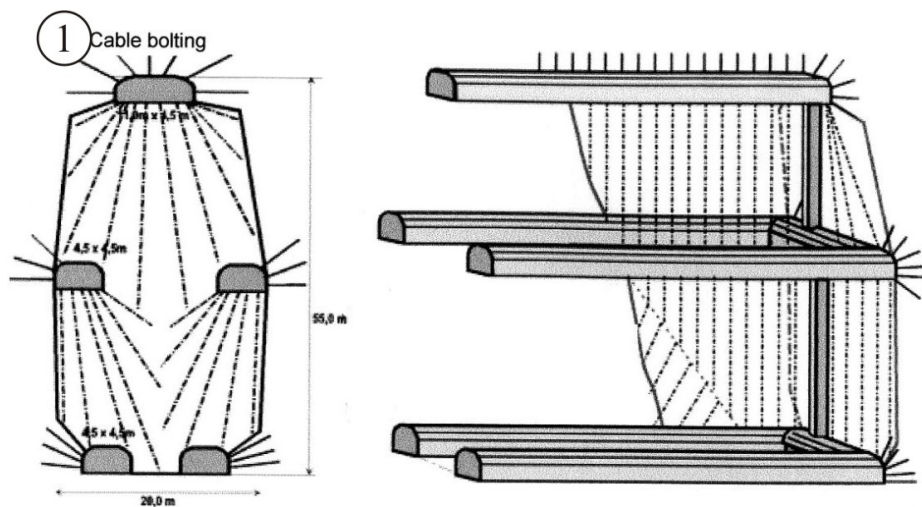


Рис. 3.28. Принцип подэтажной системы разработки
1 – канатные анкера.

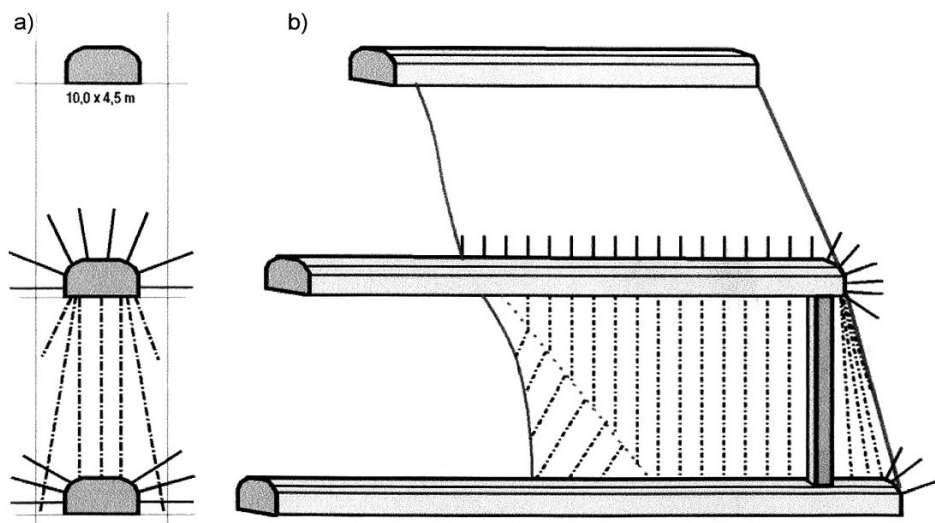


Рис. 3.29. Поперечный и продольный разрез подэтажной отработки
а) поперечный разрез; б) продольный разрез.

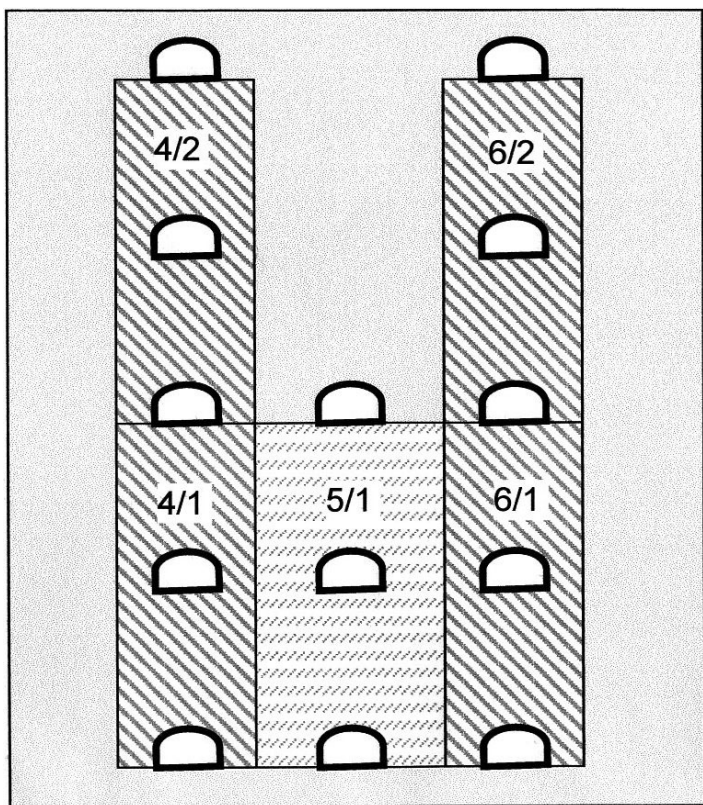


Рис. 3.30. Принцип последовательной разработки уступов

4/1 и 6/1 разрабатывались первыми и затем закладывались уплотненной пульпой с содержанием твердых (песка и хвостов обогащения) – 62%. Затем разрабатываются уступы 4/2 и 6/2. После затвердения пульпы, на что требуется, по крайней мере, два месяца, начинается отработка вторичных уступов шириной 25 м, которые заполняются только породными отходами. Средние запасы уступа составляют 70000 т. Уступы располагаются параллельно главным напряжениям.

Добычные штреки крепятся арматурными стрелями длиной 2,2 м и механическими болтами, которые возле уступов дополняются канатными анкерами длиной 5-8 м и на-

брызгбетоном толщиной 30-50 мм. Армированный набрызгбетон применяется в выработках с большим сроком службы. Разгрузочное взрывание не используется.

В декабре 2001 г. на гор. 1200 м произошел внезапный выброс около 1000 т пород с магнитудой 1,7. Этот случай привел к решению внедрить систему сейсмического мониторинга, которая была установлена в 2002 г. и состоит из 18 геофонов, распределенных от гор. 1050 м до гор. 1410 м и расположенных возле добычных зон (рис. 3.31). Точность локализации сейсмических событий составляет 10-20 м.

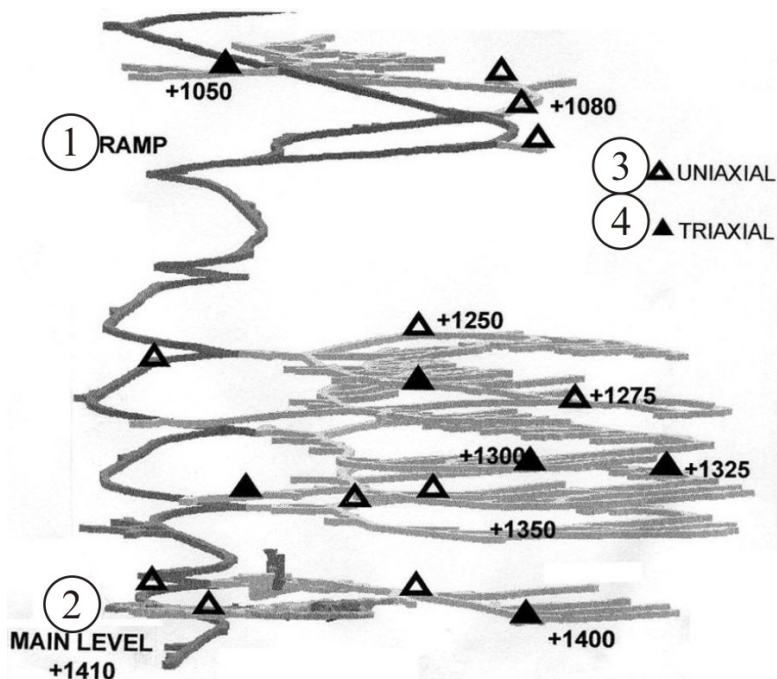


Рис. 3.31. Схема сейсмического мониторинга на шахте Pyhasalmi
 1 – рампа; 2 – главный горизонт; 3 – одноосные геофоны;
 4 – трехосные геофоны.

В январе 2003 г. произошел выброс на штреке гор. 1410 м с магнитудой 1,0 и объемом отторгнутых пород 10 м³. Ему предшествовало расслоение пород с образованием плит и

трещиноватости набрызгбетона в выработках, прилегающих к месту выброса. Расстояние до ближайшего уступа, который разрабатывался с июля 2002 г. до января 2003 г. составляло 25 м. Уступ имел ширину 15-28 м, длину 45 м и высоту 40 м (рис. 3.32).

Расслоение пород и их внезапный выброс произошли также в апреле-июле 2004 г. в штреке доступа гор. 1300 м, где образовались породные плиты толщиной 1-15 см. В местах, прилегающих к уступам они увеличивались и их ширина достигала 10-20 м (рис. 3.33). В штреке происходило растрескивание набрызгбетона, падение его фрагментов, деформация взрывных скважин в уступах. Внезапный выброс привел к образованию полости глубиной до 15 м в породном массиве.

3.5 Шахта Rudna, Польша

Шахта Rudna, Верхняя Силезия разрабатывает медно-рудное месторождение в районе Lubin (рис. 3.34, 3.35) и обслуживается 11 стволами (3 – для подъема руды, 4 – для вентиляции, 4 – для спуска-подъема людей и оборудования). Глубина стволов – 950-1150 м. Сегодня работы ведутся на глубине 950 м, подготовка горизонтов выполняется на глубине 1200 м. Средняя вынимаемая мощность рудного тела- 5-7 м, его угол наклона $2-4^{\circ}$. В таких условиях на меднорудных шахтах Польши применяется камерная система разработки с гидравлической песчаной закладкой выработанного пространства. Схема работ показана на рис. 3.36, 3.37. Общая площадь добычи составляет 75 км².

Висячий бок месторождения состоит, главным образом, из доломита мощностью 30-100 м с осевой прочностью на сжатие 90-180 МПа. Рудная жила включает слой доломита мощностью 0,2-0,3 м, кристаллический сланец и песчаник мощностью 0,3-25 м. Прочность песчаника на сжатие 70-120 МПа. Лежачим боком рудного тела служит песчаник с

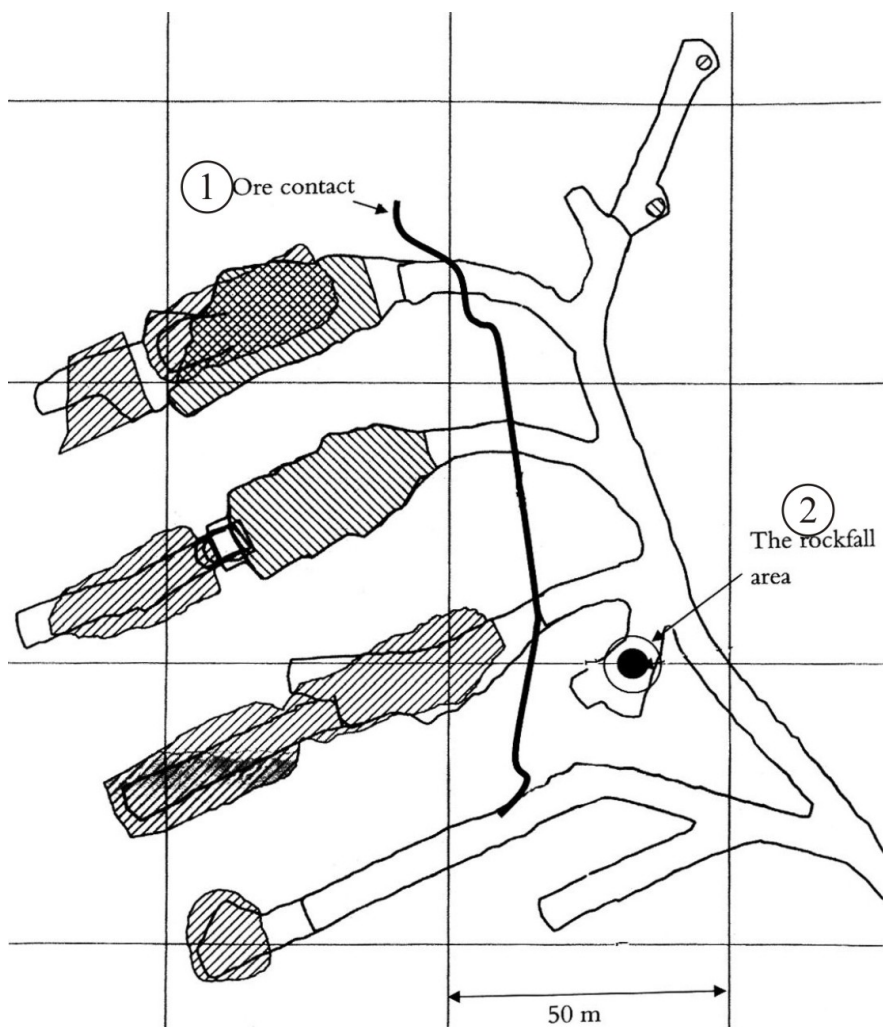


Рис. 3.32. План штрека гор. 1410 м шахты Pyhasalmi, разрабатываемых уступов и обрушения породы
1 – контакт с рудой; 2 – площадь обрушения породы.

прочностью 10-20 МПа.

Высота добычных камер равна 3,5-7 м, ширина 7 м. Междукammerные целики имеют ширину 9-16 м и длину 16-28м.

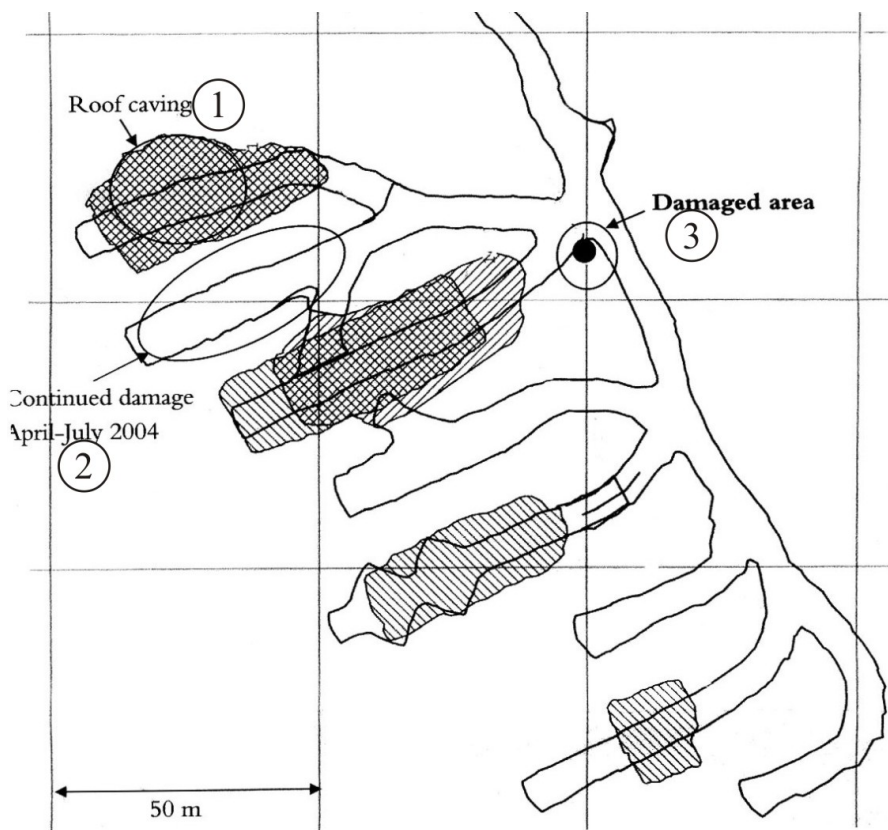


Рис. 3.33. План штрека гор. 1300 м шахты Pyhasalmi, разрабатываемых уступов и обрушения породы
1 – обрушения кровли; 2 – продолжающиеся повреждения апреля-мая 2004 г.; 3 – зона повреждений.

Крепь камер состоит из тампонируемых полимером стержней длиной 1,6-2,6 м.

С проблемой внезапных выбросов пород польские меднорудные шахты столкнулись впервые в 1972 г. на шахте Polkowice. Этой опасности в отрасли было уделено значительное внимание в связи с увеличением:

- глубины и площади работ;
- сложности тектоники;



Рис. 3.34. Схематическая карта Польши с географическим положением шахты Rudna

- напряжений в породах и их способности аккумулировать и высвобождать энергию;
- числа целиков, оставляемых в выработанном пространстве.

По мере подвигания забоев камер сразу после создания первой линии целиков они нагружаются давлением, индуцированным горными работами. При движении фронта работ даже частично разрушенные этим давлением целики должны поддерживать кровлю и обеспечивать стабильную работу в

камерах. Если длинная сторона целика перпендикулярна фронту работ, число добычных камер может быть больше, чем в ситуации, когда фронту работ перпендикулярна короткая сторона. В первом случае также лучше достигается эффект податливости целиков, что снижает опасность внезапного выброса при их мгновенном обрушении.

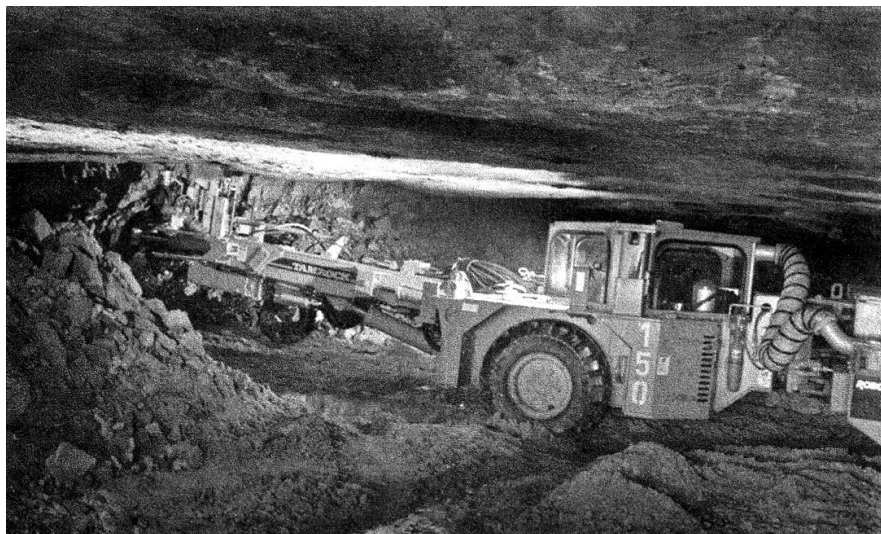


Рис. 3.35. Бурение скважин в забое добычной камеры шахты Rudna

В шахте Rudna в 2003 г. отмечено сейсмическое событие с магнитудой более 1,0 . Каждый год в шахте происходит около 30000 событий, регистрируемых системой мониторинга, и они возникают вдоль нарушений, пересекающих рудное тело.

Шахта разделена на 24 продуктивных площади, из которых 18 отнесены к наивысшему уровню сейсмической опасности.

Четкая корреляция между продуктивными взрывами и сейсмическими событиями не отмечена. Происходит несколько видов таких событий: в кровле, почве и целиках. Вы-

бросы в кровле и почве обычно наиболее сильны. При выбросе в кровле отторгается до 40 см мощности рудного тела, оставленной при его выемке. Сейсмическое событие происходит почти всегда, если межкамерный целик оставляется с размерами, превышающими 15х15м в руде, содержащей крепкий песчаник.

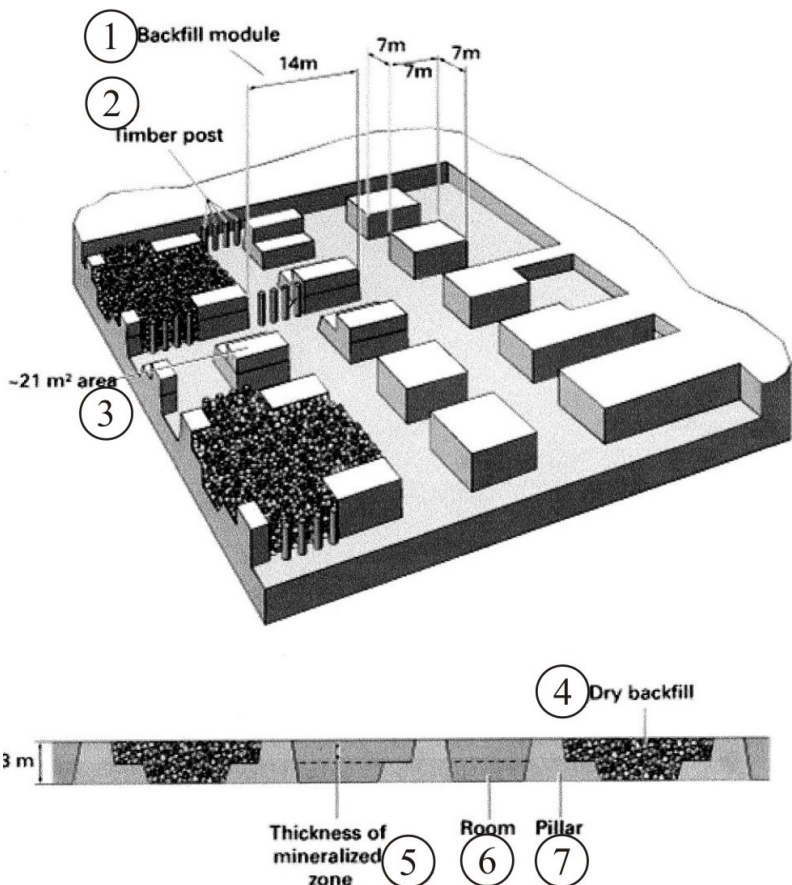


Рис. 3.36. Изометрическая схема камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства

*1 – шаг закладки; 2 – деревянные стойки; 3 – площадь целика;
4 – сухая закладка; 5 – толщина минерализованной зоны; 6 – камера;
7 – целик.*

да в зону с радиусом 150 м, для очень больших событий с $ERR > 10^7 - 10^8$ это время равно 8 часам.

Система мониторинга состоит из 37 геофонов, из которых 31 расположен в плоскости рудного тела, а 6 – в стволах для локализации глубины события.

3.6 Шахты Kolar Gold Fields, Индия

Шахты комплекса Kolar Gold Fields расположены на юго-востоке Индии (рис. 3.38). Имеются признаки, что работы здесь проводились еще 1000 лет назад. Однако, современная фаза добычи золота началась в 1880 г. Месторождение разрабатывалось шахтами Mysore, Champion и Nundydroog, закрытыми в 2003 г. из-за уменьшения запасов и увеличении стоимости работ.

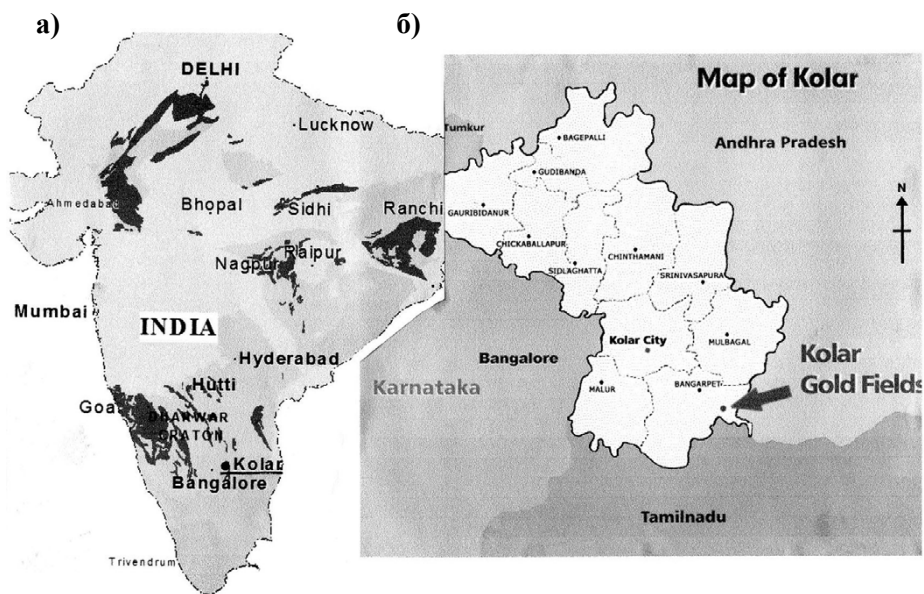


Рис. 3.38. Карта Индии и района комплекса Kolar Gold Fields
а) карта Индии; б) карта района Kolar.

Основной геотехнической проблемой при работе шахт являлись внезапные выбросы, связанные с залеганием месторождения в крепких породах и происходившие на любой глубине. Число и последствия выбросов существенно возросли после достижения шахтными выработками глубины 3000 м, когда произошли многочисленные смертельные случаи, повреждения под землей и на поверхности, потеря стволов, путей транспортировки людей и грузов, шахтных энергомеханических установок, ценных запасов руды.

Рудные жилы у поверхности падают под углом $40-50^{\circ}$ и становятся вертикальными на глубине. Из многочисленных жил только две – Champion и Oriental имеют существенное экономическое значение: их мощность варьируется от 1 до 6 м. Осевая прочность кварцитов, слагающих месторождение составляет 412 МПа, сланцев – 294 МПа, а отношение горизонтальных напряжений к вертикальным колеблется от 1,6 до 4. Жилы разрываются серией нарушений и изверженных вторжений. Жила Champion интенсивно разрабатывается всеми тремя шахтами, тогда как Oriental в больших масштабах – только шахтой Nundydroog (рис. 3.39).

Добыча руды производилась почвоуступной отработкой с закладкой выработанного пространства гранитом, бетоном или песком (рис. 3.40-3.43).

В соответствии с ранними записями, первые выбросы в шахтах Kolar случились в уступе на гор. 960 (293 м) в 1898 г. В те годы выбросы классифицировались как «воздушные взрывы» (air blast) и «сотрясения» (quakes) в зависимости от их интенсивности и площади повреждений.

На малых глубинах эти выбросы не были критическими, кроме случаев в приствольных целиках и иногда в местах, прилегающих к нарушениям. Однако, возникшие сейсмические проблемы стали серьезными после того, как горные работы достигли большой глубины и осложнялись встречами с геологическими неоднородностями и ослабленными плоскостями напластования пород.

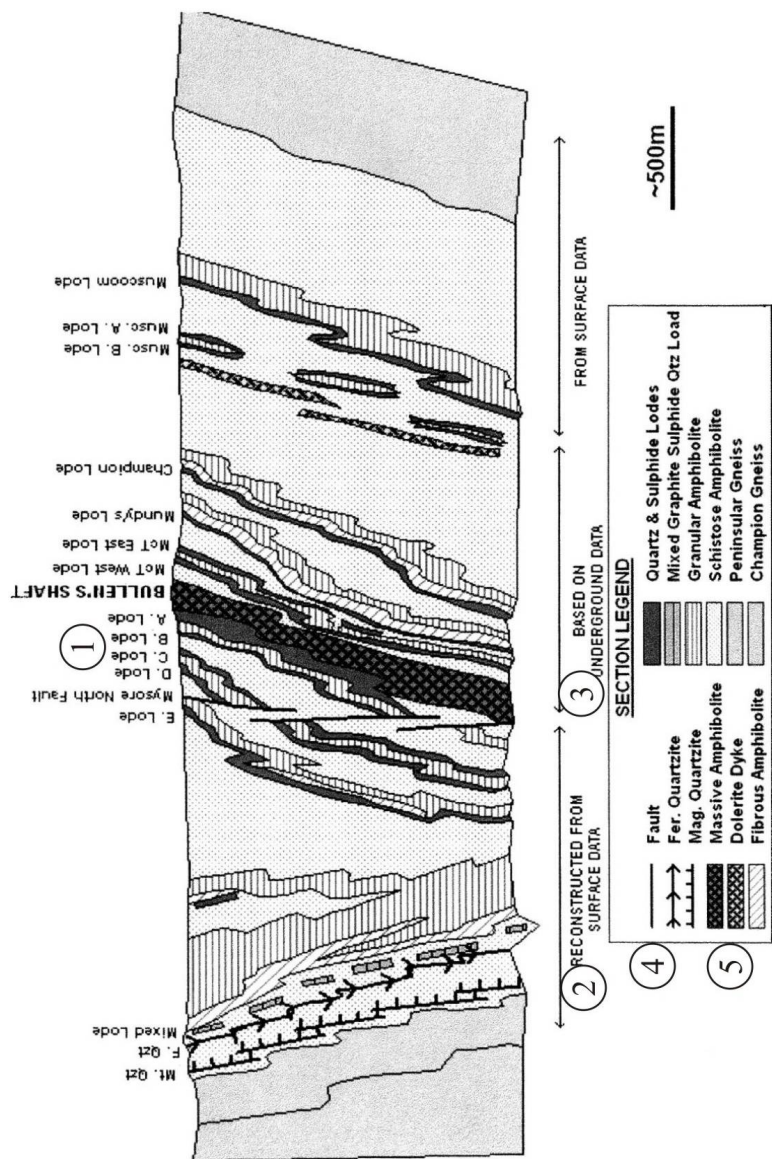


Рис. 3.39. Геологический разрез по месторождению Kolar

1 – рудные жилы; 2 – реконструировано по данным на поверхности; 3 – основано на подземных данных; 4 – нарушения; 5 – горные породы.

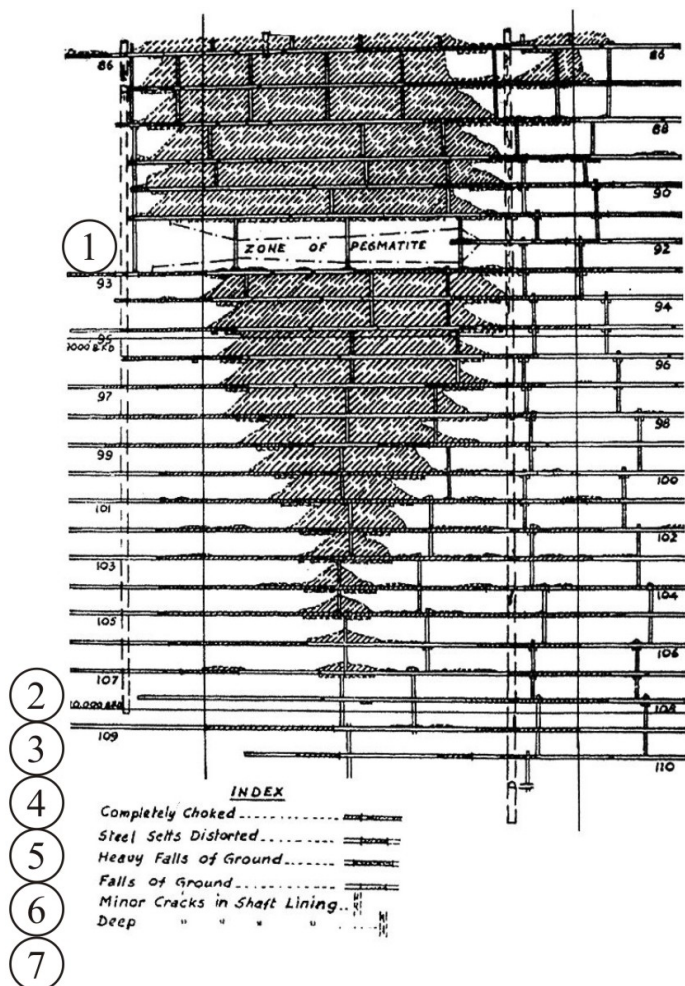


Рис. 3.40. Разработка площади Glen Oreshoot, повреждения выброса ноября 1962г.

1 – зона пегматита; 2 – выработка, блокированная полностью; 3 – повреждения стальных комплектов крепи; 4 – тяжелые обрушения пород; 5 – падения породы; 6 – небольшие трещины в крепи ствола; 7 – глубина.

Внезапные выбросы сопровождались сотрясениями массива с магнитудами 4,5-5, вызвавшими повреждения зданий

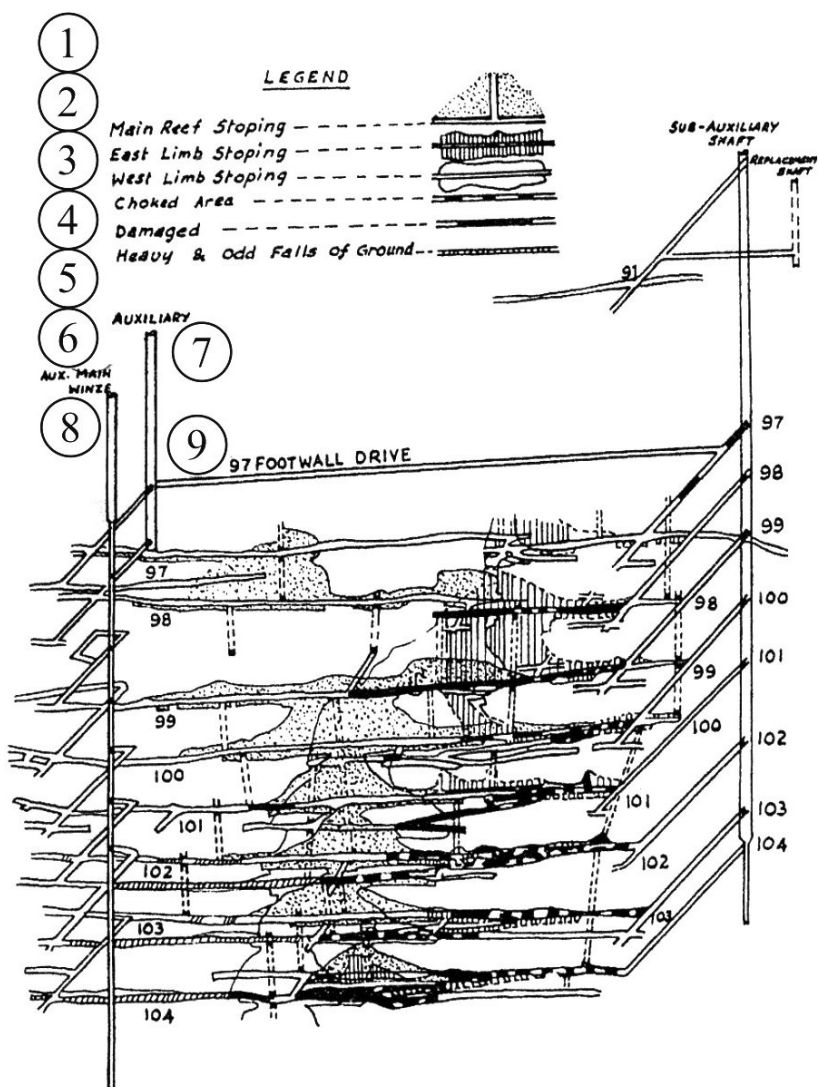


Рис. 3.41. План горных работ шахты Champion Reef, повреждения выброса декабря 1966г.

1 – уступ рудного тела Main Reef; 2 – восточное крыло рудного тела; 3 – западное крыло рудного тела; 4 – блокированная площадь; 5 – повреждения; 6 – тяжелые обрушения пород; 7 – вспомогательный ствол; 8 – вспомогательная наклонная выработка; 9 – штрек в лежачем боку массива.

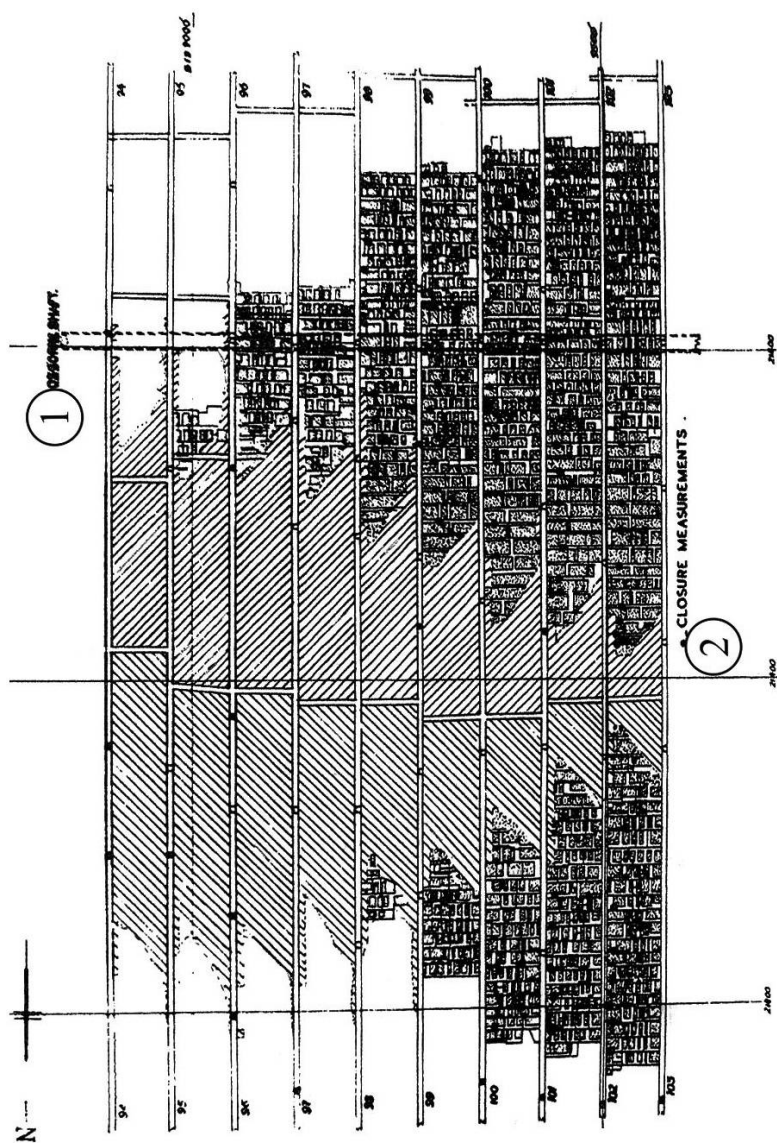


Рис. 3.42. План горных работ площади конвекции Glen Oreshoot
 1 – ствол; 2 – места замеров конвекции.

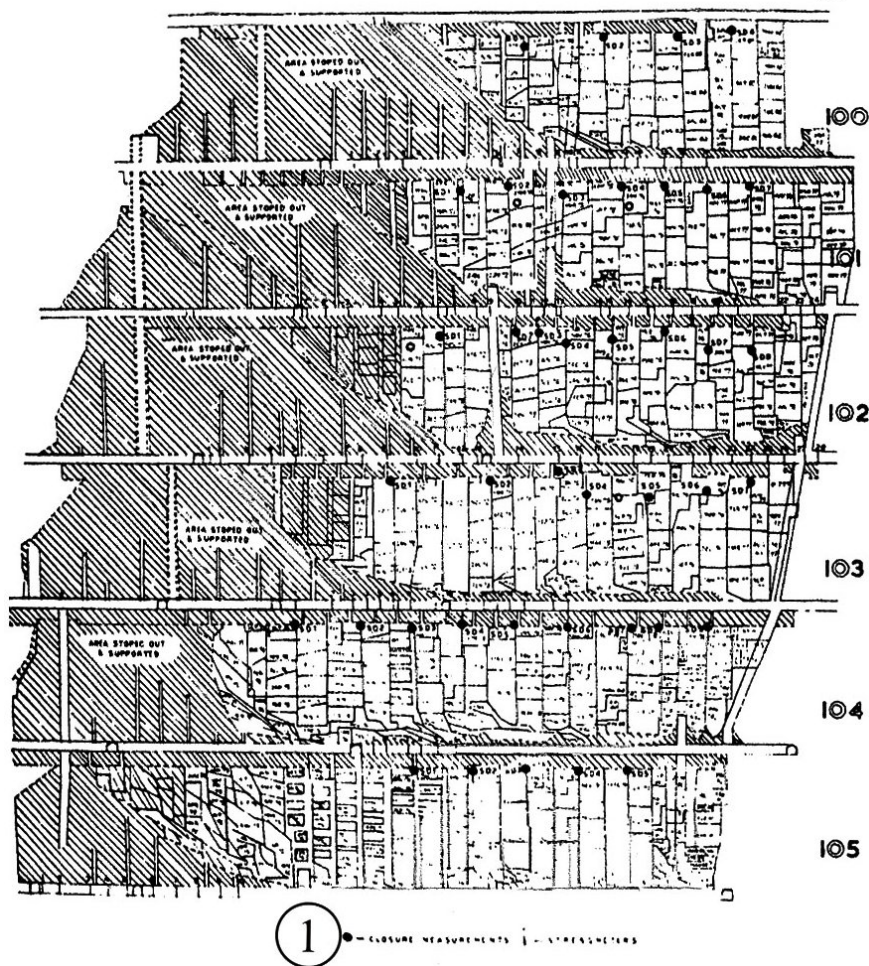


Рис. 3.43. План горных работ залежи Champion со складчатой формацией Northern Folds

1 – места замеров конвергенции.

на поверхности в радиусе 2-3 км и зарегистрированными сейсмографами, расположенными в 760 км от эпицентров сейсмических событий.

Далее в качестве характерных примеров описаны выбросы, происшедшие в ноябре 1962 г. между горизонтами 85 и 107 на рудной площади Glen Oreshoot шахты Champion и в декабре 1966 г. ниже гор. 97 на площади Northern Folds той же шахты.

Площадь Glen Oreshoot расположена от гор. 68 до нижней границы шахты – гор.110, имеет размер по простиранию около 400 м, мощность около 1 м и падает на запад под углом 84° . Залежь пересекается нарушением Mysore North Fault.

Здесь доступ к работающим уступам осуществлялся от двух главных вертикальных стволов – одного с северной стороны (ствол Heathcote), другого – с южной (ствол Osborn) квершлагами и полевыми штреками, расположенными в лежачем боку рудного тела.

Площадь Glen Oreshoot на гор. 84 разрабатывалась диагональными уступами (rill stoping). На рис. 3.44 в качестве аналога показан фрагмент плана горных работ шахты Waihi Gold (Новая Зеландия), где применяется подобный метод.

Учитывая высокую выбросоопасность района, такой способ позднее был заменен на длиннозабойную систему разработки.

Штреки, проводимые по рудному телу, а также часть квершлагов крепились стальными арками с затяжкой, выработанное пространство заполнялось породой от проведения горных выработок.

Площадь Glen Oreshoot, особенно ее северное крыло, подвержено внезапным выбросам пород. Это проявлялось в деформации стальных арок, частичном закрытии горизонтов обрушенными породами, тяжелых отторжениях пород в уступах.

В период 1942-62 гг. на этой площади произошло 98 выбросов в зонах, которые могут быть условно разделены на две категории: одна, где повреждения ограничивались уступами и опорами уступов, другая – где повреждения происходили в выработках туннельного типа с восточной стороны наруше-

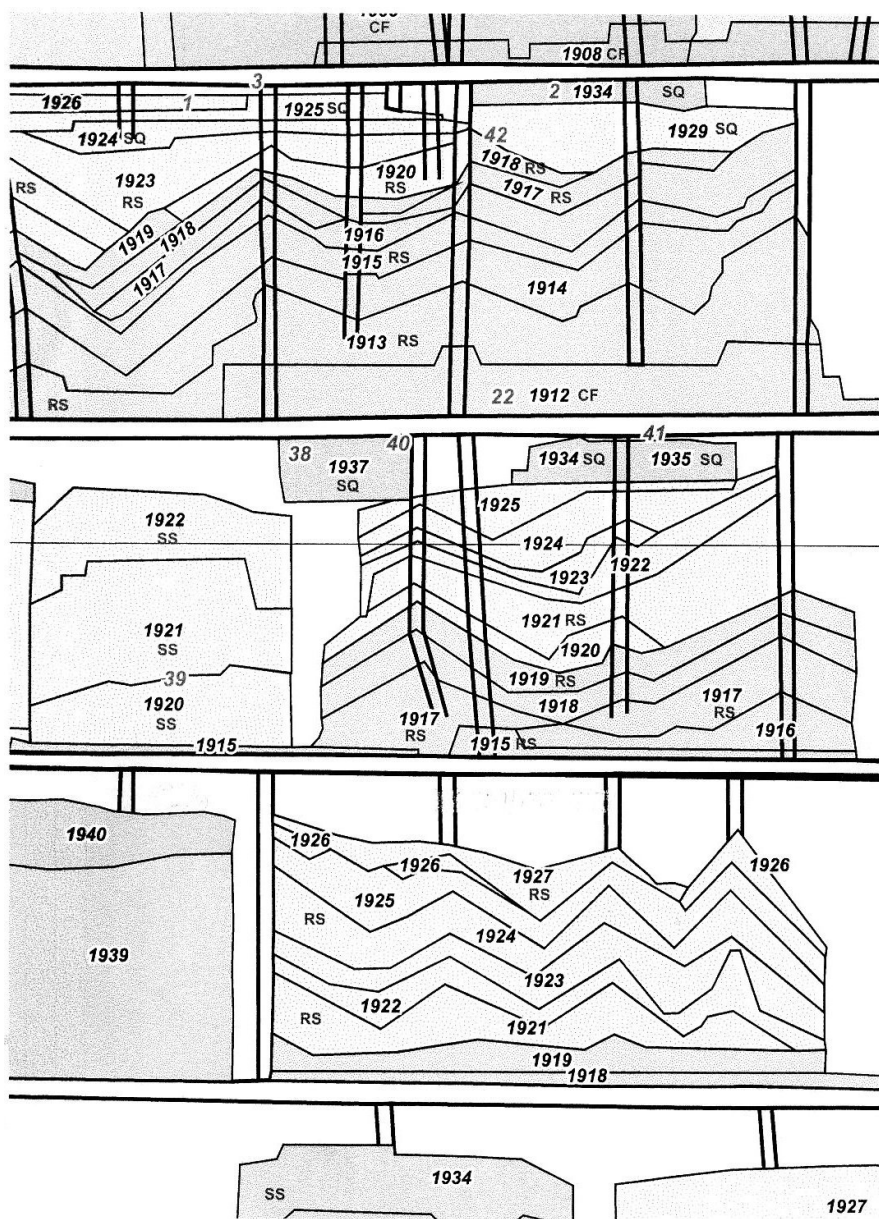


Рис. 3.44. План горных работ шахты Waihi Gold с диагональными уступами

ния Mysore North.

Изучение внезапных выбросов за период 1957-62 гг. показало, что их частота с малой и средней интенсивностью равнялась 1 на каждые 58 дней работы, тогда как большие выбросы происходили 1 раз каждые 246 дней.

Выброс, который произошел в ноябре 1962 г. между горизонтами 85 и 107, повредил зону с размерами 450 м по глубине и 300 м по простиранию. Это был первый выброс такого рода в истории шахт Kolar. Были повреждены здания на поверхности. Сотрясения продолжались несколько дней и регистрировались сейсмографами. Тяжелые повреждения испытали полевые штреки лежащего бока и квершлагги, особенно, в местах встреч с плоскостями ослабленности: нарушениями, кальцитовыми жилами, изверженными вторжениями и т.д.

За этим выбросом последовала серия сотрясений, которая продолжалась несколько дней. В течение первых 24 часов было зарегистрировано 59 сотрясений.

Инспектирование площади между горизонтами 90 и 93, выполненные наблюдения и измерения показали, что пегматитное вторжение и нарушение Mysore North, расположенные в этом районе, не могли быть существенным фактором, ответственным за возникновение сейсмического события. Однако, эти неоднородности массива создавали зоны его ослабленности и, таким образом, усугубляли повреждения. Оказалось, что добычные уступы, достигая критической площади извлечения и создавая этим тяжелые нагрузки на опорные целики, расположенные с интервалами 28-30 м, сформировали многочисленные зоны концентрации напряжений вдоль линии забоев, имеющих зубчатую форму, которая образовалась из-за неравномерного подвигания.

Следует отметить, что трещинообразование и прогибы кровли во вскрывающих квершлаггах, служащие показателями сдвижения пород, были замечены на всей площади Glen Ore-shoot за несколько дней до главного выброса и, особенно, после выброса средней величины, который произошел на гор. 96

северного крыла в начале ноября 1962 г. и предшествовал главному выбросу, описанному выше. Спусковым механизмом для последнего стали два сотрясения, которые случились в зубчатой линии фронта забоев.

Серия внезапных выбросов декабря 1966 г. (рис. 3.41) произошла в складчатой формации Northern Folds шахты Champion, впервые встреченной на гор. 79 и распространяющейся до гор. 113. Складки Z-образной формы в плане длинной по простиранию 60 м с ростом глубины увеличивались до 120 м. Доступ к этой формации осуществлялся через два главных ствола на юге – ствол Biddick's, на севере – наклонный ствол Auxiliary, расстояние между которыми равно 300 м.

В 1948 г. на ствол Biddick's воздействовали внезапные выбросы и его состояние стало предметом особых забот менеджмента. Было решено реверсировать последовательность разработки уступов, поскольку ожидалось, что это позволит, хотя бы частично, разгрузить породы, прилегающие к расположенному вблизи нарушению Mysore North.

Эти ожидания были, однако, опровергнуты большими выбросами, происшедшими в конце декабря 1966 г., которые воздействовали на складчатую зону. После первого большого сотрясения в течение 45 минут случились 9 событий и в течение недели еще 65. Повреждения в уступах, вызванные сейсмической активностью, ограничивались, главным образом, их опорными целиками и штреками, пройденными по рудному телу. Здесь происходили обрушения, особенно ниже гор. 100. Вход в уступы был частично или полностью ограничен. Повреждения ниже гор. 105 не могли быть оценены, поскольку пространство под ним было затоплено в результате беспрецедентных дождей, продолжавшихся в течение 3 месяцев. После откачки воды обнаружилось, что здесь повреждения аналогичны выше расположенным горизонтам. Серьезно также пострадала крепь стволов и наклонных выработок между горизонтами 97 и 98.

Складчатая формация Northern Folds оказалась особенно уязвимой к выбросам. Здесь в период от 1943 г. до 1966 г. произошло 69 выбросов, причем повреждения затронули площадь уступов в 55 случаях, малые и средние выбросы случались в среднем 1 раз за 33 дня, большие – 1 раз за 421 день. Были сделаны выводы, что выбросы могли возникать из-за:

- расположения разрабатываемых уступов на неоднородных крыльях главной складчатой структуры;

- неоднородности закладочного материала из сухого гранита, имеющего полости, составляющие 34% закладываемого объема, и поэтому его неспособности воспринимать горное давление, особенно, в зонах, где мощность залежи превышает 7 м;

- неустойчивости линии фронта забоев уступов при ее формировании с интервалами «зубцов» 28-30 м;

- размера экскавации, достигающей, вероятно, критической площади извлечения руды (вертикального и горизонтального пролетов).

На возникновение выбросов также могло повлиять затопление горных выработок дождями.

Исследования проблем горной механики и внезапных выбросов пород шахт Kolar Gold Fields выполнялись на основе статистического анализа доступных данных, лабораторных испытаний физических особенностей пород, полевых измерений смещений породных масс внутри и в окрестностях подземных экскаваций.

Эти исследования, проведенные для площади Glen Ore-shoot показали, что:

- только для малого процента зарегистрированных выбросов была определена их локализация. Анализ количества высвобождаемой энергии сейсмических событий показал, что энергия, индуцированная горными работами, выделяется, в основном, малым числом больших выбросов. Поэтому, согласно проведенным энергетическим расчетам, высвобожде-

ние энергии при главных выбросах, которые произошли в Glen Oreshoot, должно было бы разгрузить полностью зону уступов и дальнейшее индуцирование остаточной энергией столь частых малых и средних выбросов стало бы невозможным. Однако, поскольку эти выбросы произошли, был сделан вывод о том, что прирост энергии в зоне уступов объяснялся увеличением с течением времени напряжений в окружающем породном массиве, вызванных продолжающимися горными работами;

- частота зарегистрированных внезапных выбросов минимальна по воскресеньям и максимальна по пятницам, что, вероятно вызывается интенсивностью работ в рабочие дни недели;

- существует значительный рост возникновения выбросов во время продуктивных взрывов или сразу после них;

- частота и тяжесть внезапных выбросов непосредственно не связаны с глубиной разработки. Большое число средней и большой интенсивности выбросов происходило на малых глубинах. Важными факторами для причин выбросов являются физические особенности горных пород, напряжения в массиве, размеры и форма экскавации, неоднородности массива;

- серьезные повреждения подземных выработок и наземных строений большими выбросами происходили примерно с десятилетними интервалами;

- малые и средние выбросы случались в результате перемещения пород, тогда как тяжелые последствия наступали из-за обрушения опорных целиков уступов и напряжений, возникающих с течением времени. Ситуация усугублялась в зонах с геологическими неоднородностями;

- на площади Glen Oreshoot за 2-3 недели до выбросов наблюдались расщепление пород кровли и разрушение сводов выработок туннельного типа;

- нормальное к плоскости залежи сжимающее движение неодинаково в ее лежащем и висячем боках перед линией забоя, что создает положение неустойчивого равновесия. Непо-

средственно позади забоя лежащий и висячий бока рудного тела расходятся, а затем на некотором удалении от забоя сжимающие усилия восстанавливаются, создавая конвергенцию;

- конвергенция стен уступа позади его забоя обычно неравномерна и не превышает 12-15% вынимаемой мощности, хотя податливость крепи составляет 34%. В некоторых случаях значительная скорость конвергенции удерживалась на расстоянии 50 м от забоя, показывая, что состояние неустойчивости сохраняется на этих расстояниях и что у крепи существует резерв податливости;

- в плоскости залежи позади забоя имелись признаки нисходящего движения висячего бока относительно лежачего, тогда как перед забоем порода лежачего бока обычно «проседала» по отношению к висячему боку, что служило знаковой особенностью в моменты внезапных выбросов;

- перед забоями уступов обнаружены высокие напряжения в зонах опорного давления на расстоянии варьируемом от 1,2 м до 1,8 м. В то же время максимальная нагрузка на гранитную закладочную полосу в 3,5 м позади забоя оказалась намного меньше, чем ожидалось.

После анализа описанных результатов исследований было признано необходимым принять новые технологические решения:

- изменить планировку последовательности работ с тем, чтобы увеличить скорость подвигания забоя за счет применения длиннозабойных систем;

- ограничить до минимума обнажаемую после каждого цикла работ площадь и применять быстроустанавливаемую систему крепи;

- применять податливую, но достаточно мощную крепь, сохраняя статическое и динамическое равновесие пород в уступе;

- заменить гранитную закладку на бетонную, обеспечив при этом более плотное заполнение выработанного пространства.

Реализация этих решений проводилась на площадях Glen Oreshoot и Northern Folds. В первой из них, подвергшейся крупному выбросу в ноябре 1962 г., между горизонтами 98 и 103 была принята система разработки длинными забоями (рис. 3.42).

В складчатой формации Northern Folds, поврежденной при выбросах декабря 1966 г., такая же система была применена между горизонтами 100 и 103, 103 и 105, 105 и 109 (рис. 3.43).

На рассматриваемых площадях в период 1971-83 гг. регистрировали только 5 выбросов по сравнению с 37 выбросами в течение 8 предшествующих лет (1958-66 гг.), когда применялась система разработки диагональными уступами.

Измерения, проведенные в уступах с бетонной закладкой выработанного пространства показали более высокое однообразие и большую стабильность пород при подвигании забоя, чем при гранитной закладке. Средняя конвергенция стен составляла 8-10% вынимаемой мощности на расстоянии от забоя 36,5 м и 12-15% - на расстоянии 50 м.

В шахте Nundydroog работы концентрировались в залежи Oriental. Геологически она отличается от залежи Champion и пересекается северо-восточными нарушениями и вторжениями, простирающимися в направлении восток-запад. Добыча руды до гор. 62 (глубина 1750 м) проводилась потолкоуступными забоями (flatback stoping) с гидравлической закладкой песком выработанного пространства.

В этой залежи за период 1957-72 гг. зарегистрированы 94 выброса, из которых 41% произошел, когда уступ был отработан на полную высоту. Повреждения, вызванные выбросами, отличались от тех, которые наблюдались в шахте Champion. Здесь главные выбросы, случившиеся в ноябре 1971 г., привели к обрушению уступов на площади от гор. 3650 до

гор. 6200 на длине по простиранию 400 м и к значительным повреждениям на поверхности на площади более 3 км². За первыми сотрясениями последовала серия событий с короткими интервалами, а затем другие крупные выбросы в декабре 1972 г., повредившие горные работы между горизонтами 5000 и 5900 на расстоянии по простиранию 300 м.

Некоторые выводы из обследования обстоятельств выбросов на шахте Nundydroog были следующими:

- движение породных масс в уступах, заполненных песчаной закладкой, было подобно тому, что наблюдалось на глубоких горизонтах шахты Champion, кроме некоторых параметров зон растяжения и сжатия массива;

- конвергенция стен и уступов была более однообразной, составляя 10% от вынимаемой мощности, хотя пористость закладки достигала 38%;

- очень высокое опорное давление обнаружилось в пределах 0,5-1,5 м от забоя уступа и в песчаной закладке.

Анализ конвергенции стен уступов показал частое наличие корреляции между выбросами и скоростью конвергенции. В некоторых случаях при выбросах происходило ее увеличение в 2-16 раз большее, чем наблюдалось в течение нескольких лет, предшествующих выбросам. Иногда, однако, скорость конвергенции падала и вновь внезапно увеличивалась сразу после выброса, а затем постепенно уменьшалась в течение 3 суток – 2 недель после него.

Прорыв в сейсмических исследованиях на шахтах Kolar Gold Fields произошел с применением в 1968-69 гг. системы мониторинга, состоящей из 15 геофонов (7 под землей, 8 на поверхности).

Глава 4. Строящиеся подземные полости

4.1 Общие сведения

Число, глубина, размеры подземных объектов, строящихся в сложных геотехнических условиях, постоянно растут. Соответственно увеличиваются сейсмические риски, зависящие от строения породного массива, в котором располагается подземная полость, ее геометрии и последовательности строительства.

В главе описана практика сооружения в выбросоопасных условиях автомобильных туннелей Норвегии, железнодорожного туннеля в Швейцарских Альпах, водопроводного туннеля гидроэлектрического комплекса в Чили. Сейсмические явления в этих туннелях проявляются в расслоении пород контура сечения туннеля, образовании и прогибе породных плит, их обрушении и отторжении. В главе описаны решения конструкции крепи, применяемой для предотвращения этих явлений и смягчения последствий внезапных выбросов пород.

Вскрытие и подготовка новых участков на рудных шахтах мира осуществляется, как правило, полевыми штреками, располагаемыми в лежащем боку массива, и квершлагами доступа к рудному телу горизонтальными и наклонными (рампами). Эти выработки туннельного типа во время строительства также встречаются с сейсмическими проблемами, требующими, в частности, создания крепи повышенной податливости. В главе описан опыт сооружения таких эксплуатационных туннелей на шахтах Южной Африки на больших глубинах в крепких породах в условиях высоких природных и индуцированных горными работами напряжений.

4.2 Автомобильные туннели Норвегии

В связи с большими объемами подземного строительства, в Норвегии выполняются крупномасштабные работы по

измерению напряжений в породном массиве (рис. 4.1), которые показали, что горизонтальные напряжения в нем существенно превышают вертикальные.

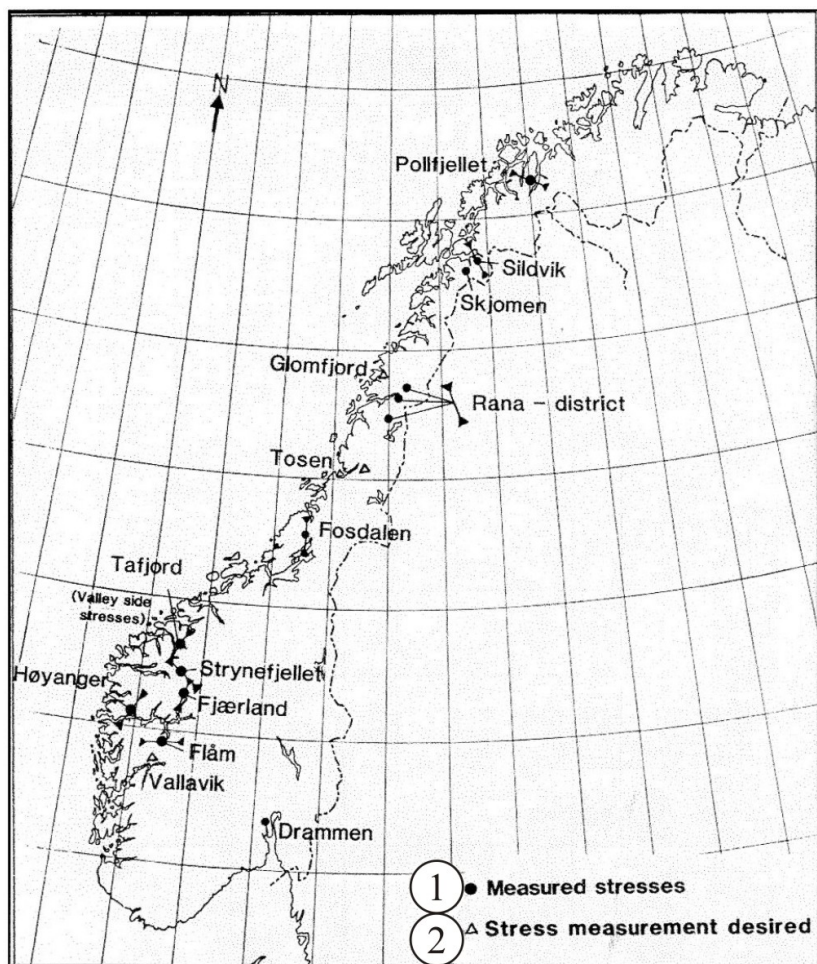


Рис. 4.1. Карта Норвегии с местами измерения напряжений в местах подземного строительства

1 – измеренные напряжения; 2 – перспективные замеры.

Одной из задач этих исследований является прогнозирование опасности возникновения внезапных выбросов на трас-

сах строительства автомобильных туннелей. Решающее влияние на выбросоопасность оказывают также анизотропность пород и тангенциальные напряжения на контурах сечений туннелей. Эти факторы, скорее, чем значения главных напряжений, определяют вероятность возникновения сейсмических событий.

В частности, здесь, как в действующих шахтах, на расслоение и выбросоопасность пород влияют их структурные неоднородности – нарушения, изверженные вторжения, слоистость, сочленения блоков массива. Прочность пород на сжатие существенно уменьшается, когда их слоистость распространяется параллельно поверхности стен туннеля, а главные напряжения перпендикулярны его оси. Известно также, что расслоение пород увеличивается с ростом поперечного сечения туннеля.

На состояние напряжений, а следовательно, на уровень выбросоопасности влияют также другие геотехнические факторы. Так, при подвигании туннеля по направлению к ослабленной зоне, падающей навстречу ему, расслоение пород часто прекращается на нескольких циклах работ при его подходе к этой зоне и ее пересечении, но возобновляется с большой интенсивностью после дальнейшего движения забоя.

Некоторые результаты программы измерений напряжений массива приведены в табл. 4.1.

Практика строительства норвежских автомобильных туннелей показала их следующие особенности:

- традиционно много туннелей было пройдено вдоль и вокруг фиордов или примыкающих к ним долин. Часто склон горы, в котором пройден туннель бывает очень крут, а ее высота достигает 1000-1500 м. Это создает напряжения, которые в Норвегии называют эффектом «стенки желоба» (рис. 4.2). Туннель обычно проводится близко к поверхности, где поля напряжений весьма анизотропны. Это создает большие концентрации напряжений, что вызывает выбросы или расслаивание пород;

Таблица 4.1 - Напряжения в породах норвежских автомобильных туннелей

Туннель	Тип пород	Основные напряжения, МПа			Тангенциальные напряжения, МПа		Растягивающие напряжения, МПа
		σ_1	σ_2	σ_3	кровли	стен	
Hoyanger I	граниты, гнейсы	33,4	10,3	8,1	92	8,9	13,5-17,1
Hoyanger II	гнейсы, включения	28,9	18,6	13,8	68	27,0	13,6-23,6
Hoyanger III	граниты, гнейсы	18,2	7,4	5,7	48	3,8	13,8-17,9
Fjarland	гнейсы, включения	25,7	14,6	6,5	67	5,5	нет данных
Flam	амфиболиты	31,2	27,0	17,3	67	49,7	нет данных
Oppljos	гнейсы, включения	20,4	7,6	3,3	56	-4,8	5,0-12,5
Pollfjellet	филлиты	6,7	3,3	2,7	18	2,2	6,3-8,1
Tafjord	амфиболиты, гнейсы	24,3	9,1	6,5	70	-6,4 (обр. свод)	2,9-16,4

- в недавние годы туннели начали строиться через горную цепь между фиордами или долинами вместо того, чтобы идти в обход вдоль фиордов (рис. 4.3). В этом случае резко возрастает мощность и нагрузка толщи пород, перекрывающих туннель. Большинство таких туннелей расположено в Западной Норвегии в гнейсах и в первые годы их строительства ожидалось выбросы пород из стен туннеля, вызванные высокими вертикальными напряжениями. Однако, на самом деле, выбросы или расслаивания пород происходили в кровле туннеля и в местах со средней, а не максимальной мощностью покрывающих пород. Это показало наличие высоких горизон-

тальных напряжений, перпендикулярных оси туннеля, что было доказано измерениями в массиве пород. Горизонтальные напряжения являются более или менее постоянными по длине туннеля за исключением зон, близких к поверхности, на которые влияют эрозионные процессы.

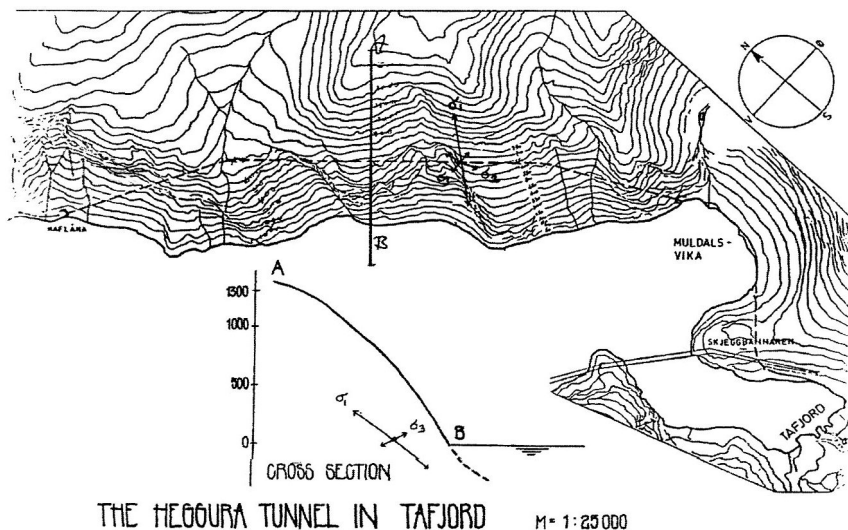


Рис. 4.2. План и сечение места расположения туннеля Heggura

В туннеле Hoyanger-Lanefjord длиной 7,52 км проходческие работы начались в конце 1982 г. (рис. 4.4). Породный массив состоит, в основном, из различных типов гнейса. Часто встречаются линзы амфиболита, редко – слои кварцита.

Прочность пород на сжатие находится в пределах 60-200 МПа в зависимости от их состава, структуры, размера зерен и т.д. Гнейсы представляют из себя монолитный массив с относительно немногими трещиноватыми зонами. В середине горного хребта мощность толщи пород, перекрывающих туннель, составляла 1100 м.

Сечение туннеля почти полукруглое (рис. 4.5) имеет площадь 50 м². Туннель проходил с двух сторон – Hoyanger и Lanefjord по обычной буровзрывной технологии.

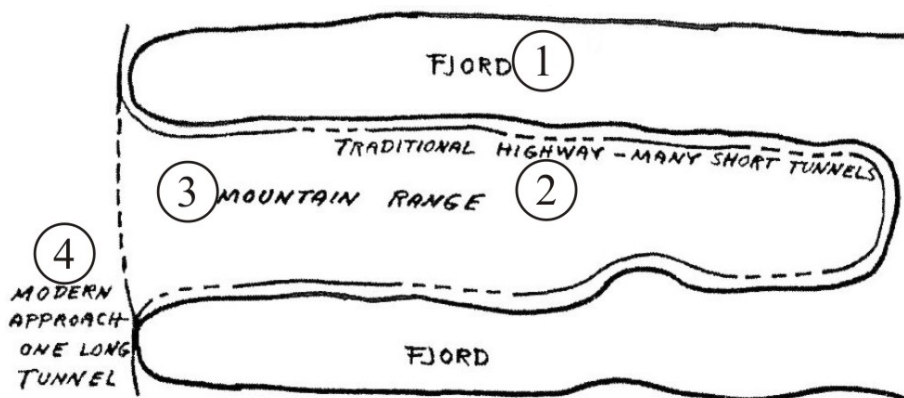


Рис. 4.3. Трасса туннеля в обход фиордов и между ними
 1 – фиорд; 2 – традиционная трасса в обход фиорда (несколько коротких туннелей); 3 – горная цепь; 4 – длинный туннель под горной цепью между фиордами.

При планировании проходческих работ прогнозировались благоприятные прочностные свойства пород даже в местах их максимальной покрывающей толщи. Однако, когда началось строительство со стороны Нойангер, произошло обширное расслоение кровли туннеля на расстоянии всего 200 м от портала, т.е. в месте, где эта толща еще далека от своего максимума. Измерения показали доминирование здесь горизонтальных напряжений, ориентированных нормально к оси туннеля (и параллельно горному хребту). Наивысшее значение σ_1 , составило 34 МПа, хотя в этом же месте величины σ_2 и σ_3 не превышали 9 МПа (рис. 4.2, 4.4). Тангенциальные напряжения в кровле туннеля были равны 95 МПа тогда как стены туннеля находились под малыми напряжениями, что объясняет расслоение кровли.

Другие замеры показали, что с увеличением мощности перекрывающей толщи напряжения в кровле снижаются, возрастая в стенах туннеля.

Из этого анализа были сделаны следующие прогнозные выводы:

THE HØYANGER TUNNEL

LONGITUDINAL SECTION (2)

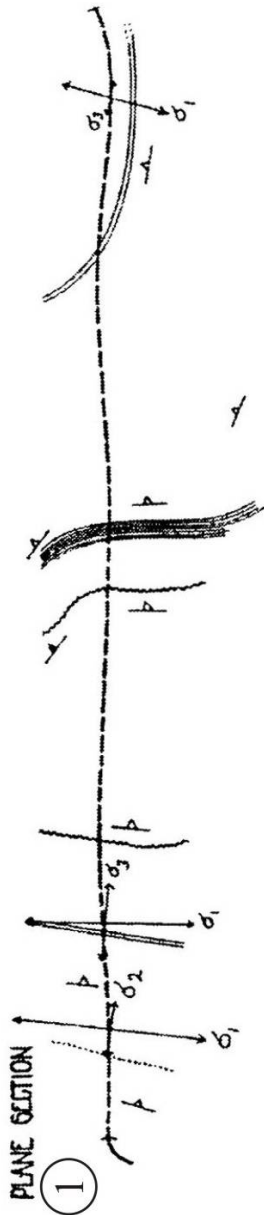
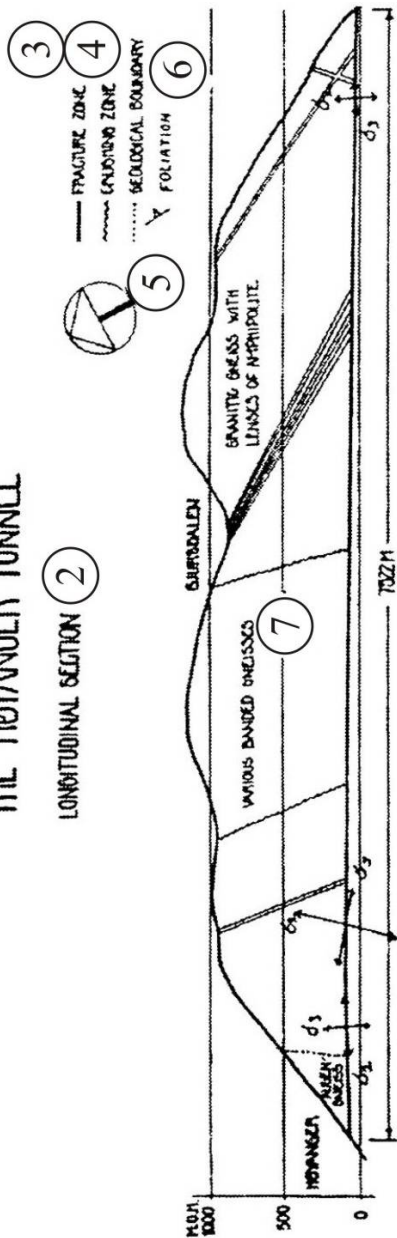


Рис. 4.4. План и продольный разрез туннеля Нойангер

1 — план; 2 — продольный разрез; 3 — трещиноватая зона; 4 — раздробленная зона; 5 — геологическая граница; 6 — расслоение; 7 — гнейс.

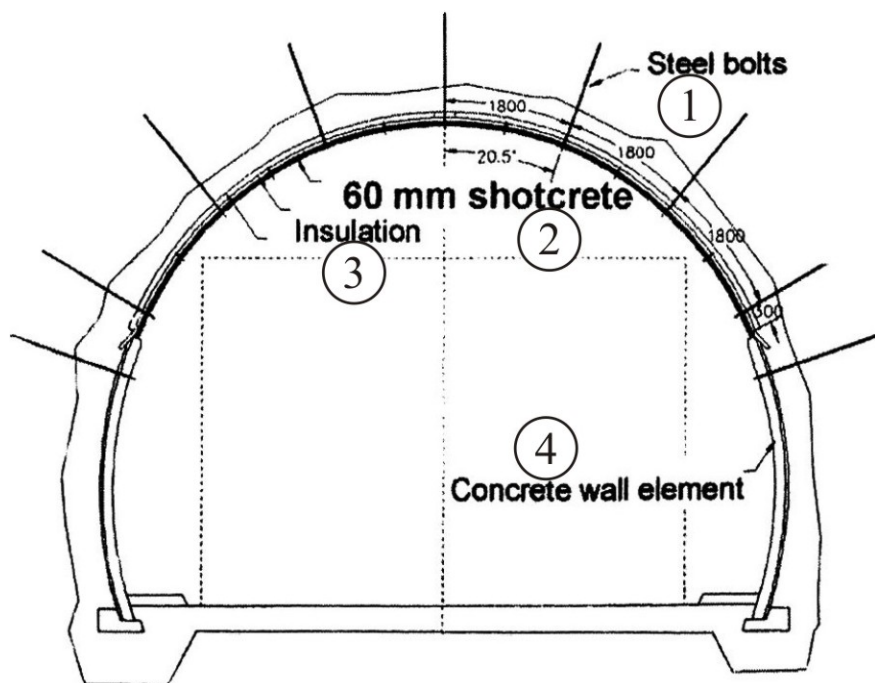


Рис. 4.5. Типичное сечение норвежского автомобильного туннеля

1 – анкерные болты; 2 – набрызгбетон; 3 – изоляция; 4 – бетон.

- с увеличением мощности покрывающей толщи пород тенденция к расслоению кровли будет менее выражена, однако, некоторые проблемы ее поддержания будут вызваны достаточно высокими тангенциальными напряжениями;

- при максимальной мощности толщи напряжения в стенках туннеля будут увеличиваться до значений, создающих расслоение пород.

Трехлетний период работ показал правильность этого прогноза. Расслоение пород и их выбросы создали серьезные трудности в подвигании туннеля.

Со стороны Lanefjord на первых 500-600 м от портала были встречены сочленения породных блоков и здесь также происходило значительное расслоение пород кровли, которое

увеличивалось при дальнейшем подвигании туннеля. Из кровли и забоя происходили выбросы породы. Их максимальная интенсивность была отмечена, когда длина туннеля от портала составила 2000 м, затем при подвигании забоя до 2800 м выбросоопасная активность уменьшилась. Причиной локальной концентрации высоких напряжений стало изменение качества пород от массивного гнейса до слоистого амфиболита.

Для предотвращения расслоения пород в туннеле применялась анкерная крепь с диаметром болтов 20 мм и длиной 2,4 м. Вместе с ними устанавливались полимерные картриджи для закрепления анкеров, треугольные плиты под болты в кровле с размерами 400х500х8 мм. При установке болты не подвергались предварительному напряжению, поскольку его необходимая степень достигалась деформацией пород.

В местах с интенсивным расслоением пород и выбросами оборка кровли в первой половине проходческого цикла (при погрузочных работах) не производилась. Затем, после погрузки части отбитой массы оборка пород и установка анкерной крепи производилась в таких точках, которые были для этого доступны, после чего грузилась оставшая часть отбитой массы. Окончательная оборка и установка анкерных болтов выполнялась вблизи забоя. В наихудших местах применялась также проволоочная сетка. Иногда требовалось крепление собственно забоя и тогда в нем устанавливались болты длиной 1 м. В местах умеренного расслоения оборка пород и установка анкерной крепи выполнялись сразу на полный проходческий цикл.

В зависимости от интенсивности расслоения и выбросов породы использовались 35-70 анкерных болтов на 4-метровый цикл подвигания забоя. Их общее количество, установленное в туннеле, составило 55 тыс. штук. Позднее было добавлено еще 20 тыс. болтов и 26 тыс. м² проволоочной сетки (рис. 4.6).

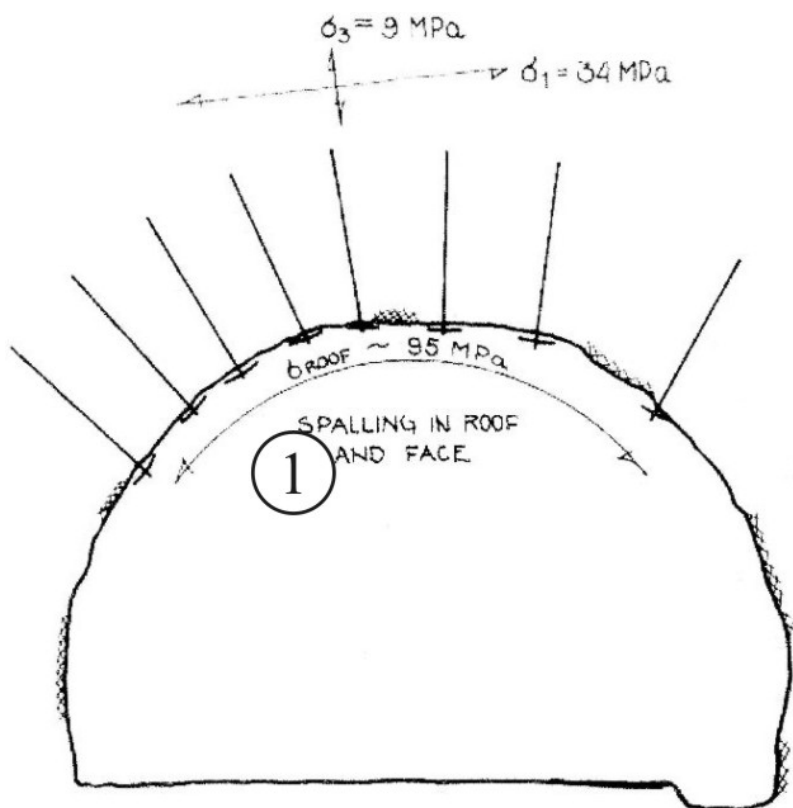


Рис. 4.6. Поперечное сечение туннеля Нойангер

1 – расслоение в кровле и забое.

Скорость подвигания туннеля на благополучных участках (без проблем с напряжениями пород) составляла 9-11 циклов (10 смен, 40 метров) в неделю. На сложных участках – 5-6 циклов в неделю, т.е. уменьшалось вдвое.

Туннель Неггуга служит примером борьбы с сейсмическими проявлениями в туннелях, которые проводились в Норвегии по традиционному направлению вдоль фиорда. Общая длина туннеля составила 5,3 км, сечение полукруглой формы имело площадь 39 м². Рис. 4.2 показывает расположе-

ние туннеля в плане и в разрезе относительно склона горного хребта.

Породы, пересекаемые туннелем, состояли из разных видов гнейсов с некоторыми включениями амфиболитов. Гнейсы, в основном, представляли собой монолит со средней степенью трещиноватости и разделения на блоки. Максимальная мощность пород, покрывающих туннель, равнялась 700 м.

Обширное расслоение пород произошло на расстоянии 800 м от портала туннеля. Оно наблюдалось во внешнем углу (со стороны фиорда) кровли сечения и внутреннем углу почвы. Проблемы с напряжениями пород в туннеле были решены комбинацией анкерной крепи и набрызгбетона, армированного стальным волокном. При проведении участка длиной 3800 м было установлено 15500 болтов и 2650 м³ набрызгбетона или 16 болтов и 2,8 м³ набрызгбетона на цикл подвигания равный 4 м. Анкерные болты устанавливались после взрывания и оборки породы. После взрывных работ второго и третьего циклов, наносились соответственно первый и второй слои набрызгбетона, до достижения его общей толщины 100 мм. Набрызгбетон направлялся от середины кровли к уровню примерно 2 м от почвы.

Число анкерных болтов на 1 м туннеля варьировалось в зависимости от интенсивности расслоения пород и равнялось 7,7-4,8-3,1 и 2,6 болтов для высокой, средней, низкой или нулевой степени расслоения соответственно. Скорость проходки в зависимости от этого составляла 31,7 м, 39,5 м, 43,5 м и 52,6 м в неделю соответственно.

По сравнению с комбинацией анкерные болты – проволоочная сетка, используемой в туннеле Høyanger-Lanefjord, применение армированного набрызгбетона в туннеле Heggura оказалось более дорогим, но позволило существенно ускорить выполнение работ.

Туннель Kobbskaret, расположенный в Северной Норвегии, строился с 1986 г. по 2005 г. (рис. 4.7). Из-за высоких напряжений в породах здесь происходило их тяжелое рассло-

ние, как в ходе экскавации, так и после окончания строительства. Туннель пересекает горную гряду высотой 1000 м между фиордом и долиной. При встрече туннелем в 1997-2004 гг. серии геологических нарушений в нем произошло 5 обрушений пород.

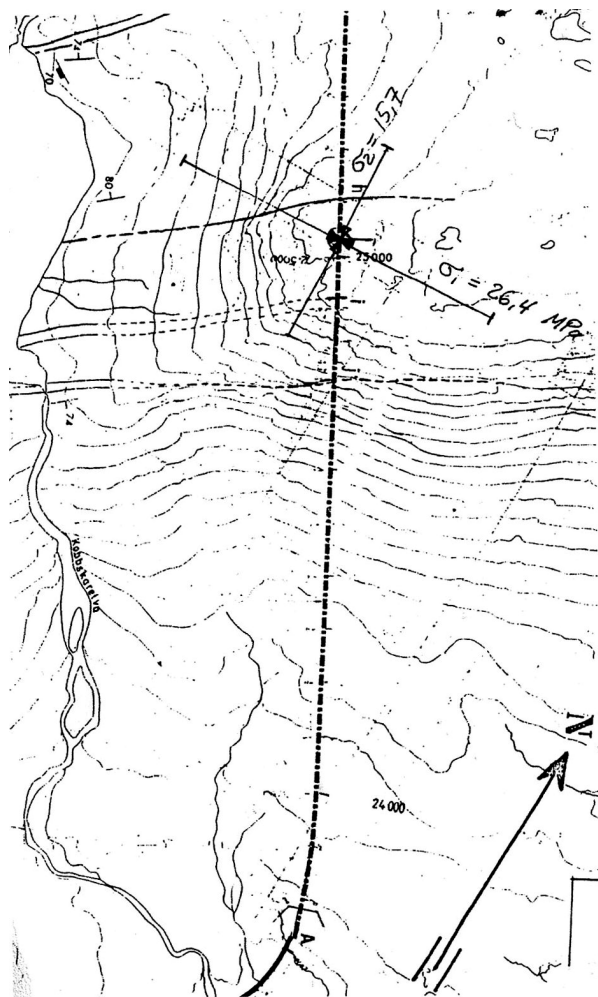


Рис. 4.7 Трасса туннеля Kobbaskaret и ориентация главных напряжений

Породный массив представлен гранитами и гнейсами. Район строительства характеризовался такими сейсмическими предвестниками, как интенсивная слоистость, прогиб и отделение от стен породных плит. Участок длины туннеля с породным покрытием 550 м и наибольшей активностью таких явлений составлял 2000 м.

Главные измеренные напряжения массива равнялись: $\sigma_1 = 26,4$ МПа, $\sigma_2 = 15,7$ МПа, $\sigma_3 = 11,5$ МПа при прочности пород на осевое сжатие 77-177 МПа.

Туннель длиной 4457 м проходиллся буровзрывными работами с сечением 45-50 м² арочной формы.

Туннель Tosen расположен на расстоянии 90 км к востоку от города Bronnoysund. Длина туннеля 5857 м, сечение около 50 м². Туннель проходиллся буровзрывным способом на глубине около 400 м. В ходе строительства в 1997-2004 гг. в туннеле произошло 123 обрушения пород. Большинство из них было вызвано, по мнению специалистов, совместным влиянием высоких напряжений и температуры воздуха, которая весной и летом достигала 20⁰С.

Район строительства, сложенный из нарушенных известняково-силикатных гнейсов (местами заменяемых кварцевым и полевошпатным гнейсами, иногда мрамором) характеризовался расслоением массива и опасностью внезапных выбросов пород почти по всей длине туннеля.

В туннеле Oppljos проблемы внезапных выбросов при строительстве не ожидалось из-за средней мощности покрывающих пород. Однако, возле середины туннеля, где покрытие было сравнительно невелико, в кровле туннеля происходило расслоение пород. Выполненные измерения подтвердили наличие высоких горизонтальных напряжений, почти в 2-3 раза превышающих теоретический прогноз.

Традиционным средством снижения выбросоопасности служит правильный выбор системы крепи туннеля. В описанных примерах применялись арматурные стержни диаметром 20 мм и длиной 2,4-3,2 м с полимерными картриджами и под-

держивающими треугольными плитами 400x500x8 мм. В плохих условиях навешивалась металлическая сетка, покрываемая набрызгбетоном. Иногда анкерными болтами крепился забой.

В туннеле Tafjord применялся набрызгбетон, усиленный стальным волокном. Нанесение крепи обычно проводилось с отставанием на 1 цикл от забоя, но это расстояние варьировалось: при усилении расслоения пород набрызгбетонирование выполнялось прямо в забое, при уменьшении расслоения – в 4-5 м от забоя. Толщина слоя набрызгбетона составляла 5 см. Он действовал, как временная крепь, которая затем усиливалась установкой анкерных болтов с круглыми поддерживающими плитами диаметром 150 мм. Около 25% общего числа болтов устанавливались после нанесения бетона.

В табл. 4.2 сведены данные о системах крепи, применяемых в норвежских автомобильных туннелях.

Практика строительства туннелей Oppljos и Hoyanger показала, что интенсивное расслоение и ослабление пород приводит к зависанию породных фрагментов на поддерживающих плитах анкерных болтов. В таких условиях необходима оборка поверхности туннеля, т.е. удаление этих зависших фрагментов (рис. 4.8).

Иногда набрызгбетон применяется не со стержнями (болтами), или канатными анкерами, а с металлическими арками (рис. 4.9).

Невозможно с исчерпывающей полнотой сравнить сложность проблем выбросоопасности в разных туннелях. Отсюда следует, что сравнение расходов на их строительство может быть необъективным. Однако, стоимость разных рабочих операций может анализироваться, как и стоимость труда персонала, привлекаемого для выполнения этих операций в разных туннелях и определяемого общей продолжительностью строительства. Так, в туннеле Tafjord стоимость 1 м туннеля сравнительно невелика, несмотря на использование дорогого

Таблица 4.2 – Виды крепи, применяемой в норвежских автомобильных туннелях

Туннель	Сечение, м ²	Длина, м	Длина выбросоопасного участка, м	Средняя скорость подвигания, м/нед	Количество анкеровных болтов		Набрызгбетон, м ³		Проволочная сетка, м ²		Тангенциальные напряжения, МПа	Перекрывающая толща, м
					всего	на 1 м	всего	м ³ /м	всего	м ² /м		
Oppljos	50	4380	1900	20	3000 0	10	0	0	1500	0,5	56	600
Hoyanger	50	7400	6800	22	7500 0	11	0	0	2600 0	3,8	92	1200
Tafjord	39	5266	3900	38	2070 0	5	2650	0,7	0	0	70	700
Vallavik	52	4500	2500	32	1368 0	5	2350	1,2	900	0,2	н/д	800
Tosen	50	2550	2300	30	9000	4	0	0	200	0,1	н/д	600

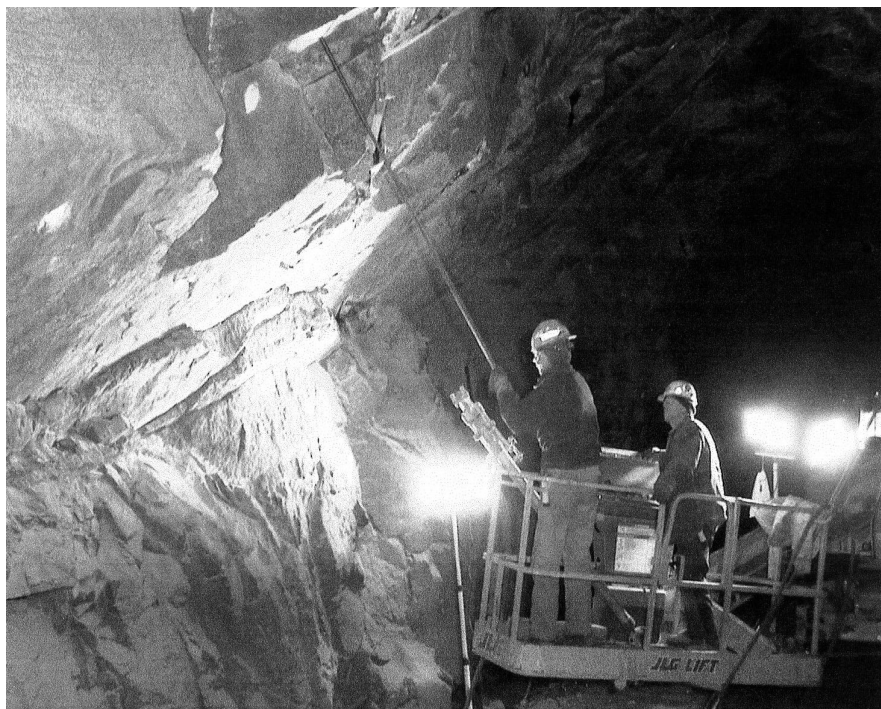
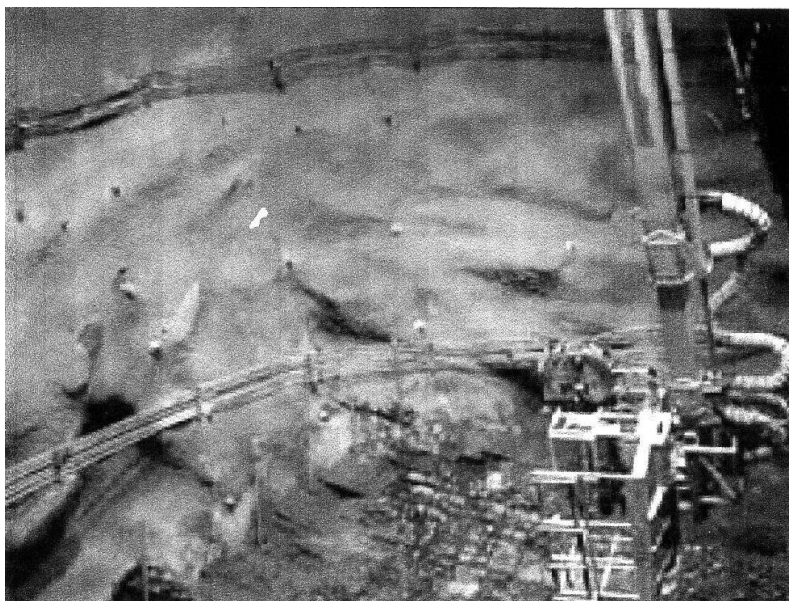


Рис. 4.8. Ручная оборка поверхности туннеля

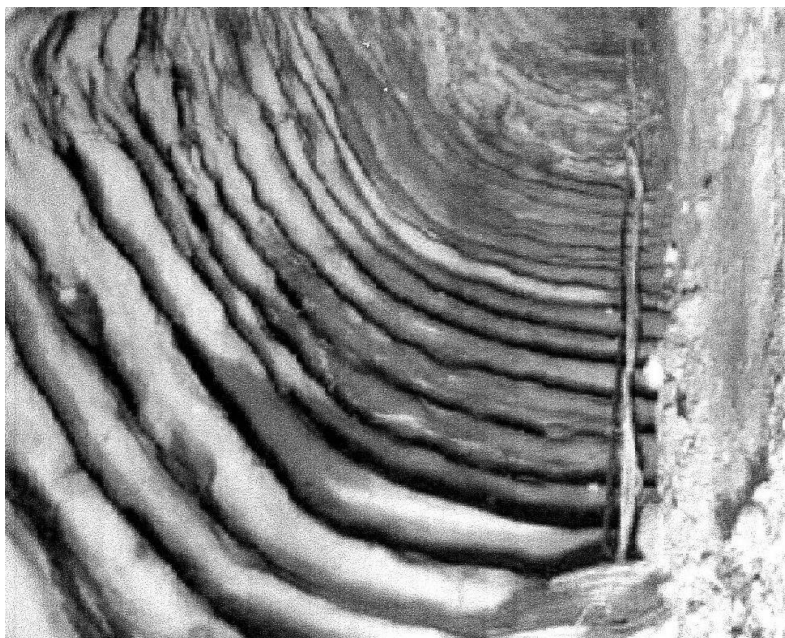
армированного набрызгбетона, что объясняется высокой скоростью проходки по сравнению с другими туннелями (рис. 4.10).

4.3 Железнодорожный туннель Lotschberg Base, Швейцария

С помощью туннеля Loetschberg Швейцария устанавливает высокопроизводительную железнодорожную связь через Альпы с экономическими центрами Германии и северной Италии. Маршрут туннеля проходит между городами Frutigen и Raron, имея общую длину 34,6 км (рис. 4.11).



а)



б)

Рис. 4.9. Применение набрызгбетона в комплексе с металлическими арками
а) туннель Тапит, Норвегия; б) станция метро National Theatre, Oslo.

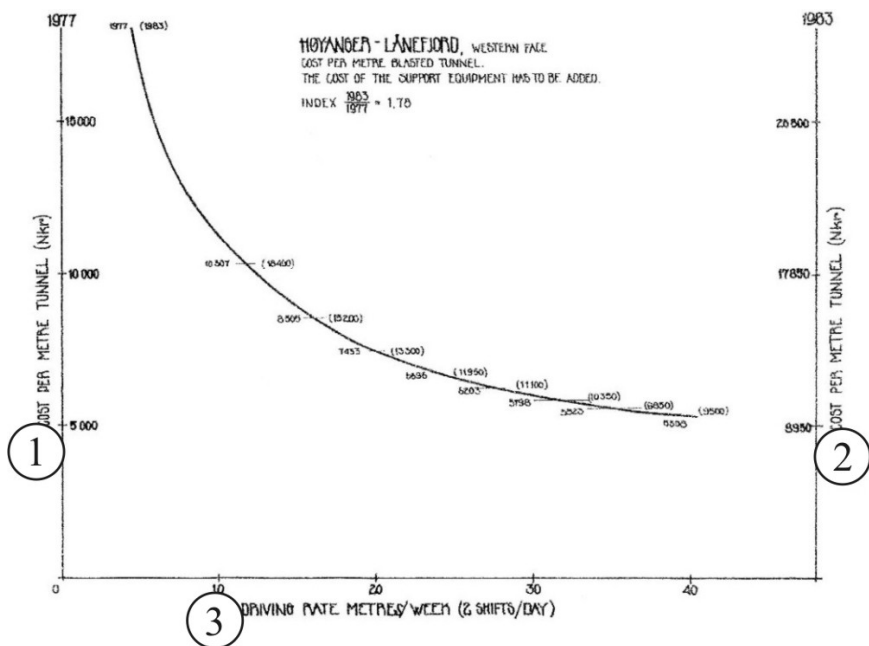


Рис. 4.10. Зависимость стоимости проходки туннеля Hoyanger от скорости подвигания

1 – стоимость 1 м туннеля в 1977 г.; 2 – стоимость 1 м туннеля в 1983 г.; 3 – стоимость подвигания забоя, м/нед. (2 смены/сут.).

Основные технические параметры и решения по строительству туннеля Loetschberg описаны в книге авторов «Строительство туннелей», «Норд-Пресс», Донецк, 2006.

Геологические работы по трассе туннеля проводились в 1991-99 гг., когда были пробурены 27 скважин на глубину 1,4 км. В северной части маршрута от портала Frutigen буровой туннельной машиной с диаметром режущей головки 5 м был пройден разведочный туннель длиной 9,6 км. Текущие геологические наблюдения производились средствами горизонтального бурения из забоев туннеля в ходе строительства. Для прогноза поведения горных пород были также использованы данные строительства старого железнодорожного и ав-

томобильного туннелей, а также комплексов, построенных ранее подземных электростанций.

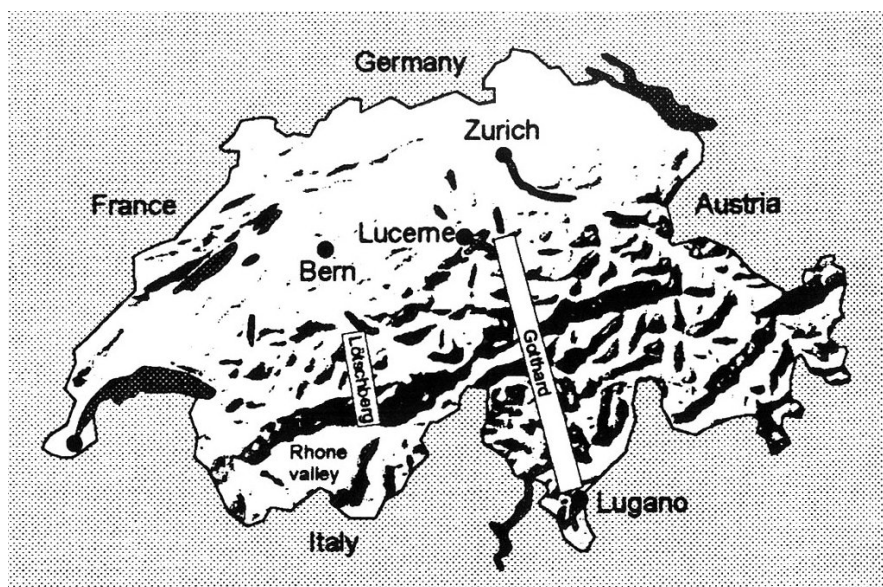


Рис. 4.11. Схема расположения альпийских туннелей Loetschberg и Gotthard

Большая часть пересекаемых туннелем пород – известняки различных типов и структур, около 1,5 км – твердые граниты. В карстовых зонах известняка наблюдался приток воды около $0,1 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Комплекс Loetschberg запроектирован, как система с двумя отдельными однопутевыми туннелями, расстояние между которыми варьируется от 40 до 60 м в зависимости от геологических условий. Поперечные связи соединяют туннели каждые 300 м. В туннеле построены две аварийные станции Mitholz и Ferden предназначенные для спасения пассажиров при пожаре.

Туннели проходятся буровыми туннельными машинами и буровзрывными работами.

На трассе строительства мощность покрывающей толщи пород, состоящих из гранита и гранодиорита, достигает 2000м, а на длине туннеля около 9,3 км превышает 1500 м.

Подземная экскавация изменяет равновесие породных масс, что приводит к концентрации напряжений в стенах и забоя туннеля. В твердых и крупнозернистых породах это может привести к их выбросу.

Для оценки зон, опасных по внезапным выбросам, и их расположения вдоль трассы туннеля при его планировании и дизайне выполнялись:

- исследования состояния природных геостатических напряжений породных масс объемным (3D) компьютерным моделированием методом конечных элементов. Расчеты показали, что главными напряжениями массива являются вертикальные, промежуточными и малыми напряжениями – горизонтальные;

- сравнение результатов моделирования с испытаниями пород через разведочные скважины;

- исторический анализ явлений внезапных выбросов в существующей части туннеля, расчеты тангенциальных напряжений, отношений максимальных напряжений к прочности пород;

- оценка протяженности и опасности рискованных зон по трассе туннеля.

В результате этой оценки породы, пересекаемые туннелем были классифицированы по степени выбросоопасности следующим образом:

- класс А (очень высокий уровень риска, оцениваемый 75-100%) с прочностью пород на осевое сжатие $\sigma_t > 130$ МПа;

- класс В (высокий уровень риска 50-75%) с прочностью $120 < \sigma_t < 130$;

- класс С (средний уровень риска 25-50%), $110 < \sigma_t < 120$;

- класс D (низкий уровень риска 10-25%), $100 < \sigma_t < 110$.

На основе этой классификации и результатов проведенных исследований около 4,1 км длины туннеля относилось к классу А, около 1,4 км – к классу В, 1,4 км – к классу С и около 300 м – к классу D.

Для туннеля Loetschberg принято следующее определение термина «внезапный выброс пород»: «Внезапный выброс пород – сейсмическое событие, которое приводит к травматизму персонала или повреждению подземных работ. Общей особенностью выбросов является их внезапная и интенсивная природа. Сейсмическое событие понимается, как временное перемещение пород, вызванное внезапным высвобождением энергии, потенциальной или хранимой в массиве. Как результат, сейсмическая энергия излучается в форме волн напряжений».

Анализ геологических условий строительства туннеля показал, что главными механизмами его повреждений служат напряженные выбросы пород, прогибы контура сечения, выбросы целиков в пересечениях и сопряжениях подземных полостей. Напряженный выброс происходит, как внешнее расслоение породных масс с интенсивным отторжением фрагментов при магнитуде от -0,2 до 2. Прогиб контура сечения – вытеснение больших породных плит, параллельных поверхности полости с магнитудой от 0 до 1,5. Выброс целика – его внезапное разрушение с магнитудой от 1,0 до 2,5.

При работе буровой туннельной машины идентифицировались две основные опасности, связанные с возможностью возникновения внезапного выброса породы:

- появление в забое породных блоков, не имеющих определенной формы. Вместо плоской поверхности с четкими следами резцов рабочей головки машины забой приобретает беспорядочный вид. Блоки препятствуют работе машины и снижают скорость продвижения забоя;
- обнаружение позади забоя за пределами щита машины тонких слоев пород («луковой шелухи»), которые отделяются от стен и кровли. При большой толще покрывающих пород по

контуру сечения туннеля появляются ниши глубиной до 1 м, которые в некоторых случаях мешают расporу боковых домкратов буровой туннельной машины.

При работе машины в выбросоопасных зонах замечались сильные звуковые явления, но выбросы пород не наблюдались, очевидно, по той причине, что большая часть энергии массива высвобождалась в пределах щита, т.е. в 4 м от забоя.

На участках туннеля, строящихся буровзрывным способом, ощущались спорадические звуковые явления.

При строительстве туннеля Loetschberg применяются известные системы крепи. На участках без признаков интенсивного высвобождения энергии – болты Swellex и металлическая сетка. На участках туннеля, опасных по сейсмическим явлениям – податливые анкерные болты длиной 3-3,5 м с деформационной способностью 35 мм, установленные по решетке 1,5х1,5 м или 1х1 м с поддерживающими плитами. При необходимости устанавливается металлическая сетка специальной конструкции (рис. 4.12) и наносится слой набрызгбетона, армированного стальным волокном. Податливость набрызгбетонной крепи достигается созданием продольных по длине туннеля зазоров в слое бетона (рис. 4.13). При пересечении выбросоопасных зон забой туннеля разделяется на поочередно разрабатываемые свод и боковые уступы.

Важным вопросом является обучение и информирование персонала об основных законах горной механики, разнице между податливыми и жесткими породами, о различных видах проявлений внезапных выбросов пород и способах их предотвращения или снижения последствий.

Для систематизации описания выбросов применяются 4 категории внешних признаков их проявлений:

- снятие напряжений: слышимый звук трещинообразования;
- легкий выброс: слышимый звук трещинообразования, отделение от стен полости малых породных плит с выделением пыли;

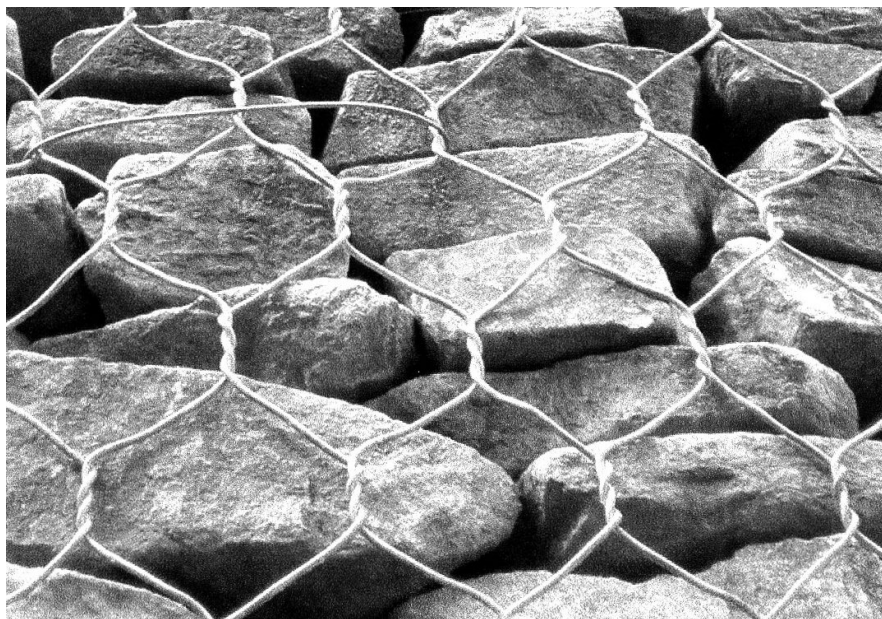


Рис. 4.12. Сетка специальной конструкции, применяемая при строительстве туннеля Loetschberg

- средний выброс: громкий шум растрескивания, отторжение от стен осколков пород, расслоение стен до глубины 7,5 см в виде «луковой шелухи»;
- тяжелый выброс: отторжение от стен больших породных плит до глубины в стенах 1,5 м.

Обобщая опыт сооружения альпийских туннелей Loetschberg, Gotthard, Furka, Ceneri, следует отметить, что главной геологической проблемой при строительстве подземных объектов на большой глубине является прогнозирование и встреча больших неоднородностей породного массива таких, как нарушения, породные напряженные зоны, участки расслоения пород на блоки, изверженные вторжения (рис. 4.14). Сегодня прогнозирование расположения нарушенных зон, пересекающих длинный глубокий туннель основывается на геоморфологическом картографировании, спутниковых

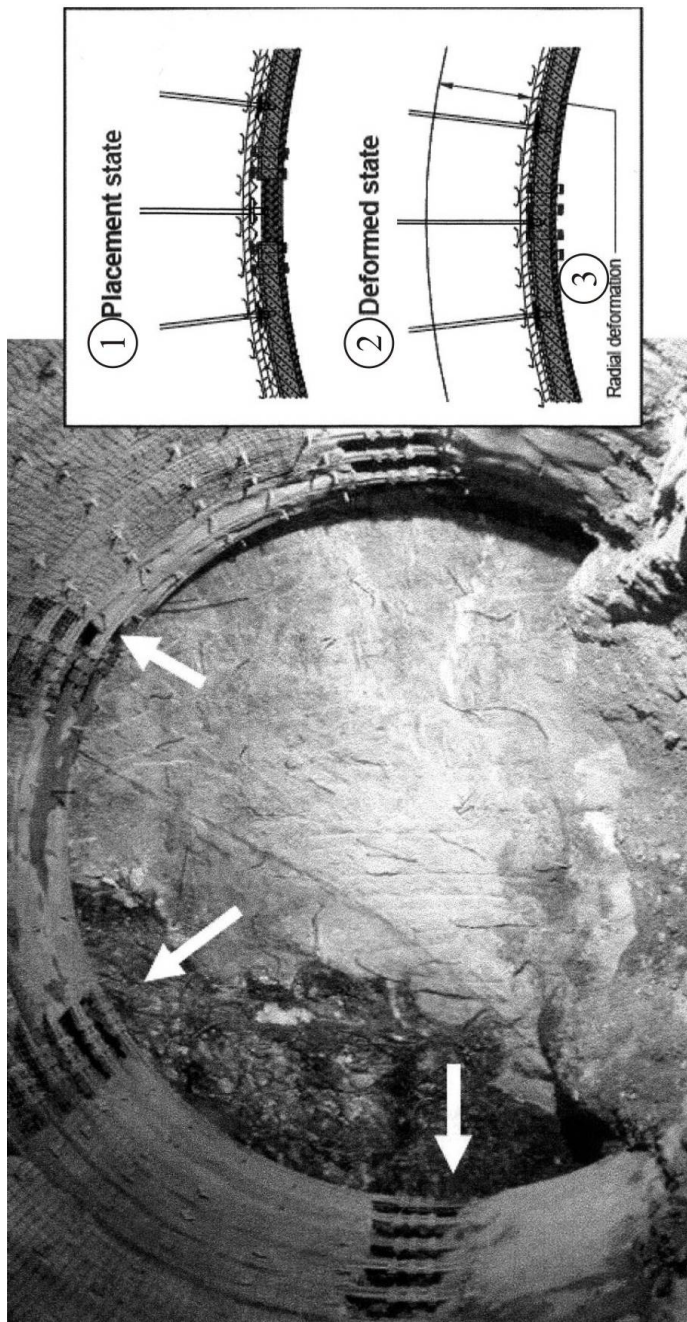


Рис. 4.13. Обеспечение податливости набрызгбетонной крепи созданием продольных щелей в слое набрызгбетона

1 – устройство щели при строительстве; 2 – смыкание щели при нагрузке;

3 – радиальная деформация.

фотографиях, цифровом моделировании подземных условий. Большинство этих технологий надежно обнаруживает крутопадающие нарушения, но не разрывы, расположенные под малыми углами падения. Нарушенные зоны могут создать серьезные проблемы для применения буровых туннельных машин.

а)

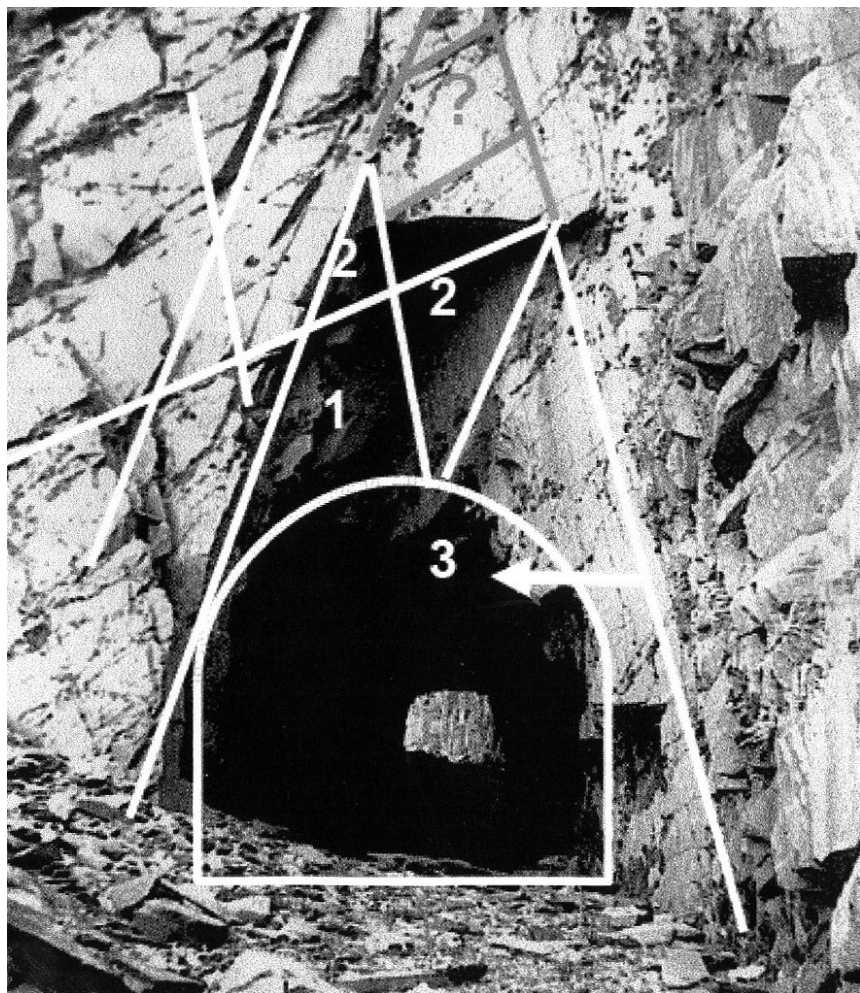


Рис. 4.14. Расчленение пород на блоки при строительстве туннеля

б)

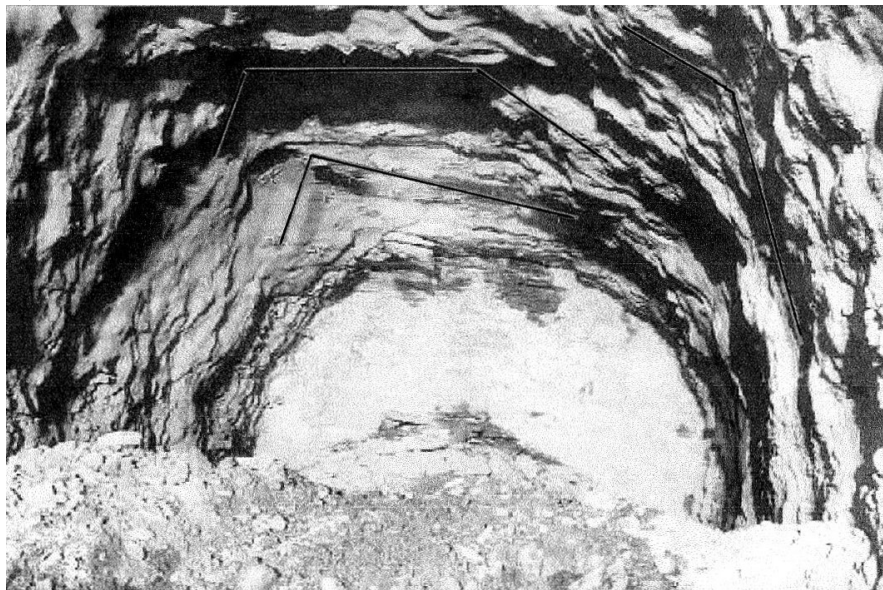


Рис. 4.14. Расчленение пород на блоки при строительстве туннеля (окончание)

а) схема расчленения пород;

б) потенциальные плоскости обрушения породных блоков.

С другой стороны, метаморфизованные срезающие зоны главных альпийских покрывающих масс не вызывают крупных проблем стабильности. Архитектура нарушений, их ориентация и плотность играют ключевую роль в устойчивости крепи, притоках воды, стабильности забоя.

Для альпийских туннелей трудно прогнозировать первичные напряжения породного массива или неоднородные поля напряженности с суб-вертикальными или суб-горизонтальными главными напряжениями. Обычно предполагается, что высокие напряжения развиваются в условиях мощных покрывающих породных толщ (рис. 4.15, 4.16). Однако, такие явления, как расслоения и выбросы пород в условиях альпийских долин также часто наблюдаются на малой

а)



б)

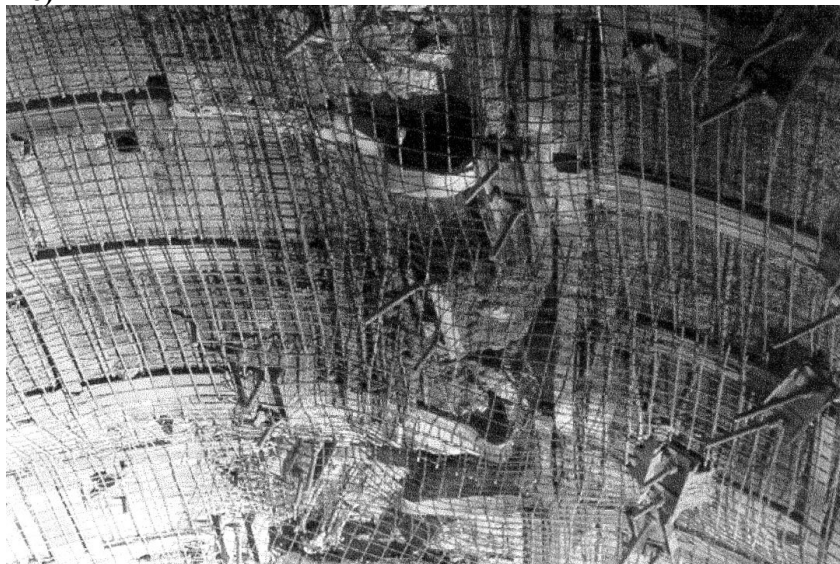
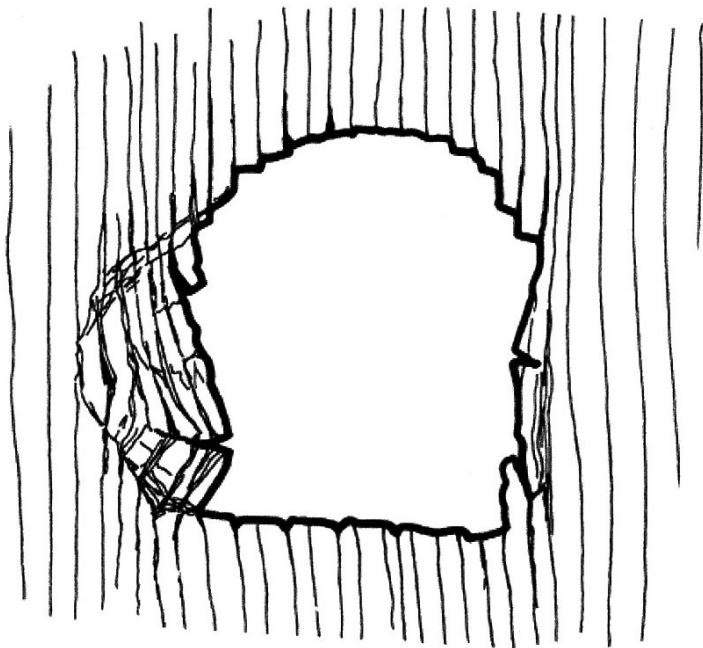


Рис. 4.15. Влияние высоких напряжений на состояние туннеля
а) нестабильность забоя; б) деформация крепи.

а)



б)

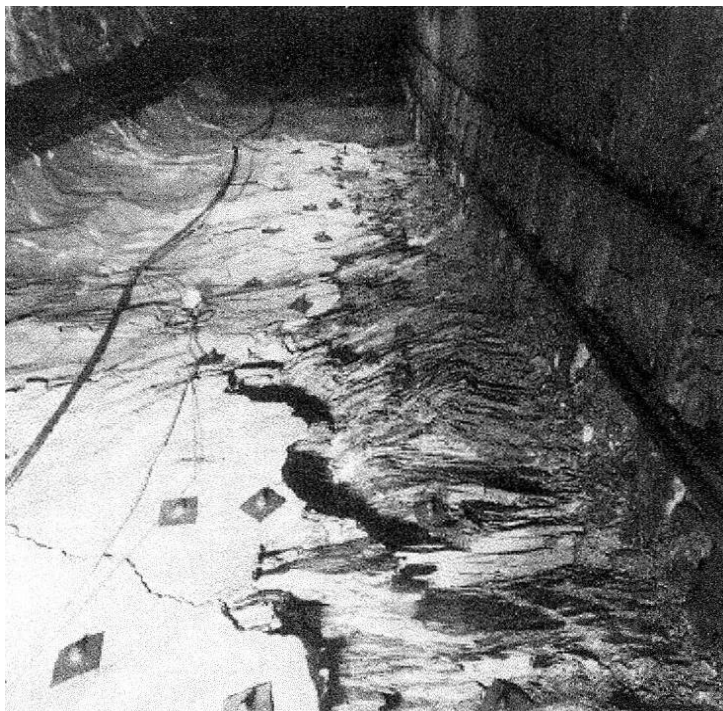


Рис. 4.16. Образование плит в стенах туннеля под влиянием высоких напряжений
а) схема образования плит; б) образование плит в строящемся туннеле.

глубине. Это показывает, что топографическое воздействие и эрозия почвы в течение геологических эпох подвергли поле первичных напряжений значительному влиянию. Даже, хотя Центральные Альпы показывают продолжающееся поднятие и среднюю сейсмическую активность, тектонические напряжения здесь неочевидны.

Расслоение, как механизм напряженного разрушения пород, в последние десятилетия интенсивно изучался для решения вопросов строительства захоронения ядерных отходов и разработки полезных ископаемых, но редко применялся к глубокому туннелестроению. Поэтому, несмотря на то, что тяжелое расслоение пород можно было прогнозировать для критической глубины 1500 м, а в чрезвычайных ситуациях, уже начиная с глубины 700 м, при дизайне альпийских туннелей расслоение крепких пород недооценивалось.

Расслоение и последующее уменьшение прочности породных масс в забое туннеля вызывает значительные трудности и перебор пород, как при его строительстве буровзрывным способом, так и при работе буровых туннельных машин. Эти трудности еще более отягчаются, когда тонкая пластинчатость («чешуя»), суб-параллельная забою туннеля или слабые нарушенные зоны взаимодействуют с зонами, разрушенными горным давлением вокруг туннельной экскавации.

Индуктирование подземным строительством напряжений, дополнительных к природному уровню состояния массива, превышение этими суммарными напряжениями естественной прочности породного материала приводит к сейсмическим событиям, которые могут проявляться в форме внезапных выбросов пород. Последствия выбросов в туннеле вызывают дополнительные затраты на ремонтно-восстановительные работы, а иногда имеют катастрофический характер, приводя к гибели людей.

Рис. 4.17-4.19 показывают повреждения в туннелях, вызванные внезапными выбросами пород.



Рис. 4.17. Результат внезапного выброса в забое туннеля

4.4 Водопроводный туннель гидроэлектрической станции Alfalfal, Чили

Гидроэлектрическая станция Alfalfal расположена в Чилийских Андах примерно в 50 км восточнее города Santiago на высоте 1330 м над уровнем моря. Станция включает в себя подземную систему подачи напорной воды длиной 25 км, состоящую из туннелей Olivares, Colorado и Alfalfal Main Water, которые передают воду в объеме $27 \text{ м}^3/\text{сек.}$ к турбинам электростанции. Разница гидравлических уровней системы составляет 700 м (рис. 4.20-4.22).

Туннель подачи напорной воды Alfalfal Main Water проходил по андезитовым вулканическим, а также морским и



Рис. 4.18 Повреждение внезапным выбросом стены незакрепленного туннеля

континентальным осадочным породам. При его сооружении была встречена зона, опасная по бурному раскрытию трещин, расслоению и внезапным выбросам породы. Характерными особенностями этой зоны была большая мощность покрывающей толщи пород – более 900 м, трещиноватость пород-

ного массива, наличие локальных нарушений, параллельных направлению туннеля. Длина опасной зоны составляла 2250 м, значительная опасность ожидалась на длине 360 м, достигая критического значения на участке протяженностью 165 м.



**Рис. 4.19. Повреждение внезапным выбросом стены
закрепленного туннеля**

В октябре 1990 г. большой и очень громкий выброс произошел между отметками длины $8 + 450$ ($8 \text{ км} + 450 \text{ м}$) и $8 + 465$, образуя слой сверхэкскавации сечения размером до 2 м^2 в верхней части левой стены и левой части свода туннеля. Несколько меньшая сверхэкскавация наблюдалась также в нижней части левой стены. Объем выброшенных пород составил примерно 100 м^3 . Хотя выброс произошел всего 2 минутами позднее взрывных работ, никто из персонала не пострадал.

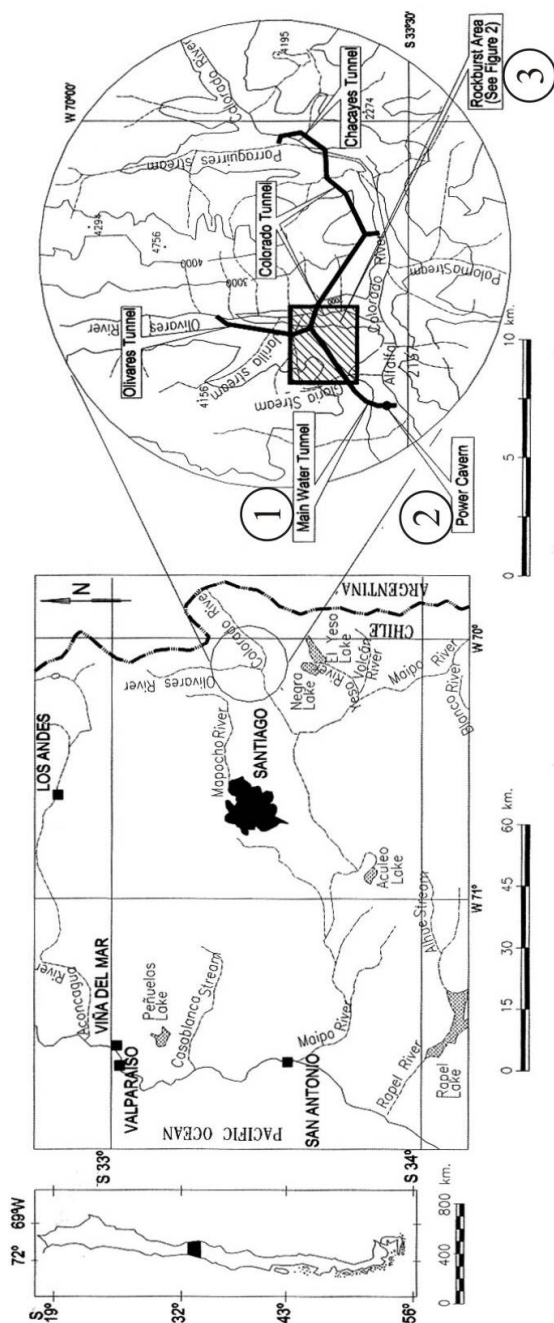


Рис. 4.20. Карта расположения гидроэлектрической станции Alfafal
 1 – главный водопроводный туннель; 2 – машинный зал; 3 – зона выбросов.

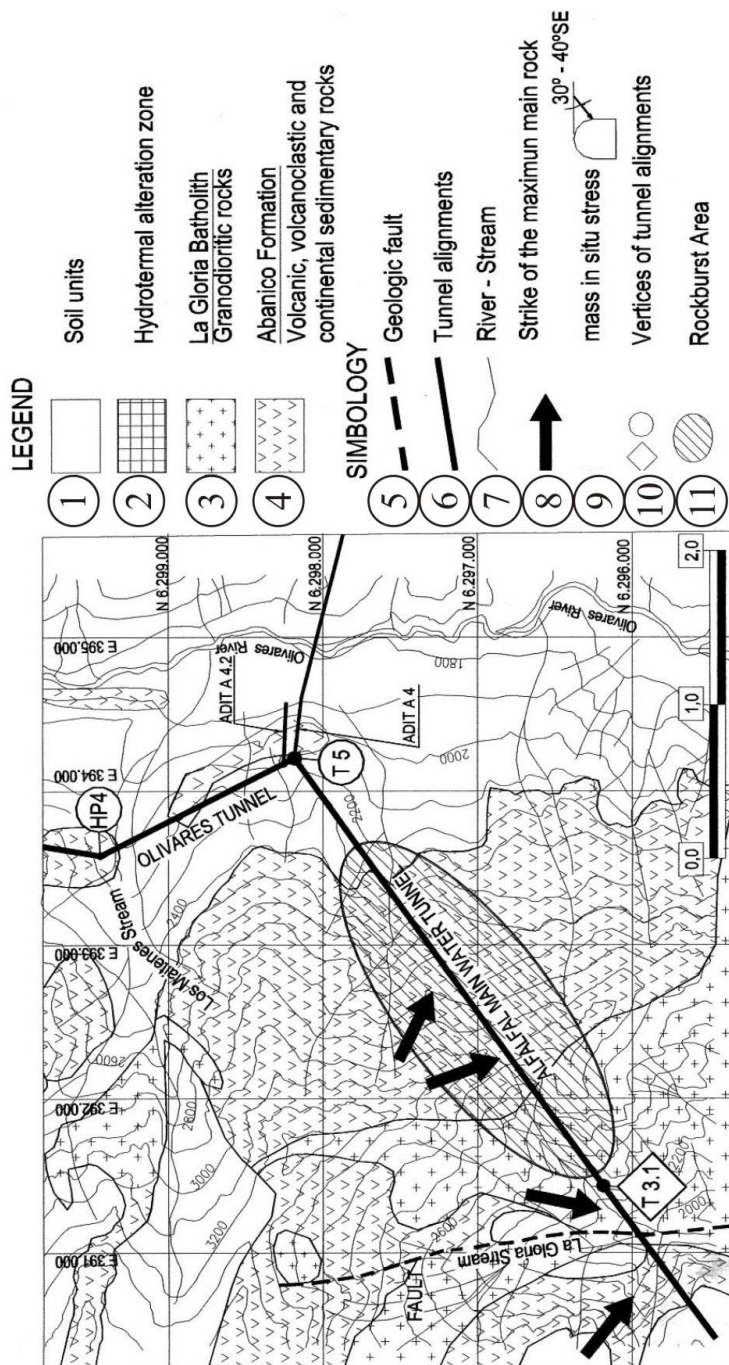


Рис. 4.21. План расположения туннелей гидроэлектрической станции Alfalfal

1 – грунты; 2 – зона гидротермальных изменений; 3 – гранодиориты; 4 – вулканические, вулканокла-
стические и осадочные породы; 5 – геологическое нарушение; 6 – направление туннеля;
7 – река; 8 – направление максимальных напряжений в массиве; 9 – направление нарушений;
10 – вершины углов поворота трассы туннеля; 11 – зона внезапных выбросов пород.

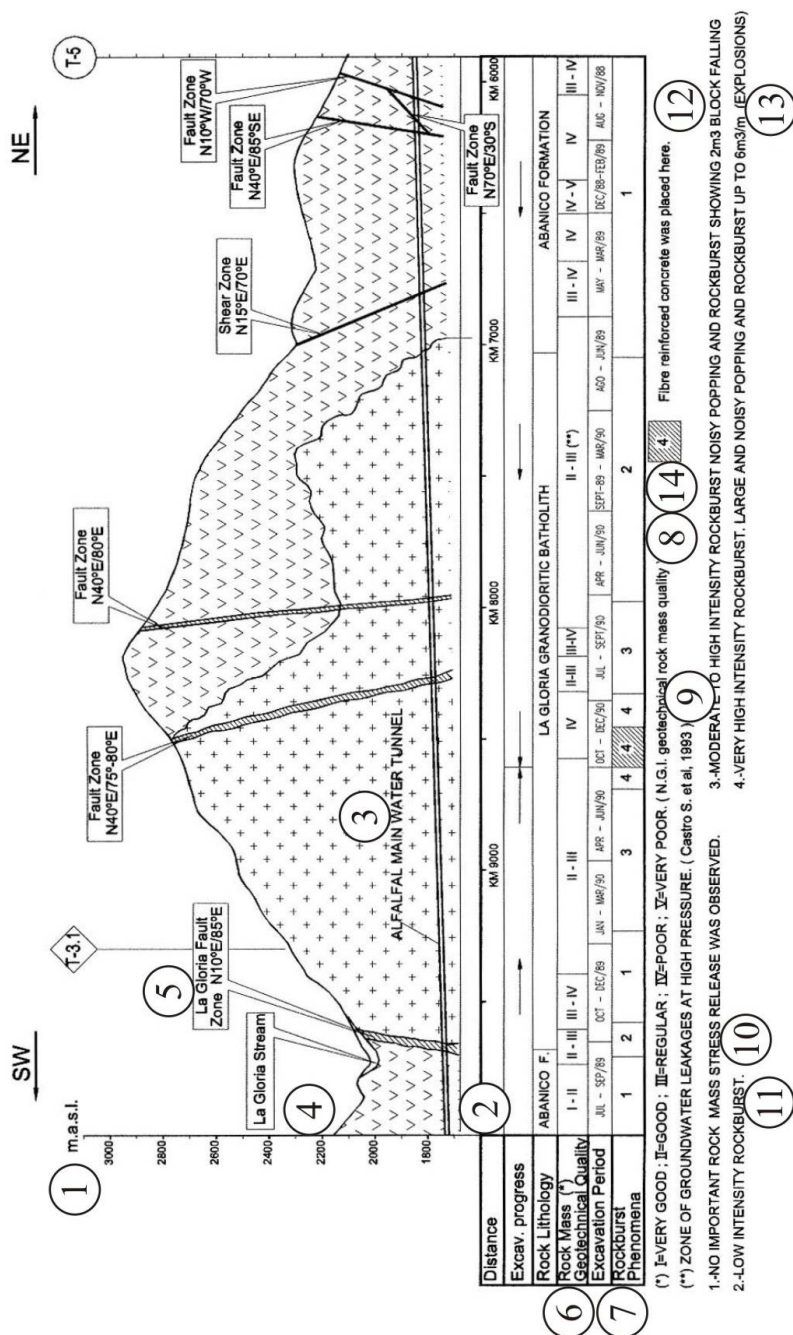


Рис. 4.22. Геологический разрез по туннелю Alfalfa Main Water

Объяснения к рис. 4.22:

1 – высота над уровнем моря; 2 – отметки длины туннеля; 3 – туннель; 4 – река La Gloria; 5 – нарушенные зоны; 6 – характеристика породных масс; 7 – внезапные выбросы пород; 8 – обозначение качества пород: I – очень хорошее, II – хорошее, III – регулярное, IV – плохое, V – очень плохое; 9 – зоны притоков воды с большим давлением; 10 – наблюдалась несущественная разгрузка напряжений; 11 – выбросы малой интенсивности; 12 – выбросы от средней до высокой интенсивности; 13 – сильная интенсивность выбросов; 14 – зона применения набрызгбетона, армированного волокном.

Этот случай побудил подрядчика изменить конструкцию крепи туннеля, применив в ней полиуретановый слой, чтобы обеспечить податливость крепи после затвердения бетона, армированного стальным волокном. Скорость подвигания туннеля в зоне со средними напряжениями пород составила 130-150 м/мес., в районе интенсивных напряжений была снижена до 70-80 м/мес.

В критической по выбросам зоне длиной 165 м применялись следующие решения по организации строительства и системе крепи туннеля (рис. 4.23):

- после взрывных работ в течение 1-1,5 час. персоналу не разрешалось войти в туннель, поскольку в это время в нем наблюдалось спонтанное высвобождение сейсмической энергии;

- проводилась тщательная оборка кровли и забоя туннеля с использованием длинного ручного инструмента, гарантируя безопасность рабочих. Зона сверхэкскавации (перебора сечения) обиралась специально, чтобы создать пространство для установки полиуретановых податливых слоев. Эта работа занимала обычно 1 час.;

- устанавливались тампонируемые стержни в кровле по сетке 1х1 м или 1,5х1,5 м, металлическая сетка, наносился слой набрызгбетона толщиной 10-15 см;

- удалялась отбитая порода, что занимало 2-3 часа;

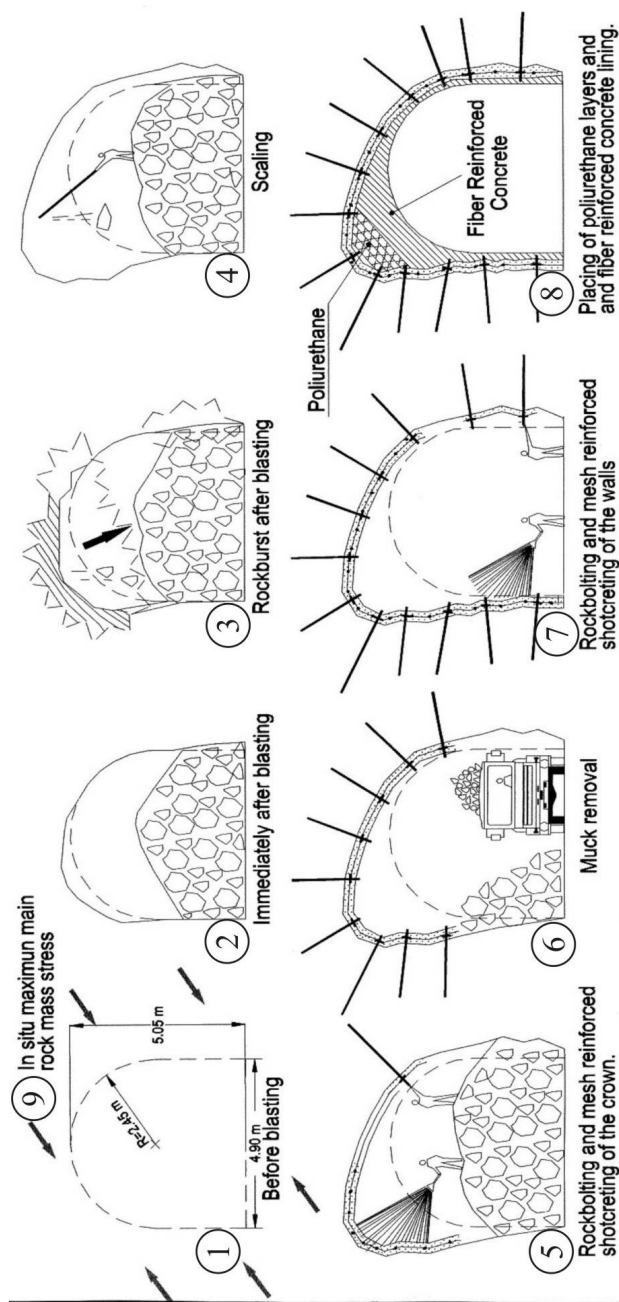


Рис. 4.23. Организация работ по проходе туннеля в выбросоопасной зоне

1 – перед взрыванием; 2 – сразу после взрыва; 3 – выброс после взрыва; 4 – оборка; 5 – установка анкерных болтов, металлической сетки и набрызгбетона кровли; 6 – удаление отбитой породы; 7 – установка анкерных болтов, металлической сетки и набрызгбетона стен; 8 – установка полиуретановых слоев и бетонной крепи усиленной волокном; 9 – направление основных напряжений в массиве.

- устанавливались тампонируемые стержни в стенах туннеля по той же сетке, что и в кровле, размещаемые на высоте 1 м над почвой туннеля, навешивалась металлическая сетка, наносился слой набрызгбетона толщиной 10-15 см;
- в зоне сверхэкскавации в верхней части левой стены и левосторонней части кровли укладывались слои полиуретана толщиной 20 см. Они прикреплялись к периметру туннеля с помощью коротких стержней и металлической сетки;
- наносился набрызгбетонный слой толщиной 50 мм, армированный стальным волокном.

4.5 Выработки туннельного типа шахт Южной Африки

В золотодобывающих шахтах Южной Африки ежегодно проводится более 800 км выработок туннельного типа – горизонтальных полевых штреков и квершлагов доступа к рудному телу (погоризонтных, поэтажных, участковых), наклонных рамп. Большинство из них расположено на расстоянии 10-100 м от плоскостей рудных тел (как правило, в лежащем боку массива) или пересекает эти плоскости.

В настоящее время преимущественным методом подготовки новых выемочных полей служит предварительное проведение выработок, опережающих добычные уступы (создание так называемой последовательной сети туннелей). При таком решении эти выработки подвергаются воздействию не только первичных напряжений пород, но также перераспределению напряжений, вызванных добычными работами. Повреждения этих шахтных туннелей являются результатом либо высоких статических напряжений, либо динамических воздействий индуцированных сейсмических событий.

С другой стороны, туннели, проводимые на шахтах в зонах, разгруженных отработанными участками рудного тела, находятся в гораздо более стабильных условиях и не претерпевают повреждений. В таких туннелях также не происходят внезапные выбросы пород, однако, организационные недос-

татки такой схемы ограничивают ее применение. Поэтому в последние годы на шахтах Южной Африки все более распространяется технология вскрытия и подготовки новых запасов последовательной сетью туннелей, обеспечивающей их проведение заблаговременно до начала выемочных работ, что позволяет успешно решать вопросы планирования и управления горным производством, но увеличивает сейсмическую опасность добычных работ.

Далее приводятся примеры внезапных выбросов породы в золотодобывающих шахтах Южной Африки при проведении выработок туннельного типа.

В шахте Harmony Gold очень большое сейсмическое событие с магнитудой 4,0, происшедшее в июне 1975 г., вызвало значительные повреждения в транспортной выработке 25 – No5N на глубине 1540 м ниже уровня моря. Меньшие, но широко распространившиеся повреждения наблюдались в соседних добычных уступах в районе ствола № 2. Сотрясения ощущались даже в городе Welkom, расположенном на расстоянии 15 км от шахты.

Конфигурация уступов и принципиальные геологические особенности района показаны на рис. 4.24. Надрабатываемая площадь над выработкой 25 – No5N является частью целика неправильной формы шириной до 250 м, который простирается к северу на 400 м. Этот целик с юго-востока окружен выработанным пространством с мощностью, превышающей 1 м и пересекается основным нарушением с амплитудой 40-50 м, а также его ответвлением, параллельным основному нарушению, с амплитудой 30 м, расположенным от последнего в 130м.

При изучении последствий выброса было отмечено, что в добычных уступах 13E, 14E и 15E произошли относительно небольшие повреждения, нанесенные висячему боку (кровле) забоя. В уступах 1N, 2N, 3N участка 25-10 (рис. 4.24) на расстоянии около 5 м обрушилась часть висячего бока жилы. В

забое рудоспуска, который проходил с гор. 25 обрушилось 1,5 м кровли и стен.

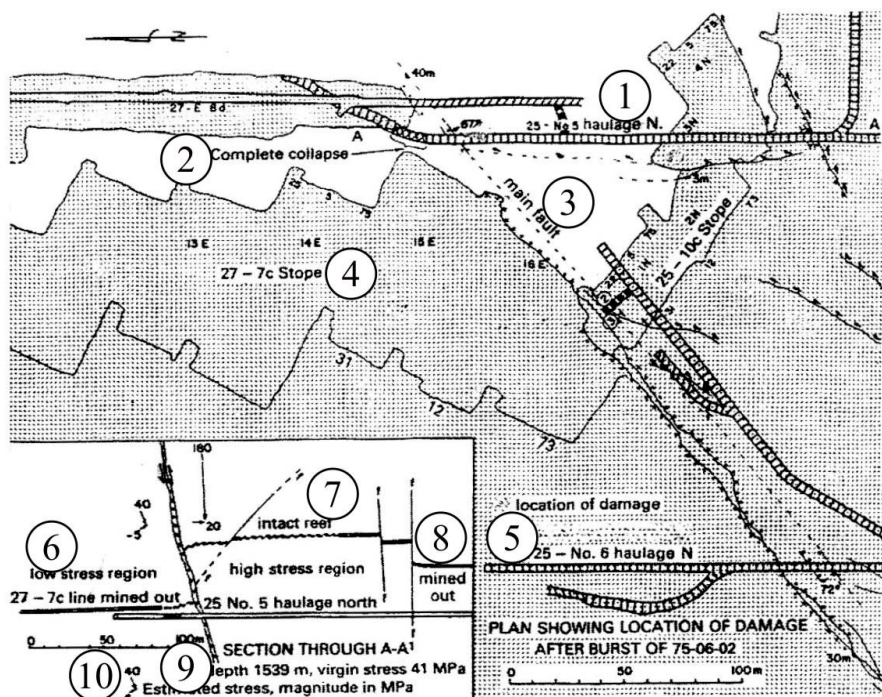


Рис. 4.24. План горных работ и разрез шахты Harmony Gold с повреждениями июня 1975 г.

1 – транспортная выработка 25 – No5N; 2 – полное обрушение; 3 – главное нарушение; 4 – уступы; 5 – расположение мест повреждений; 6 – район низких напряжений; 7 – незатронутая жила; 8 – выбросоопасная зона; 9 – глубина 1539 м, природное напряжение 41 МПа; 10 – оцениваемое напряжение, магнитуда, МПа.

Наиболее интенсивное высвобождение сейсмической энергии произошло в окрестностях пересечения главного нарушения и транспортной выработки 25 – No5N, которая была очень хорошо закреплена вдоль ее полной длины. Полное обрушение произошло на коротком участке выработки, где всего в 5 м над ней существовал целик шириной 10 м (рис. 4.25).

В выработке возникли, но к югу быстро уменьшились повреждения канатных анкеров длиной 10-15 м и нескольких за-тампонированных стержней длиной 2,5 м.



Рис. 4.25. Повреждения транспортной выработки 25 – №5N шахты Harmony Gold

Причиной выброса явилось внезапное скольжение пород вдоль плоскости нарушения, что было вызвано приближением к нему уступов 15Е и 16Е. Сравнительно небольшие повреждения выработок, нанесенные таким близко расположенным к ним большим сейсмическим событием, объясняются адекватной системой крепи туннеля.

Другой, очень сильный выброс, с магнитудой 4,3, произошел в ноябре 1979 г. в подобной геометрической ситуации на расстоянии около 1 км далее к северу. Здесь также выброс был вызван интенсивной выемкой площади вдоль целика

длиной 350 м, сформировавшегося у ответвления основного нарушения, упомянутого выше.

В шахте компании East Rand Proprietary (ERPM) три сейсмических события произошли на глубине 3380 м от поверхности и причинили повреждения различной степени тяжести в полевом штреке, расположенном под целиком в районе Upper Areas (ствол Hercules) на глубине 3380 м. Штрек пройден с действующего уступа на расстоянии 8-9 м под плоскостью рудной жилы, чтобы подготовить уступ 78E (рис. 4.26).

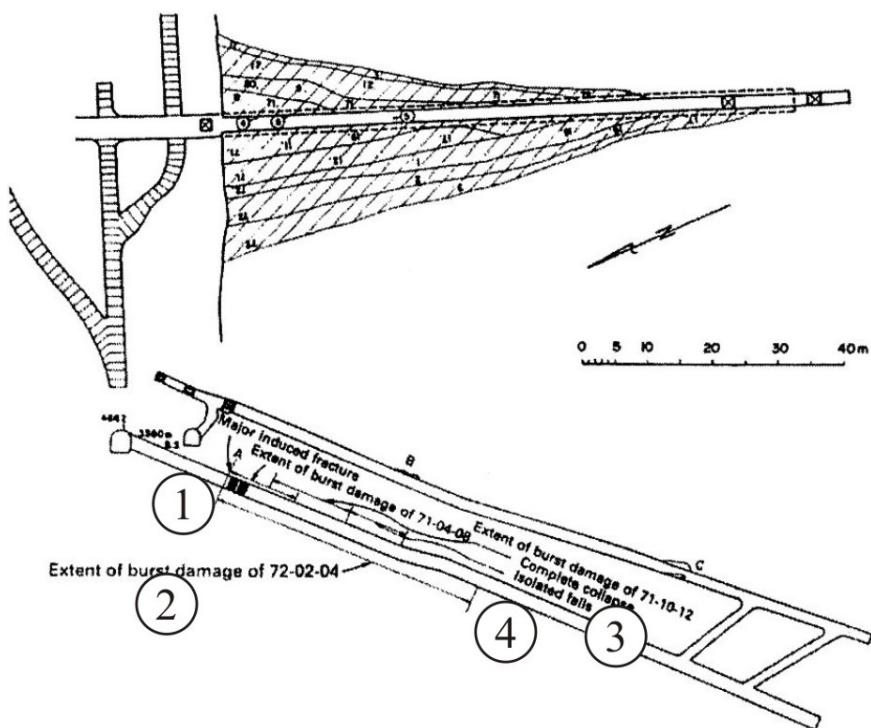


Рис. 4.26. План горных работ и разрез по транспортной выработке шахты East Rand Proprietary

1 – главная трещиноватая зона, вызванная выбросом; 2 – расширенная зона повреждений; 3 – полное обрушение; 4 – изолированные вывалы.

В окрестностях штрека не наблюдались какие-либо существенные геологические неоднородности. Поле напряжений варьировалось от 125 МПа до 195 МПа.

Магнитуда выбросов доходила до 3,0. Во всех трех случаях первичные повреждения, вызванные собственно выбросом, происходили в стенах штрека. Обрушения кровли или отсутствовали, или происходили, как вторичный эффект, вызванный деформацией стен.

Событие 1 произошло ночью в апреле 1971 г., когда сейсмографами были отмечены три выброса с магнитудой от 1,6 до 2,0. Через продольные трещины в верхней части сечения штрека, которые, очевидно, существовали ранее и были вызваны влиянием горных работ, поступала вода. Под уступом 77Е возникла вертикальная трещина, примыкающая к существующим продольным (точка А на рис. 4.26). Начинаясь с этой точки, западная стена штрека растрескалась и ее часть на глубину 1,5 м была оторвана выбросом. Потеря стены постепенно уменьшалась на длине 10 м. В кровле следов новой трещиноватости обнаружено не было.

Событие 2 произошло в октябре 1971 г. с магнитудой 1,7. В части штрека, примыкающей к точке А (рис. 4.26), где отмечена трещиноватая зона, вызванная существующими горными работами, значительные повреждения не наблюдались. Были потеряны около 0,5 м кровли и часть стены, поврежденные предыдущим выбросом. От пункта, расположенного на 8 м южнее точки А, участок штрека длиной 13 м полностью закрыт повреждением стены, уменьшающимся на дальнейших 10 метрах (рис. 4.27, 4.28).

Относительное положение фрагментов стен и плит кровли, характер повреждений болтов показали, что стены штрека, особенно, на восточной стороне сечения были с усилием отторгнуты перед обрушением кровли (рис. 4.27). Заметной особенностью повреждений была раковистая природа трещин в кровле и волнистая поверхность больших плит.

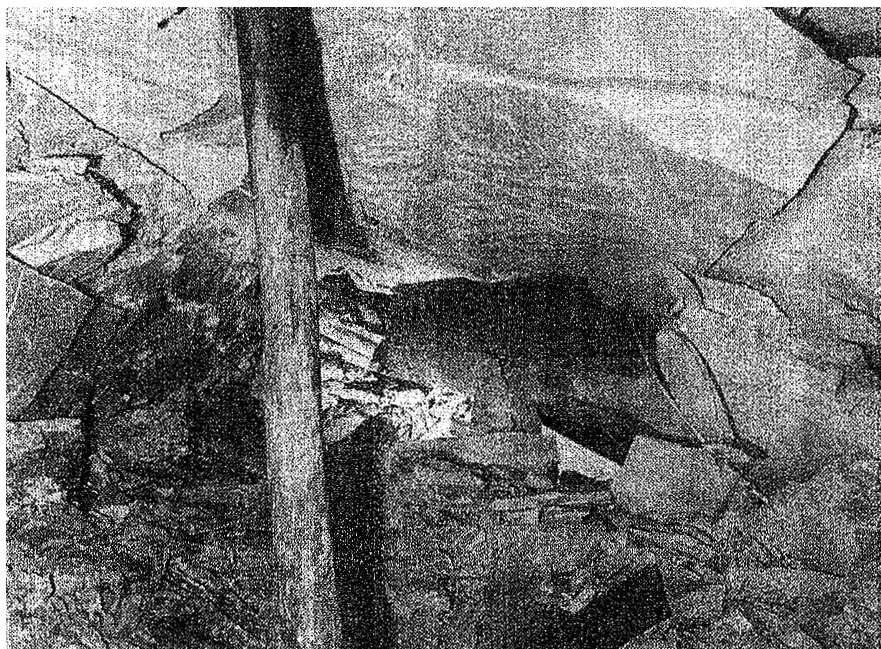


Рис. 4.27. Верх полностью обрушенного сопряжения горизонтальной и наклонной выработок шахты East Rand Proprietary

В подготавливаемом уступе 78Е, расположенным на 9 м выше штрека, не было отмечено видимых повреждений, кроме отслоившейся поверхности висячего бока жилы на площади 1 м^2 и глубиной 80 мм в точке В, а также изолированного вывала пород на площади около 2 м^2 с толщиной выпавшего слоя 0,5 м в точке С на рис. 4.26.

Событие 3 с магнитудой 2,9 произошло в феврале 1972 г. Оно явилось причиной распространившихся и местами тяжелых повреждений в нижней части района Upper Areas. Был серьезно поврежден уступ 75Е, хотя интенсивность повреждений быстро уменьшалась с расстоянием от источника сейсмического события. В уязвимых верхних углах уступов 75Е и 77Е произошли выпадения породных фрагментов, но полевые штреки в лежащем боку и квершлагги на этих горизонтах оста-

а)



б)

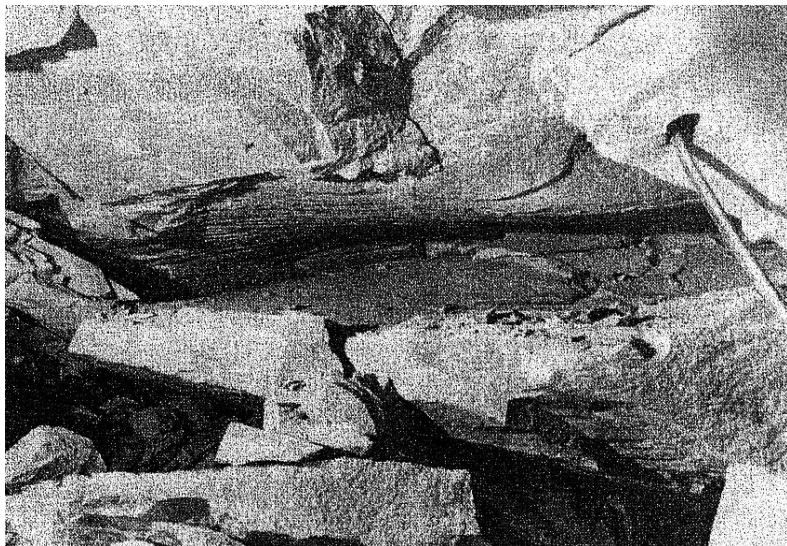


Рис. 4.28. Повреждения в выработках, примыкающих к уступу 78Е шахты East Rand Proprietary

а) полностью закрытая часть восстающей выработки;

б) расслоение кровли на породные плиты.

лись неповрежденными. Расположенный еще дальше от этого источника уступ 78Е остался неповрежденным, но полевая выработка под ним тяжело пострадала. Степень повреждений находилась в промежутке между воздействиями событий 1 и 2. Из стен выпадали породные фрагменты, а повреждения кровли выражались в форме расслоения на плиты с некоторыми признаками прогиба, возможно, вызванного горизонтальными напряжениями.

Исследования механизма выброса показали, что повреждения туннельных выработок уступа 75Е испытали не только влияние сотрясений главного события с магнитудой 2,9, но также воздействие нестабильного распространения трещиноватой зоны, окружающей уступ, запущенного проходящей волной напряжений. Компьютерное моделирование подтвердило этот механизм.

Ни одно из трех событий не вызвало повреждений в северной части полевого штрека, где напряжения, вызванные опорным давлением, были существенно снижены интенсивной надработкой гор. 77Е.

В шахте Durban Roodepoort Deep в августе 1977 г. произошли выбросы с магнитудой 2,0-2,1, которые ощущались на поверхности. Главная транспортная выработка гор. 52 на глубине 2700 м от поверхности была почти полностью завалена большими плитами породы на расстоянии 90 м (рис. 4.29).

Из-за очень крутого падения рудной залежи было нецелесообразно принимать для ее разработки длиннозбойную систему. Это обстоятельство вместе с наличием непромышленных участков месторождения и нескольких изверженных вторжений, явилось причиной появления в выработках нерегулярных зон с высокими и более низкими напряжениями.

Измерения напряжений, выполненные технологией кернового бурения за предыдущие 15 лет, показали, что главное природное напряжение массива составляло 88 МПа и было направлено под углом 18^0 ниже горизонтали на северо-запад.

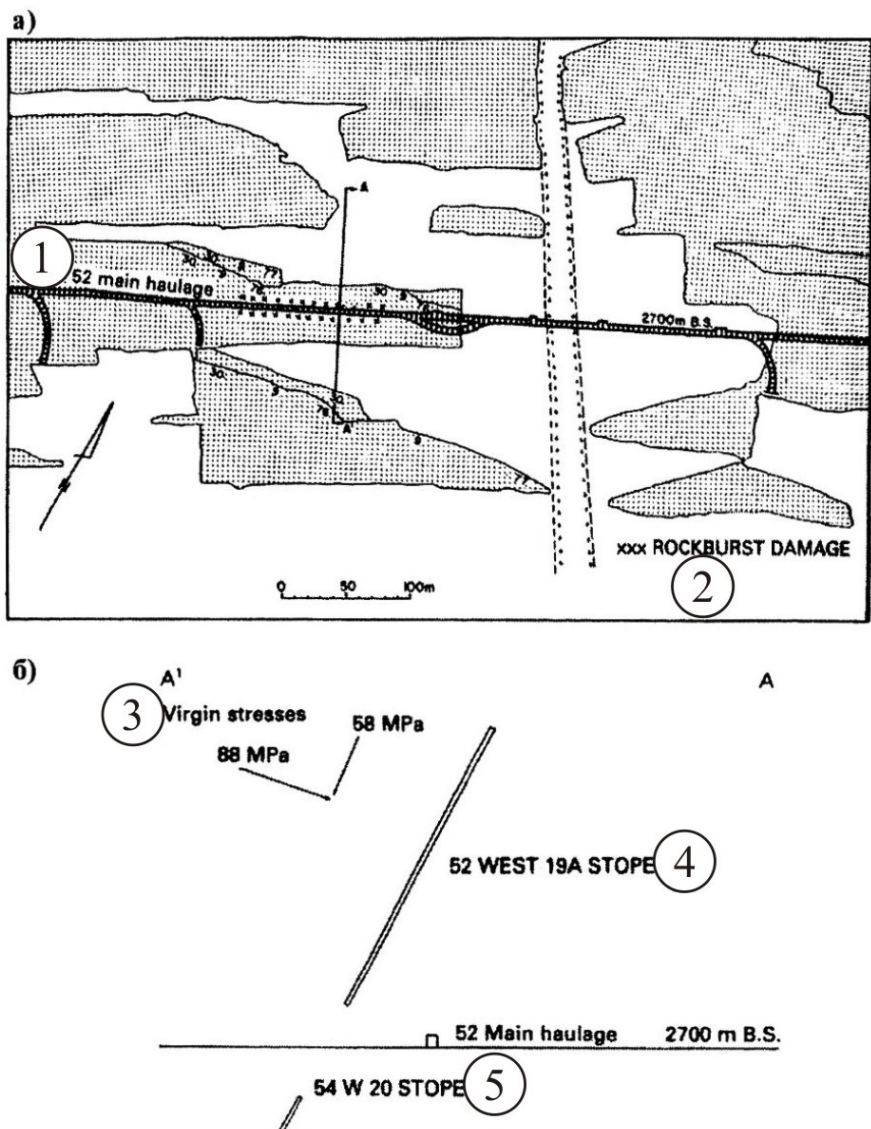


Рис. 4.29. План горных работ шахте Durban Roodepoort Deep

а) расположение главной транспортной выработки гор. 52;

б) поперечный разрез в районе выработки гор. 52.

*1 – главная транспортная выработка; 2 – повреждения при выбросе;
3 – природные нарушения; 4 – уступ 52 West 19A; 5 – уступ 54 W20.*

Отношение его максимальных горизонтальных и вертикальных компонентов составляло 1,44.

Увеличение напряжений, вызванное горными работами, привело к формированию вдоль всей длины транспортной выработки больших прогнутых плит кварцита в южной стене, что сделало неэффективным применение анкерных болтов для ее крепления. При проходке выработки она дополнительно крепилась металлическими арками из двутаврового профиля.

Эта же южная стена претерпела наиболее обширные повреждения при описанных выбросах августа 1977 г. Почти вертикальные плоскости залегания и горизонтальные поверхности, образовавшиеся при выбросе породы и заполненные измельченной пылью, создали прямоугольные или острые грани на южной стороне обрушенного свода кровли (рис. 4.30). Северная половина кровли сформировалась раковистыми поверхностями, показывая иногда волнистые следы, подобные наблюдаемым в полевом штреке 78Е. Анкерные болты были разорваны, а стальные арки скручены и изогнуты. Однако, в добычных уступах повреждения не наблюдались.

Особую роль в предотвращении или уменьшении последствий выбросов при проведении выработок туннельного типа играет крепь этих выработок – ее конструктивные решения, материал, параметры прочности и податливости, технологические особенности применения.

Как уже говорилось, сейсмическое воздействие на туннель начинается с образования породных плит, параллельных контуру его сечения. Если стены туннеля не закреплены, эти плиты могут прогнуться и отделиться от массива так, что размеры сечения туннеля увеличатся до образования горизонтального эллипса. Иногда кровля туннеля обрушается, как результат этого увеличения. Если туннель закреплен, крепь может оказаться недостаточной, чтобы предотвратить формирование плит в стенах. Однако, при необходимой прочности и

плотности крепь может удерживать породные плиты от прогиба и обрушения.

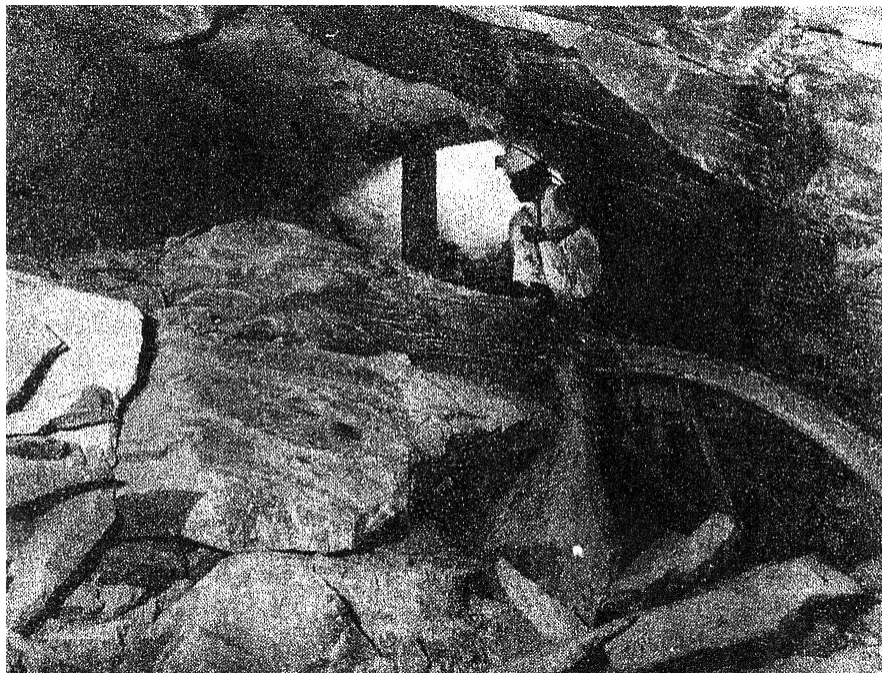


Рис. 4.30. Обрушения в транспортной выработке шахты Durban Roodepoort Deep

Глубина трещиноватой зоны в стенах туннеля на шахтах Южной Африки обычно составляет от трети до половины высоты стен. В качестве крепи здесь обычно используются механические анкерные болты и полностью затампонируемые арматурные стержни и стальные канаты.

Исследования показали, что улучшение состояния туннеля в условиях внезапных выбросов породы достигается не столько усилением несущей способности крепи, сколько улучшением характеристик ее податливости и способности предотвратить фрагментацию и дезинтеграцию трещиноватой зоны, окружающей туннель. Последнее достигается примене-

нием металлической сетки, удерживающей обрушенные породы (рис. 4.31).

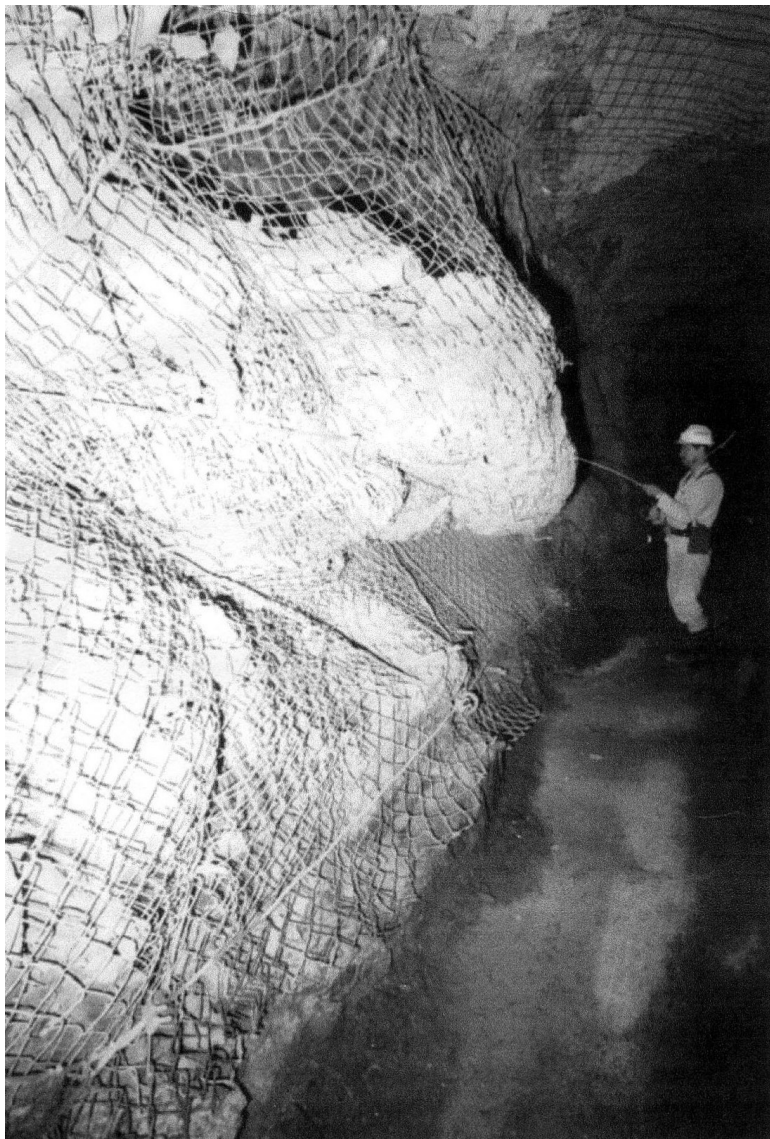


Рис. 4.31. Повреждения в туннеле, закрепленном металлической сеткой и канатными связями анкеров, на глубине 2550 м

Анализ требований к крепи туннелей в выбросоопасных условиях золотодобывающих шахт Южной Африки показывает, что системы крепи должны:

- быть способны к податливости со скоростью смыкания конструктивных узлов 2 м/сек., предпочтительно 3 м/сек.;
- аккумулировать возможные перемещения туннельных стен на расстояние не менее 60 мм;
- иметь минимальное сопротивление 10 кН/м^2 ;
- воспринимать динамические перемещения пород во время внезапного выброса, что так же важно, как и несущая способность крепи;
- быть способными сдерживать дезинтеграцию породных масс, окружающих зону экскавации.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Число, глубина, размеры подземных объектов, строящихся и эксплуатируемых в мире, постоянно растут. Соответственно увеличиваются сейсмические риски, связанные с такими аспектами горных работ, как дизайн и планирование, технология и безопасность, выбор и эксплуатация оборудования. Все эти факторы взаимодействуют между собой и зависят от геологических свойств горного массива, окружающего подземную полость.

Общей особенностью сейсмических событий и их производных - внезапных выбросов пород – служит то, что кинетическая энергия возникает и проявляется, как результат перехода от неустойчивого равновесия породных масс к их перемещению и разрушению.

Повреждения, вызванные выбросом, происходят с интенсивной внезапностью и определяются природным состоянием породного массива, в котором формируется подземная полость, а также ее геометрическими характеристиками и последовательностью горных работ.

В период с 1994 г. по 1997 г. на золотодобывающих шахтах Южной Африки, которые служат одним из самых показательных примеров подземных работ в выбросоопасных условиях, проводились обширные исследования с целью определения факторов, влияющих на распределение и тяжесть последствий внезапных выбросов пород, выяснения механизма их возникновения, поиска мер, снижающих тяжесть последствий. Из-за сходства обстоятельств и видов проявления сейсмических событий результаты этих исследований могут быть распространены и на другие районы и виды горных работ, связанные с созданием подземных полостей различного назначения в условиях выбросоопасности пород.

Методология исследований предусматривала:

- посещение специалистами мест внезапных выбросов до начала восстановительных работ:

- изучение сейсмограмм;
- анализ сейсмической истории района;
- цифровое моделирование геометрии и последовательности работ;
- расчет и анализ темпа высвобождения сейсмической энергии;
- оценку адекватности систем крепи;
- лабораторные исследования образцов пород;
- выработку рекомендаций для дальнейших работ.

Результаты, полученные этими исследованиями, а также работы, проведенные в других выбросоопасных районах мира, описаны в предлагаемой книге. Большое число приведенных в ней конкретных примеров обстоятельств сейсмических событий, а также ущерба, наносимого внезапными выбросами пород, позволяет разработать технологические решения, применимые в специфических геотехнических условиях широкого разнообразия подземных проектов. Сведения об этих решениях, содержащиеся в книге, могут быть использованы научными и практическими работниками горнодобывающих и горно-строительных отраслей промышленности, студентами этих специальностей, а также другими читателями интересующимися вопросами возникновения сейсмических рисков и их управлением.

БИБЛИОГРАФИЯ

Глава 1

- J.Chadwick. Euro copper.
<http://www.informine.com/publications/docs/InternationalMining/Chadwick2009aa.pdf>
- N.Cook. Rock mechanics applied to the study of rockbursts.
http://www.issi.co.za/Y27/dave_ortlepp/Papers/05.pdf
- D.Diering. Tunnels under pressure in an ultra-deep Witwatersrand gold mine.
<http://www.saimm.co.za/journal/v100n06p312.pdf>
- R.Durrheim. Factors influencing the severity of rockburst damage in South African gold mines.
<http://www.saimm.co.za/journal/v098n02p053.pdf>
- R.Durrheim. The risks to miners, mines and the public posed by large seismic events in the gold mining districts of South Africa.
http://www.issi.co.za/Y27/dave_ortlepp/Papers/72.
- R.Durrheim. Violent failure of a remnant in a deep South American gold mine.
http://researchspace.csir.co.za/dspace/bitstream/10204/1410/3/durrheim_1988.pdf
- C.G_ler. A methodology for the definition of geotechnical areas within the South African gold and platinum stopping horizons.
<http://researchspace.csir.co.za/dspace/bitstream/10204/1747/1/GAP416.pdf>
- M.Handley. A review of the sequential grid mining method employed at Elandsrand Gold Mine.
<http://www.saimm.co.za/journal/v100n03p157.pdf>
- R.Heunis. The development of rock-burst control strategies for South African gold mines.
<http://saimm.co.za/publications/downloads/v080n04p139.pdf>
- H.Hoover. Principles of mining.

<http://fliiby.com/file/245831/mkr502719m.html>

R.Jonson. Mining highly stressed areas.

http://researchspace.csir.co.za/dspace/bitstream/10204/1644/1/GAP033_PART_2.pdf

D.Kana. Critical assessment of seismic and geomechanics literature relation to a high-level nuclear waste underground repository.

<http://www.osti.gov/bridge/purl.cover.jsp.jsessionid=4EA80FC250847A59719C903A25c86796?purl=>

K.Koldas. Rockburst and fall of ground investigations in deep level gold mines: South African example.

<http://www.maden.org.tr/resimier/ekler/e7264477cf9b6b2>

L.Linzer. Recent research in seismology in South Africa.

<http://www.scielo.org.za/pdf/sajs/v103n9-10/a1510310.pdf>

A.Milev. Strong ground motion and site response in deep South African mines.

<http://saimm.co.za/journal/v105n07p515.pdf>

C.Mosoane. Ore reserve valuation of mined-out areas and remnants at East Rand Proprietary Mines (ERPM).

<http://www.saimm.co.za/journal/v103n02p087.pdf>

Mponeng Mine.

http://www.angelogold.com/NR/rdonlyres/EO8433CF-AA88-4D2E-8AA7-02F97D0200E4/0/20jan2006_MnonengVisit.pdf

H.Mosental, Presidential address: stoping in Witwatersrand gold mines during the past forty years.

<http://www.saimm.co.za/journal/v090n09p243.pdf>

W.Ortlepp. Rockbursts in South African gold mines: a phenomenological view.

http://www.issi.co.za/Y27/dave_ortlepp/Papers/21.pdf

Y.Potvin. Strategies and tactics to control seismic risks in mines.

<http://www.saimm.co.za/journal/v109n03p177.pdf>

F.Russo-Bello. Longwalling at great death in a geologically disturbed environment-the way forward.

<http://www.saimm.co.za/journal/v100n02p091.pdf>

S.Spottiswoode. Mine seismicity: prediction or forecasting.

<http://www.saimm.co.za/journal/v110n01p011.pdf>

T.Stacey. Evaluation of risk of rock fall accidents in gold mine stopes based on measured joint data.

<http://www.saimm.co.za/journal/v107n05p345.pdf>

F.Viera. Probabilistic mine design methods to reduce rock-burst risk.

<http://www.saimm.co.za/Journal/v102n04p231.pdf>

S.Webber. Numerical modeling of a repeated fault slip.

<http://www.saimm.co.za/journal/v090n06p133.pdf>

Глава 2

M.Abel. Copper mineralization in the footwall complex, Strathcona Mine, Sudbury, Ontario.

http://rruff.info/uploads/CM17_275.pdf

W.Bawden. Risk assessment in strategic and tactical geomechanical underground mine design.

http://www.civil.engineering.utoronto.ca/Assets/civil+Engineering+Digital+Assets/output/assets/Risk_Management_final...

W.Bawden. The use of geomechanical in cost control in underground mining.

<http://www.miningone.com.au/user/files/Updated%20Articles/MI%20-%20The%20use%20...>

W.Bawden. The use of mine sequencing controlled through numerical modeling and instrumentation to distress a highly burst prone sill pillar.

<http://www.civil.engineering.utoronto.ca/Assets/Civil+Engineering+Digital+Assets/output/cim05.pdf>

W.Bawden. Ground support design and performance under strong rockburst conditions.

http://www.civil.engineering.utoronto.ca/Assets/Civil+Engineering+Digital+Assets/output/assets/NARMS_TAC_PAPER_FINAL

W.Blake. Rockbursts: case studies from North-American hard rock mines. Society for mining metallurgy and exploration, Littleton, Colorado, 2003

B.Brady. Rock mechanics for underground mining.
<http://www.scribd.com/doc/25023786/Education-Rock-Mechanics-E-Books-05>

Emerging intermediate gold producer.
http://www.gowebcasting.com/documents/files/events/Event_00000084_puWSNcKY.pdf

H.Hamrin. Underground mining methods and applications.
<http://www.ct.ufrgs.br/laproom/underground%20mining%20methods.pdf>

P.Kumar. Development of empirical and numerical design techniques in burst prone ground at the Red Lake Mine.
http://circle.ubs.ca/bitstream/2429/13938/1/ubc_2003-0109.pdf

O.Michelle. Detailed profiling and quantification on the exposure of personnel to geotechnical hazards in underground mines.
<http://theses.library.uwa.edu.au/adt-WU2005.0032>.

B.Simser. Brief history of fault related ground control issues at xtra's Craig Mine.
http://www.miningexcellence.ca/events/2010/20100120_geology/1/simser.pdf

B.Simser. The performance of Brunswick mine's rockburst support system during a severe seismic episode.
http://www.issi.co.za/Y27/dave_ortlepp/Papers/61.pdf

A.Toper. Develop and implement preconditioning techniques to control face ejection rockbursts for safer mining in seismically hazardous areas.
http://researchspace.csir.co.za/dspace/bitstream/10204/1706/1/GA_P336-1.pdf

Глава 3

S.Castro. Rock mass stress release in the Alfalfal Main Water Tunnel: evidence and remedial actions.

http://lib.hpu.edu.cn/comp_meeting/IGGGE%ES%9B%BD%E9%

R.Durrheim. Factors influencing the severity of rockburst damage in South African gold mines.

<http://www.saimm.co.za/journal/v098n02p053.pdf>

C.Edelbro. Strength of hard rock masses-a case study.

<http://epubl.luth.se/1402-1536/2006/13/LTU-TR-0613-SE.pdf>

Fachtagung alptransitschweiz. The Lotchberg Base Tunnel-connecting Europe.

<http://www.srp.ch/de/referenzen/publikationfn/referate/0252-03-004-MA.pdf>

Guideline for the compilation of a mandatory Code of practice to combat rackfall and rockburst. Accidents in metalliferous mines and mines other than coal.

http://www.dme.gov.za/pdfs/mhs/guidelines/metalliferous_mines.pdf

W.Hustrulid. Underground mining methods. SME, Technology&Engineering, New York, 2001.

Kolar gold fields, Karnataka, India. Mine acquisition and revival project&Investment overview.

<http://www.graftonresources.net/userfiles/file/Kolar%20Goldfield%20Investor%20Presn%20Nov09.pdf>

K.Larsson. Mining induced seismicity in Sweden.

<http://epubl.luth.se/1402-1757/2004/80/LTU-LIC-0480-SE.pdf>

K.Larsson. Seismicity in mines.

<http://epubl.luth.se/1402-1536/2004/22/LTU-TR-0422-SE.pdf>.

Mine seismicity and rockburst risk management.

http://www.acq.uwa.edu.au/data/page/2133/MSRRM_Board_web.pdf

S.Pettersson. Development of the Swedish deep repository for spent nuclear fuel in crystalline host rock.

<http://www.wmsym.org/archives/2003/pdfs/299.pdf>

M.Turnur. Seismically active mines-to buy or not to buy.

<http://www.curlymike.com.au/pdf/paper10.pdf>

M.Turner. Threadbar bolts in a seismically active, high stress, high yield environment-offer Juan Mine, Kambalda.

<http://www.curlymike.com.au/pdf/paper13.pdf>

Глава 4

F.Amberg. Tunnelling in high overburden the Swiss approach.

<http://www.ita->

[aite.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssotiation/ProductAndPublication/TrainingCourses/](http://www.ita-aite.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssotiation/ProductAndPublication/TrainingCourses/)

G.Backblom. Effect of earthquakes on the deep repository for spent fuel in Sweden based on case studies and preliminary model results.

<http://www.skb.se/upload/publications/pdf/TR-02-24webb.pdf>

D.Diering. Tunnel under pressure in an ultra-deep Witwatersrand gold mine.

<http://www.saimm.co.za/journal/v100n06p319.pdf>

Generic seismic risk management plan.

[http://arg.uwa.edu.au/research/underground_mining/mine_seismicity_and_rockburst_risk_management....](http://arg.uwa.edu.au/research/underground_mining/mine_seismicity_and_rockburst_risk_management...)

H.Kim, Underground hydrocarbon storage and overstressed problems.

<http://www.ita-aite.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssiciation/ProductAndPublication/Training/TrainingCourses>

T.Lianjin. Stability ranking system of rockmass surrounding a large-scale underground excavations.

http://www/iaeg.info/iaeg2006/PAPERS/IAEG_390PDF

Loetschberg Base Tunnel.

<http://www.ita-aites.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssociation/ProductAndPublication/Training/Seminars...>

C.Martin. Rock stability considerations for siting and constructing a KBS-3 repository.

<http://www.skb.se/upload/publications/pdf/TR-01-38webb.pdf>

C.Martin. Tunnel construction in brittle rock.

<http://www.ndk.ethz.ch/downloads/publ/PDF-ZLG-SI/13.pdf>

Norwegian Road Tunneling.

<http://www.tunnel.no/article.php?id=116&p=...>

T.Stacey. Tunnel surface support-capacities of various types of wire mesh and shotcrete under dynamic loading.

<http://www.saimm.co.za/journal/v101n07p337.pdf>

TBM Tunneling.

<http://www.tunnel.no/article-php?id=123&p=F.Vuilleumier>.

The Loetschberg Base Tunnel-lessons learned from the construction of the Tunnel.

<http://www.ita-aites.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssociation/ProductAndPublication/ConfPapersExCo/78.PDF>

F.Vuilleumier. The example of Alp Transit Project Loetschberg Base Tunnel.

<http://www.ita-aites.org/cms/fileadmin/filemounts/general/pdf/ItaAssociation/ProductAndPublication/Training/TrainingCourses>

Наукове видання

КАУФМАН Леонід Лазаревич
ЛИСІКОВ Борис Артемович

СЕЙСМІЧНІ РИЗИКИ РАПТОВИХ ВИКИДІВ ПОРОД

(Практика управління ризиками)

(Російською мовою)

Технічний редактор: Сірачьов Ігор Жамельжанович,
гірничий інженер-будівельник

Підписано до друку 27.01.2011. Формат 60х84^{1/16}

Обл.-вид. арк. 19,9. Ум. друк. арк. 19,30

Друк лазерний. Наклад 500 прим. Зам. № 0646

Видавничий дім «Норд-Прес»

Св. про держреєстрацію ДК №839 від 1.03.2002
м. Донецьк, вул. Разенкова, 6

Віддруковано у друкарні «Норд Комп'ютер»
на цифрових лазерних видавничих комплексах
Rank Xerox DocuTech 135 і DocuColor 2060
83003, Україна, м. Донецьк, вул. Разенкова, 6
Тел.: (062) 389-73-82, 389-73-86