

**ТЕХНОЛОГИЯ
РАЗРАБОТКИ
ЗОЛОТОРУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**



ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Под редакцией В.П. Неганова



МОСКВА "НЕДРА" 1995

ББК 33.26
Т 38
УДК 622.342.1

А в т о р ы:

**В.П. Неганов, В.И. Коваленко, Б.М. Зайцев, Ю.А. Казаченко,
Л.И. Сосновский, В.Д. Томилов, Л.И. Бутаков, М.А. Меринов,
А.Ф. Кокташев, В.И. Тарасенко**

Т 38 **Технология разработки золоторудных месторождений /**
В.П. Неганов, В.И. Коваленко, Б.М. Зайцев и др.; Под
ред. В.П. Неганова. - М.: Недра, 1995. - 336 с.: ил.
ISBN 5-247-03527-5

Приведены сведения о современном состоянии отечественной золото-добывающей промышленности и ее проблемах. Изложены методы оптимизации параметров эксплуатационной разведки. Рассмотрены технологические схемы ведения добычных работ открытым и подземным способами. Уделено внимание технологии повторной разработки остаточных запасов подземных рудников открытым способом. Описаны методы взрывной отбойки пород, а также методы управления сдвижением массива горных пород и горным давлением.

Для инженерно-технических работников золотодобывающей промышленности.

Т 250202000-082 — Без объявл.
043(01)-95

ББК 33.26

ISBN 5-247-03527-5

© Коллектив авторов, 1995

ПРЕДИСЛОВИЕ

Золоторудные месторождения из-за большого разнообразия горно-геологических и горнотехнических условий и чрезвычайной неравномерности распределения золота в рудах являются наиболее сложными из рудных месторождений объектами разработки.

Основные факторы, влияющие на выбор технологического варианта ведения горных работ, - тип месторождения, наличие на месторождении различных технологических типов руд, характер распределения золота в рудах, мощность и угол наклона рудных жил и зон, устойчивость горных пород, глубина разработки, климатические условия района, содержание металла в рудах и др. Разнообразие условий обуславливает необходимость применения различных многочисленных вариантов технологии горных работ, экономически целесообразных в отдельных конкретных случаях.

При открытой разработке золоторудных месторождений применяется около десятка различных технологических схем добычных работ, при подземной - до двадцати различных систем разработки. По техническим возможностям некоторые системы могут быть приняты в одних и тех же условиях, однако экономические последствия их применения будут различны. Поэтому принятие правильных однозначных инженерных решений по выбору рационального технологического варианта ведения горных работ, определяющего основные технико-экономические показатели работы предприятия в таких условиях, несколько затруднено.

Еще большую сложность представляет собой выбор рациональных параметров ведения работ по каждому технологическому процессу, что связано не только с экономическими последствиями, но и с безопасностью ведения горных работ.

Кроме этого, за многие годы в золотодобывающей промышленности сложилась специфическая, обусловленная в том числе и техногенными факторами обстановка, потребовавшая применения специальных технологий ведения горных работ (например, технологии повторной отработки открытым способом остаточных запасов подземных рудников), методов безопасного ведения подземных горных работ в условиях повышенного горного давления и удароопасности, методов прогноза и контроля удароопасности и др. По всем перечисленным вопросам сотрудниками Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов (Иргиредмет), головного научно-исследовательского института золотодобывающей отрасли, в течение многих лет велись исследования, разрабатывались и внедрялись в производство рациональные варианты технологии и ее пара-

метры, а на золотодобывающих предприятиях накоплен большой опыт ведения горных работ в различных условиях. Ознакомление с разработанной технологией горных работ и методами выбора рациональных ее вариантов в различных условиях имеет большое значение для инженерно-технических работников золотодобывающих предприятий. Это тем более уместно, что в настоящее время на основе представляемых лицензий на разработку месторождений создается большое число новых предприятий. Кроме этого, в горнотехнической литературе не делалось серьезных попыток обобщить и взаимоувязать результаты научных исследований в области совершенствования технологии горных работ на золоторудных месторождениях.

В книге отражены современные состояние техники и технологии открытой и подземной разработки золоторудных месторождений в России и за рубежом, специфика рудной золотодобычи, возникающие в процессе разработки месторождений проблемы, а также методы и средства их решения. Особое же внимание было уделено авторами изложению методического подхода к выбору рациональных технологических вариантов ведения горных работ в разнообразных условиях, последовательности выполнения технологических операций при применении специальных технологий, определению рациональных параметров применяемых технологий, а также освещению методов ведения горных работ и контроля состояния горного массива, обеспечивающих безопасную и эффективную разработку месторождений.

При подготовке книги использовался и обобщался материал многочисленных научных исследований, выполненных на золотодобывающих предприятиях сотрудниками Иргиредмета, - доктором геолого-минералогических наук В.А. Филонюком, кандидатами геолого-минералогических наук Б.К. Кавчиком, А.М. Готовым, кандидатами технических наук С.П. Разскашиковым, Б.Я. Пушкиным, А.А. Пунишко, горными инженерами П.И. Савченко, Л.В. Шиверских, О.П. Бобровым, М.Г. Решетником, И.М. Куликовой, В.М. Хайрюзовым, З.Г. Баймашевым, В.Н. Королевским, Н.В. Заниным, А.И. Сигаевым, А.И. Косяковым, А.Р. Хариневым, Н.М. Зайцевым, М.Л. Цихоней, В.М. Эвертовским, Е.А. Белкиным, Э.М. Сосновской.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СОСТОЯНИИ И РАЗВИТИИ МИРОВОЙ И ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ЗОЛОТОДОБЫЧИ ИЗ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ЕЕ ПРОБЛЕМАХ

1.1. СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ МИРОВОЙ ДОБЫЧИ И ПОТРЕБЛЕНИЯ ЗОЛОТА

С давних времен золото выполняет функцию мерила стоимости товаров, универсального эквивалента, значение которого заключается в возможности сопоставить через него стоимости товаров в одноименных величинах. Высокие темпы научно-технического прогресса, развитие и расширение связей еще более утвердили роль золота также и как мировых денег, надежного средства международных расчетов, резерва центральных банков в различных странах, базы их денежных систем. Любая страна стремится увеличить свой золотой запас, являющийся показателем устойчивости ее валюты и экономического потенциала.

В 1975 году на первом месте по запасам золота в Центральном банке находились США (8800 т), за ними - ФРГ (3600 т), Франция (3000 т), Италия (2500 т).

Примерное представление о распределении запасов золота в недрах по странам мира дает прогнозная оценка [19] на начало 1980-х годов. Общие запасы в недрах оценивались в 76 тыс.т. Самую большую долю составляли запасы стран Африки - 67% мировых (в том числе 62,8% - ЮАР). При этом подавляющая часть этих запасов сосредоточена в золотоносных конгломератах Витватерсранда в ЮАР. За Африкой наибольшими запасами располагали страны Америки: США 9,4%, Бразилия - 9,7%, Канада - 3,8%. Промышленными запасами золота в количестве от 500 до 1000 т располагают Австралия, Папуа - Новая Гвинея, Филиппины, Индия.

Размеры ежегодной мировой добычи золота (табл. 1.1) колеблются в широких пределах и в большой степени зависят от устанавливаемой цены на золото на мировом рынке, а также состояния сырьевой базы золотодобычи, которая предопределяется не только размерами капитальных вложений в поисково-разведочные работы, но и уровнем развития технологии горных работ, ограничивающей через издержки производства вовлечение в рентабельную отработку запасов с содержанием металла ниже определенного уровня [7]. Падение уровня золотодобычи в период 1950-1960 годов в сравнении с уровнем 1930-1940 годов было связано со снижением цен на золото на мировом рынке и

Т а б л и ц а 1.1

Страны	Добыча золота, т, в капиталистических и развивающихся странах													
	1937	1941	1946	1950	1955	1960	1979	1981	1983	1985	1986	1987	1988	
США	127,9	186	45,5	70,9	58,5	51,5	30	42,9	50,4	79,5	108	154	180	
Канада	127,5	166,3	88,1	136,8	141,3	143	51	52	70,7	90	107,5	120	134	
Бразилия	4,5	4,6	4,4	4	3,4	-	4,5	35	51	72,3	67,4	83,8	Н/д	
Чили	8,5	8,2	7,2	5,8	3,8	-	3,2	12,2	19,8	18,2	19,2	19,2	Н/д	
Колумбия	13,7	13	13,6	11,8	11,9	-	10	17,7	17,9	26,4	27,1	26,3	Н/д	
Доминиканская республика	-	-	-	-	-	-	11	12,88	10,8	10,4	9,1	9	Н/д	
Другие страны Южной Америки	37,5	37,9	19,5	18,4	19	-	10,1	22,2	34,4	44,9	47,7	48	Н/д	
Страны Европы	2,1	1,9	1,5	2	1	-	-	8,5	10	16,5	16,5	16,5	Н/д	
ЮАР	365	438,5	370,9	362,6	454,1	665	703	657,6	679,7	673,3	640	607	662	
Зимбабве	-	-	-	-	-	-	12	11,6	14,1	14,7	14,9	14,7	Н/д	
Гана	17,4	24,3	18,2	21,1	21,4	27,7	11,5	13	11,8	12	11,5	11,7	Н/д	
Другие Африканские страны	38,4	36,7	27,2	26,6	27,8	-	3	15,2	21	25	26,2	27	Н/д	
Филиппины	22,8	36	0,3	10,4	13	-	16,5	24,9	33,3	37,2	39,9	39,5	Н/д	
Папуа - Новая Гвинея	6,7	6,6	0,02	2,5	2,3	-	19,7	17,2	18,4	31,3	36,1	39,9	Н/д	
Другие страны Азии и Океании	64,4	75,2	19,2	18,3	22,3	-	-	11,8	12,7	29,1	34,7	40	Н/д	
Австралия	43	46,8	25,6	26,4	32,6	33,4	18,3	18,4	32,2	58,5	75	108	142	
<i>Всего</i>	<i>886,1</i>	<i>1259,6</i>	<i>657,7</i>	<i>750,6</i>	<i>845</i>	<i>1058</i>	<i>959,3</i>	<i>973</i>	<i>1088,2</i>	<i>1239,3</i>	<i>1280,8</i>	<i>1376</i>	<i>1343</i>	

П р и м е ч а н и е. Н/д - данные отсутствуют.

истощением сырьевой базы многих разрабатываемых месторождений при себестоимости добычи металла, определявшейся применяемой технологией добычи и обработки руд.

Стабильное и быстрое развитие золотодобычи в США, Канаде, Бразилии, Австралии и других странах в начале 1980-х годов явилось прямым следствием повышения цен на золото на мировом рынке.

Увеличение разницы между ценой золота и затратами на его добычу обусловило увеличение прибыльности золотодобычи и значительно интенсифицировало развитие геологоразведочных работ, а также крупные капитальные вложения в реконструкцию старых рудников и освоение новых месторождений. К этому времени значительные изменения претерпела технология добычи и обработки руды из-за бурного научно-технического прогресса, обеспечившая уже значительно более широкие возможности.

В 1987 году по сравнению с 1980 годом добыча золота увеличилась в 1,5 раза (с 951 до 1376 т). Согласно прогнозу исследовательских фирм "Уортон Эконометракс форкастинг ассошиэйт труп" и "Рисорсис стратиджиз", к середине 1990-х годов из-за увеличения мощностей по добыче золота в капиталистическом мире на 15-16% добыча золота превысит 1500 т (Драгоценные металлы и камни. Бюллетень иностранной коммерческой информации - М., 07.06.88, № 65).

Главной золотодобывающей страной в мире является ЮАР, на долю которой в 1981 году приходилось 67% всего добываемого в мире золота. В 1986 году доля ЮАР снизилась до 54% при объеме добычи 640 т. В 1987 году в ЮАР было добыто 607 т золота и доля ее добычи в мировой снизилась до 40%. На втором месте после ЮАР находятся США, добыча золота в которых к 1987 году достигла уровня - 150 т. На третьем месте Канада - 120 т, на четвертом - Австралия, увеличившая за период с 1981 по 1986 год добычу золота в четыре раза (с 18,4 т в 1981 году до 75 т в 1986 году), на пятом - Бразилия, за этот же период времени практически удвоившая объемы добычи золота. Наиболее быстрые темпы роста добычи золота с начала 1980-х годов отмечались в США - в 2,5 раза; Канаде - в 2 раза; Австралии - в 4 раза; Бразилии - в 2 раза; странах Азии и Океании - в 3 раза. В связи с этим, несмотря на значительное падение объемов золотодобычи в ЮАР, образовавшийся дефицит был компенсирован за счет прироста добычи в США, Канаде, Австралии, Бразилии и других странах, что в целом обеспечило неуклонный рост мировой добычи золота.

Основное количество золота в капиталистических и развивающихся странах добывается из коренных месторождений открытым и подземным способами.

В 1986 году добыча золота из россыпей в мире не превысила 6% [7].

Постоянно увеличивающийся спрос делает весьма выгодным использование золота для изготовления ювелирных изделий.

Поэтому ювелирная промышленность является основным потребителем золота. При этом доля золота, используемого в ювелирной промышленности, от потребляемого ежегодно в мире также постоянно увеличивалась с 23,2% в 1980 году до 67,8% в 1987 году. С 1986 года этот показатель установился на уровне 67-70% (табл. 1.2).

Значительная часть добываемого в мире золота (10-13%, что составляет примерно 130-160 т) используется в ювелирной промышленности для чеканки золотых монет. Чеканка и продажа золотых монет являются выгодными потому, что в большинстве случаев монеты покупают как сувениры, имеющие большую цену, чем содержащийся в них металл. В США выпускают золотые монеты "Золотые орлы", ежегодная продажа которых достигает 37-40 т. Канадские монеты "Кленовый лист" занимают в общем объеме реализации монет на капиталистическом рынке наибольшую долю - 55%. В Австралии выпускают монеты "Австралийские самородки золота", ЮАР - "Крюгеры", Японии - "Хирохито". Основными импортерами золотых монет являются страны Дальнего, Среднего и Ближнего Востока, Южной Америки, Японии, Тайваня. Большое количество монет реализуется на внутренних рынках стран, их производящих.

Специфические свойства золота как металла (большой удельный вес, противостояние коррозии, хорошая ковкость, высокая теплопроводность, способность давать в любых пропорциях сплавы с серебром, медью, палладием, платиной, железом и другими металлами, хорошо отражать свет и тепло) обусловили увеличение области его применения в различных отраслях промышленности - радиоэлектронике, компьютерной технике, приборостроении, ракетостроении, атомной энергетике, космической технике.

Для различных стран, добывающих золото, издержки произ-

Т а б л и ц а 1.2

Показатели	Потребление золота в мире				
	1980 г.	1982 г.	1984 г.	1986 г.	1987 г.
Всего потребление	545	1064	1179	1235	1267
В том числе:					
в ювелирной промышленности	127/23,2	713/66,5	819/69,4	840/68	860/67,8
для чеканки монет	187/33,8	131/12,2	130/11	140/11,3	143/11,2
на другие цели	233/43	220/21,3	230/19,6	256/20,7	264/21

П р и м е ч а н и е. В числителе приведено потребление золота, т, в знаменателе - доля от общего объема потребления, %.

водства колеблются в пределах 6-9,6 дол/г. Так, например, средние издержки производства золота в 1985 году [7] для следующих стран, дол/г, составили: ЮАР - 6,07; США - 9,71; Канада - 8,71; Австралия - 7,7.

В 1986-1987 годах средняя себестоимость добычи золота в Канаде составила 6,5 дол/г [7].

Средние капитальные вложения на 1г годовой производственной мощности золотодобывающих предприятий Канады, введенных в эксплуатацию в 1986-1988 годах, составляют 10,8 дол.

Золотодобывающая промышленность поддерживается на хорошем уровне при цене на золото 11,6-12,9 дол/г. Однако позиции некоторых предприятий останутся устойчивыми и при падении цен ниже этого уровня, так как около половины всего золота добывается при затратах около 6,5 дол/г.

Изменение цены на золото на мировом рынке невозможно прогнозировать. Основными факторами, влияющими на цену золота, являются: курс доллара США на международном валютном рынке, темпы инфляции, уровень политической стабильности, валютные и биржевые махинации.

Цена на золото, как правило, обратно пропорциональна курсу доллара.

Инфляция существенно влияет на цену золота только в том случае, если она имеет место одновременно в нескольких странах, включая и США.

Для золотодобывающих стран на размер прибыли влияет соотношение стоимости национальной валюты и доллара США, поскольку цена на золото определяется в долларах США, а затраты на его добычу рассчитывают в национальной валюте.

В последнее десятилетие цена на золото на мировом рынке колеблется в основном в пределах 12-14 дол/г.

Добыча золота на начало XXI века увеличится, но изменится доля отдельных стран в общей добыче. Так, годовую добычу золота в ЮАР до конца XX столетия предполагается увеличить до 690-700 т. Основными производителями золота, кроме ЮАР, останутся Австралия, Бразилия, Канада, США.

1.2. ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАН

Золотодобывающая промышленность капиталистических стран занимает одно из ведущих мест в их горнодобывающей промышленности. Так, по объему капитальных вложений она стоит на третьем месте в цветной металлургии после алюминиевой и медной [7, 8]. В 1986 году в капиталистических и развивающихся странах действовало более 230 золотодобывающих предприятий с производственной мощностью каждого более 0,15 млн т руды в год. Из них 88,8% - 206 рудников обрабатывали рудные

месторождения, 6% - россыпные, 5,2% - старые отвалы. В этом же году выполнялось в золотой промышленности 256 проектов, которыми предусматривалось строительство новых рудников, расширение действующих, строительство и расширение золотоизвлекательных фабрик, проведение геологоразведочных и научно-исследовательских работ на месторождениях. Ниже приведены сведения о золотодобывающей промышленности стран, занимающих ведущее место в мире по добыче золота.

ЮАР

В ЮАР примерно 98% золота добывается подземным способом. В основном разрабатываются жилы или рифы золотоносных конгломератов Витватерсранда, залегающие под углами 20-21°, мощностью 0,1-0,5 м. Общие запасы оцениваются в 4,3 млрд т руды со средним содержанием 9,29 г/т (около 40 000 т золота). В ЮАР сосредоточено более 80% подтвержденных запасов капиталистических и развивающихся стран. Добыча ведется с 1886 года. Содержание золота в добываемой руде постоянно уменьшается. Так, в 1910 году оно составляло в среднем 11,88 г/т; в 1940 - 7,2 г/т; в 1984 - 6,16 г/т; в 1986 - 5,8 г/т [8]. Максимальная добыча золота была достигнута в 1970 году в размере 1000 т. Из-за уменьшения содержания золота, несмотря на увеличение добычи руды, добыча металла в 1987 году снизилась до 607 т. В настоящее время в ЮАР добычей золота занимается около 40 рудников (табл. 1.3):

Ведущие позиции в золотодобывающей промышленности ЮАР занимают горнопромышленные корпорации: "Англо-Американ Корпорейшн оф Саут Африка", "Англовааль", "Дженерал майнинг юнион Корпорейшн ("Дженкор") "Голд филдз оф Саут Африка" ("ГФСА") "Рэндмайнз" и "Йоханнесбург консолидейтед инвестментс". Эти шесть корпораций владеют примерно 40 крупными рудниками - подавляющим большинством золотодобывающих предприятий. Руководящая и координирующая роль в деятельности этих шести корпораций отведена Горной палате ЮАР.

В связи с тем, что по законодательству ЮАР драгоценные металлы в недрах принадлежат государству, все добытое золото поступает в систему Центрального банка страны. Золото является источником до 75% всей валютной выручки. Государство регулирует развитие золотодобычи в стране путем направления на консервацию наиболее продуктивных месторождений золота, поддержания высокого уровня цены металла, прибыльности золотодобывающих предприятий за счет величины налогов. Корпорациям выдаются государственные лицензии на право разведки и разработки месторождений золота. За использование лицензий государство получает значительные суммы арендных и налоговых платежей. В лицензию, как правило, вводится так называемый окупаемый предел (*Paylimit*) содержания золота в добываемых

рудах [6]. Он ежегодно пересчитывается на базе средней за последние пять лет мировой цены золота и имеющихся запасов руды, дифференцированных по качеству и соответственно по издержкам. Превышение этого показателя при одновременной добыче руд различного качества не допускается. Применение этого

Т а б л и ц а 1.3

Горное предприятие (рудник, карьер)	Годовая добыча, млн т руды	Добываемые металлы
-------------------------------------	----------------------------	--------------------

Трансвааль

"Брэкен"	0,5-1	Золото
"Буффелсфонтейн"	Более 3	Золото, уран
"Вааль Рифз"	То же	То же
"Вентерспост"	1-3	Золото
"Виккелхаак"	1-3	То же
"Витватерсрэнд Нигель"	0,15-0,9	"-
"Гроутвлей"	1-3	"-
"Дилкраал"	1-3	"-
"Дурбан Рудепурт Дип"	1-3	"-
"Дорифонтейн"	1-3	"-
"Ист Дрифонтейн"	1-3	"-
"Ист Рэнд Проперти"	1-3	"-
"Консолидейтед"	0,15-0,3	"-
"Иландсрэнд"	0,5-1	"-
"Кинросс"	1-3	"-
"Клоуф"	1-3	"-
"Лесли"	1-3	"-
"Либанон"	1-3	"-
"Маривале"	1-3	"-
"Рэндфонтейн"	Более 3	Золото, уран
"Саут-Рудепорт"	0,3-0,5	Золото
"Стилфонтейн"	1-3	То же
"Уэст Дрифонтейн"	1-3	Золото, уран
"Уэст Рэнд Консолидейтед"	1-3	То же
"Уэстерн Эркиз"	Более 3	Золото
"Уэстерн Дип Левелз"	То же	Золото, уран
"Хастербистфонтейн"	1-3	То же

Провинция "Оранжевая"

"Лорейн"	1-3	Золото
"Президент Бранд"	Более 3	Золото, уран
"Президент Стейн"	То же	То же
"Сент Хелена"	"-	"-
"Уэлком"	1-3	"-
"Уэстерн Холдингз"	Более 3	"-
"Фри Стейт Гедулд"	То же	"-
"Фри Стейт Сайплааз"	1-3	"-
"Хармони"	Более 3	"-
"Юнисел"	0,5-1	Золото
"Гедулд"	1-3	То же

П р и м е ч а н и е. Способ разработки - подземный.

принципа регулирует производство золота в ЮАР таким образом, что при повышении цены на золото увеличиваются объемы его геологических запасов, поскольку становятся рентабельными менее качественные руды.

Корпорация "Англо-Американ Корпорейшн оф Саут Африка" является крупнейшим в стране поставщиком золота. В 1986 году на контролируемых ею рудниках было получено 260 т металла. В состав корпорации входят такие крупные рудники, как "Гедулд", "Президент Стейн", "Уэстерн Холдингз", "Эрфилд", "Вааль Рифз". Первые четыре рудника объединены в один крупнейший в мире золотодобывающий комплекс "Фриголд". В настоящее время здесь действует 28 шахтных стволов, ведется строительство еще четырех.

Компания "Англовааль" принадлежит четыре предприятия по добыче золота, крупнейшим среди которых является рудник "Хастербистфонтейн".

Компания "Дженкор" контролирует работу 13 рудников, суммарная добыча золота на которых в 1986 году составила 105 т. К числу новых рудников компании относится "Беатрис", сданный в эксплуатацию в 1984 году. Добыча руды здесь ведется пока на небольших глубинах, что обеспечивает сравнительно низкие издержки. Содержание золота в руде составляет 6-7 г/т, а ее запасы 20 млн. т при годовой мощности рудника 2,2 млн т руды.

Компания "ГФСА" владеет рудниками в районе Йоханнесбурга. На принадлежащем ей руднике "Клоуф" добывают руду с самым высоким содержанием - 13,5 г/т. В ближайшие 20 лет "ГФСА" предполагает увеличить мощность рудника вдвое. На руднике "Дорнфонтейн консолидейтед" ведутся работы по увеличению объемов золотодобычи, что будет обеспечено посредством ввода пяти новых шахтных стволов.

Компаниями "Йоханнесбург консолидейтед инвестментс" и "Рендмайнз" также принимаются меры по наращиванию производственных мощностей по добыче руды.

Добыча золота в ЮАР отличается своей спецификой, связанной с особенностями залегания и геологического строения разрабатываемых месторождений. Условия разработки на различных рудниках весьма близки, так как практически вся добыча золота ведется в бассейне Витватерсрэнд в южном Трансваале и провинции "Оранжевая". В период нижнего протерозоя, по данным К.В. Тюмлера и В. Вик-Кремера, в этом районе образовалась блюдцеобразная впадина с размерами 300 км с запада на восток и 150 км с севера на юг. В течение длительного геологического периода реки с окружающих впадину на востоке и западе горных цепей сносили в нее осадочный материал, гальку, валуны, песок, мелкопелитовый материал, частицы золота и других минералов, вымываемые из коренных пород. В результате со временем образовалась огромная толща слоев системы Витватерсрэнд мощностью до 6000 м, которые в последующие перио-

ды были покрыты лавами, а затем напластованиями доломитов и отложениями других формаций. Проявлявшиеся в процессе осадения тектонические движения обусловили надвигание слоев и частичное смятие их в складки. Золоторудная горная промышленность концентрируется вдоль краевой зоны бассейна Витватерсранда на девяти различных полях, где вскрыты для разработки горными выработками золотоносные пласты, залегающие под углами 20-22°. Поэтому в настоящее время ведется в основном подземная разработка пластов золотоносных конгломератов, залегающих под примерно одинаковыми углами, мощность которых составляет в основном 0,1-0,5 м, но иногда и 2-3 м. Глубина ведения горных работ достигает 3,5 км. Отмеченные особенности сырьевой базы золотодобычи в ЮАР обуславливают применение определенных, характерных для этих условий, систем подземной разработки, а также и проблемы ведения горных работ, соответствующих условиям месторождений. В основном на рудниках ЮАР применяется система разработки сплошным забоем с открытым выработанным пространством. Основные проблемы связаны с большой глубиной ведения горных работ. Наиболее серьезная из них - горные удары, поскольку при таких глубинах рудников горные удары стали постоянным, осложняющим ведение горных работ фактором. Поэтому большие усилия прилагаются к изучению механизма возникновения и проявления горных ударов, разработке методов и технических средств их прогноза, а также способов их профилактики. Эти работы были начаты в 1915 году, но и сегодня эта проблема полностью не решена. Наибольшее применение на рудниках ЮАР получили следующие методы предотвращения горных ударов: планирование ведения горных работ, закладка выработанного пространства, использование быстроснимающихся и тяжелых крепей, оставление охранных целиков, снятие напряжений пород. Не менее важной проблемой, связанной с большой глубиной ведения горных работ, является создание для рабочих приемлемых условий труда из-за значительного повышения температуры массива пород. На достигнутых в процессе отработки месторождений глубинах температура пород составляет +50°С. В этих условиях основная задача - охлаждение рудничной атмосферы до +28,5°С, что возможно в основном за счет подачи охлажденной воды на рабочие горизонты и охлаждения вентиляционной струи.

С увеличением глубины разработки затраты на добычу руды повышаются. Поэтому для обеспечения рентабельной отработки запасов возникает необходимость разработки технических решений, удешевляющих добычу металла. В настоящее время эта проблема решается путем снижения затрат на подъем руды и пустой породы в результате использования породы от проведения горных выработок для закладки выработанного пространства на очистных работах, подземного обогащения руд с выдачей на поверхность только концентратов и оставлением хвостов обогащения в закладку.

Второй по масштабам добычи золота капиталистической страны являются США, где насчитывается более 200 золотодобывающих предприятий, разрабатывающих коренные месторождения, несколько десятков крупных золотых приисков и сотни мелких карьеров и приисков. Однако основная доля добычи золота приходится на 26-30 крупных предприятий (табл. 1.4). По данным 1986 года, на 25 предприятий приходилось 82% всей добычи, а на 11 наиболее крупных из них - 61% добычи. Золотодобывающая промышленность США с начала 1980-х годов развивалась высокими темпами из-за ввода в эксплуатацию большого числа новых рудников, а также благодаря разработке и ширококомасштабному использованию технологии кучного выщелачивания, которая позволяет рентабельно перерабатывать руды с содержанием золота не менее 1 г/т. Увеличение цен на золото с начала

Т а б л и ц а 1.4

Горное предприятие (рудник, карьер)	Годовая добыча, млн т руды	Добываемые металлы
<i>Невада</i>		
"Аллигатор Ридж"	0,5-1	Золото
"Атланта"	0,15-0,3	То же
"Бакхорн"	0,15-0,3	Золото, серебро
"Виндфол"	0,15-0,3	Золото
"Карлин"	0,5-1	То же
"Кортес"	1-3	—"
"Канделария"	1-3	Золото, серебро
"Даунд Маунтин"	1-3	Золото
"Чайни Крик"	1,5	То же
"Монтана Туппелс"	4,4	—"
"Флорида Кэньон"	3,6	—"
"Хог Ренг"	0,8	—"
"Мак Лохлин"	0,7	—"
"Парадиз Пик"	1,5	—"
"Пинсон и Пребл"	1,14	—"
"Сликер"	2,2	—"
"Зака"	1	—"
"Гоулд Бор"	0,45	—"
<i>Аризона</i>		
"Копперстоун"	0,54	Золото
"Карго Мучечо"	0,88	То же
<i>Калифорния</i>		
"Пойн Три"	2,28	Золото
<i>Южная Каролина</i>		
"Риджуэй"	3,9-4,5	Золото
<i>Колорадо</i>		
"Саммитвиль"	1,7	Золото

П р и м е ч а н и е. Способ разработки - открытый, на руднике "Пойн Три" (Калифорния) - открыто-подземный.

1980-х годов побудило к большим капитальным вложениям в реконструкцию действующих рудников и освоению новых крупных месторождений. Низкие капитальные затраты и быстрые сроки ввода в эксплуатацию установок кучного выщелачивания также привлекли много новых предпринимателей в золотодобывающую промышленность. В результате этого в США в 1984 году введено в эксплуатацию 25 новых рудников, увеличивших добычу золота на 14,2 т, в 1985 году - 31 рудник с годовой добычей 26 т золота, в 1986-1987 годах - 35 рудников с добычей 43,5 т [8].

В отличие от ЮАР в США разработка золоторудных месторождений производится преимущественно открытым способом (см. табл. 1.4). В 1986 году из 51 рудника с годовой добычей более 150 тыс. т руды на 44-х вели добычу открытым способом, на 4-х - подземным, 3 рудника находились на консервации. Наибольшее количество золота добывают в штате Невада.

Крупнейшие производители золота: компания "Хоумстейк Майнинг", "Нью маунт голд К", "Фрипорт Ман Моран голд К".

Компания "Хоумстейк майнинг" ведет добычу на месторождении Хоумстейк (штат Южная Дакота) и осваивает близлежащий золотonosный район "Оупенкат". Количество золота, добываемого на рудниках фирмы, превышает 30 т.

Компания "Фрипорт Ман Моран голд К" ведет добычу золота в штате Невада. Ей принадлежит 70% акций месторождения "Джеррит-Кэнон".

В США среднее содержание золота в добываемых рудах значительно ниже, чем в ЮАР и Канаде. В разведанных запасах оно находится на уровне 2,5-2,8 г/т. Низкое содержание металла в рудах способствовало быстрому развитию и широкому применению кучного выщелачивания.

Одной из главных проблем разработки золоторудных месторождений США является изыскание путей повышения рентабельной отработки их в условиях низкого содержания золота в запасах. Эта проблема на карьерах США решается посредством обеспечения надежного контроля качества добываемых руд на основе эксплуатационной разведки и опробования, отстройки сортовых планов добычных блоков, применения технологии селективной выемки, позволяющей извлечь из месторождения меньшее количество рудной массы с большим содержанием золота, и технологии кучного выщелачивания.

КАНАДА

Быстрый рост объемов добычи золота в Канаде и выход ее на третье место в мире был связан с общими тенденциями развития золотодобывающей промышленности - изменением цены на золото и уровня применяемой техники и технологии, увеличением капиталовложений в золотую промышленность. Однако конкретным

толчком к быстрому развитию отрасли послужило открытие в 1981-1982 годах богатейшего нового месторождения "Хемло" с запасами золота 622 т и содержанием металла в руде 5,8-10,6 г/т. Это открытие привлекло внимание предпринимателей и вызвало рост вложений в поисково-разведочные работы. С 1983 года стала осуществляться правительственная программа стимулирования капитальных вложений в разведку минеральных ресурсов, основанная на введении для инвесторов льготного налогового режима. В результате была проведена реконструкция многих ранее действовавших предприятий и введен в эксплуатацию целый ряд новых месторождений золота.

По данным изданного в Канаде отчета [8] о результатах изучения 65 золотодобывающих рудных предприятий, в 1987 году было введено 13 новых предприятий, что позволило увеличить добычу золота на 7 т, а проведенная реконструкция действующих рудников позволила увеличить добычу золота на 9,6 т. В 1987 году в провинции Онтарио на 25 действующих предприятиях было добыто 49,8 т золота, в провинции Квебек на 22 рудниках - 29,5 т.

В 1988 году на севере провинций Онтарио и Квебек введены в эксплуатацию еще четыре горно-обогачительных предприятия по добыче и переработке золотой руды с годовой мощностью 7 т золота.

С началом интенсивного развития золотодобывающей промышленности в начале 1980-х годов в Канаде по примеру ЮАР стали образовываться крупные горнопромышленные группы. В настоящее время в Канаде основные объемы добычи золота контролируют четыре группы фирм - "Плейсер доум Инк", "Баррик рисорсиз", "Эко-Бэй-Майнз", "Лак Минералз".

Группа фирм "Плейсер доум Инк" была создана в 1987 году в результате объединения компаний "Доум майнз", "Кэмпбелл-Ред-Лейк" и "Плейсер девелопмент". В 1986 году добыча золота на предприятиях этой группы составляла 25,7 т. В состав группы входят такие рудники, как "Кэмпбелл майн", "Доум майн". Рудник "Кэмпбелл майн" является одним из трех наиболее крупных рудников Канады по добыче золота за счет высокого содержания золота в руде - 18,7 г/т. Добыча золота на руднике "Доум майн" достигает более 4 т. Рудник эксплуатируется уже 75 лет, однако запасы руды еще значительны.

На рудниках группы "Баррик рисорсиз" в 1987 году добыто 8,9 т золота. Ее мощности в настоящее время наращиваются за счет ввода в эксплуатацию нового рудника "Мак Дермотт" (провинция Онтарио) мощностью 3,1 т золота в год.

В 1987 году на рудниках группы "Лак минералз" добыто 23,6 т золота. В ее состав входят рудники "Дойон", "Буске", "Пейдж Уильямс". Месторождение "Дойон" имеет запасы 11 млн т руды при среднем содержании металла 4,7 г/т, месторождение "Пейдж Уильямс" имеет запасы 40 млн т руды со средним содержанием металла 5,8 г/т. Самыми крупными по добыче золота в

Канаде являются рудники "Голден дисайнт" - 9,3 т/год; "Пейдж Уильямс" - 7,1 т/год; "Лупин" - 5,9 т/год; "Дэвид Бэлл" - 5,6 т/год.

Кроме приведенных в табл. 1.5 рудников, в период с 1987 года планировалось ввести в эксплуатацию еще 20-25 новых рудников с суммарной добычей золота 35-40 т.

Т а б л и ц а 1.5

Горное предприятие (рудник, карьер)	Годовая добыча, млн т руды	Добываемые металлы
<i>Квебек</i>		
"Агнико Игл"	0,3-0,5	Золото, серебро
"Бускет"	0,15-0,3	Золото
"Дариус"	0,15-0,3	Золото, серебро
"Хэмло"	0,3-0,5	Золото
"Ламан"	0,3-0,5	То же
"Сигма"	0,3-0,5	—"
"Чадбурн"	0,15-0,3	—"
<i>Онтарио</i>		
"Доум"	0,5-1	Золото
"Кемпбэлл Редлейк"	0,15-0,3	То же
"Керр Эддисон"	0,3-0,5	—"
"Макасса"	0,15-0,3	—"
"Онапинг"	0,3-0,5	—"
"Памар"	1-3	—"
"Росс"	0,15-0,3	—"
"Тимминс"	0,15-0,3	—"
"Бечелор Лейк"	0,15-0,3	—"
"Лупин"	0,5-1	—"
"Ринэбий"	0,15-0,3	—"
"Ивен Везайна"	0,3-0,5	—"
"Монтаубен"	0,15-0,3	—"
"Диур Лэйк"	0,5-1	—"
"Лас Шотт"	0,3-0,5	—"
"Дэвид Бэлл"	0,3-0,5	—"
"Голден Дисайент"	1-3	—"
"Хойл Понд"	0,15-0,3	—"
"Пейдж Уильямс"	1-3	—"
"Блэкдоум"	0,05-0,15	—"
"Мак Лиллен"	0,3-0,5	—"
"Маунт Скукум"	0,1-0,15	—"
"Белл Крик"	0,1-0,15	—"
"Джо Мэнн"	0,15-0,3	—"
"Стар Лэйк"	0,05-0,1	—"
<i>Северо-Западные территории</i>		
"Джайент Йеллоунаиф"	0,3-0,5	Золото
"Кон Райкон"	0,15-0,3	То же
"Дайон"	1-3	—"
"Киена"	0,3-0,5	—"
"Аул Крик"	0,15-0,3	—"

Примечание. Способ разработки - подземный, на рудниках "Онапинг" и "Памар" (Онтарио) - открыто-подземный.

В отличие от США, где преобладает открытый способ разработки, в Канаде добыча золота из коренных месторождений ведется практически повсеместно подземным способом (см. табл. 1.5). Это связано как с характером залегания рудных тел, так и со значительно более высоким содержанием золота в рудах. Преобладает разработка крутонаклонных рудных тел мощностью от нескольких дециметров до десятков метров. Глубина горных работ в отдельных случаях достигает 2000 м.

Условия разработки на Канадских подземных рудниках (глубина разработки, большое разнообразие горно-геологических условий, большая доля месторождений, имеющих крутое падение и небольшую мощность) наиболее близки условиям подземной разработки отечественных золоторудных месторождений. Эти условия определяют следующие основные проблемы ведения горных работ:

- выбор, применение и совершенствование наиболее эффективных систем подземной разработки для различных горно-геологических условий;

- рентабельная разработка тонкожилых месторождений;

- изучение напряженного состояния горного массива, разработка методов и технических средств прогнозирования и способов профилактики горных ударов;

- ведение горных работ в условиях неустойчивых пород.

Одной из проблем, требующих разрешения, является освоение технологии кучного выщелачивания золота из руд с низким содержанием, которая начала использоваться в Канаде с 1987 года.

АВСТРАЛИЯ

Разработка золотых россыпей Австралии началась в 1851 году. Первыми начали осваиваться месторождения в Маунт-Морган (штат Квинсленд), в Калгурли и Кулгарди в Западной Австралии. Наибольший объем добычи золота был достигнут в 1903 году [7] и составил 121,27 т. Затем из-за истощения запасов и падения цен на золото добыча его стала постепенно падать, достигнув к началу 1980-х годов уровня 18-20 т в год (табл. 1.6). С начала 1980-х годов, как и во многих других странах, золотодобывающая промышленность получила большое развитие, объемы добычи золота превысили 100 т, приблизившись к уровню США и Канады. Причины роста добычи металла общие с другими странами - повышение прибыльности предприятий в связи с увеличением цен на золото, отмена налогов на прибыль геологоразведочных и золотодобывающих предприятий, усовершенствование технологии добычи и переработки руд. Расходы на геологоразведочные работы в период с 1980 по 1986 год возросли с 25 до 200 млн австралийских долларов.

Т а б л и ц а 1.6

Горные предприятия (рудник, карьер)	Способ разра- ботки	Годовая добы- ча, млн т руды	Добываемые металлы
<i>Западная Австралия</i>			
"Маунтнин Шарлотта"	Подземный	0,5-1	Золото
"Сентрал Норсмен"	То же	0,15-0,3	То же
"Телфер"	Открытый	1,5	"--"
"Бодингтон"	То же	2-3	"--"
"Гренайте"	Подземный	1,95	"--"
"Голден Кроуп"	То же	1,2	"--"
"Уэстониа"	"--"	1,6	"--"
"Коктри"	"--"	1	"--"
"Голти Мор"	"--"	1,2	"--"
"Ред Доум"	"--"	1,5	"--"
"Лэди Бонтифул"	"--"	2,25	"--"
"Норд Калгори"	-	1-3	"--"
"Файмастон"	-	1-3	"--"
"Маунт Шарлотта"	-	1-3	"--"
"Центральный Норсмен"	-	-	"--"
"Маунт Лейшен"	-	-	"--"
"Камбалда"	Подземный	-	"--"
<i>Квинсленд</i>			
"Кидстон"	Открытый	3,3	Золото
"Биг Белл"	То же	2-3	То же
"Корнешн Хилл"	"--"	2-3	"--"
"Пажинго"	Подземный	-	"--"
<i>Новый Южный Уэльс</i>			
"Парагон"	Открытый	-	Золото
<i>Южная Австралия</i>			
"Олимпик Дэм"	Открытый	-	Золото

При больших масштабах добычи золота в Австралии в прошлом веке и в начале текущего столетия наиболее богатые жильные запасы руд многих месторождений уже были вынуты ранее, и оставшиеся на них запасы считались нерентабельными. Однако изменение цен на золото позволило вовлечь эти остаточные запасы в отработку. В целом по стране большая часть золота добывается из коренных месторождений открытым способом. Это связано с отработкой руд в пределах зоны окисления, которая простирается до глубины 100 м от земной поверхности. Окисленные руды легче измельчаются по сравнению с подстилающими их сульфидными рудами, что требует меньших затрат на их отработку. Поэтому большое число современных предприятий - карьеры, обрабатывающие небольшие остаточные запасы на известных ранее месторождениях с содержанием золота в рудах в пределах 2-5 г/т. Срок службы и годовая мощность их сравнительно невелики. Однако активизация геологоразведочных работ привела и к открытию новых месторождений, особенно на территории Западной Австралии, где золото имеет широкое распространение. Только в Восточном инспекторате зарегистрировано

около 200 новых рудников. В 1986 году в Западной Австралии было введено в эксплуатацию 20 рудников (из них лишь два - подземные), в 1987 году - 25 рудников, что позволило увеличить добычу золота на 46 т. Для стабилизации и, тем самым, увеличения достигнутого уровня золотодобычи требуется освоение запасов нижележащих горизонтов путем введения в строй подземных рудников с большими объемами добычи и сроками эксплуатации.

По данным 1986 года, в Австралии имелось (см. табл. 1.6) 46 золотых рудников с годовой добычей более 150 тыс. т руды, из которых 27 карьеров, 10 совместных и 7 подземных.

Запасы золота в стране на конец 1986 года составляли: промышленные 1026 т, перспективные 254 т, прогнозные 231 т [7].

При специфических особенностях руд зоны окисления Западной Австралии большую роль в освоении остаточных запасов ранее отработывавшихся месторождений сыграло широкое применение сорбционной технологии извлечения золота с использованием активированного угля (уголь в пульпе), позволяющей с наименьшими затратами вести обработку руды с небольшим содержанием золота. Наряду с этим начато применение технологии кучного выщелачивания (рудники "Ред Доум" - руды с содержанием золота 2,35 г/т, "Маунт Лейтон" - руды с содержанием 1,8 г/т).

Примерно 80% производимого в стране золота добывается в штате Западная Австралия.

Крупнейшей группой компании является "Уэстерн Майнинг". Крупнейшие карьеры - "Кидстон" (штат Квинсленд), "Телфер" и "Бодингтон" (Западная Австралия), "Биг-Белл", "Корнейшил Хилл".

Карьер "Кидстон" работает с 1984 года. Запасы месторождения составляют 35 млн т руды со средним содержанием золота 1,8 г/т.

Карьер "Телфер", принадлежащий компаниям "Ньюмаунт" и БХП, имеет общие запасы 10,5 млн т руды со средним содержанием золота 2 г/т и является одним из крупнейших по добыче золота (7,8 т металла в год).

Карьер "Бодингтон" введен в эксплуатацию в 1987 году. Запасы месторождения 45 млн т с содержанием металла 2,3 г/т, добыча золота 5,3-6,2 т в год.

Карьеры "Биг-Белл" и "Корнейшил Хилл", принадлежащие Канадской фирме "Плейсер Девелопмент", имеют мощность 6,2 т золота в год каждый.

Характерным как для Австралии, так и для других развитых капиталистических стран является то, что для ведения горных работ на карьерах и рудниках не используется горное оборудование владельцев предприятий, а все работы проводят специализированные подрядные фирмы. При этом за счет исключения капитальных затрат на горное оборудование и эксплуатационных

расходов на обслуживающий его персонал достигаются минимальные издержки на добычу руды. Исключение составляют лишь крупные предприятия с большим сроком службы.

Основные проблемы на горных предприятиях Австралии связаны с обеспечением рентабельной отработки месторождений в условиях низкого содержания металла, небольших сроков службы предприятий, открытой разработки остаточных запасов старых рудников. Требуют решения вопросы обеспечения эффективного контроля качества добываемых руд, выбора рациональной технологии горных работ при отработке запасов усложненной структуры (остаточные запасы), применения и обоснования параметров специальной селективной технологии выемки запасов.

БРАЗИЛИЯ

Отличительной особенностью золотодобывающей промышленности страны является ее низкая техническая оснащенность, обусловленная тем, что еще в конце 1980-х годов около 80% золота добывалось старательским способом, практически вручную [19]. Несмотря на это, в прошедшем десятилетии, с 1980 по 1990 год, произошел весьма быстрый рост золотодобычи (с 35 т в 1981 году до более чем 80 т в 1989 году). Этот рост в значительной мере обеспечен открытием и вовлечением в эксплуатацию крупных россыпных месторождений золота, таких как "Сьерра Пеллада" (запасы 150 т золота), "Итлиуба", "Ксингуара" (запасы 100 т) и других, недостаточной занятостью населения в промышленности, а также принятым в 1981 году решением правительства о закупках центральным банком золота на внутреннем рынке. В настоящее время около 70% установленных запасов золота содержатся в россыпях и лишь около 30% - в коренных месторождениях. Старательская добыча, отличающаяся бессистемностью и малой эффективностью ведения работ, приводит к быстрому истощению месторождений и связана с большой трудоемкостью работ и высокими издержками производства. Поэтому главным направлением развития золотодобычи в стране является разведка и освоение крупных коренных месторождений золота. При разработке коренных месторождений преобладает подземный способ разработки с привлечением специализированных компаний. В 1985-1990 годах общие инвестиции в разработку коренных месторождений золота составили более 600 млн долларов, что обеспечило рост шахтной добычи до 30-35 т в год с 8 т в 1985 году.

Ведущие позиции в разработке коренных месторождений золота занимает фирма "Минерасау Морроу-Велью", 51% акций которой владеет группа "Базанно Сименсен" и 49% - "Англо-Америкен".

Правительство Бразилии планирует программу крупных капитальных вложений в организацию добычи золота подземным и от-

крытым способами, в результате чего, при наличии крупных запасов золота в недрах, страна к концу века может выйти на уровень 200 т золота в год при сокращении старательской добычи более чем на 50 т.

В настоящее время крупнейшим золотодобывающим предприятием Бразилии является "Морроу-Велью", которое разрабатывает подземным способом месторождения "Белу Оризонтэ" и "Джакобина". Годовая добыча составляет 10-11 т золота. Начата эксплуатация нового горно-обогачительного предприятия "Агасу" в штате Баия. Компания "РТ" планирует обрабатывать месторождение "Морро де Оуро" с содержанием золота в руде менее 1 г/т. Это крупное месторождение, расположенное неглубоко, легкодоступно для обработки и будет одним из самых бедных в мире, разрабатываемых коренных месторождений золота. Ведется подготовка к освоению месторождения "Крикссес Голд", запасы которого оцениваются в 7 млн т руды с содержанием 11,7 г/т. В районе Паракату (штат Минас-Эперакс) планируется строительство золотодобывающего предприятия с годовой мощностью 3 т золота с проектным сроком эксплуатации 15 лет. В районе Арапуатапа, штат Мату Гросу, планируется строительство горно-обогачительного предприятия на месторождении медно-золотых руд. Запасы его оцениваются в 1 млн т руды с массовой долей меди 1,1% и содержанием золота 15 г/т.

1.3. ИСТОРИЧЕСКАЯ СПРАВКА О РАЗВИТИИ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Первые серьезные попытки изыскания и добычи отечественного золота были сделаны в России в начале XVIII века. В "Горной привилегии", вышедшей 10 декабря 1719 года, указывалось, что соизволяется всем и каждому дается воля, каково б чина и достоинства ни был, во всех местах, как на собственных, так и на чужих землях - искать, копать, плавить, варить и чистить всякие металлы: сиречь - золото, серебро, медь. По данным В.В. Данилевского (Русское золото. - М., Металлургиздат, 1959), первым было найдено серебро в Забайкалье. В 1704 году началась государственная добыча серебра на Нерчинских рудниках - Большой и Малый Култук. Были выплавлены первые 1 фунт и 24 золотника отечественного нерчинского серебра. Вначале завод по выплавке серебра был в подчинении нерчинского воеводы, а с 1721 года перешел в ведение Берг-коллегии. Первое же отечественное золото было открыто в 1714 году минцмейстером (пробовальным мастером) "Купецкой палатки" (первой химической лаборатории в России) Иваном Макеевым, который провел анализ состава серебра Нерчинских рудников и установил в нем наличие примеси золота. Благодаря этому открытию началась добыча золота в России путем его отделения от се-

ребра нерчинских руд. В XVIII веке из нерчинских руд было добыто около 50 пудов золота.

С 1726 года на Алтае на Колывано-Воскресенских заводах их владелец А. Демидов вел добычу меди. В 1734 году было установлено, что в рудах имеется хорошее содержание серебра и золота. С 1735 по 1799 год из руд попутно с медью было выплавлено более 1000 пудов золота. (Максимов М.М. Очерки о золоте. - М., Недра, 1977).

В 1745 году золото было обнаружено и в медных рудах Воицкого рудника, заложенного в 1742 году на берегу реки Выг, в 120 км от реки Кеми. Однако официальной датой зарождения золотодобывающей промышленности России является 1745 год, когда крестьянин Ерофей Марков нашел между деревнями Шарташская и Становая камень с видимым включением золота. Первые пробы на месте находки показали высокое содержание золота - до 45%. Здесь и начал с 1748 года свою работу Березовский рудник. С момента ввода в эксплуатацию и до конца XVIII века на Березовских промыслах из коренного месторождения было добыто 235 пудов золота.

С открытия Березовского месторождения началось быстрое выявление коренных месторождений на Урале. До конца XVIII века только в верховьях бассейна реки Исети было обнаружено 140 золоторудных проявлений, для разработки которых были созданы десятки золотых рудников. Были открыты месторождения рудного золота в районах заводов Гороблагодатских, Миасского, Невьянского, Каслинского, Кыштымского, Уфалейского, Нижне-Тагильского, Билимбаевского, Ревдинского, Пермских, Решевского и др.

В 1799 году было найдено золото в районе Кочкаря по рекам Санарке, Ую, Увельке. 28 мая 1812 года был обнародован правительственный указ, который разрешал всем Российским подданным отыскивать и разрабатывать золотые и серебряные руды с платежом в казну налогов. Были созданы многочисленные частные предприятия по добыче золота.

В 1812 году рудознатцем Львом Ивановичем Брусницыным было открыто несколько коренных месторождений золота в районе Уфалейской заводской дачи. В районе Невьянского завода на базе открытых месторождений были созданы рудники: в 1820 году - Коневский, Горный; в 1822 году - Ольховский; в 1823 году - Красноборский.

В начале XIX века положение с добычей золота в России в значительной степени изменилось из-за открытия Л.И. Брусницыным в 1814 году способа обогащения золотоносных песков. При первой промывке золотоносных песков из выработок Березовского рудника из пяти пудов песка было извлечено 4,5 золотника золота (примерно 20 г). (Фосс Г.В. Золото. - М., Госгортехиздат, 1963). Такой результат сразу привлек внимание к россыпному золоту. Это открытие вместе с правительственным указом открыло по сути качественно новую страницу в

развитий золотодобычи в России. С открытием способа извлечения россыпного золота рост добычи из коренных месторождений значительно сократился, интересы золотопромышленников переклонились на разработку россыпных месторождений, так как в процессе их освоения выявилась возможность более быстрого и дешевого получения золота. Поэтому с 1814 года почти 50-летний период характеризуется бурным развитием в России россыпной золотодобычи. Было открыто и вовлечено в разработку большое число россыпей в районах Урала (на Верхне-Исетских заводах, Невьянских, Кыштымских, Тагильских, на реках Чусовой, Серебрянке, Салде, Уралихе, Кедровке, в Миасском районе, по рекам Туре, Сосьве, Талице и др.), Западной и Восточной Сибири (на реках Мокрый Бериккуль, Шалтырь Кожух, Сухой Бериккуль, Макарак, Белокаменка, Кия, Тисуль, Кундат и др.).

На Алтае россыпи начали отрабатываться с 1830 года после их открытия в Усть-Каменогорском и Зайсанском уездах по рекам Песчаной, Шумихе, М. Тихой, Баранче, Семе, Урсуле, Лебеде, Пыже.

В 1832 году начали разрабатываться россыпи в Забайкалье, с 1840 года в Якутии, в 1950-х годах в Приамурье на реках Зее, Селемдже, Амгуни, Бурее. В Приморье россыпное золото было найдено в 1870 году по рекам Амур, Керби, Тумнин.

Объемы добычи золота в России за 50-60 лет прошлого столетия в сравнении с 1820 годом, с освоением технологии добычи золота из россыпей, возросли более чем в 100 раз. В период бурного развития россыпной золотодобычи во второй половине XIX века продолжалось изыскание коренных месторождений. В 1891 году были открыты месторождения в Усть-Каменогорском уезде; в 1897 году - месторождение Степное в Казахстане; в Западной Сибири в Мартайге - жилы "Дмитриевская", "Лотерейная", "Центральная", месторождения Бериккуль, в 1899 году - Богомдарованное (Коммунарское) и Саралинское; в Енисейском крае в 1887 году месторождение Эльдорадо, в 1888 году - Авенировское (Советский рудник). В 1862 году было введено в эксплуатацию Кочкарское месторождение.

В этот период на основе общего технического развития совершенствовалась технология разработки коренных месторождений, что позволило к концу XIX столетия возобновить более интенсивную их эксплуатацию.

Всего за весь период существования золотодобывающей промышленности России до 1927 года было добыто около 3000 т золота, в том числе 85% - из россыпей.

С 1910 по 1914 год доля добычи из россыпей несколько уменьшилась и составила 75%. К этому времени в эксплуатации находилось десять относительно крупных коренных месторождений. В рассмотренный период в золотодобывающей промышленности использовался в основном ручной труд. Поэтому отрабатывались лишь наиболее богатые участки месторождений. Механизми-

рованные способы ведения работ начали применяться лишь на рубеже XIX-XX веков.

Среднегодовая добыча золота в России, по данным Г.В. Фосса, составляла: в 1820 году - 0,299 т; 1840 году - 7,02 т; 1880 году - 22,07 т; 1900 году - 38,73 т; 1910 году - 63,65 т; 1915 году - 48,01 т; 1916 году - 30,4 т.

После революции 1917 года правительством РСФСР добыче золота уделялось большое внимание в связи с тем, что необходимо было решать вопрос стабилизации рубля. В стране в то время находилось в обращении огромное количество малоценных денег.

Для развития торговли были нужны "твердые", стабильные деньги, обеспеченные золотом. Для этой цели необходимо было накопление золотого запаса как за счет торговли, так и за счет увеличения объемов добычи.

В 1917-1918 годах поощрялась деятельность частных товариществ по добыче золота. Государственный банк выделял им кредиты для укрепления золотодобывающих предприятий. Однако декретом Совнаркома от 28 июня 1918 года все частные предприятия были национализированы. В декрете указывалось, что в целях решительной борьбы с хозяйственной и продовольственной разрухой и для упрочения диктатуры рабочего класса и деревенской бедноты Совет Народных Комиссаров постановил объявить собственностью РСФСР предприятия ряда отраслей промышленности и в том числе, все важнейшие золотопромышленные предприятия: Ленское золотопромышленное Товарищество, Анонимное Общество Кочкарских золотых приисков и все предприятия Кочкарской системы, Верхне-Амурскую Золотопромышленную Компанию, Амурское Золотопромышленное Общество, Южно-Сибирское Золотопромышленное Общество, Амурскую Золотопромышленную Компанию, Миасское Золотопромышленное Товарищество, Южно-Алтайское Золотопромышленное дело, Акционерное общество Ольховских золотых рудников, Акционерное Золотопромышленное Общество "Алтай", Нижне-Селенгинское Товарищество, Циманскую Золотопромышленную Компанию, Общество Мариинских приисков, Товарищество "Ельцов и Левашов", Акционерное общество "Драга", Охотское Золотопромышленное Товарищество, Айдырли - Кваркенский золоторудный район, Зауральское Горнопромышленное Товарищество.

В аппарате ВСНХ был создан Комитет по золоту, на который было возложено руководство золотой и платиновой промышленностью. Однако через некоторое время для быстрейшего увеличения добычи золота власти вынуждены были вновь разрешить частный промысел. Согласно декрету Совнаркома от 31 октября 1921 года "О золотой и платиновой промышленности", все золото-платиновые месторождения в пределах РСФСР составляют исключительную собственность государства, и разработка этих месторождений имеет важное государственное значение. Для увеличения добычи золота и платины Совет Народных Комиссаров

постановил предоставить всем гражданам РСФСР, кооперативам, артелям и прочим объединениям право производить поиски, разведку и добычу золота и платины на землях РСФСР, а также получать от государства для эксплуатации на договорных началах государственные золото-платиновые предприятия и прииски. ВСНХ были определены районы, открываемые для частного промысла, а также работ на договорных условиях. Все добываемое золото должно было сдаваться в государственные пункты. Оплата за металл производилась или деньгами, или, по желанию сдающего, продовольствием, промтоварами. Государственные предприятия также оплачивали вольно-приносительское подъемное золото, добываемое на их территории.

Большинство месторождений Урала, Енисейского края, Ленского района, Бирюсинской и Читинской тайги и ряда других районов было открыто еще до XX века, и их разработка интенсивно велась до 1917 года частными компаниями. На базе этих компаний образовывались государственные структуры. В 1921 году был создан трест "Уралплатина", в 1922 году - трест "Золоторуда", в состав которого входили Березовское, Кочкарское, Гумбейское, Джетыгаринское золотодобывающие предприятия. В 1922 году в Томске был организован трест "Томзолото". Однако и сразу после революции продолжалось открытие и освоение новых золоторудных месторождений. В 1923 году с открытия в верховьях реки Алдан золотоносного ручья Незаметный началось выявление в этом районе и ряда других месторождений, на базе которых в 1924 году был создан трест "Алданзолото". В 1927 году было организовано Ленское золотопромышленное объединение. В 1928-1930 годах был открыт Колымский золотоносный район, а в 1931 году была создана мощная производственная и исследовательская организация "Дальстрой".

В 1933 году были открыты Джугджурский и Индигирский золотоносные районы; в 1931 году - Бестюбинское, в 1932 - Джембетское месторождения в Казахстане; в 1939 году - месторождение Токур в Приамурье; в 1933 году - Миндякское месторождение на Урале; в конце 1920-х годов - Балейское, Дарасунское и Ключевское месторождения в Забайкалье; в 1950-х годах - Чукотский и в 1960-х годах - Куларский золотоносные районы.

Укреплению золотодобывающей промышленности и расширению поисково-разведочных работ способствовало создание в 1928 году во главе с А.П. Серебровским Государственного акционерного общества "Союззолото", объединившего значительную часть золотодобывающих предприятий страны и геологоразведочные работы на них.

В 1932 году был создан Всесоюзный трест "Золоторазведка" с широко разветвленной сетью геологоразведочных организаций. В 1950-1960-х годах были открыты крупные месторождения в Армении - Зодское и Меградзорское, а в Узбекистане - Чадак-

ское, Кызыл-Алмасайское, Марджанбулакское и крупнейшее Мурнтаусское месторождения.

С середины 1960-х и до конца 1970-х годов были открыты такие крупные месторождения, как Дукатское золото-серебряное месторождение в Магаданской области, богатейшее Макмальское месторождение в Киргизии, Многовершинное в Приморье, Васильковское в Казахстане, Олимпиадинское в Красноярском крае, крупнейшее золоторудное месторождение "Сухой Лог" в Бодайбинском районе. До 1989 года Всесоюзное промышленное объединение "Союззолото" (ВПО "Союззолото") входило в состав Министерства цветной металлургии СССР. В эти годы в его составе были ПО "Южуралзолото", ПО "Уралзолото", ПО "Запсибзолото", ПО "Армзолото", ПО "Узбекзолото", ГОК "Гаджикзолото", Макмальский ЗРК (Киргизия), ПО "Лензолото", ПО "Енисейзолото", ПО "Забайкалзолото", ПО "Амурзолото", ПО "Приморзолото", ПО "Якутзолото", ПО "Северовостокзолото". В 1989 году было образовано Главалмаззолото СССР.

Главалмаззолото СССР выполняло все функции управления, планирования и развития золотодобывающей промышленности в стране. Научно-техническое управление Главалмаззолота СССР осуществляло координацию научных исследований в золотодобывающей отрасли, связанных с совершенствованием и разработкой новых технологий добычи и переработки золотосодержащих руд и песков, а также созданием и внедрением нового высокоэффективного горного и обогатительного оборудования. В системе Главалмаззолота СССР работали на золотодобывающую отрасль проектный и научно-исследовательский институт Главалмаззолота с Новосибирским и Читинским филиалами, проектный институт Дальстройпроект и научно-исследовательские институты Ирридет и ВНИИ-1.

Иркутский государственный научно-исследовательский институт редких и цветных металлов (Иргиредмет) выполнял функции головного научно-исследовательского института золотодобывающей отрасли. Иргиредмет был организован в 1930 году на базе Иркутской золотосплавочной лаборатории, функционировавшей с 1871 года. Большой опыт и научно-технический потенциал, накопленные и сформированные за долгие годы работы в золотодобывающей промышленности, позволили ему внести большой вклад в ее развитие. Часть результатов исследований института использована при написании этой книги.

С распадом СССР было ликвидировано и Главалмаззолото СССР. Золотодобывающие предприятия, расположенные на территории союзных республик, перешли под юрисдикцию вновь образованных стран. Оставшиеся на территории России производственные предприятия и объединения преобразовались в акционерные общества и в вопросах планирования и развития золотодобычи оказались предоставленными в основном самим себе. В настоящее время сформирован центральный орган федеральной исполнительной власти - комитет Российской Федерации по

драгоценным металлам и драгоценным камням (Роскомдрагмет), в функции которого входит, наряду с осуществлением государственного регулирования в вопросах формирования Государственного фонда драгоценных металлов и камней (Госфонда России), также и государственный контроль за их производством, переработкой и использованием.

1.4. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ, УСЛОВИЯ, ОСОБЕННОСТИ И ПРОБЛЕМЫ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ РУДНОЙ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА

С момента образования ВПО "Союззолото", а затем Главалмаззолота СССР состояние техники, технологии, главные тенденции, особенности и проблемы золотодобычи в стране определялись в основном деятельностью входящих в их состав предприятий, а также мерами, предпринимавшимися руководством отрасли по наращиванию мощностей предприятий, вводу в эксплуатацию новых месторождений и повышению технического уровня рудников и карьеров.

Генеральным направлением развития золотодобывающей промышленности в период 1970-1980-х годов было принято постепенное наращивание добычи золота в стране за счет рудной добычи при стабилизации объемов промывки песков из россыпей на достигнутом уровне. Выбор такой стратегии развития основывался прежде всего на состоянии сырьевой базы россыпной и коренной добычи. К этому времени, несмотря на то, что из россыпей добывалось более 70% всего золота, а из коренных месторождений немногим более 20%, лучшие перспективы просматривались в развитии золотодобычи из коренных месторождений, так как 70-75% всех разведанных к этому времени запасов металла приходилось на золоторудные месторождения. В 1990 году средняя обеспеченность одного предприятия с рудной добычей запасами составляла 20,5 лет, достигая по некоторым из них 50-80 и даже 200 лет. Обеспеченность же запасами одного прииска с россыпной добычей не превышала 3-5 лет. Кроме этого, разработка россыпей сопровождалась переработкой огромных объемов горной массы, в десятки раз превышающих объемы разрабатываемых пород на коренных месторождениях. Соответственно этому нарушалось большое количество земель, сбрасывалось в природные водоемы большое количество загрязненных сточных вод с высоким содержанием илесто-глиняных частиц. Только на драгах, например, объем сбрасываемых загрязненных вод в масштабах Главалмаззолота СССР достигал 40-45 млн м³ в год.

Для реализации генеральной стратегии развития отрасли бывшим ВПО "Союззолото", а затем Главалмаззолото в течение 1980-1990-х годов принимались кардинальные меры по наращиванию объемов рудной золотодобычи. С этой целью производственными геологическими управлениями производственных объедине-

ний велись интенсивные поисково-разведочные работы, которые позволили выявить целый ряд крупных золоторудных месторождений, и на их базе ввести в эксплуатацию как на территории РСФСР, так и на территориях союзных республик значительное число новых предприятий - Марджанбулакский карьер в Узбекистане, Макмальский карьер в Киргизии, Кайраккумский карьер и карьер Джилау в Таджикистане, Васильковский карьер в Казахстане, Холбинский рудник в Бурятии, Дукатский карьер в Магаданской области, Многовершинный рудник в Приморье, Олимпиадинский рудник в ПО "Енисейзолото" и другие менее мощные предприятия.

В результате этого добыча руды в системе Главалмаззолота СССР в 1988 году по сравнению с 1983 годом возросла на 22,6%, а металла на 24,8%. Доля добычи рудного золота в общей золотодобыче увеличилась с 25 до 32%.

Было разведано и поставлено на баланс ПО "Лензолото" - крупнейшее золоторудное месторождение "Сухой Лог", разработка которого должна была начаться по проекту в середине 1990-х годов. Его ввод, наряду с вводом в эксплуатацию крупного Васильковского карьера в Казахстане, в значительной степени менял баланс добычи золота в пользу коренных месторождений. В соответствии с прогнозом развития золотодобывающей отрасли добыча золота в целом должна была возрасти в результате ввода новых, реконструкции действующих предприятий в 1995 году по сравнению с 1983 годом на 47,5%. Ввод месторождения "Сухой Лог" из-за относительно невысокого содержания золота в рудах приводил к падению среднего содержания в добываемой руде в целом по Главалмаззолоту в 1995 году по сравнению с 1983 годом на 27%. Это, в свою очередь, при условии увеличения золотодобычи, влекло за собой необходимость увеличения объемов добычи руды в два раза. Наиболее резко такая тенденция проявлялась при открытой разработке месторождений, где рост объемов добычи руды в 1995 году прогнозировался на 69,5% при снижении среднего содержания в добываемых рудах на 33,4%. Рост добычи золота при этом ожидался в 1995 г. на 82,1%. Необходимость увеличения объемов добычи руды являлась причиной и значительного роста объемов вскрышных работ. В 1995 г. по сравнению с 1983 г. ожидался рост объемов вскрыши в 2,65 раза. При подземной разработке прогнозировались: снижение среднего содержания на 11,2%, рост добычи руды на 45,4% и металла на 26,8%. Однако из-за недостатка средств карьер "Сухой Лог" не был введен в эксплуатацию. В связи с этим добыча металла в 1991 году с учетом предприятий, оказавшихся в составе стран СНГ, осталась примерно на уровне 1988 года. В целом по СССР в 1988 году доля добычи золота из коренных месторождений значительно превышала 32% (уровень Главалмаззолота), поскольку в системе Минсредмаша СССР в Узбекистане функционировал еще один крупный Мурунтаусский карьер.

По мнению авторов, в перспективе до 2000 года должны были быть переданы в ГКЗ и поставлены на баланс соответствующих производственных объединений запасы по целому ряду новых крупных золоторудных месторождений: Бадран, Кычусское, Талалахское, Курунт-Оголакское, Малтан, Якутское в ПО "Якутзолото", Майское, Кубака, Павлик, Токичанское, "Школьное" в ПО "Северовостокзолото", Маломирское, Аксакал, Лебединое, Утесное, Кировское, Березитовое в ПО "Амурзолото", Ведугинское, Партизанский рудный узел - месторождения Васильевское, Николаевское, "Бабушкина гора", Верхне-Удередейское в ПО "Енисейзолото", Воронцовское в ПО "Уралзолото", Егорьевское, "Копка" в ПО "Запсибзолото", Сармич Биран, Чармитанская рудная зона, Кайрагач в Узбекистане, Азекское, Фиолетовское, Тартеросорское в Армении и другие.

В соответствии с принятой генеральной схемой развития золотодобывающей отрасли бывшим руководством ВПО "Союззолото", а затем и Главалмаззолото СССР (А.В. Лобов, В.В. Рудаков, Е.А. Компанейцев, В.И. Политюк) строилась и техническая политика, выражавшаяся в принимаемых мерах по наращиванию производственных мощностей действующих предприятий и по повышению уровня их технической оснащенности. Так, с целью наращивания их производственной мощности, реализовалась программа реконструкции действующих рудников, карьеров и обогатительных фабрик. На рудниках "Токурском", "Дарасунском", "Северо-Енисейском", "Березовском", "Бестюбе", "Жолымбет", "Веселый" велась проходка новых стволов с целью вскрытия нижележащих горизонтов. Производился разнос бортов карьеров и наращивался объем добычи руды на Ключевском, Куранахском карьерах. Велось строительство новых или реконструкция действующих ЗИФ с целью расширения производства на Токурском, Дарасунском, Ключевском, Олимпиадинском, Бестюбинском, Жолымбетском, Веселом, Лебединском, Нежданинском, Тарорском рудниках. В результате этих мероприятий к 2000 году объемы добычи руды должны были возрасти примерно в 2,5 раза.

Рост объемов горных работ повлек за собой необходимость принятия мер по техническому перевооружению горнодобывающих предприятий, которое интенсивно стало осуществляться с начала 1980-х годов. На карьерах техническое перевооружение производилось за счет внедрения лучшей, вновь создаваемой отечественной горной техники с большими технологическими параметрами и производственной мощностью. Вместо экскаваторов ЭКГ-2,5, Э-2005 с ковшами вместимостью 2-2,5 м³ повсеместно внедрялись экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-5 с вместимостью ковша 4,6-5 м³. В 1980-х годах на крупных карьерах на вскрышных работах начали применяться экскаваторы ЭКГ-8И с ковшем вместимостью 8 м³. Вместо буровых станков БТС-150, ВСШ-1М, ВСШ-2М с диаметром бурения скважин 150-190 мм внедрялись буровые станки с диаметром скважин 243-269 мм - 2СБШ-200М, СБШ 250 МН. Вместо 12-тонных автосамосвалов КраЗ-256 внедрялись ав-

тосамосвалы марки БелАЗ с грузоподъемностью 27, 40 т, а затем и 75 т. На наиболее крупных карьерах на вскрышных работах нашли применение и 110-тонные самосвалы. Несмотря на это, из-за низкого уровня организации производства одним из "больных мест" открытой разработки золоторудных месторождений было и остается, как правило, отставание вскрышных работ от темпов развития работ на добычных горизонтах. В результате этого нередки случаи, когда останавливаются добычные работы из-за необходимости ликвидации отставания вскрыши.

Тем не менее внедрение мощной горной техники позволило в целом на золоторудных карьерах справиться с возросшими объемами горной массы и обеспечить рост добычи золота за счет открытой разработки. В результате технического перевооружения по степени механизации основных технологических процессов отечественные карьеры мало чем отличаются от карьеров таких стран, как Канада, США, Австралия, где применяется горное оборудование с аналогичными параметрами. В период управления золотой промышленностью ВПО "Союззолото" и Главалмаззолото СССР основное внимание уделялось вопросам повышения производительности горного оборудования. К концу 1980-х годов в среднем по Главалмаззолоту СССР производительность буровых станков достигала уровня 27 тыс. м на станок в год, экскаваторов - 110 тыс. м³ на 1 м³ вместимости ковша, автосамосвалов - 19,8 тыс. т/км на списочную автотонну. Качественное улучшение парка горных машин обеспечивало рост их производительности. С 1980 по 1986 год производительность буровых станков возросла на 35%, экскаваторов - на 12%, автосамосвалов - на 23%. Однако сравнение с золоторудными карьерами США, Канады, Австралии показывает, что в этих странах внимание уделяется не производительности горной техники, а обеспечению кондиционного качества добываемых руд и уменьшению их потерь.

Наиболее точное определение пространственного положения и границ в горном массиве рудных зон с промышленным содержанием золота и применение способов выемки рудных тел, обеспечивающих наименьшие потери руды и ее разубоживание вмещающими породами, в конечном счете дают возможность получения максимальной прибыли от разработки месторождения.

На карьерах бывшего СССР практически не применялась высота рудных уступов менее 10 м. На карьерах же Канады, Австралии, США высота рудных уступов, как правило, принимается 3, 4, 5, 6 м. Это дает возможность более тщательно разделить руды с промышленным содержанием и вмещающие породы, свести до минимума потери металла в недрах и разубоживание руды и, как следствие, за счет уменьшения объемов руды, подаваемой на ЗИФ, и увеличения в ней содержания золота значительно сократить затраты на переделе обработки руд. Поэтому одной из проблем отечественных карьеров является разработка и приме-

нение для типовых условий рациональных вариантов технологии добычных работ. Технология добычных работ является совокупностью следующих отдельных переделов и операций:

- эксплуатационная разведка;
- эксплуатационное опробование;
- анализ содержания золота в пробах эксплуатационной разведки и опробования;
- отстройка сортовых планов на основе уточненных контуров рудных зон с промышленным содержанием золота;
- корректировка сортовых планов с учетом смещения контуров зон после взрывной подготовки пород к выемке;
- выбор технологической схемы подготовки к выемке и выемки руд в блоках и определение рациональных параметров технологии;
- отстройка выемочных контуров и определение проектных потерь и разубоживания;
- взрывная отбойка и выемка руды в блоках;
- определение фактических потерь и разубоживания руды.

Сроки выполнения всех перечисленных операций ограничены темпами горных работ и не должны являться фактором, сдерживающим их развитие на вскрышных и рудных горизонтах. При применении современной высокопроизводительной техники и увеличении темпов горных работ требования к срокам выполнения всех этих операций постоянно ужесточаются, что требует совершенствования технических средств и методов их выполнения. На лучших зарубежных предприятиях максимально механизированы и автоматизированы операции отбора и обработки проб эксплуатационной разведки и эксплуатационного опробования. Наряду с пробирным анализом, применяются экспресс-методы определения содержания золота в пробах. Данные анализов закладываются в ЭВМ, где по специальным программам уточняются контуры рудных тел, отстраиваются их границы с помощью графопостроителей, оптимизируются варианты и параметры технологии подготовки к выемке рудных тел, определяются показатели потерь и разубоживания.

Поэтому совершенствование технологии добычных работ на отечественных карьерах должно идти на основе механизации, автоматизации и оптимизации каждого из ее переделов.

Для осуществления технического перевооружения подземных рудников в 1980-х годах не было создано необходимой технической базы. Отечественная промышленность для технического оснащения подземной разработки золоторудных месторождений располагала ручными и телескопными перфораторами, скреперными установками, погрузочными машинами ППН-1С. Только начал был выпуск и освоение самоходных погрузочно-доставочных машин ПД-3, ПТ-4, ПД-5, которые в конструктивном отношении значительно уступали аналогичной зарубежной технике. Практически отсутствовали самоходные буровые установки для бурения шпуров и скважин, малогабаритная самоходная техника для от-

работки тонких жил мощностью 0,8-1 м. На рудниках же США, Канады и других развитых стран уже широко использовалась самоходная горная техника, которая позволяла механизировать основные процессы горных работ в любых горно-геологических условиях. Зарубежными фирмами был создан широкий типоряд самоходных буровых установок и погрузочно-транспортных машин, как для проходческих, так и для очистных работ, из которого горное предприятие с учетом своих условий могло выбрать наиболее соответствующие им типоразмеры и марки машин.

Созданы самоходные буровые установки на пневмоколесном ходу с электрическим или дизельным приводом, оснащенные двумя-тремя перфораторами на манипуляторах. Машины начали оборабатываться гидроперфораторами, работавшими более эффективно в сравнении с обычными перфораторами. Для бурения скважин применялись самоходные буровые установки с диаметром бурения 104-169 мм. Погрузочно-транспортные машины, созданные фирмами США, Франции, ФРГ, Швеции, Финляндии, на гусеничном или пневмоколесном ходу, с электрическим или дизельным приводом имели ковш вместимостью от 0,7 до 11,5 м³, ширину от 0,8-1 м и выше.

Для более эффективного использования самоходного оборудования за счет свободного перемещения его в шахту с поверхности и между горизонтами в схемах вскрытия на зарубежных рудниках стали широко применяться многоколенные спиральные съезды.

Кроме этого, на зарубежных рудниках уже применялись буровые установки для проходки восстающих выработок диаметром 5 м с опережающей скважиной или на полное сечение. Начали уже применяться комбайны для проведения горизонтальных подготовительных выработок механическим способом диаметром до 8-10 м в скальных породах.

Низкий уровень механизации основных технологических процессов в течение многих лет был и остается до сих пор одной из главных нерешенных проблем подземной разработки золоторудных месторождений страны. Отсутствие необходимой техники сдерживает возможность совершенствования технологии горных работ, в связи с чем эффективность разработки отечественных месторождений значительно ниже достигнутого в мире уровня.

В связи с этим в конце 1970-х - начале 1980-х годов была сделана попытка коренного улучшения технического уровня подземных рудников за счет закупки и внедрения импортной самоходной техники - бурильных установок, погрузочно-транспортных машин и др. К середине 1980-х годов на рудниках Главалмаззолота СССР работало уже около 200 единиц самоходной техники, с помощью которой добывалось 35% всей подземной руды. Применение этой техники в течение многих лет на отдельных рудниках показало большие возможности повышения

эффективности горных работ. Комплексы самоходной техники успешно работали на Северо-Енисейском, Коммунарском, Артемьевском, Березовском, Кочкарском, Зодском и других рудниках в основном при системах разработки - горизонтальными слоями с закладкой твердеющими смесями и гидрозакладкой, камерно-столбовой, с поэтажным обрушением, этажно-камерной. Однако импортная техника не могла обеспечить стабильное обновление парка машин. Поэтому в Главалмаззолоте СССР было принято решение о форсировании создания отечественных моделей самоходной техники, для чего оказывалась существенная финансовая помощь предприятиям Минсредмаша СССР в перепрофилировании производства некоторых заводов на создание самоходной техники для подземных горных работ и расширение их производственных мощностей. В середине 1980-х годов в НПО "Казцветмет" разрабатывались малогабаритная бурильная установка УБШ-201 с электрическим приводом, оснащенная гидроперфоратором ГБГ-180/250, погрузочно-доставочная машина ПД-1Э с ковшем вместимостью 0,5 м³ и шириной менее 1 м с электроприводом и машина ПД-2Э с вместимостью ковша 1 м³. На предприятиях Минсредмаша СССР разрабатывались и готовились уже к серийному выпуску буровые установки УБШ-11Г, погрузочно-транспортная машина ПТ-1ЭШ и др.

Конструктивно дорабатывались машины ПД-5, ПТ-4, готовились к выпуску ПД-3, а также бурильные установки 2УБН-2П, ПБУ-5, ПБУ-80, УБШО-Г2 с гидроперфоратором 438-Т фирмы "Тамрок" (Финляндия). Эти машины по своим техническим характеристикам соответствовали условиям отечественных рудников и могли бы являться основой для улучшения их технической оснащенности. Однако распад СССР привел к коренному изменению управления золотой промышленностью, расчленению ее по странам СНГ, к разрыву установившихся связей, остановке реализации программ технического перевооружения рудников. Поэтому проблема технической оснащенности золотодобывающих рудников в настоящее время еще более усугубилась.

К ряду серьезных проблем относится проблема обеспечения безопасного ведения горных работ, обусловленная особенностями эксплуатации некоторых золоторудных месторождений.

Так, глубина подземных золотодобывающих рудников приближается к километровой отметке. Наиболее глубокие рудники: "Дарасунский" - 685 м, "Саралинский" - 840 м, "Березовский" - 512 м, "Кочкарский" - 512 м, "Бестюбе" - 612 м, "Берикуль" - 620 м. На некоторых из них будут вскрываться запасы на нижележащих горизонтах.

Из-за увеличения с глубиной горного давления начинает все чаще проявляться удароопасность. Ведение горных работ в таких условиях требует осуществления контроля напряженного состояния массива с целью определения устойчивых параметров целиков и обнажений, прогноза и профилактики удароопасности. Общеприемлемые и доступные методы контроля массива и прогно-

за удароопасности в золотодобывающей отрасли пока не разработаны. Созданная аппаратура "Гроза-4", "Гроза-16", ПГМ, ЗИР-2 из-за конструктивных недостатков не удовлетворяет разнообразным условиям горного массива и не находит практического применения. В настоящее время применяются лишь прямые методы изучения напряженного состояния массива - полной или частичной разгрузки и другие, которые дают возможность получать исходные данные для расчета параметров целиков и обнажений, но не позволяют вести постоянный, оперативный контроль за удароопасностью массива. Поэтому необходима разработка и применение надежных, универсальных методов и аппаратуры для экспрессного контроля удароопасности, пригодных к использованию в условиях разнообразных по крепости, литологии, электрической проводимости пород.

На многих подземных рудниках ("Дарасунском", "Березовском", "Коммунарском", "Артемовском", "Саралинском", "Бестюбе", "Токурском" и др.), которые работают в течение 20-30 лет, большое число действующих горизонтов (до 15-20). В результате ведения подготовительных и очистных работ под землей накоплено большое количество незаложенных пустот и имеются участки с высокой концентрацией напряжений. Это грозит развитием неконтролируемых процессов обрушений и сдвижений горного массива, что представляет большую опасность для поверхностных сооружений, действующих подземных выработок и работающих под землей и на поверхности людей. Поэтому одним из направлений решения проблемы безопасности ведения горных работ является разработка правил и мер по охране поверхностных сооружений и подземных выработок от вредного влияния подземных пустот. На некоторых рудниках с особенно неблагоприятными с этой точки зрения условиями ("Березовский", "Дарасунский" и др.) во избежание крупных горных ударов или сдвижений массива необходимо обоснование безопасного порядка отработки запасов на горизонтах с учетом геомеханической обстановки.

Аналогичные проблемы возникли и при открытой разработке месторождений в связи с особенностями сырьевой базы открытого способа. Так, из-за длительной эксплуатации некоторых месторождений подземным способом и истощением их запасов оказались незагруженными на полную мощность действующие на этих рудниках обогатительные фабрики. В этих условиях при созданной уже инфраструктуре, наличии трудовых ресурсов, резервных обогатительных мощностях, минимальных капитальных затратах на их освоение оказываются экономически выгодными для разработки открытым способом остаточные запасы подземных рудников на близких к поверхности горизонтах. Они представляют собой технологические потери подземной разработки в виде целиков, потолочин, закладочного материала из малоценной руды. Оценка таких запасов в этих условиях показывает, что они могут быть поставлены на баланс предприятия и рентабель-

но отработаны при наличии технологии открытой разработки, обеспечивающей безопасное ведение горных работ. Опасность отработки таких запасов связана с наличием большого числа незаложенных подземных камер и выработок, способствующих развитию куполов обрушений, которые в разное время могут в виде воронок и провалов выйти на рабочие горизонты карьера. Сложность ведения горных работ связана с необходимостью выемки экскаваторами с применением взрывной подготовки таких искусственных "рудных тел", как потолочины, целики, закладочный материал в отработанных блоках, при необходимости обеспечения минимума потерь и разубоживания. Разработка такой технологии позволит улучшить обеспеченность запасами рудников со слабой сырьевой базой и загрузить на полную мощность действующие обогатительные фабрики.

Глубина золоторудных карьеров не превышает пока 300 м, однако из-за особенностей залегания и свойств слагающих борта карьеров пород, их тектонической нарушенности, неблагоприятной ориентации относительно откосов бортов систем естественных трещин на Балеysком, Зодском, Марджанбулакском карьерах возникали уже определенные осложнения с устойчивостью бортов. На Макмальском карьере неблагоприятное залегание слоев слабых, неустойчивых пород заставило в период эксплуатации карьера принять специальные оперативные меры по обеспечению устойчивости бортов, связанные с его разгрузкой в верхней части и оставлением "подпора" на нижних горизонтах. Из-за постоянной опасности развития оползней горные работы велись при непрерывном маркшейдерском контроле за состоянием пород борта. В связи с большим разнообразием пород слагающих борта золоторудных карьеров и множеством факторов, влияющих на их устойчивость, необходима разработка методов, позволяющих принимать оперативные меры по приведению бортов карьеров в устойчивое состояние, а также приемлемых для предприятий небольшой производственной мощности систем непрерывного контроля устойчивости бортов.

Для некоторых золоторудных карьеров из-за особенностей их географического положения и сформировавшихся в процессе длительной эксплуатации месторождений условий ведения горных работ возникла необходимость применения специальных нестандартных методов ведения взрывных работ, требующих научного обоснования. Так, в районах Сибири и северо-востока страны на карьерах, где вскрышные породы представлены слабыми, полускальными породами, склонными к водонасыщению, выход негабарита с 2-4% в летнее время возрастает до 30-36% в зимнее время. Это связано с образованием корки толщиной 2-3 м сезонно-мерзлых пород, плохо поддающихся взрывному рыхлению. Ведение выемочных работ в таких забоях крайне затруднено и, как правило, приводит к быстрому выходу из строя экскаваторов. В этих условиях методы взрывной отбойки, обеспечивающие

лучшие результаты, могут быть выявлены лишь на основе специальных исследований.

Необходимость применения специальных методов ведения взрывных работ для ограничения или создания направленного разлета взорванной породы возникает на карьерах, где в процессе эксплуатации приращиваются запасы в его бортах, и горные работы начинают развиваться в сторону близрасположенных промышленных или жилых зданий и сооружений.

Для обеспечения устойчивого состояния борта, отдельных уступов или сокращения объемов вскрышных работ посредством увеличения углов откосов нерабочих уступов на золоторудных карьерах начинает применяться технология постановки уступов в предельное положение с использованием контурного взрывания. Из-за разнообразия физико-механических свойств пород, слагающих борта карьеров, необходима отработка рациональных параметров этой технологии в различных условиях и обоснование области экономически целесообразного ее применения.

Новые принципиальные проблемы, связанные с разработкой коренных золоторудных месторождений, возникли с переходом страны на рыночные отношения. Они связаны, в первую очередь, с изменением системы установления цены на золото. Раньше Главалмаззолото СССР устанавливало цену за 1 г золота индивидуально для каждого производственного объединения на уровне, несколько превышающем себестоимость добычи и обработки руды на его предприятиях, с тем, чтобы обеспечивалась общая рентабельность его работы. При этом огромная доля прибыли, получаемой как разница между ценой золота на международном рынке и установленной ценой для предприятий, оставалась в распоряжении государства. Предприятия же от реализации золота получали лишь небольшую долю прибыли, не выходящую за рамки планируемой рентабельности. Такой порядок расчетов с предприятиями не стимулировал серьезного поиска путей снижения затрат на добычу и переработку руды, поскольку цена 1 г золота устанавливалась все равно выше себестоимости его получения. Не стимулировалось снижение потерь и разубоживания руды при добыче, так как определяющим для предприятий было не получение максимальной прибыли при минимальных затратах, а обеспечение объемных показателей - достижение проектной мощности предприятия, полная загрузка обогатительных фабрик, выполнение плана по добыче руды, объемам вскрыши. От этих показателей зависела в определенной степени и зарплата.

Искусственно установленная низкая цена 1 г золота делала нерентабельной для предприятия обработку большей части запасов месторождения, которые не удовлетворяли кондиционным требованиям, основывавшимся на этой цене.

Переход на рыночную экономику и установление цены за 1 г золота для предприятия, близкой к мировой, меняет как инте-

рессы золотодобывающих предприятий, так и их сырьевую базу. Главной целью предприятий становится получение максимальной прибыли от добычи золота, что влечет за собой появление интереса к избавлению от излишних затрат на переделах добычи и обработки, а следовательно, к применению технологии, позволяющей исключить потери металла в недрах и разубоживание добываемой руды и увеличить содержание металла в добываемой руде. Поэтому одной из современных проблем является необходимость переоценки сырьевой базы всех золотодобывающих предприятий и геометризации эксплуатируемых месторождений на основе извлекаемой ценности руды, определяемой по новым, близким к мировым ценам на золото. На многих предприятиях в забалансовые запасы относились маломощные жилы с высоким содержанием в них золота, отработка которых из-за большого разубоживания при валовой выемке оказывалась экономически невыгодной.

С переходом на новые цены эти жилы могут оказаться большим резервом приращенния запасов. Для отработки подобных жил необходима такая технология выемки, которая обеспечивала бы минимальные потери и разубоживание руды. Поэтому разработка такой технологии является одной из современных актуальных задач золотодобывающей отрасли.

Необходимость переоценки сырьевой базы отрасли диктуется также и тем, что выявление, например, резервов балансовых запасов подземных рудников на верхних горизонтах позволило бы вместо добычи руд на нижележащих горизонтах, развивать горные работы на близких к поверхности горизонтах с более низкими затратами.

2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА И ТИПИЗАЦИЯ ЗОЛОТЫХ РУД

2.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ЭНДОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ЗОЛОТА И ИХ ГЕОЛОГО- ГЕНЕТИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ

Источником промышленного получения золота являются как эндогенные (коренные), так и экзогенные (россыпные) месторождения.

Эндогенные месторождения представлены многообразными генетическими типами: магматический (ликвационные медно-никелевые), постмагматический (скарновые, гидротермальные с широким диапазоном температур образования) и метаморфогенный. Их формирование происходило в разные геологические эпохи (от архея до кайнозоя) в пределах складчатых структур и

платформенных областей и выражено в проявлении различных золоторудных формаций.

По наличию ценных компонентов в рудах золоторудные (и золотосодержащие) месторождения делятся на три группы:

собственно золотые, в которых золото является единственным ценным компонентом;

комплексные золотые, в которых кроме золота промышленный интерес представляют и другие элементы - серебро, медь, свинец, цинк;

золотосодержащие, где золото является попутным компонентом при извлечении никеля, меди, сурьмы и других элементов, представляющих основную ценность руд.

Первые две группы месторождений характеризуются близостью генетических особенностей формирования и морфологии рудных тел, которая предопределяет схожесть технологии их разработки. Поэтому месторождения этих двух групп могут быть объединены понятием "золоторудные".

Месторождения последней группы являются по существу месторождениями цветных металлов, требуют специфичной технологии разработки и здесь не рассматриваются.

Многообразие золоторудных месторождений обусловило многочисленные попытки их классификации по различным признакам. Классификационные признаки, к сожалению, далеко не всегда коррелируются между собой, и поэтому предлагаемые классификации месторождений отличаются односторонностью, что затрудняет их практическое применение.

Золоторудные месторождения формировались в различные металлогенические эпохи. И.Г. Магакьян выделяет пять таких эпох.

Докембрийские золоторудные провинции развиты на Африканском, Канадском, Бразильском, Индостанском, Манчжуро-Корейском и Сибирском щитах. На их долю (без бывшего СССР) приходится до 3/4 мировой добычи золота.

Каледонская эпоха представлена рядом месторождений в Казахстане и Кузнецком Алатау.

Варисская эпоха отчетливо проявилась в России - месторождения Урала и Алтая.

Однако роль палеозойских месторождений золота (две последние эпохи) сравнительно невелика.

Киммерийские месторождения золота встречаются в России (Кольма, Алдан, Забайкалье), США (Калифорния), известны на Аляске и в Канаде.

Альпийские (третичные) месторождения золота развиты в западных штатах США, Мексике, Перу, Чили, Новой Зеландии, Индонезии, Филиппинах, Японии, Румынии, Забайкалье и на Охотском побережье. На их долю приходится более 15% мировой добычи золота.

Предложенная классификация дает представление о потенциальных возможностях золотоносности отдельных регионов. Од-

нако установление возраста образования месторождения не позволяет определить масштабы и характер оруденения, его промышленную значимость.

Существенное значение в условиях рудообразования имеют геотектонические структуры, в пределах которых развивается золотая минерализация. Они определяют характер рудогенерирующих магматических формаций, закономерности размещения месторождений, размеры и особенности рудных полей.

М.Н. Савосин и В.А. Сакланов различают четыре основных типа геотектонических структур, определяющих образование золоторудных месторождений.

1. Древние платформы, на которых месторождения связаны с гранитоидным магматизмом и сформировались в условиях больших и средних глубин.

2. Складчатые пояса, сформировавшиеся за счет мио- и эвгеосинклиналий различного типа развития. Месторождения сформировались в них в условиях средних глубин и связаны, главным образом, с магматизмом сиалического профиля.

3. Зоны активизации областей завершённой складчатости и платформенных областей. Месторождения здесь связаны с формациями малых интрузий различного состава и образовались на средних и малых (близповерхностных) глубинах.

4. Вулканические пояса, в которых золоторудные месторождения связаны обычно с андезитодацитовым вулканизмом.

В зависимости от глубины формирования золоторудные месторождения делят на следующие группы [2].

1. Близповерхностные - глубина формирования менее 1,5 км; связаны в основном с процессами внедрения интрузий субвулканических фаций.

2. Среднеглубинные - глубина формирования от 1 до 4 км; связаны с гипабиссальными, гиповулканическими фациями интрузий.

3. Глубинные - глубина образования более 5 км; связаны с абиссальными интрузиями.

При этом образование золоторудных месторождений характеризуется широким диапазоном температур. Однако это не определяется глубиной их формирования. Встречаются высокотемпературные месторождения малых глубин и низкотемпературные - средних и даже больших глубин.

По температуре образования И.Г. Магакян выделяет золоторудные месторождения следующих типов.

1. Высокотемпературные гидротермальные месторождения, залегающие обычно среди докембрийских или палеозойских гранитоидных массивов и метаморфических пород. Наиболее обычны кварцевые золотоносные жилы, реже участки окварцевания и пиритизации сланцев. Форма рудных тел - неправильные, тонкие жилы.

2. Среднетемпературные гидротермальные месторождения, залегающие обычно в породах кровли мезо-кайнозойских и палео-

зойских гранитоидов либо среди самих массивов гранитоидов, представленные правильными выдержанными жилами.

3. Низкотемпературные гидротермальные месторождения, тесно связанные с трещичной вулканической деятельностью, представленные жилами и штокверковыми зонами золото-серебряных руд с крайне неравномерным распределением оруденения.

Золоторудные месторождения рядом исследований классифицируются по минеральному составу руд. Одной из последних и наиболее признанных является классификация ЦНИГРИ (Н.В. Петровская), по которой выделяются четыре основных формации.

1. Золото-кварцевая с содержанием сульфидов, не превышающим 5%, и в основном свободным золотом, развитая в условиях древних щитов и миогеосинклиналий. Гидротермально-метасоматические изменения на месторождениях этой формации представлены хлоритизацией, окварцеванием, реже карбонатизацией, серицитизацией, иногда турмалинизацией. Перечисленные процессы, как правило, проявились слабо.

2. Золото-кварц-сульфидная с содержанием сульфидов от 5 до 25% со свободным и связанным дисперсным золотом. Месторождения этой формации распространены в эвгеосинклинальных складчатых поясах, а также областях тектономагматической активности завершенной складчатости платформ, реже на щитах и в миогеосинклинальных областях. Для них характерны березитизация, листвинизация, а в некоторых случаях - альбитизация и турмалинизация. Главные типы руд: пирит-арсенопиритовый, пирит-халькопирит-сфалерит-галенитовый, последний иногда с висмутом, буланжеритом и другими сульфидами и сульфосолями.

3. Золото-сульфидная с содержанием кварца, барита, карбоната до 15% и с переменным количеством пирита, сфалерита, галенита и халькопирита (суммарное содержание которых превышает 85%). Золото находится в свободном и связанном дисперсном состояниях. Месторождения этой формации располагаются в эвгеосинклиналиях и возникают на орогенном этапе развития складчатых областей.

4. Золото-халцедон-кварцевая с относительно высоким содержанием серебра и других его рудных минералов - сульфидов, сульфосолей, теллуридов (от 1 до 30%). Золото характеризуется обычно высокой серебристостью и находится в свободном и дисперсном состояниях. Жильные минералы, кроме халцедонового кварца, представлены адуляром, родонитом, родохрозитом. Месторождения типичны для вулканических поясов. Характерные гидротермальные изменения - окварцевание, пропицитизация, гидрослюдизация.

Кроме перечисленных формаций, авторы классификации выделяют золото-скарновую, золото-карбонатную, золото-серпентинную и другие, которые, по их мнению, имеют подчиненное значение, хотя в отдельных случаях и образуют промышленные месторождения золота.

Рассмотренные выше классификации, несмотря на все разли-

чия, имеют принципиальное сходство между собой - во всех случаях классификационными признаками являются геологические и геолого-генетические факторы. Это обусловило направленность классификаций и области их применения: а) прогноз потенциальной золотосодержимости отдельных регионов и рудных полей; б) оценка перспектив золотого оруденения отдельных месторождений. Однако они еще не позволяют судить о практической значимости того или иного объекта. Для промышленной оценки любого золоторудного месторождения необходимы знания технологии обогащения руд и технологии его разработки. Для этих целей необходима геолого-технологическая типизация золотых руд.

2.2. ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ТИПИЗАЦИЯ ЗОЛОТЫХ РУД

Руды золота, как правило, характеризуются крайне низкими содержаниями ценного компонента и весьма разнообразны по минеральному составу. Даже в пределах одного месторождения минеральный состав руд, формы нахождения золота и его размеры, наличие компонентов, влияющих на технологию обогащения, нередко изменяются в широких пределах. Существенное изменение вещественного состава золотосодержащих руд приводит к необходимости разработки и практического осуществления большого количества самых различных технологических схем и вариантов, обеспечивающих максимальное извлечение золота в товарную продукцию при обогащении и металлургической обработке золоторудного сырья.

Поэтому вполне объяснимы попытки, предпринимаемые вот уже несколько десятков лет, создать единую классификацию золотосодержащих руд, в которой бы увязывался вещественный состав руд с их технологическими свойствами.

При этом, если авторами классификаций были геологи (А.Ф. Ли), то в основу разделения руд закладывался их минеральный состав вообще и преобладающие рудные минералы в частности.

Наиболее полная и типичная классификация подобного рода разработана Н.В. Петровской. В ней руды золота по количеству в них сульфидов делятся на четыре семейства (формации). В свою очередь, каждая формация по преобладающим минеральным ассоциациям делится на типы и подтипы.

Классификация Н.В. Петровской является, в принципе, минералого-генетической и лишь отчасти отражает технологические свойства руд. Поэтому использование ее для выделения технологических типов руд невозможно без специальных исследований.

Первая типизация золотосодержащих руд по технологическим признакам была разработана группой канадских исследователей

в 1931 году. Они предложили все золотосодержащие руды разделить на пять типов.

1. Легкообогащаемые руды (содержащие золото в свободном металлическом состоянии).

2. Руды, содержащие золото как в свободном состоянии, так и в ассоциации с сульфидами железа.

3.4.5. Руды, характеризующиеся наличием соответственно медных, мышьяковых минералов, углистого вещества.

Руды 1, 2 и 4 типов, в свою очередь, включают по два подтипа, различающихся между собой по крупности золота, а тип 3 (медистые руды) подразделяется на три подтипа, характеризующихся различным соотношением меди и золота.

Дальнейшее развитие технологическая типизация золотосодержащих руд получила в работах Н.Н. Плаксина, в которых все руды золота предложено разделить на шесть основных групп.

1. Кварцевые руды и руды зон окисления месторождений.

2. Кварцево-сульфидные руды (преимущественно с пиритной минерализацией).

3. Медистые руды.

4. Мышьяковистые и сурьмянистые руды.

5. Теллуристые и сульфотеллуристые руды.

6. Углистые (графитистые) руды.

Эта классификация принята за основу существующих "Правил технической эксплуатации золотоизвлекательных предприятий".

И.К. Скобеев (Иргиредмет) в качестве особой разновидности золотосодержащего рудного сырья выделял золотоносные пирротины, требующие применения специальных методов металлургической переработки.

В.И. Зеленовым (ЦНИГРИ) предложена классификация руд по свойствам, определяющим технологию обработки, в которой главным классификационным признаком является наличие промышленно-ценных компонентов (комплексность). Он выделяет семь типов руд: золото-пиритные, золото-мышьяковые, золото-медные, золото-сурьмяные, золото-урановые, золото-ураново-пиритные и золото-полиметаллические. По степени окисления типы руд подразделены на подтипы: а) первичные; б) частично окисленные; в) окисленные. Кроме того, выделяются разновидности руд в зависимости от крупности золота (крупным, мелким и тонкодисперсным).

Классификация золотосодержащих руд В.И. Зеленова, хотя и является довольно дробной, но без предварительных технологических исследований не всегда может быть использована для выделения типов руд на разведываемых месторождениях. Это вызвано тем, что в основу ее положен, главным образом, химический состав руд, а на технологию извлечения золота влияют не столько валовый химический, сколько минеральный состав руд и характер ассоциации золота с минералами руды.

Существенным недостатком классификации является отсут-

ствие характеристики полученных концентратов и методов их переработки, что не позволяет судить о степени "упорности" руд.

При отнесении руд к тому или иному типу (по комплексности) неясно, в каких соотношениях должны быть в руде золото и другие ценные компоненты.

Этих недостатков лишена геолого-технологическая типизация золотосодержащих руд, разработанная в Иргиредмете [4, 5]. Прежде чем перейти к ее рассмотрению, напомним, что процесс извлечения золота из руд подразделяется на два последовательных цикла.

1. Рудный передел, включающий в себя механические и первичные металлургические методы обогащения (амальгамация, цианирование, плавка), в результате которых получают богатые по содержанию золота концентраты или черновое металлическое золото.

2. Аффинажный передел, в процессе которого проводится очистка золота от примесей.

В рудном переделе наиболее широко применяется цианирование как процесс, обладающий высокими показателями извлечения золота и позволяющий перерабатывать руды различного вещественного состава. Амальгамация и плавка имеют подчиненное значение: первая по экологическим требованиям, вторая - ввиду дороговизны. Поэтому в основу типизации руд положено их поведение в цианистом процессе.

Основными факторами, определяющими технологическую сложность и "упорность" золотых руд, являются следующие.

1. Наличие в рудах или концентратах золота, тонко- и дисперсно-вкрапленного в сульфиды, из которых оно практически не извлекается прямым цианированием.

2. Присутствие в исходном сырье теллуридов золота, медленно растворяющихся в цианидах.

3. Наличие на золотилах поверхностных пленок первичного или вторичного характера, затрудняющих контакт золотинок с цианистыми растворами ("ржавое золото", обычное в рудах типа "железная шляпа").

4. Присутствие в исходных рудах компонентов, играющих при цианировании роль восстановителей (поглотителей кислорода) или цианисидов (поглотителей цианида). К числу первых могут быть отнесены минералы сурьмы (антимонит), мышьяка (реальгам и аурипигмент), железа (марказит, пирротин). Поглотителями цианидов являются: металлическая медь, соединения меди в виде оксидов, сульфатов, карбонатов, сульфидов и сульфосолей. Наличие указанных минералов приводит к резкому замедлению процесса растворения золота в цианистых растворах и вызывает чрезмерно высокий расход цианида на обработку руды.

5. Наличие в рудах минералов, которые могут вызвать преждевременную сорбцию золота и свободного цианида из промышленных цианистых растворов. Наиболее сильными природными

сорбентами золота являются углистое вещество, гидроксиды железа, некоторые алюмосиликаты и др. При высокой концентрации указанных минералов возможны значительные потери растворенного, но сорбированного на них золота с хвостами гидрометаллургической обработки.

Отметим, что "упорность" золотосодержащих руд может быть вызвана двумя или несколькими причинами, например, тесной ассоциацией золота с сульфидами, присутствием в руде активных углистых веществ и др.

Следует иметь в виду, что руды, представляющие "упорный" материал для цианирования, очень часто легко подвергаются механическому обогащению. Так, золото, ассоциированное с сульфидами, достаточно полно может быть извлечено из руды методом флотации. Крупные золотины, а также золотины, покрытые поверхностными пленками, медленно растворяющиеся в цианиде, хорошо извлекаются в гравитационные концентраты. Комбинация гравитационного и флотационного обогащения сложных по составу золотосодержащих руд нередко позволяет получить отвалы хвосты и относительно богатые по золоту концентраты. Однако высокие технологические показатели, достигнутые в процессе механического обогащения золотосодержащих руд, не дают основания исключить их из числа "упорных". Компоненты, расстраивающие процесс цианирования и находящиеся в исходной руде, вместе с золотом в основном переходят в концентраты, делая их еще более "упорными" по сравнению с исходными рудами.

Из опыта многолетних исследований следует, что технологические свойства золотосодержащих руд определяются, в первую очередь, формой ассоциации золота с минеральными компонентами. Именно по этому признаку и проведена геолого-технологическая типизация золотосодержащих руд (табл. 2.1).

Анализ приведенных в таблице данных показывает, что под *геолого-технологическим типом руд* понимается руда, обладающая специфическими технологическими свойствами и требующая переработки по определенной, характерной только для этой руды технологии. Технологические свойства руд выделяемых типов предопределяются геологическим строением месторождения, морфологией рудных тел, минерало-химическими и текстурно-структурными особенностями руд, из которых определяющими являются минеральная форма ценного компонента, характер его ассоциаций с рудными и нерудными минералами и степень изменения руд гипогенными и гипергенными процессами.

Таким образом, минеральный состав руд, формы нахождения в рудах золота и его размеры определяют технологический тип руды, позволяющий судить о возможности применения той или иной технологии ее обработки. Эти факторы прямо не влияют на технологию добычи руды, которая зависит в основном от размеров и характера залегания рудных тел. Однако наличие

Геолого-технологические подтипы руд	Геолого-технологические разновидности руд	Применяемые методы технологической обработки
<i>Тип А. Кварцевый и кварцево-карбонатный с самородным золотом, не связанным с сульфидами (руды с самородным золотом в кварце, карбонатах и других жильных минералах)</i>		
<p>I. Золото-кварцевый. Месторождения кварцевых жил и штокверков (Токур, Советское, Степняк и др.)</p>	<p>1. Кварцевые, иногда кварц-полевшпатовые руды с незначительной примесью сульфидов: а) с крупным золотом б) с мелким золотом в) с крупным и тонким золотом</p> <p>2. Кварцевые руды с пиритом, халькопиритом, арсенопиритом, галенитом, сфалеритом, не влияющими на технологию цианирования</p> <p>3. Кварцевые руды, содержащие марказит, пирротин и другие минералы, влияющие на технологию цианирования</p> <p>4. Кварцевые руды, содержащие сульфиды (антимонит) и сульфосоли сурьмы (энаргит, джемсонит и др.) и активные сульфиды мышьяка (реальгар и др.)</p>	<p>Амальгамация руды Гравитация и амальгамация концентратов Гравитация + амальгамация концентратов с цианированием хвостов гравитации и амальгамации, иногда амальгамация с цианированием хвостов Флотация + цианирование концентратов. Иногда прямое цианирование руды</p> <p>1. Прямое цианирование с соблюдением специального режима 2. Флотация + цианирование концентратов в специальном режиме 3. Флотация хвостов флотации в обычном режиме и переработка концентратов в отдельном технологическом цикле</p> <p>1. Прямое цианирование в специальном режиме 2. Цианирование после выделения сурьмы и мышьяка путем их выщелачивания с последующим извлечением сурьмы из растворов как попутного ценного компонента 3. Коллективная флотация минералов сурьмы и золота с переработкой флотационных концентратов в отдельном технологическом цикле</p>

II. Золото-скарновый.

Скарновые контактово-метасоматические месторождения с наложенной гидротермальной минерализацией (Кузнецкий Алатау, Мартайга и др.)

III. Золото-кварцевый с углистым веществом.

Месторождения зон прокварцевания, смятия и дробления в углистых сланцах с вкрапленной и прожилковой минерализацией (Мурун-Тау, Нежданинское, Сухой Лог, Наталкинское и др.)

IV. Конгломератовый с золотосодержащим кварцевым цементом. Месторождения метаморфогенного типа - залежи конгломератов, содержащие в цементе золото, урановые минералы и сульфиды (Витватерсранд, Жакобина, Байнд-Ривер и др.)

Руды, представленные скарнами

Руды, представленные окварцованными и инъецированными кварцевыми прожилками, песчаниками, сланцами:

- а) не содержащие активное углестое вещество
- б) содержащие активное углестое вещество

1. Руды, представленные конгломератами, не содержащими урановые минералы
2. Руды, представленные конгломератами, содержащими урановые минералы

Обработка по схемам, принятым для руд АI

То же

1. Флотация углистого вещества + цианирование хвостов флотации
2. Прямое цианирование руды в специальном режиме.

При наличии золота в углистом концентрате последний подвергается обжигу с последующим цианированием или направляется на заводы цветной металлургии как флюс

Обработка по схемам, принятым для руд АI

1. Цианирование (иногда с предварительным извлечением золота в гравитационный концентрат) и сернокислотное выщелачивание урана из хвостов цианирования
2. Флотация с получением уранового или золото-уранового концентрата с последующей специальной обработкой и цианированием хвостов флотации

Тип Б. Кварцевый и кварцево-карбонатный с золотом в сульфидах

I. Кварцевый с золотосодержащими сульфидами.

Месторождения кварцевых жил и

Кварцевые руды с золотосодержащим пиритом и арсенипиритом:

- а) без примесей, влияющих на тех-

1. Флотация + цианирование концентратов после

Геолого-технологические подтипы руд	Геолого-технологические разновидности руд	Применяемые методы технологической обработки
<p>штокверков (Березовское, Дарасунские жилы, Итака)</p>	<p>нологию цианирования</p> <p>б) содержащие активные сульфиды железа (пирротин, марказит и др.) в) содержащие сульфиды (антимонит) и сульфосоли сурьмы (энаргит и др.) и активные сульфиды мышьяка (реальгар и др.)</p> <p>2. Кварцевые полиметаллические руды, содержащие халькопирит, сфалерит, галенит, минералы серебра</p>	<p>их доизмельчения</p> <p>2. Флотация + обжиг концентратов с последующим цианированием огарков или отправкой их (огарков) на заводы цветной металлургии при отсутствии в концентратах мышьяка (допустимо содержание мышьяка до 1%), пиритные концентраты могут направляться как золотосодержащие флюсы на заводы цветной металлургии без обжига</p> <p>Обработка по схеме, принятой для руд А1, АШ</p> <p>1. Коллективная флотация сурьмяных и золотосодержащих сульфидов + обжиг концентратов + цианирование или плавка огарков 2. Коллективная флотация сурьмяных и золотосодержащих сульфидов с раздельной металлургической обработкой концентратов</p> <p>Селективная флотация + цианирование хвостов флотации и отдельных промпродуктов. Флотационные концентраты направляются на соответствующие предприятия цветной металлургии, где золото извлекается попутно</p>
<p>II. Скарновый с золотосодержащими сульфидами</p>	<p>Руды, представленные скарнами с золотосодержащим пиритом, халькопиритом, борнитом, халькозином, сфалеритом и др.</p>	<p>Обработка по схемам, принятым для руд А1, АШ</p>
<p>III. Кварцево-углистый с золотосодержащими сульфидами. Месторождения зон прокварцевания, смятия и дробления с вкрапленной</p>	<p>Руды, представленные сланцами и песчаниками, окварцованными и инъецированными кварцевыми прожилками с сульфидами:</p>	<p>Обработка по схемам, принятым для руд Б1 и БШ, в зависимости от минерального состава</p>

прожилковой минерализацией (Бакырчак, Кокпатас, Даугызтау и др.)

IV. Золото-сульфидный, колчеданные и полиметаллические залежи (Учалы, Майкаин, Ольховка и др.)

а) не содержащие активное углестое вещество

б) содержащие активное углестое вещество

1. Колчеданные сплошные руды, (пирит-арсенипирит-пирротинового состава)

2. Полиметаллические сплошные руды галенит-сфалерит-халькопиритного и другого состава

Обработка по схемам, принятым для руд Б1

Флотация + обжиг флотационных концентратов + цианирование огарков

Коллективная или селективная флотация с последующей обработкой флотационных концентратов по схемам, принятым для руд Б1

Обработка по схемам Б1, БП

Тип В. Сульфидно-окисленный. Руды зоны окисления и кор выветривания месторождений с золотом в сульфидах

I. Окисленный с высвобожденным золотом. Месторождения окисленных руд и кор выветривания со степенью окисления золотосодержащих сульфидов более 75% (Бакырчак, Кокпатас, Колтыкон, Куранах и др.)

1. Окисленные пиритовые, пирротиновые, арсенипиритовые, марказитовые и другие вкрапленные руды

2. Окисленные колчеданные сплошные руды ("ржавое золото")

3. Окисленные полиметаллические сплошные руды

Прямое цианирование, при высоком содержании шламов - цианирование с сорбентами: активированные угли, ионообменные смолы (бесфилтационные схемы цианирования)

Цианирование после тонкого измельчения. При наличии гидрооксидов железа и марганца - термическая обработка (прокаливание) с последующим цианированием. При наличии золота в пирите - гравитация + плавка концентратов и последующее цианирование хвостов гравитации

1. Селективная флотация или выщелачивание оксидов меди, свинца, цинка и цианирование хвостов

2. Прямое цианирование в специальном режиме

1. Комбинирование флотационно-гидрометаллургических схем обработки

2. Для медистых золотосодержащих руд - сернокислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом, коллективная флотация цементной меди, сульфидов и золота с отправкой флотоконцентрата на медеплавильные заводы

II. Полуокисленный.

Частично окисленные руды со степенью окисления золотосодержащих сульфидов от 25% до 75% (Зодское, Кокпатас, некоторые Уральские и др. месторождения)

Частично окисленные руды разновидностей Б, в том числе содержащие медь (борнит, халькопирит и др.), сурьму, мышьяк и др.

Геолого-технологические подтипы руд	Геолого-технологические разновидности руд	Применяемые методы технологической обработки
-------------------------------------	-------------------------------------------	----------------------------------------------

Тип Г. Золото-теллуридный. Руды с теллуридами золота и самородным золотом в кварце, карбонатах и сульфидах

I. Карбонатно-кварцевый с самородным золотом и теллуридами золота. Месторождения кварцевых жил, штокверков, метасоматических залежей и др. (Калгурли, Крипл-Крик, Нагиак, Сакаромба, Батукула и др.)	Кварцевые и карбонатные золото-теллуридные руды	<ol style="list-style-type: none"> 1. Прямое цианирование в специальном режиме 2. Цианирование + флотация хвостов. Обработка флотационных концентратов, содержащих теллуриды золота, в отдельном технологическом цикле 3. При наличии золотосодержащих сульфидов коллективная флотация (теллуридов, сульфидов и свободного золота). Обжиг концентратов и цианирование огарков
------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

Примечания. 1. При наличии в рудах крупного золота в крупнозернистых золотосодержащих минералах (теллуриды золота, сульфиды и оксиды железа, мышьяка, сурьмы, меди, свинца, цинка и др.) в схему обработки руды включаются операции гравитационного обогащения; полученные гравитационные концентраты обрабатываются на месте (амальгамация, обжиг с цианированием) или направляются на соответствующие заводы цветной металлургии, где золото извлекается попутно с цветными металлами.

2. Флотационные концентраты в зависимости от содержания и характера золота в них подвергаются обработке на месте (прямое цианирование с соблюдением специальных условий, обжиг с цианированием огарков и др.) или направляются на соответствующие заводы цветной металлургии в качестве золотосодержащих флюсов.

различных геолого-технологических типов руд на одном месторождении, через необходимость селективной выемки их, в определенной степени отражается и на технологии горных работ.

2.3. МОРФОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ И ГЕОЛОГОПРОМЫШЛЕННАЯ ТИПИЗАЦИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Понятие о промышленных типах месторождений ввел В.М. Крейтер в 1940 году, который предложил "считать промышленным такой тип месторождений, который дает не менее 1% мировой добычи того или иного полезного ископаемого". В основу классификации легли: форма, условия залегания рудных тел, размер месторождений, качество руд (табл. 2.2).

Месторождения каждого типа характеризуются определенными масштабами, но при этом запасы золота в отдельных месторождениях колеблются от нескольких тонн до многих сотен тонн.

Н.И. Бородаевский, А.П. Божинский и А.И. Казаринов в зависимости от масштабов месторождения золота подразделяют на пять групп (табл. 2.3).

Я.С. Пыжьянов для классификации золоторудных месторождений использовал четыре признака: величину запасов золота (по категориям $A+B+C_1+C_2$); возможную годовую добычу золота; ориентировочный срок обработки месторождений; тип предприя-

Т а б л и ц а 2.2

Промышленные типы месторождений золота	Содержание золота, г/т	Доля мировых запасов (числитель) и мировой добычи (знаменатель), %
Пластовые тела золотоносных конгломератов среди метаморфогенных толщ докембрия	6-10	45/50
Золото-кварцевые жилы, жильные и рассланцованные зоны в различных породах	6-26	35/35
Жилообразные и сложные по форме месторождения теллуридов золота в молодых эффузивных породах	6-20	10/5
Штокверки с рассеянным золотым оруденением в различных породах	4-6; 1-2	5/5
Россыпи всех типов аллювиально-делювиальные, аллювиальные, прибрежные, эоловые	От 50 мг/м ³ до нескольких г/м ³	5/5

Примечание. В настоящее время доля каждого типа в мировых запасах и добыче претерпела значительные изменения.

тия - стационарный, полустационарный, передвижной (табл. 2.4).

В.П. Волорovich и В.Н. Иванов [2] предложили группировать золоторудные месторождения по всем основным морфологическим типам рудных тел в зависимости от вмещающих пород (табл. 2.5). Ими же разработано группирование рудных тел коренных месторождений золота по условиям залегания и морфологии с учетом степени их сложности и изменчивости распределения золота в соответствии с классификацией запасов ГКЗ (табл. 2.6).

Типизация золоторудных месторождений применительно к задачам эксплуатации должна учитывать их горно-геологические особенности, которые определяют выбор способа и систему ведения эксплуатационных работ, технологию переработки добытой руды, мощность предприятия по добыче и переработке руды.

Рентабельность отработки золоторудных месторождений, полнота использования недр во многом зависят от того, насколько соответствуют способы и системы ведения эксплуатационных работ горно-геологическим особенностям месторождения.

Горно-геологические условия эксплуатации определяют следующие основные факторы:

морфологические особенности и условия залегания рудных тел месторождения;

Т а б л и ц а 2.3

Масштаб месторождений	Запасы, т	Годовая добыча, т
Уникальные гиганты	> 250	5-10
Крупные	> 100	2-3
Средних размеров	> 30	1-2
Мелкие	> 15	0,5
Рудопроявления	< 15	-

Т а б л и ц а 2.4

Масштаб месторождений	Запасы золота, т	Возможная годовая добыча золота, т	Срок отработки, лет	Тип предприятия
Уникальный	1000 и более	50 и более	30	Стационарный. Флагманское предприятие отрасли
Средний	До 50	3	15	Стационарный
Мелкий	До 10	1	10	Полустационарный, редко стационарный
Очень мелкий	До 5	0,7	7	Полустационарный
Весьма мелкий	До 1	0,3	3	Полустационарный, передвижной
				Передвижной

Т а б л и ц а 2.5

Тип месторождений	Масштабы месторождений и характеристики руд					
	интрузивы	вулканиты	флишоиды (песчаники, алевролиты, сланцы)	карбонаты (известняки, доломиты)	конгломераты, гравелиты	дайки кислого среднего состава
Жилы	От мелких до крупных, богатые, очень богатые	От мелких до крупных, богатые, очень богатые	Средние, среднебогатые, очень богатые	Средние, богатые	Мелкие, от средних до богатых	Очень крупные, очень бедные
Жильные зоны	От средних до крупных, богатые	От мелких до крупных, от средних до очень богатых	От крупных до уникальных, очень бедные, средние	-	Очень крупные, богатые	-
Минерализованные зоны	-	Крупные, средние, богатые	От крупных до уникальных, от очень бедных до средних	-	-	-
Штокверки (жилы и тонкопрожилковые)	-	Крупные, от очень бедных до средних	Крупные, уникальные, очень бедные, бедные	-	-	Очень крупные
Залежи (линзовидные, пласто-жилообразные и др.)	-	Крупные, бедные	Средние, бедные, средние	Средние, крупные, от бедных до богатых	-	-
Трубо-, гнездообразные и неправильной формы	-	Мелкие, средние, очень богатые	Мелкие, средние, очень богатые	Мелкие, средние, от средних до очень богатых	-	-

Т а б л и ц а 2.6

Характеристика рудных тел			Группа месторождений по классификации ГКЗ б. СССР		
Падение	Форма	Мощность	2-я	3-я	4-я
Крутое	Линейно вытянутая	Малая - до 3 м Большая - 3 м	Жилы, жильные зоны, жильные и минерализованные зоны, жиллообразные залежи, дайки	Жилы, жильные зоны, жильные и минерализованные зоны, жиллообразные залежи, дайки	Жилы, жильные зоны, жиллообразные залежи
	Удлиненная, линзовидная	Большая	Линзовидные залежи	Линзовидные залежи	Линзовидные залежи
Пологое или горизонтальное	Линейно вытянутая	Малая	Жилы, пластообразные и ленточные залежи	Жилы, пластообразные и ленточные залежи	Жилы
	Удлиненная, линзовидная изометричная	Большая	Минерализованные зоны, линзовидные залежи	Минерализованные зоны, линзовидные залежи	Линзовидные залежи
Неопределенное	Удлиненная		Штокверки, трубообразные тела, железные шляпы	Штокверки, трубообразные тела, железные шляпы	Гнезда, гнездообразные залежи сложной формы, трубообразные тела и железные шляпы

продуктивность месторождения и его отдельных участков;
гидрогеологические и инженерно-геологические условия месторождения;

технологические свойства руд месторождения.

Морфологические особенности рудных тел месторождения определяются их размерами, формой и характером распределения оруденения. По этому признаку выделяются следующие группы рудных тел.

1. Штокверки, представленные разноориентированными мало-мощными жилами, прожилками, вкрапленной минерализацией. Промышленные руды не имеют четких границ и выявляются опробованием. Распределение оруденения неравномерное и весьма неравномерное, прерывистое, контрастное. По размеру выделяются штокверки крупные (протяженность более 500 м, мощность составляет десятки метров) и штокверки небольшие (протяженность менее 200 м, мощность - первые десятки метров). Форма штокверков изометричная, удлиненная, вытянутая.

2. Минерализованные и жильные зоны представляют собой участки тектонически нарушенных и гидротермально измененных пород или совокупность сближенных субпараллельных жил, прожилков; уплощенных линз. Для них характерны линейно вытянутые формы значительной мощности. Четкие геологические границы отсутствуют, контуры промышленных руд, как правило, устанавливаются опробованием. Выделяются зоны крупные (протяженность более 1 км, мощность более 10 м), средние (протяженность менее 1 км) и мелкие (менее 100 м).

3. Жилы и жилообразные тела залегают среди различных горных пород, часто имеют четкие геологические границы. Выделяются крупные жилы, сравнительно выдержанные по мощности и большой протяженности (более 500 м), жилы средней протяженности (до 500 м) и мелкие жилы (менее 100 м).

4. Залежи (линзовидной, пластообразной и сложной формы) с вкрапленным и прожилково-вкрапленным оруденением, а также зоны окисления с промышленными рудами. По размерам выделяются крупные (первые сотни метров по простиранию и падению, значительной мощности) и мелкие сложные, не выдержанные по форме и мощности.

5. Оруденелые дайки с прожилковым оруденением. Как правило, крупные по размеру с бедным и относительно равномерным оруденением.

6. Рудные тела неправильной гнездо- и трубообразной формы, обычно небольшого размера.

Условия залегания тел полезных ископаемых определяются углами их наклона, глубиной залегания и рельефом поверхности.

Различают рудные тела:

пологие, характеризующиеся слабонаклонным (20-25°) залеганием, частым случаем являются горизонтальные залежи;
наклонные - угол наклона до 50°;

крутые - угол наклона более 50° .

В зависимости от положения относительно уровня поверхности и глубины залегания выделяются месторождения:

поверхностного типа - непосредственно выходящие на поверхность или расположенные под наносами небольшой мощности (до 10 м);

глубинного типа - расположенные значительно ниже уровня поверхности, мощность толщи перекрывающих пустых пород превышает 40 м.

Рельеф поверхности может быть: равнинным, в виде склона возвышенности и возвышенности.

По продуктивности (степени концентрации золота) выделяются рудные тела богатые, рядовые и бедные. Следует отметить, что этот показатель не столько геологический, сколько экономический и зависит от способа (стоимости) отработки и конъюнктуры рынка.

В настоящее время для открытой добычи условно по степени богатства можно выделить руды с высоким содержанием золота - выше 3 г/т, средним - 1-3 г/т и низким - менее 1 г/т.

По совокупности рассмотренных выше условий, особенностей и признаков все золоторудные месторождения могут быть объединены в три группы. К первой отнесены месторождения с весьма благоприятными условиями для отработки. Это крупные и весьма крупные месторождения, которые являются или могут быть самостоятельной сырьевой базой крупного золоторудного предприятия. Ко второй группе отнесены крупные, а также средние по размерам месторождения, благоприятные для разработки, которые также могут быть сырьевой базой самостоятельного горно-обогатительного предприятия. Третья группа включает в себя мелкие золоторудные месторождения, на базе которых, как правило, не может быть создано самостоятельное золотодобывающее предприятие, и во многих случаях подземный способ их разработки предпочтительней открытого.

3. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА И ОПРОБОВАНИЕ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

3.1. ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ РАЗВЕДКИ

Эксплуатационная разведка (в иностранных источниках "Прикладная горнопромышленная геология") занимает особое место в промышленном освоении золоторудных месторождений. Это обусловлено ее двуединством: с одной стороны, эксплуатационная разведка является заключительной стадией геологического изу-

чения месторождения, с другой - первым этапом добычных работ. Именно результаты квалифицированно выполненной эксплуатационной разведки позволяют выбрать оптимальный вариант технологии разработки месторождения.

По установившейся (до 1992 года) в СССР практике вовлечения в эксплуатацию месторождений их геологическое изучение осуществлялось специализированными организациями Министерства геологии в несколько стадий: поисково-оценочная; предварительной разведки; детальной разведки. Геологоразведочные работы всех стадий финансировались из государственного бюджета.

По результатам детальной разведки рассчитывались постоянные кондиции и производился подсчет запасов, которые рассматривались, утверждались в ГКЗ СССР и принимались на баланс государства. Утвержденные запасы позднее передавались на баланс горнодобывающего предприятия, которое и проводило эксплуатационную разведку (в соответствии с принятыми в стране нормативами), также за счет средств государственного бюджета.

При проведении эксплуатационной разведки геологическая служба предприятия занимается: непрерывным изучением и постоянным уточнением особенностей геологического строения месторождения; укреплением минерально-сырьевой базы месторождения с целью максимально возможного продления срока существования предприятия или увеличения его производительности; геологическим обеспечением деятельности предприятия для повышения ее экономической эффективности; геологическим контролем качества и полноты использования недр при эксплуатации.

Такой широкий круг вопросов, стоящих перед геологической службой предприятий, обусловлен тем, что любые данные, полученные в результате геологоразведочных работ, представляют собой лишь более или менее приближенную оценку количества и качества полезного ископаемого. Для подавляющего большинства золотодобывающих предприятий характерен хронический "неотход" содержаний (запасов) золота в рудах, обусловленный систематическим завышением количества и качества руды по результатам детальной разведки, выявляющимся при эксплуатации месторождений.

Этим определяется и основная цель эксплуатационной разведки - обеспечение годовых и текущих планов золотодобывающих предприятий наиболее разведанными и достоверными запасами, позволяющими повысить технико-экономические показатели работы предприятия.

По целевому назначению и времени проведения эксплуатационную разведку принято разделять на *опережающую* и *сопровождающую* (или эксплуатационное опробование).

Основные задачи опережающей эксплуатационной разведки следующие: уточнение морфологии рудных тел, особенностей

пространственного распределения золотого оруденения, построение достоверных сортовых планов, обеспечивающих объективное планирование и качественное проведение добычных работ, снижение потерь металла и разубоживания руд.

Основная задача сопровождающей эксплуатационной разведки (эксплуатационного опробования) сводится к установлению полноты выемки запасов из недр, количества и качества товарной руды и в конечном счете к действенному управлению качеством добываемых руд.

В результате стабилизируется качество руд, подаваемых на фабрику, повышаются показатели обогащения и экономическая эффективность работы предприятия в целом.

3.2. ПРИМЕНЯЕМЫЕ СИСТЕМЫ РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

В.М. Крейтер под системой разведочных работ предложил понимать пространственное размещение разведочных выработок, которое дает возможность построить намеченные разрезы и планы, а также провести необходимое опробование для подсчета промышленных запасов полезного ископаемого. Разведочная система должна обеспечить с необходимой достоверностью выявление особенностей геологического строения и размещения рудных тел, их формы, условий залегания, качества и основных подсчетных параметров полезного ископаемого.

Для разведки золоторудных месторождений используются три группы разведочных систем: буровые, горные и горно-буровые (комбинированные). Выбор системы разведки определяется масштабом месторождения, горно-геологическими условиями его залегания, сложностью строения и морфологией рудных тел. Наибольшим распространением пользуются комбинированные (горно-буровые) системы, с помощью которых разведано подавляющее большинство золоторудных месторождений. Меньше распространены горные системы, применяемые для разведки отдельных рудных тел, участков или небольших месторождений сложного строения, относящихся, как правило, к четвертой, реже третьей группе месторождений по классификации ГКЗ б. СССР.

Применение буровых систем ограничивается необходимостью получить объективное представление о морфологии рудных тел на месторождениях со сложным и весьма сложным строением. Кроме того, невысокий выход керна на месторождениях с интенсивно проявившейся тектоникой (а таких большинство среди золоторудных месторождений) не позволяет получить достоверные результаты опробования по скважинам.

Для устранения отмеченных недостатков и заверки результатов буровой разведки проходят специальные горные выработки, и буровая система разведки постепенно превращается в комбинированную.

Т а б л и ц а 3.1

Месторождение, предприятие	Характеристика месторождения	Система разведки	Параметры разведочной сети, м	Интервал опробования, м	Материал пробы для анализа
Марджанбулакское (Узбекистан), карьер "Украинский"	Кварцево-жильная зона переменной мощности в углисто-глинистых сланцах без четких контактов	Буровая (сеть взрывных скважин)	4×4	5	Шлам
Макмальское (Кыргызстан), карьер "Макмал"	Рудные зоны (залежи) различной мощности в скарнах, м: 8-10 30 без четких контактов	Буровая (сеть скважин опережающей эксплуатационной разведки)	10×2 10×6	3 3	Шлам То же
Балейское (Забайкалье), карьер "Балейский"	Прожилково-вкрапленное золотое оруденение без четких контактов	Буровая (сеть взрывных скважин с перебором)	10×10	2,5	"-
Тасеевское (Забайкалье), карьер "Первой рудной зоны"	Минерализованные золоторудные зоны в окварцованных породах без четких контактов	Буровая (сеть скважин опережающей эксплуатационной разведки)	40×10	5	"-
Советское (Красноярский край), карьер "Советский"	Жильные зоны с нечеткими контактами	Комбинированная: скважины опережающей эксплуатационной разведки расчистки на поверхности уступа	25×10 10×25	10 2	"-" Отбитая порода
Олимпиадинское (Красноярский край), карьер "Олимпиадинский"	Месторождение коры выветривания; богатое золотое оруденение с относительно равномерным распределением	Комбинированная: опережающее колонковое бурение сопровождающее опробование канав	10×10 10×2	2 2	Керн Отбитая порода
Ключевское (Забайкалье), карьер "Ключевской"	Минерализованные штокер-ковые зоны прожилково-вкрапленных руд без четких контактов	Буровая (сеть взрывных скважин)	5×5 7×7	10	Шлам

Месторождение, предприятие	Характеристика месторождения	Система разведки	Параметры разведочной сети, м	Интервал опробования, м	Материал пробы для анализа
Зодское (Армения), карьер "Зодский"	Рудные тела сложной формы без четких контактов	Буровая (сеть взрывных скважин)	6×6	7,5	То же
Дукатское (Магаданская обл.), карьер "Дукатский"	Золото-серебряное месторождение	Буровая (колонковое бурение горизонтальных скважин)	3×10	10	Керн
Нежданинское (Якутия), карьер "Нежданинский"	Минерализованные золото-рудные зоны	Буровая: вертикальные скважины горизонтальные скважины	10×10 10	1 1	Шлам То же
Зун-Холбинское (Бурятия), рудник "Зун-Холбинский"	Крутонаклонные жильные зоны сложного строения с кварцевыми, кварцево-сульфидными и сульфидными жилами и прожилками	Горная: опережающая восстающая с рассечками по простиранию сопровождающая (бороздвое опробование добычных лент)	20×3 3×3	1 1	Отбитая порода То же
Дарасунское (Забайкалье), рудник "Дарасунский"	Кварцево-сульфидные и кварцевые с золотом жилы и прожилки	Горная: опережающая (бороздвое опробование штреков) сопровождающая (бороздвое опробование добычных лент)	50×2 4×3	0,5 0,5	-" -"

Необходимо отметить, что все сказанное выше относится и к изучению золоторудных месторождений на стадиях предварительной и детальной разведок. Однако на стадии эксплуатационной разведки при выборе системы разведки определяющее значение имеют техногенные, а не геологические и горнотехнические факторы. К техногенным факторам относятся способ разработки месторождения и технология добычных работ. Различают открытый (карьеры) и подземный способы разработки рудных месторождений, которые и определяют выбор системы разведки. При подземном способе разработки используют в основном горные системы разведки, а комбинированные системы имеют весьма ограниченное применение.

При открытом способе разработки на карьерах применяют в подавляющем большинстве случаев буровую систему разведки (табл. 3.1) и лишь изредка - комбинированную. Скважины бурят станками СБШ, НКР, СБУ (оборудование, которое имеется на предприятии) и для решения геологических задач используют шлам взрывных скважин. В отдельных случаях опережающую эксплуатационную разведку осуществляют специальным оборудованием, используя для этих целей колонковое или бескерновое бурение. Окончательно оптимальную систему эксплуатационной разведки выбирают на основании результатов технико-экономического анализа сравниваемых вариантов.

3.3. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ И ОБЪЕМОВ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ РАЗВЕДКИ

Наиболее важным и сложным вопросом при выборе системы эксплуатационной разведки является оптимизация плотности и геометрии сети наблюдений и опробования.

В 1980-е годы на многих горнодобывающих предприятиях цветной металлургии были проведены исследования по разработке методических пособий по определению оптимальных параметров сети и нормативов эксплуатационной разведки, основанные преимущественно на оптимизации погрешностей оконтуривания и экономической эффективности разведки. Для золоторудных месторождений подобные разработки по определению нормативов, объемов и затрат на эксплуатационную разведку, проведенные под руководством М.А. Свирского, базируются на опытно-статистических данных, собранных на предприятиях бывшего "Союззолото" Минцветмета СССР и Главзолоторедмета Казахской ССР. Исходя из целевого назначения эксплуатационной разведки - уточнения сведений о запасах, подготавливаемых к очистной выемке, и запасах, находящихся в отбойке, - авторы считают целесообразным устанавливать нормативы эксплуатационной разведки как удельные объемы выработок и опробования опережающей разведки в расчете на 1000 т подготавливаемых запасов, а сопровождающей разведки - на 1000 т очистной добычи.

Результаты многолетних исследований, выполненных в Иргиредмете В.А. Филонюком, Ю.А. Казаченко, В.Т. Григоровым, М.Г. Решетником, В.Б. Сухининым и другими, показывают, что для эффективного проведения эксплуатационной разведки невозможно инструктивно рекомендовать ни вариант эксплуатационной разведки, ни размеры сети скважин (или выработок), ни расчеты оптимальных объемов и допустимых затрат на эксплуатационную разведку. На каждом конкретном месторождении эти вопросы могут быть решены только в зависимости от конкретных условий, к которым относятся: способ разработки месторождения, структурно-морфологические типы рудных тел, сложность деталей их строения и условий залегания в масштабе объекта ближайшей отработки, степень неравномерности распределения в рудах золота и сортов руд, горнотехнические условия эксплуатации и применяемые системы разработки. Кроме этих условий, решающим фактором являются экономические последствия эксплуатационной разведки. Именно они определяют оптимальные параметры и объемы эксплуатационной разведки, обеспечивающие максимальную прибыль от разработки объекта за весь период.

В настоящее время методы определения параметров сетей эксплуатационной разведки могут быть сведены к двум группам методов - практические и аналитические.

В основу практических методов положена возможность использования на объекте данных о густоте сети ранее разведанных месторождений, подобных по главным признакам объекту исследования, или результатов эксплуатации ранее отработанных отдельных участков на этом же месторождении. Наибольшее применение из практических методов находят: метод прямых аналогий, метод разряжения разведочной сети, метод сравнения данных разведки с результатами эксплуатации.

В основе аналитических методов - использование принципов теории вероятности, математической статистики и функциональной зависимости ряда свойств.

Наиболее широко применяется в практике метод разряжения сети, когда сравниваются средние значения показателей при разной плотности сети со значениями, полученными при наиболее плотной сети, которые условно принимаются за истинные. На этой основе разрабатываются наиболее вероятные и технически осуществимые варианты. Недостаток метода заключается в том, что при этом, во-первых, принимаемая за эталон разведочная сеть максимальной плотности, имеющаяся на месторождении, далеко не всегда обеспечивает получение "истинных" значений параметров оруденения, во-вторых, не учитываются закономерности пространственного размещения элементов концентрационной неоднородности и поэтому участок для проведения экспериментов, как правило, является случайным, не представительным для всего месторождения, где распределение золотого оруденения характеризуется крайней неравномерностью.

Наиболее простым в применении является метод аналогий,

основанный на обобщении огромного опыта разведки различных типов месторождений, который нашел свое отражение в инструкциях ГКЗ б. СССР, отраслевых инструкциях, где даны рекомендации по определению расстояния между разведочными выработками. Метод не всегда эффективен, так как природная неоднородность на золоторудных месторождениях настолько значительна, что рекомендованная плотность разведочной сети может не подходить даже для одинаковых морфогенетических типов месторождений. При этом ошибки аналогии могут быть так велики, что приводят к существенным погрешностям разведки месторождения, рудного тела, отдельного блока.

Наиболее точным в принципе может быть метод сравнения данных разведки с результатами эксплуатации. Сравнению подлежат геолого-экономические параметры, неточное определение которых при разведке может нанести ощутимый экономический ущерб предприятию. Это, в первую очередь, запасы руды и металла, его среднее содержание и особенности пространственного распределения. При этом необходимо учитывать среднее содержание золота в руде, которое, по существу, на стадии проектирования определяет технико-экономические показатели работы предприятия.

При сопоставлении данных разведки и эксплуатации за длительный период (1-2 года и более) обычно наблюдается достаточно высокая сходимость количества извлеченного золота и его разведанных запасов. Однако при детальном анализе выясняется, что из промышленного контура, утвержденного ГКЗ б. СССР, как правило, недоизвлекается 10-50% запасов металла, которого там просто нет. В то же время из законтурного пространства добывается примерно такое же количество золота. Создается эффект так называемого "ложного благополучия", затрудняющий объективную оценку достоверности разведки.

При промышленной эксплуатации золоторудных месторождений в значительном большинстве случаев наблюдается "неотход" содержаний золота между рудником и фабрикой. Проведенные авторами исследования показали, что это, как правило, не результат погрешностей разведки, а следствие постепенного разубоживания геологических запасов на пути от добычного забоя до приемного бункера фабрики. Подробнее этот вопрос будет рассмотрен на примере отработки опытного блока на Холбинском руднике, здесь же лишь отметим, что пользоваться фабричными данными о количестве и качестве переработанной руды как "эталонными запасами" следует крайне осторожно.

Для того, чтобы получить надежные результаты сравнения, необходимо провести в ограниченные сроки полную отработку блока, выбранного для сравнения. При этом геолого-маркшейдерские данные должны быть максимально полны и точны.

Аналитические методы основаны на применении математической статистики, теории вероятности и позволяют определить

плотность сети опробования с помощью статистических параметров - коэффициента вариации, погрешности определения среднего коэффициента вероятности и т.д. Эти статистические методы не учитывают размеры исследуемых объектов, места взятия проб, т.е. не отражают пространственного размещения показателей. Этим же недостатком страдает и метод, основанный на теории информации распознавания образов. Однако он позволяет учитывать большое число факторов, в том числе и экономических, которые могут быть обработаны только, используя математический аппарат на базе ЭВМ. При этом экономический критерий ("горный риск"), оптимизирующий параметры эксплуатационной разведки, представляет собой минимум суммы затрат на эксплуатационную разведку и ожидаемого ущерба предприятия от недоразведанности месторождения при различных параметрах разведочной сети.

Подобный подход, по мнению авторов, является по сути своей ошибочным, так как любое золотодобывающее предприятие в первую очередь заинтересовано в повышении эффективности разработки месторождения и показателей обогащения руд на фабрике, которые немыслимы без достоверных результатов эксплуатационной разведки, а не в сокращении затрат на последнюю, которые составляют ничтожно малую долю от общих затрат на эксплуатацию.

Показателен в этом отношении зарубежный опыт. В целом в теоретических подходах и практической реализации методика эксплуатационной разведки за рубежом в принципе не отличается от отечественных [1]. Однако при этом необходимо отметить ряд особенностей.

Во-первых, за рубежом не существует четкого выделения стадии "эксплуатационная разведка". Все работы, направленные на эффективную отработку месторождения, на контроль за качеством добываемой руды, относятся к промышленной геологии и являются неотъемлемой частью добычных работ.

Во-вторых, осуществляется значительный объем анализов, кроме основного компонента, на целый ряд элементов, определяющих поведение руд в процессе обогащения и металлургического передела. Так, например, на одном из золоторудных карьеров Невады (США) отработка первичных промышленных руд осуществляется в соответствии с сортовыми планами, составленными геологической службой. По окисленным забалансовым рудам проведено технологическое картирование и выделено два технологических типа руд, пригодных для кучного выщелачивания: глинистые и кварцевые. Каждый технологический тип руд требует специфической подготовки для эффективного выщелачивания из куч: первый - окомкования, второй - дробления. Технологическое картирование осуществляется по результатам опережающего систематического опробования на глинозем и свободный кремний. Понесенные при этом затраты с лихвой окупаются дополнительно полученным золотом.

На карьере "Меркур" (США) [10] управление качеством руд осуществляется, наряду с опробованием на золото в исходной руде, также по результатам выщелачивания золота из шламовых проб взрывных скважин. По совокупности этих двух признаков и уровнем их показателей выделяются пять категорий руд, могущих быть селективно добытыми. Этому способствует и высота уступов: при вскрыше - 6 м, при добыче - 3 м.

В-третьих, широко (с начала 1980-х годов) применяется компьютеризация всех процессов и операций геологического обеспечения добычных работ, начиная от обработки данных эксплуатационного опробования до показателей извлечения золота на обогатительной фабрике. Все это (с учетом экономических показателей по каждому процессу) позволяет оперативно влиять на ход добычных работ, действительно управлять качеством добываемых руд и в конечном счете получать максимальную прибыль [25, 33].

Многолетние исследования Ирриредмета показывают, что применение существующих способов расчета оптимальных параметров эксплуатационной разведки далеко не всегда обеспечивает получение достоверного контура промышленного оруденения. Это обусловлено крайне сложным внутренним строением золоторудных месторождений, чрезвычайной изменчивостью оруденения, его прерывистостью и контрастностью. Поэтому существующие отраслевые (и подотраслевые) инструкции, методические руководства и указания не гарантируют оптимального решения вопроса. В связи с этим, для каждого отдельного месторождения, исходя из индивидуальных особенностей оруденения и с учетом способа его разработки, необходимо разрабатывать конкретный оптимальный вариант эксплуатационной разведки.

С начала 1980-х годов Ирриредметом при выборе оптимальных вариантов эксплуатационной разведки золоторудных месторождений стали не только учитываться геологические факторы, но и оцениваться экономические показатели выбранного варианта разведки. При этом особо следует подчеркнуть, что, в первую очередь, учитывались не затраты на реализацию разработанного варианта, а экономические последствия последствия разведки - полученная прибыль от отработки за весь период.

Такой подход был разработан в процессе исследований на карьерах Марджанбулакского рудника, на карьерах Чармитана и Макмала, а также на руднике Зун-Холба [13, 14, 34].

Сущность этого комплексного геолого-экономического подхода для оптимизации параметров и объемов эксплуатационной разведки заключается в применении двух взаимодополняющих методов.

1. Метод, основанный на изучении природной неоднородности содержаний золота, изложенный в описании изобретения В.А. Филонюка "Способ разведки золото-кварцевых жил". Его сущность состоит в том, что разведка золоторудных месторождений проводится с учетом особенностей пространственного

распределения золота. При этом горные выработки (скважины) располагаются не по равномерной сети, а в соответствии с вероятной внутренней структурой распределения концентрации золота. Размеры структуры равны средним величинам полупериодов закономерных колебаний содержаний золота. Это положение согласуется с ранее высказанными представлениями Л.В. Кадана, В.Ф. Мягкова, Г.Л. Воларовича [2, 12, 20].

2. Геолого-экономическое обоснование оптимальных параметров эксплуатационной разведки на основе имитационного математического моделирования. Данный метод разработан в Иргиредмете Б.К. Кавчиком и учитывает не менее двух десятков геологических и столько же технико-экономических факторов, влияющих на выбор параметров разведки; позволяет сопоставить эффективность альтернативных ее вариантов и выбрать оптимальный для рассматриваемых условий.

Оба способа предполагают сбор и анализ всех имеющихся данных по опробованию на месторождении, натурные наблюдения (детальное опробование и документация экспериментальных площадок, отдельных блоков) и в результате разработку имитационной математической модели для исследований.

Выполненные сотрудниками Иргиредмета комплексные исследования на некоторых золоторудных месторождениях позволили выбрать и экономически обосновать рациональный вариант эксплуатационной разведки для каждого из них и поставили под сомнение целесообразность проведения всех этапов, предусмотренных действующими директивными документами.

3.4. ПРИМЕРЫ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ РАЗВЕДКИ

КАРЬЕР "УКРАИНСКИЙ" (РУДНИК "МАРДЖАНБУЛАК")

Месторождение представлено кварцево-жильной зоной переменной мощности в углисто-глинистых сланцах с прослоями алевритов и песчаников. Рудные тела по литолого-петрографическим особенностям не отличаются от вмещающих пород и выделяются только по результатам опробования. Распределение оруденения характеризуется высокой изменчивостью.

На стадии детальной разведки применялась комбинированная - горно-буровая - система разведки. Выделенные по каналам рудные тела разбуривались станками колонкового бурения по сети 10×10 м. На глубине рудные тела прослеживались по простиранию горизонтальными горными выработками, проведенными из глубоких шурфов. Из них на полную мощность рудных тел проведены расщелины через 20 м вквост простирания этих тел.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Анализ материалов эксплуатации показал, что истинные содержания ме-

талла, определенные при отработке месторождения, существенно расходятся с данными детальной разведки.

Для уточнения контуров рудных тел при эксплуатационной разведке проводят каналы через 10 м, которые опробуются бороздовым способом. Кроме того, опробуется шлам взрывных скважин, пройденных по сети 4×4 м с интервалом опробования 5 м (половина уступа). Наряду с этим, проводится помашинное опробование товарной руды, поступающей на фабрику.

К сожалению, результаты анализов различных способов опробования не согласуются между собой. Отдать же предпочтение какому-либо способу опробования не представляется возможным.

Для оценки достоверности различных способов опробования и выбора оптимального варианта эксплуатационной разведки необходимо знание особенностей распределения оруденения в пространстве и структуры запасов руды и металла по сортам.

Для выявления особенностей внутреннего строения рудного тела (установление элементов концентрационной неоднородности высоких порядков) были выбраны базовые экспериментальные площадки, расположенные в различных местах рудного тела и опробованные с максимальной детальностью. Площадки маркшейдерски привязывались к разведочной сети и после зачистки бульдозером разбивались на квадраты размером 1×1 м. Опробование проводилось бороздовым способом вручную по десяти линиям, каналам эксплуатационной разведки (рис. 3.1). Всего по каждой площадке отбиралось по 100 однометровых бороздовых проб. При обработке результатов данные определения золота в пробах, отобранных по противоположным сторонам квадрата, усреднялись и выносились в его центр. По усредненным таким способом результатам строились планы сортности (рис. 3.2). Количественные характеристики распределения сортового состава руд по экспериментальным площадкам приведены в табл. 3.2.

Анализ приведенных данных показывает следующее: средние содержания металла по площадкам № 1 (рис. 3.2, а) и 2 (рис.

Т а б л и ц а 3.2

Площадки	Массовая доля, % руды и металла в рудах				Среднее содержание, г/т
	Забалансовые	Балансовые			
		бедные (2-4 г/т)	рядовые (4-8 г/т)	богатые (более 8 г/т)	
1	67	13,4	9,8	9,8	3,2
	15,1	12	17	55,9	
2	46,4	25,6	21,9	6,1	3,3
	18,3	24,2	35,5	22	

Примечание. В числителе указана массовая доля руды, в знаменателе - металла.

3,2, б) близки и составляют соответственно 3,2 и 3,3 г/т; распределение содержаний золота по двум площадкам характеризуется прерывистостью, является крайне неравномерным и весьма контрастным; балансовые руды занимают по площади от 23,3 до 53,6% при практически равном среднем содержании; богатые руды наблюдаются в виде разобщенных гнезд, несколько вытянутых в северо-западном направлении, по площади эти гнезда занимают от 6,1 до 9,8%, но в них сосредоточено от 22 до 55% запасов металла; гнезда богатых руд часто располагаются в забалансовых рудах или в прерывистых контурах бедных и рядовых руд, ориентированных в северо-западном и менее отчетливо в северо-восточном направлениях.

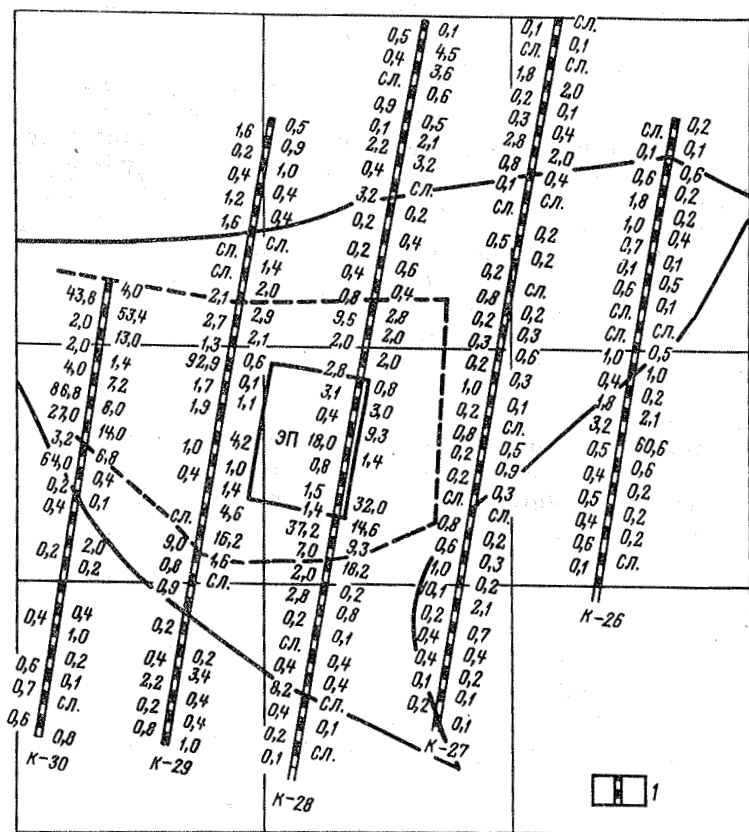


Рис. 3.1. План опробования:

ЭП - экспериментальная площадка; сплошная линия - контур рудного тела по детальной разведке; пунктирная линия - контур рудного тела по эксплуатационной разведке; 1 - бороздовая проба (цифрами показано содержание золота, г/т); к-26, ..., к-30 - номера каналов

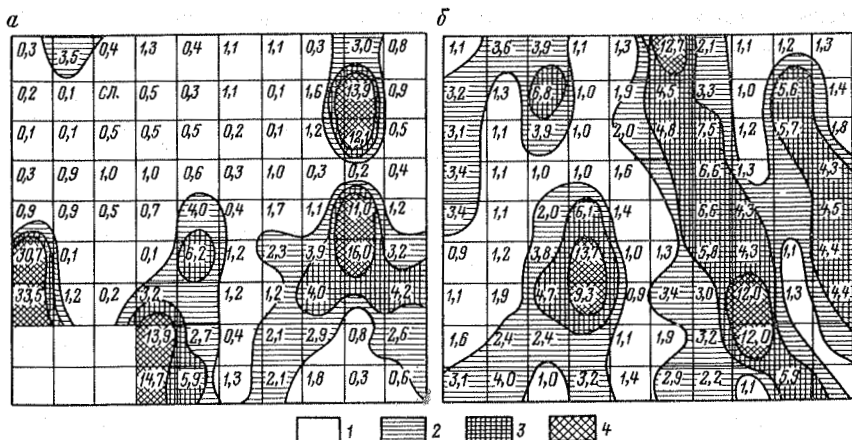


Рис. 3.2. Схема, иллюстрирующая распределение содержаний золота на экспериментальных площадках:
 1 - забалансовые руды; 2 - бедные руды; 3 - рядовые руды; 4 - богатые руды; цифрами показано содержание золота, г/т

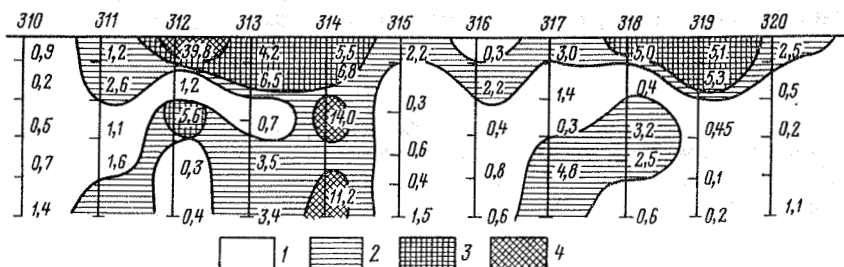


Рис. 3.3. Схема, иллюстрирующая распределение содержаний золота на разрезе (по данным опробования взрывных скважин):
 1 - забалансовые руды; 2 - бедные руды; 3 - рядовые руды; 4 - богатые руды; 310-320 - номера скважин; цифрами показано содержание золота по интервалу, г/т

В ходе исследований удалось оценить влияние проб с высоким содержанием на определение среднего его значения: чем выше содержание металла в пробе, тем меньше зона ее влияния. На экспериментальных площадках размер таких зон не превышает двух метров. Действительно, в планах опробования видно, что гнезда богатых руд располагаются в бедных и нередко в забалансовых рудах.

Кроме данных по экспериментальным площадкам были использованы результаты опробования двухметровых интервалов взрывных скважин, пробуренных по сети 4×4 м (рис. 3.3). Исследо-

вания показали, что контур рудного тела, определенный по данным детальной разведки, является весьма условным, промышленное оруденение отмечается за его пределами и в то же время забалансовые руды могут достигать 50% площади контура. Следовательно, контур отработки рудного тела должен быть предварительно уточнен по результатам опережающего эксплуатационного опробования. При этом плотность сети эксплуатационной разведки должна быть соизмеримой с размерами элементов концентрационной неоднородности оруденения (табл. 3.3).

В таблице отчетливо прослеживается изменение сортового состава руды в зависимости от степени детальности разведки. В подсчетном контуре на долю забалансовых руд приходится 39%, при сгущении разведочной сети доля забалансовых руд постепенно увеличивается и при размере сети 4×4 м достигает 61,8%. Доля богатых руд постепенно уменьшается. Если по результатам детальной разведки на долю богатых руд приходится 15,3%, что составляет 62,5% запасов, то при эксплуатационной разведке на долю богатых руд приходится 11%. Такое изменение структуры запасов в сторону выявления зон забалансовых руд в подсчетном блоке и уменьшение доли богатых руд сказывается на оценке среднего содержания металла в руде.

Проведенный анализ позволяет считать, что наиболее объективной оценкой среднего содержания металла, достаточной для практических целей, являются значения, полученные при опробовании шлама взрывных скважин.

С целью проверки данного положения были проведены промышленные испытания, в ходе которых отработан опытный блок и добытая при этом руда в течение 17 сут перерабатывалась на ЗИФ. Перед отработкой на горизонте были проведены каналы вкрест простираения рудного тела на расстоянии 10 м друг от

Т а б л и ц а 3.3

Детальность разведки	Число проб, участвующих в сопоставлении	Массовая доля, % руды (числитель) и металла (знаменатель) в рудах				Среднее содержание, г/т
		Забалансовые	Балансовые			
			бедные	рядовые	богатые	
Расщепки через 20 м	284	<u>39</u>	<u>24,8</u>	<u>21,7</u>	<u>15,3</u>	6,5
		5,7	11,7	20,1	62,5	
Скважины по сети 10×10 м	91	<u>58,3</u>	<u>17,5</u>	<u>11</u>	<u>13,2</u>	5,2
		8,8	9,5	10,5	71,2	
Канавы через 10 м	620	<u>56,3</u>	<u>17,5</u>	<u>14,8</u>	<u>11</u>	4,3
		9	8	12,9	69,3	
Взрывные скважины по сети 4×4 м	762	<u>61,8</u>	<u>23</u>	<u>10,1</u>	<u>5,1</u>	2,8
		19	29,4	19	39,6	

друга, по которым отбирались бороздовые пробы, а также пробурены взрывные скважины по сети 4×4 м с интервалом опробования 5 м. Положение забоя зафиксировано маркшейдером до и после эксперимента. По канавам подсчитано среднее содержание металла в блоке методом средневзвешенного по длине проб.

По результатам опробования скважин построены послонные сортовые планы. До начала эксперимента на обогатительной фабрике была освобождена и подготовлена площадка перед приемным бункером. Руда из опытного блока, поступавшая на ЗИФ, предварительно подвергалась товарному опробованию: каждый пятый автосамосвал-рудовоз разгружался на специальную площадку, где руду выравнивали бульдозером, на нее набрасывали проволочную сеть и в 16 точках отбирали частные горстевые пробы массой не менее 5 кг каждая, которые затем объединяли в одну пробу. Полученную таким образом пробу дробили и далее обрабатывали по схеме, принятой на предприятии.

Экспериментальная проверка всех способов опробования позволила сделать следующие выводы.

1. Результаты шламового опробования взрывных скважин, пробуренных по сети 4×4 м, показали на хорошую сходимость с данными технологического (фабричного) опробования. Это свидетельствует о высокой представительности данного вида опробования. Каждая скважина при высоте рабочего уступа, равного 10 м, характеризует блок $4 \times 4 \times 10$ м, т.е. на одно пересечение рудного тела (скважину) приходится 160 м^3 руды, в то время как на канаву 10 м длины приходится 1000 м^3 руды или в 6,5 раз больше.

2. Результаты бороздового опробования канав эксплуатационной разведки отличаются от эталонных более чем на 20% и являются случайными из-за недостаточной представительности (детальности) опробования - всего четыре пересечения на блок двухнедельной отработки.

3. Товарное опробование дало сопоставимые результаты с эталоном, но лишь в среднем за все время проведения эксперимента. По отдельным периодам (3-5 дней) товарное опробование показало на значительное отклонение содержаний относительно технологического (от -45 до +146%). Случайный характер отклонений указывает на недостаточную представительность товарного опробования.

В соответствии с утвержденными нормативами объемы опережающей эксплуатационной разведки должны обеспечить опережение добычных работ на 1,5-2 года. Проектом для этих целей предусматривалась проходка скважин по сети 10×10 м. Авторами была проведена оценка достоверности предложенного варианта. Для этого по результатам шламового опробования взрывных скважин, пробуренных по сети 4×4 м, был построен сортовой план, принятый за "истинный". Затем на него последовательно "набрасывали" сеть с параметрами 4×8 , 8×8 , 8×12 м (длинной стороной по простиранию) и проводили оконтуривание рудных

тел по соответствующим методам. Подсчитанные по каждому варианту разведки запасы сравнивали с "истинными". При всех сопоставлениях обнаружилась разница между ними, при этом во всех случаях за подсчетным контуром оказались участки промышленных руд, т.е. по существу не выявленные разведкой запасы ("потери"). В то же время в подсчетном контуре постоянно фиксировалась разница между запасами "истинными" и подсчитанными по данным разведки. Таким образом, суммарные "истинные" запасы $P_{ист}$ слагались из "истинных" запасов в подсчетном контуре $P_{ист}^*$ и за его пределами $P_{ист}^n$:

$$P_{ист} = P_{ист}^* + P_{ист}^n. \quad (3.1)$$

Разведанные запасы в подсчетном контуре $P_{разв}$ отличались от "истинных" алгебраической суммой погрешностей оконтуривания $\Delta_{ок}$ и распространения Δ_p

$$P_{разв} = P_{ист} \pm P(\Delta_{ок} + \Delta_p). \quad (3.2)$$

Для оценки достоверности подсчета запасов по каждому варианту разведки были рассчитаны погрешности (табл. 3.4) по формулам

$$\Delta_{ок} = [(P_{ист}^* - P_{ист}) / P_{ист}] 100, \quad (3.3)$$

$$\Delta_p = [(P_{разв} - P_{ист}^*) / P_{ист}^*] 100. \quad (3.4)$$

Расчетные данные табл. 3.4 показывают на возрастание погрешности с увеличением параметров разведочной сети и повышение вероятности искажения (завышения) средних содержаний ценного компонента в рудном теле.

При проведении исследований установлено, что разведочные сети с параметрами 8×12 , 8×8 и даже 4×8 м являются недостаточными для оконтуривания промышленных рудных зон (тел), так как не обеспечивают получения достоверного результата и поэтому не могут быть рекомендованы для опережающей эксплуатационной разведки. Понятно, что этот вывод в полной мере относится и к сети 10×10 м, предусмотренной проектом, которая не обеспечивает заданной точности в определении содержания металла, максимальной эффективности отработки и не может быть рекомендована для опережающей эксплуатационной разведки.

Т а б л и ц а 3.4

Плотность разведочной сети, м	Погрешность оконтуривания, %			Погрешность распространения, %		
	диапазон значений		среднее значение	диапазон значений		среднее значение
	от	до		от	до	
4×8	-2,5	-30,5	-13,5	-6,3	+47,3	+25,5
8×8	-4,1	-56,1	-15,9	-5,9	+79,4	+30,5
8×12	-14,6	-69	-37	-1,1	+166	+56,3

Все указанные задачи могут быть решены только в случае применения сети буровых скважин 4×4 м, однако ее использование для опережающей эксплуатационной разведки с полуторогодичным опережением добычных работ экономически не оправдано. Поэтому годовое планирование горных работ было рекомендовано авторами проводить в контурах детальной разведки, вводя поправку на содержание металла, учитывая результаты отработки вышележащих горизонтов.

Проведение эксплуатационного опробования по шламу взрывных скважин, опережающего добычные работы не менее чем на три месяца, обеспечило значительное снижение разубоживания и существенное сокращение потерь металла в недрах, что в конечном счете повысило экономические показатели деятельности предприятия в целом.

КАРЬЕР "МАКМАЛ"

Для анализа были привлечены результаты опробования канав, проведенных вкрест простирания рудных тел через 10 м на различных эксплуатационных горизонтах, а также детально опробованных экспериментальных базовых площадок. По данным опробования строили графики распределения концентраций золота. На каждом графике выделяли периоды закономерных колебаний содержания золота (измеряли расстояния между максимумами) и вычисляли их средние размеры. Выделение периодов (рангов) проводили по содержаниям, равным бортовому и минимально-промышленному, в следующей последовательности: вначале на графике проводили линию, соответствующую бортовому содержанию, и выделяли периоды колебаний содержания 1-го ранга ("руда - не руда"). Затем в пределах выявленных участков балансовых руд проводили линию, соответствующую содержанию минимально-промышленному, и выделяли периоды колебаний 2-го ранга (рядовые руды, богатые и особо богатые). Предварительно определяли структуру запасов и давали ей качественную оценку. Расчет средних периодов для каждого ранга приведен в табл. 3.5.

Подсчитанные и приведенные в таблице данные позволяют прийти к выбору оптимальных параметров сети эксплуатационной разведки. Так, в пределах выявленных рудных тел параметры сети должны составлять 4 м (вернее, 3,95 м). Однако необходимо отметить, что при анализе материалов авторами была замечена закономерность: на каждом графике четко выделяются два типа значений периодов колебаний содержания золота. Первый из них характеризуется размерами 4,5 м, второй - 13 м (табл. 3.6). Размеры эти соответствуют морфологическим особенностям рудных тел. Так, например, уровнем 4,4 м (полупериод 2,2 м) характеризуются рудные тела небольшой и средней мощности (от 8 до 10 м) и приконтактные рудные зоны. Средний период раз-

Т а б л и ц а 3.5

Горизонты, м	Средние значения периодов (рангов), м	
	по бортовому содержанию	по минимально-промышленному содержанию
2687,5	22,2	8,7
2680	20,9	7,5
2672,5	25,7	6,8
2665	25,3	7,5
2657,5	27,9	8,8
2650	25,7	8,6
Среднее	24,6	7,9

мером 13 м (полупериод 6,5 м) соответствует телам большой мощности (средняя 35 м), имеющим сплошные участки богатых руд. Полученные результаты исследований указывают на необходимость дифференцированного подхода к выбору оптимальных параметров сети в зависимости от морфологических особенностей рудных тел и зон. Для рудных тел большой мощности опробование вкрест простираения рудных тел целесообразно проводить с шагом 6 м, для маломощных рудных тел, а также приконтактных зон - 2 м.

Обоснованность рекомендованного варианта разведки была проверена на имитационной модели месторождения, составленной по фактическим данным - геологическим параметрам и технико-экономическим показателям. Модель месторождения отражает реальный объект, и на ней испытаны несколько вариантов сети

Период (ранг)	Номер линии	Размеры			
		Частные значения периодов (рангов), м	По линиям		
			n_{Π}	Σl_{Π}	l_{Π}
II	18	3; 4; 12; 4	4	33	8,3
	20	6; 5; 6; 5; 13; 11; 4; 6	8	56	7
	26	15; 5; 3; 2; 4; 5	6	34	5,7
Итого			18	123	6,8

П р и м е ч а н и е. n_{Π} - число периодов в линии; Σl_{Π} - значение периода (ранга), м.

для каждого морфологического типа отдельно: бороздовыми пробами по сети 20×1 , 10×1 м; скважинами СБШ - 20×6 , 20×4 , 10×6 , 10×4 и 10×2 м.

При расчете для каждого из вариантов эксплуатационной разведки были получены следующие данные.

1. Результаты эксплуатационной разведки: масса руды, среднее содержание золота в руде и массе металла.

2. Результаты отработки в контурах, выделенных эксплуатационной разведкой: фактическое содержание металла в добываемой руде, масса добытого металла (без вычета технологических потерь), коэффициент к данным эксплуатационной разведки (отражает величину неподтвержденных запасов), потери и разубоживание руды при отработке, экономический ущерб от потерь и разубоживания, прибыль предприятия от реализации металла по принятой (на период исследования) цене за 1 г. При расчете прибыли учитывали технологические потери при переработке руд.

Оптимальные параметры эксплуатационной разведки выбирали в первую очередь по величине прибыли от отработки месторождения. В случаях близких экономических показателей учитывали потери и разубоживание, затраты на разведку, распределение металла, реальные условия разведки (организация труда, наличие буровых станков и т.д.).

Например, для первого типа рудных тел (средняя мощность 8 м) экономически лучшим является вариант буровой разведки по сети 10×2 м, который обеспечивает максимальную прибыль. Близкие (но несколько худшие) экономические показатели отработки при варианте буровой разведки по сети 4×2 и 2×2 м не могут быть рекомендованы, так как дополнительные затраты

Т а б л и ц а 3.6

вкрест простирания

По типам					
первый			второй		
$n_{п}$	$\Sigma l_{п}$	$l_{п}$	$n_{п}$	$\Sigma l_{п}$	$l_{п}$
2	7	3,5	2	26	13
6	32	5,3	2	24	12
5	19	3,8	1	15	15
13	58	4,5	5	65	13

сумма периодов (рангов) в линии, м; $l_{п}$ - среднее зна-

на дальнейшую детализацию разведки не окупаются приростом полученной прибыли. Налицо случай "переразведки" объекта. Неконкурентоспособным является и вариант использования сети взрывных скважин для разведки, хотя при этом и не учитываются затраты на бурение - они относятся на добычу. Здесь заметно возрастают потери и разубоживание.

Таким образом, проведенные комплексные исследования позволили для карьера "Макмал" выбрать и экономически оценить вариант эксплуатационной разведки, который заключается в следующем.

1. Опережающую эксплуатационную разведку проводить буровыми скважинами по сети 10×2 и 10×6 м в зависимости от морфологических особенностей рудных тел. Глубина скважин 9 м, интервал опробования 3 м.

2. Сопровождающую эксплуатационную разведку - опробование шлама взрывных скважин - исключить.

Предложенный вариант разведки обеспечивает достоверный контур промышленных руд и максимальную эффективность при отработке месторождения.

Годовое планирование проводить по результатам опробования детальной разведки с учетом опробования вышележащих горизонтов. Текущее планирование - по результатам бурения скважин по сети 10×2 и 10×6 м.

Внедрение рекомендуемого варианта эксплуатационной разведки обеспечило существенный прирост прибыли за счет сокращения потерь и разубоживания.

РУДНИК "ХОЛБИНСКИЙ"

В ходе эксплуатации Зун-Холбинского месторождения в четырех отработанных блоках установлено неподтверждение среднего содержания золота и запасов металла в два и более раза по сравнению с утвержденным ГКЗ б. СССР количеством. Это привело к значительным штрафным санкциям в отношении предприятия за сверхнормативные потери и обусловило проведение специальных исследований для выявления причин неподтверждения запасов, утвержденных ГКЗ б. СССР, при отработке верхних горизонтов месторождения, а также выбора и обоснования рационального варианта эксплуатационной разведки, исключающего такие потери.

Исследования проводили в три этапа.

- I. Обобщение и анализ всех материалов по детальной разведке и эксплуатации месторождения, сопоставление этих данных между собой и выявление особенностей распределения (статистического и пространственного) золотого оруденения; теоретическая, с применением имитационного моделирования, оценка достоверности детальной разведки.

- II. Проведение опытно-промышленной отработки эксперимен-

тального блока, отбор крупнообъемной технологической пробы с последующей переработкой ее на ЗИФ.

III. Создание имитационной адекватной модели месторождения, на которой проверяли и экономически оценивали варианты эксплуатационной разведки.

Зун-Холбинское золоторудное месторождение приурочено к интенсивно деформированному Холбинскому блоку, представленному зоной смятия. Синхронно с процессом рудообразования широко проявились сдвиговые подвижки, сопровождающиеся складками волочения с размахом крыльев до 6 м. К ним, как правило, приурочены серии седловидных и линзовидных сульфидных и кварцевых с сульфидами жил и прожилков.

На месторождении выявлено более тридцати кварцевых, кварцево-сульфидных и сульфидных рудных тел, в трех из которых - "Сульфидной", "Доржи-Банзаровской" и "Вавиловской" - сосредоточено основное количество запасов. Эти рудные тела представлены минерализованными жильными зонами сложного строения, которые состоят из полос сульфидизированных, рассланцованных, в разной степени окварцованных известняков, разделенных прослоями сульфидов. Ширина полос и число ритмов широко варьируют в различных частях зоны.

По данным разведчиков месторождения, протяженность рудных зон по простиранию колеблется от 130 до 210 м, а по падению составляет 300-330 м, мощность - 0,7-5,5 м (рудных тел от 0,3 до 1,5 м). Такое представление о вытянутости рудных тел по падению базировалось на результатах детальной разведки, которая осуществлялась штольнями. Расстояние между разведочными горизонтами составляло 80-100 м и только между горизонтами штолен 1-3 и 2-4 было 42-47 м. При разведке верхних горизонтов месторождения не было пройдено ни одной вертикальной выработки для прослеживания оруденения по восстанию. Таким образом, для рудных тел, прослеженных непрерывно горными выработками и систематически контролируемых забойным опробованием, размеры их по простиранию являются достоверно установленными в соответствии с кондиционными требованиями; протяженность же рудных тел по падению является гипотетичной и явно завышенной, что привело к погрешностям в оценке морфологии рудных тел и, очевидно, могло явиться одной из причин неотхода запасов металла при эксплуатации.

Первые представления о морфологии рудных тел и распределении в них золота базировались на результатах опробования детальной разведки. Добычные работы и опробование руды проводили по единой схеме. Отбойку руды вели горизонтальными лентами на высоту 1,01-1,5 м. Контроль за отработкой осуществлялся бороздовым опробованием. Борозды отбирались вкрест простирания рудных тел по линиям, расположенным на расстоянии 3 м друг от друга. По восстанию опробование проводили через ленту, т.е. опробовали каждую вторую ленту и таким образом эксплуатационное опробование проводили по сети

Т а б л и ц а 3.7

Категория руд	Сорт руд	Содержание золота, г/т
I. Забалансовые	-	< 2
II. Балансовые	Убогие	2-5
	Бедные	6-15
	Рядовые	16-50
	Богатые (рудные столбы)	51-100
	Очень богатые (рудные гнезда)	> 100

3×3 м. Такая детальная информация, характеризующая внутреннее строение рудных тел, позволила выявить ряд особенностей распределения оруденения (табл. 3.7), а также влияние детальности разведки на достоверность результата. Для этого определяли сортовой состав руд в зависимости от стадии разведки и количественной характеристики основных параметров оруденения (табл. 3.8).

Сортификация руд была проведена по частным пробам в пределах подсчетного контура ГКЗ отдельно по стадиям разведки.

В результате анализа приведенных в таблице данных установлено следующее.

1. Соотношения сортов руд рудных зон "Доржи-Банзаровская" и "Сульфидная" близки между собой, но отличаются по уровню содержания.

2. Для всех отработанных блоков наблюдается снижение среднего содержания по результатам эксплуатационного опробования в сравнении с данными детальной разведки.

3. В подсчетных контурах выявлено по данным детальной разведки от 7,2 (горизонт штольни 1) до 26% (горизонт штольни 2) в среднем 11% забалансовых руд, в них сосредоточено от 0,2 до 0,8% металла. При сгущении сети опробования в промышленных контурах увеличивается количество забалансовых руд от 40,2 (блок 2-С₁) до 55,5% (блок 48-С₁). В блоке 6-С₁ и оконтуривающих выработках (штольни 1 и 3) количество забалансовых руд составляет соответственно 7,2 и 19,4%, а внутри контура их количество резко увеличивается и достигает 40,2%; массовая доля металла в них изменяется от 0,2-0,6 до 2,6%.

4. Изменение кондиций в сторону их уменьшения от 5 до 2 г/т увеличивает долю руды в общем объеме и незначительно долю металла.

5. Основная доля запасов сосредоточена в участках богатых и очень богатых руд (рудных столбах и гнездах). В рудной зоне "Доржи-Банзаровская" богатые и очень богатые руды составляют 8,6-10,6%. В рудной зоне "Сульфидная" доля их значительно выше и составляет 17,2-25,5%. При сгущении плотности сети опробования во всех блоках независимо от рудных зон

Т а б л и ц а 3.8

Рудная зона	Степень разведанности*	Число проб, участвующих в сопоставлении	Массовая доля, % руды (числитель) и металла (знаменатель) в рудах						Среднее** содержание в руде, г/т
			Забалансовые	Балансовые					
				убогие	бедные	рядовые	богатые	очень богатые	
"Доржи-Банзаровская"	Детальная разведка	69	$\frac{7,2}{0,2}$	$\frac{14,5}{1,7}$	$\frac{34,8}{12,1}$	$\frac{26,1}{24,3}$	$\frac{4,3}{35}$	$\frac{4,3}{26,7}$	26,9
	Эксплуатационное опробование	547	$\frac{40,2}{2,6}$	$\frac{19,4}{4,3}$	$\frac{16,6}{10,4}$	$\frac{17,7}{34,7}$	$\frac{3,5}{15,6}$	$\frac{3,5}{32,4}$	14,4
	Детальная разведка	176	$\frac{19,4}{0,6}$	$\frac{21,2}{3,3}$	$\frac{25,9}{12,2}$	$\frac{22,9}{39,1}$	$\frac{6,5}{22,7}$	$\frac{4,1}{38,1}$	19,7
"Сульфидная"	Детальная разведка	105	$\frac{11,4}{0,06}$	$\frac{12,4}{0,4}$	$\frac{25,7}{2,7}$	$\frac{33,1}{9,1}$	$\frac{11,5}{7,4}$	$\frac{5,7}{80,4}$	57,2
	Эксплуатационное опробование	206	$\frac{55,9}{2,1}$	$\frac{15,5}{2,3}$	$\frac{7,3}{3,3}$	$\frac{9,2}{16,6}$	$\frac{6,8}{24,1}$	$\frac{5,3}{51,6}$	18,9
	Детальная разведка	79	$\frac{12,6}{0,2}$	$\frac{10,1}{0,6}$	$\frac{22,8}{2,9}$	$\frac{19}{10,8}$	$\frac{15,2}{19,3}$	$\frac{20,3}{66,2}$	58,6

*Опробование по детальной разведке проводили по штрекам и рассечкам по горизонтам штолен, эксплуатационное - по добычным лентам.

**В таблице приведены средние арифметические содержания, г/т.

наблюдается снижение доли богатых и очень богатых руд до 3-6,3% и заключенного в них металла.

Таким образом, отчетливо прослеживается изменение сортового состава руды в зависимости от степени детальности разведки: по мере повышения детальности разведки увеличивается количество забалансовых руд в подсчетном блоке, что приводит к снижению содержания золота в последнем.

Иными словами, при детальной разведке происходит завышение оценки среднего содержания золота в рудах и количества в них металла.

Пространственное распределение содержаний золота изучалось в рудных телах по блокам 2-С₁, 12-С₁(к) и 48-С₁. Для этого на вертикальные проекции рудных тел были вынесены средние содержания золота по сечениям и по ним построены сортовые планы (рис. 3.4), при анализе которых установлено следующее.

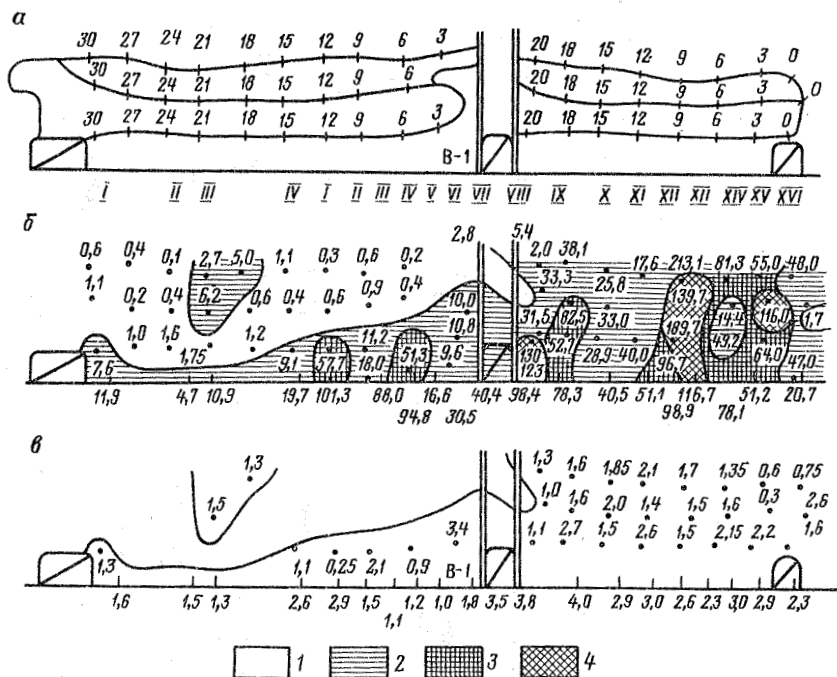


Рис. 3.4. Вертикальная проекция рудного тела:

а - схема отбора проб; б - распределение содержаний золота в балансовых рудах; в - распределение мощностей оруденения; 0, 3, 6, ..., 30 - номера сечений по эксплуатационному опробованию; I-XVI - номера сечений по детальной разведке; B-1 - восстающий

1. В подсчетном контуре среди балансовых руд выявлены участки с непромышленным содержанием (забалансовые руды). Располагаются в блоке неравномерно; имеют сложную конфигурацию и площадь их варьирует в широких пределах от 4-6 до 300-500 м². Суммарная площадь распространения забалансовых руд в блоках различна и составляет от 19-20% (в блоках 2-С₁, 12-С₁(к) до 48% (в отработанной части блока 48-С₁).

2. Богатые и очень богатые руды располагаются в блоках в виде разобщенных гнезд-линз неправильной формы, а также в виде рудных столбов (блок 48-С₁). Часто они находятся среди бедных и убогих руд, которыми иногда сменяются без перехода.

В целом распределение золота в отработанной части рудоносных зон характеризуется неравномерностью, контрастностью и прерывистостью.

Количественная характеристика степени изменчивости основных параметров оруденения приведена в табл. 3.9. Для анализа за меру изменчивости принят коэффициент вариации.

Из приведенных в таблице данных следует: наиболее изменчивые параметры рудного тела (зоны) - линейный запас (метрограмм), затем среднее содержание золота в г/т;

по степени изменчивости рудные зоны "Доржи-Банзаровская" и "Сульфидная" близки между собой;

параметры изменчивости по данным эксплуатационного опробования выше, чем по данным детальной разведки;

высокая изменчивость содержаний по всем отработанным блокам (коэффициенты вариации достигают 4 и более) позволяет отнести месторождения к классу "весьма неравномерные".

Оценка достоверности детальной разведки была проведена по методу имитационного математического моделирования. Реализация метода включала в себя три основные части: модели объекта, разведки и отработки.

Модель объекта строили по данным, полученным при детальной или эксплуатационной разведке. Эта модель закладывалась в ЭВМ. Затем на модели выполнялся эксперимент по разведке объекта по принятой методике. В результате моделирования разведки, как и в реальных условиях, были получены результаты опробования выработок. По данным опробования производилось оконтуривание промышленных руд на основании заданных кондиций и осуществлялся подсчет запасов. Заключительной стадией моделирования являлась "отработка" объекта, на основании которой определяли достоверность разведки.

Результаты расчета показателей достоверности разведки верхних горизонтов Зун-Холбинского месторождения приведены в табл. 3.10.

Полученные показатели свидетельствуют, что принятая методика детальной разведки не обеспечивает необходимой достоверности результатов. Это связано, в первую очередь, с ошиб-

Т а б л и ц а 3.9

Рудная зона	Блок	Выработка	Число проб, участвующих в сопоставлении n	Характеристика степени изменчивости						Содержание средневзвешенное $C_{взв}$, г/т	Примечание
				по содержанию			по метрограмму				
				среднее c , г/т	стандартное отклонение σ_c	коэффициент вариации V_c	среднее \bar{m}	стандартное отклонение σ_{mc}	коэффициент вариации V_{mc}		
"Доржи-Банзаровская"	6-C ₁	Горизонт штольни 1	69	36,98	37,55	1,39	10,82	15,68	1,45	24,3	-
		Ленты В-4,5	449	14,03	31,53	2,25	20,83	61,93	2,97	15,67	-
		Горизонт штольни 3	170	19,75	33,43	1,69	13,08	34,25	2,62	22,72	-
	12-C _{1(к)}	Ленты 2-22	383	11,73	36,78	3,14	12,87	41,19	3,2	11,97	-
	12-C _{1(м)}	Ленты 4-13	59	19,81	42,36	2,14	15,2	31,06	2,04	24,16	-
12-C _{1(к)}	Горизонт штольни 4-бис	42	9,55	36,96	3,87	6,9	22,33	3,2	8,19	-	
"Сульфидная"	2-C ₁	Горизонт штольни 2	59	14,47	29,43	2,03	7,31	21,52	2,04	15,83	Без замены "урганых" проб
		Ленты 2-10	181	13,54	13,14	0,97	10,76	10,88	1,01	13,83	
	Горизонт штольни 4	55	104,5	447,18	4,28	81,3	442,26	5,44	108,93		
48-C ₁	Горизонт штольни 11	Ленты 1, 2, 4	79	58,65	81	1,38	32,6	52,6	1,61	54,5	-
			206	18,89	45,26	2,4	13,28	32,81	2,47	20,1	-

Показатели достоверности разведки	Варианты разведки	
	40×2,5 м	80×2,5 м
Ошибки геометризации, %	29,52	41,88
В том числе:		
потери руды за контуром, %	31,07	41,49
содержание золота в "потерях", г/т	24,03	22,85
разубоживание руды в контурах, %	27,97	42,27
содержание золота в разубоживающей руде, г/т	1,73	1,55
Ожидаемый коэффициент к запасу металла, подсчитанного разведкой в целом для объекта	0,8	0,61
Вероятные колебания коэффициентов по блокам	0,39-1,21	0,11-1,11

ками геометризации, возникающими из-за упрощенного представления о конфигурации блоков промышленных руд и распределении золотого оруденения на рудных телах. В этих условиях практически неизбежен "неотход" содержания золота при эксплуатации и, как результат, значительное по величине неподтверждение запасов в целом для верхних горизонтов Зун-Холбинского золоторудного месторождения.

Опытно-промышленные работы по отбору крупнообъемной технологической пробы и переработке ее на местной ЗИФ были проведены для выявления причин неподтверждения запасов, утвержденных ГКЗ, при отработке промышленных блоков.

Требования к отбору пробы были изложены в проекте и сводились к следующему:

а) масса пробы должна обеспечить бесперебойную работу заранее подготовленной ("зачищенной") фабрики на срок не менее 25-30 смен и составлять не менее 2000 т;

б) представительность пробы - материал пробы должен отвечать основному типу руд или характеризовать часть промышленных запасов руд, предназначенных к отработке;

в) место отбора пробы выбирается в подсчетном контуре ГКЗ в пределах одного блока на всю длину промышленных руд по оконтуривающей выработке;

г) отбор пробы осуществляется с помощью отработки лент с мелкошпуровой отбойкой руды; число лент определяется, исходя из длины обрабатываемого интервала, мощности рудного тела в подсчетном блоке и необходимой массы пробы (не менее 2000 т);

д) контроль за отбойкой валовой пробы осуществляется непрерывными бороздовыми пробами сечением 10×5 см, отбираемыми

вкрест простирания рудного тела по каждой ленте на всю ее ширину (по выявленным литологическим разновидностям пород и визуально выявленным типам руд) через 3 м по всей длине отбиваемой ленты;

е) хранение пробы на отвале штольни осуществляется в отдельном штабеле, отсыпанном на заранее подготовленный настил (щит), исключающем потерю рудной мелочи;

ж) транспортирование пробы на обогатительную фабрику производится на специально выделенном транспорте (рудовозах), который не используется на других работах до завершения эксперимента, после чего кузова самосвалов тщательно зачищают и полученная при этом рудная смесь идет в валовую пробу;

з) размещение пробы перед приемным бункером ЗИФ производится на заранее подготовленной забетонированной площадке; проба пород перед обработкой на ЗИФ тщательно взвешивается, а в процессе обогащения тщательно взвешиваются полученные товарные продукты - гравитационный и флотационный концентрат; обработке на фабрике должна предшествовать зачистка всех механизмов и аппаратов в технологической цепи;

и) обработка пробы на ЗИФ проводится по принятой для руд месторождения схеме с систематическим опробованием всех продуктов обогащения в штатных точках отбора проб;

к) оценка результатов - расчетное содержание золота по балансу ЗИФ является эталоном сравнения для оценки среднего содержания золота в валовой пробе и заверяемом блоке (с учетом разубоживания руды и потери металла при отборе пробы) как по данным детальной разведки, так и по результатам бороздового опробования лент, а также сравнения последних между собой.

Для проведения опытно-промышленных работ был выбран следующий блок: расположенный в центральной части месторождения, являющийся как бы связующим звеном между относительно маломощными рудными телами верхних горизонтов и мощными минерализованными зонами нижних; рудное тело в блоке является типичным, тип минерализации сосредоточивает в себе около половины запасов на месторождении; в блоке сосредоточено около 1/5 запасов металла категории C_1 верхних горизонтов, среднее содержание металла в нем выше среднего по месторождению.

Блок из-за большой протяженности по простиранию был разделен восстающим на два полублока: правый (юго-восточная часть блока) длиной 20 м и левый (северо-западная часть блока) длиной 30 м. Отбойку руды (мелкошпуровым способом) проводили горизонтальными лентами на высоту 1,2-1,5 м. После отбойки каждой ленты проводилась оборка бортов и кровли, планировка отбитой руды. После гидросмыва кровли ленты велась ее документация, размечались пробы, проводилась маркшейдерская съемка. Были опробованы кровля штрека, кровля лент № 2 и 4. Всего было отобрано по сети $3 \times 2,5 \div 3 \times 3$ м и проанализировано 206 проб.

Данные эксплуатационного опробования и результаты детальной разведки приведены в табл. 3.11.

Анализ указанных данных позволил установить следующее.

1. Блок восстающим объективно делится на два полублока, принципиально различающихся характером оруденения.

2. Среднее содержание золота в Восточном (правом) полублоке, по данным эксплуатационного опробования, значительно не отличается от рассчитанного по результатам детальной разведки и составляет соответственно 67 и 70 г/т.

Т а б л и ц а 3.11

Детальная разведка		Эксплуатационное опробование						
		1-я лента (кровля штрека)		2-я лента		4-я лента		
мощность сечения, м	среднее содержание, г/т	мощность сечения, м	среднее содержание, г/т	мощность сечения, м	среднее содержание, г/т	мощность сечения, м	среднее содержание, г/т	
<i>Восточный полублок</i>								
2,3	20,7	1,6	46,9	-	-	0,75	48,2	
2,9	51,2	2,2	64,4	0,8	116,8	0,6	55	
3	73,1	2,15	49,2	1,6	14,4	1,35	81,3	
2,25	116,7	1,5	189,7	1,5	139,7	1,7	213,1	
2,55	96,7	2,6	39,9	1,4	88,7	2,1	17,6	
3	51,1	1,55	28,9	2	32,9	1,85	25,8	
2,95	40,5	2,7	52,7	1,6	82,5	1,6	38,1	
4	78,3	1,1	189	1	31,6	1,8	33,1	
<i>Среднее</i>	<i>2,97</i>	<i>70,5*</i>	<i>1,93</i>	<i>67,5*</i>	<i>1,41</i>	<i>68,7*</i>	<i>1,47</i>	<i>63,6*</i>
<i>Западный полублок</i>								
3,5	40,4	-	-	-	-	-	-	
1,8	30,5	3,4	9,6	-	-	-	-	
1	16,6	0,9	51,3	-	-	-	-	
1,2	24,3	2,1	11,2	-	-	-	-	
1,1	48,3	0,25	57,7	-	-	-	-	
1,5	18	1,1	9,1	-	-	-	-	
2,9	101,3	2	-	-	-	1,3	5	
2,6	10,7	-	-	1,5	6,2	-	-	
1,9	10,9	-	-	-	-	-	-	
1,5	4,7	-	-	-	-	-	-	
1,6	11,9	1,3	7,6	-	-	-	-	
<i>Среднее</i>	<i>1,87</i>	<i>33,5*</i>	<i>1,51</i>	<i>15,6*</i>	<i>1,5</i>	<i>6,2</i>	<i>1,3</i>	<i>5</i>

*Средние содержания по блоку и лентам подсчитаны как средневзвешенные.

Однако мощность рудного тела при этом (бортовое содержание 5 г/т) по данным эксплуатационного опробования в 1,9 раза меньше, чем утвержденная ГКЗ - 1,56 и 2,97 м соответственно.

3. Распределение золотого оруденения в балансовых рудах Восточного полублока характеризуется по простиранию высокой изменчивостью. Так, в соседних линиях (сечениях) одной ленты содержание золота в промышленных рудах может отличаться в десять и более раз. По вертикали промышленное оруденение отличается выдержанностью и колебание среднего содержания от ленты к ленте не превышает 10%. В центральной части Восточного полублока выявлен крутонаклонный рудный столб с установленными размерами - 9-12 м по падению, 2,5-3,5 м по простиранию, мощностью не менее 1,5 м и содержанием не менее 150 г/т.

4. Содержание золота в балансовых рудах Западного (левого) полублока по данным эксплуатационного опробования сос-

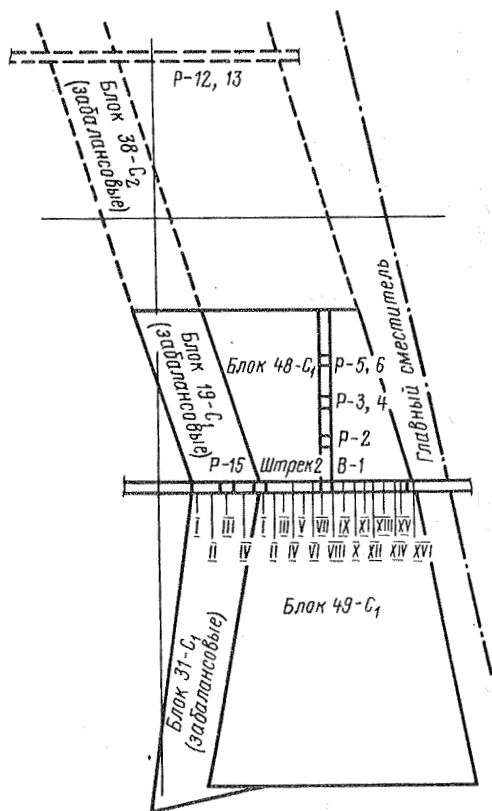


Рис. 3.5. Блокировка запасов по рудному телу: I-XVI - номера линий опробования; Р - рассечка; В - восстающий

тавляет 13,6 г/т, что в 2,5 раза ниже, чем по результатам детальной разведки (33,5 г/т). Мощность промышленных руд различается значительно меньше - всего на 23%, составляет соответственно 1,56 и 1,87 м.

По данным эксплуатационного опробования промышленные руды непрерывно прослеживаются в кровле подсечного штрека (1-я лента Западного полублока) на запад от восстающего только до сечения 15 м. Балансовые руды по 2-й ленте, как и по всему полублоку, не выявлены нигде.

Необходимо иметь в виду, что Западный полублок экспериментального блока в авторском варианте подсчета запасов состоял из двух частей (рис. 3.5): западной части блока 48-С₁ и блока 19-С₁ (забалансовые).

При утверждении запасов оба блока совершенно необоснованно были объединены в один, что привело к существенным погрешностям в подсчете запасов. Это легко установить при сопоставлении расчетных средних содержаний золота и его количества в блоке 48-С₁ по данным ГКЗ б. СССР и результатов эксплуатационного опробования в массиве крупнообъемной технологической пробы (табл. 3.13).

Отметим, что сопоставление проведено в пределах блока 48-С₁ с параметрами, утвержденными Комитетом по запасам на высоту отработки Западного полублока - 5,8 м и Восточного - 5 м.

В Восточном полублоке при относительном равенстве содержаний золота по результатам детальной разведки и эксплуатационного опробования из-за вдвое меньшей мощности рудного тела, масса промышленных руд, а следовательно, и заключенного в них металла, почти в два раза меньше утвержденного ГКЗ - 34,774 и 69,245 кг соответственно.

В Западном полублоке содержание золота по данным эк-

Т а б л и ц а 3.12

Номер сечения N	Мощность оруденения т, м	Среднее содержание, г/т	Номер сечения N	Мощность оруденения т, м	Среднее содержание, г/т
Блок 19 - С ₁ (забалансовые)			V	1	16,6-19,2
I	1,6	11,9	VI	1,8	30,5-40,2
II	1,5	4,7-3,7	VII	3,5	40,4
III	1,9	10,9-7,8	VIII	3,8	98,4-69,8
IV	2,6	19,7	IX	4	78,3-73,9
Блок 48 - С ₁			X	3	40,5-42,5
			XI	3	51,1-31,7
I	2,9	101,3	XII	2,6	98,9-55,8
II	1,5	18-36,5	XIII	2,2	116,7-65,2
III	0,6	88-108,3	XIV	3	78,1-82,4
IV	0,3	94,8-101,2	XV	2,9	51,2-18,2
			XVI	2,3	20,7-17,4

Т а б л и ц а 3.13

Результаты опробования в технологической пробе										
Полублок	по данным ГКЗ					по эксплуатационному опробованию				
	высота отработки полублока, м	мощность рудного тела, м	среднее содержание, г/т	масса руды, т	количество металла, кг	высота отработки полублока по лентам, м	мощность рудного тела, м	среднее содержание, г/т	масса руды, т	количество металла, кг
Восточный						2,75	1,67	68	303,7	20,652
						2,25	1,44	65,9	214,3	14,122
<i>Итого</i>	5	2,97	70,5	982,2	69,245	5	1,36	67,1	518	34,774
Западный						1,6	1,55	17	104,2	1,771
						1,6	3	7,6	17,4	0,132
						1,3	1,5	6,2	16,5	0,102
<i>Итого</i>	5,8	1,87	33,7	1059	35,688	1,3	1,3	5	14,3	0,072
<i>Всего по блоку</i>		2,3	51,4	2041,2	104,933		1,52	55	670,4	36,851

П р и м е ч а н и е. При расчете массы руды принята плотность руды в массиве 3,15 т/м³.

сплуатационного опробования в 2,5 раза ниже, чем по результатам детальной разведки, а объем балансовых руд, принятых ГКЗ, завышен более чем в шесть раз. В результате в отработанной части Западного полублока металла оказалось в 17 раз меньше, чем предполагалось при подсчете запасов.

В целом по экспериментальному блоку количество балансовых руд по данным эксплуатационного опробования в 3, а металла в 2,8 раза меньше, чем принятых ГКЗ.

Так обстоит дело с геологическими запасами, подсчитанными в соответствии с кондиционными требованиями, при бортовом содержании 5 г/т. Для определения количества товарной руды в эксплуатационном блоке рассмотрим результаты маркшейдерских замеров отработки крупнообъемной технологической пробы в блоке 48-С₁, приведенные в табл. 3.14.

Т а б л и ц а 3.14

Параметры	Полублоки		Блок от- работки	Примечание
	Восточ- ный	Западный		
Площадь ленты, м ² :				
IV	82	70,5	152,5	Кровля ленты IV
II	83,6	76	159,6	-
I	92	90,2	182,9	Почва ленты I - кровля подсечно- го штрека
Высота отработки лент, м:				
IV-II	2,25	2,6		-
II-I	2,75	3,2		-
Объемы подсчетные, м ³ :				
между лентами IV-II	186,3	190,6	370	Здесь и далее значения по бло- ку округлены до единицы
"-" II-I	241,4	265,9	507	
<i>Итого</i>	427,7	456,5	884	
Объем балансовых руд, м ³	164,4	54,4	219	См. табл. 3.13
Объем разубоживающей гор- ной массы, м ³	263,3	402,1	665	-
В том числе:				По результатам эксплуатационно- го опробования
забалансовых руд	162	294	456	
пустых пород	101,3	107,9	209	
Масса, т:				
балансовых руд	518	152,4	670	Плотность оруде- ненных пород в массиве 2,8 т/м ³
забалансовых руд	453,6	823,2	1277	
пустых пород	273,5	291,3	565	
<i>Итого</i>	1245,1	1266,9	2512	

Т а б л и ц а 3.15

Полублок	Объем, м ³	Плот- ность руды в мас- сиве, т/м ³	Масса, т	Сред- нее содер- жание, г/т	Количе- ство ме- талла, кг	Разу- божива- ние, %	Примечание
<i>Руда балансовая (расчетная)</i>							
Восточный	164,4	3,15	518	67,1	34,774	-	Бортовое со- держание 5 г/т
Западный	54,4	2,8	152,4	13,6	2,077	-	
<i>Итого</i>	218,8	3,06	670,4	55	36,851	-	
<i>Руда забалансовая (расчетная)</i>							
Восточный	162	2,8	453,6	1,5	0,68	-	По данным эк- сплуатационно- го опробования
Западный	294	2,8	823,2	0,8	0,658	-	
<i>Итого</i>	456	2,8	1276,8	1,05	1,338	65,6*	
<i>Руда товарная (расчетная)</i>							
	674,8	2,88	1947,2	19,6	38,189	-	-
<i>Пустые породы, отбитые при взрыве</i>							
Восточный	101,3	2,7	273,5	-	-	-	По данным маркшейдер- ского замера
Западный	107,9	2,7	291,3	-	-	-	
<i>Итого</i>	209,2	2,7	564,8	-	-	-	
<i>Руда товарная (маркшейдерскому замеру)</i>							
	884	2,84	2512	15,2	38,189	73,3	-
<i>Пустые породы, обрушившиеся после взрыва</i>							
	30	2,7	81	-	-	-	Вторичное ра- зубоживание
<i>Руда товарная в магазине</i>							
	914	2,84	2593	14,7	38,189	74,2**	-

*Расчетное значение.

**Фактическое значение.

Из приведенных в табл. 3.14 данных видно следующее:

Восточный и Западный полублоки характеризуются примерно одинаковыми объемами - 428 и 456 м³ соответственно;

соотношение балансовых и забалансовых руд в полублоках существенно различается, так, в Восточном полублоке это отношение составляет 1:1, а в Западном 1:5,5;

в блоке отработки в целом расчетное количество (объем) забалансовых руд вдвое превышает объем балансовых, что обуславливает более высокий уровень даже расчетного разубоживания по сравнению с плановым.

Особенно наглядно это наблюдается при анализе результатов отработки крупнообъемной технологической пробы в блоке 48-С₁ (табл. 3.15):

фактическое количество товарной руды существенно (33%) превышает расчетное;

фактическое разубоживание товарной руды в магазине достигает 74%, что в 2,5 раза превышает проектное;

фактическое содержание золота в товарной руде в 3,7 раза ниже, чем в балансовых рудах, и на 1/3 ниже, чем его расчетное содержание в товарных рудах.

Это объясняется попаданием в товарную руду пустых вмещающих пород при взрыве и после него. Такое положение обусловлено геологическими особенностями и, в первую очередь, тем, что в блоке рудное тело, а точнее, рудоносная зона, в которой расположено рудное тело (тела), залегает в основном согласно с вмещающими породами. Последние представлены крутонаклонными известняками, подвергшимися тектонической проработке, особенно интенсивной вблизи рудоносной зоны. На контакте известняки разлинзованы, рассланцованы, графитизированы.

Графитизированные поверхности трещин отдельности являются великолепными зеркалами скольжения, по которым при взрыве обрушиваются породы, а после взрыва - "оплывает" очистное пространство. В этих условиях оконтуривание рудных тел по результатам опробования, да и само понятие "бортовое содержание", очевидно, теряет всякий смысл. Представляется целесообразным подсчет запасов (как и планирование горных работ) вести по рудоносной зоне, выделенной по геологическим границам или, иными словами, в пределах реальной выемочной мощности.

Другим, не менее важным обстоятельством, обусловившим неподтверждение запасов металла при отработке, является сложность внутреннего строения рудных тел, а точнее, недостаточная изученность его при разведке. Разведчики при блокировке запасов исходили из представления о непрерывности промышленного оруденения по падению между разведочными горизонтами. Эксплуатация показала в некоторых случаях ошибочность таких представлений. Так, при отработке экспериментального блока было установлено, что распределение промышленных руд характеризуется прерывистостью и контрастностью в рудоносной зоне и обусловлено ее структурно-литологическими особенностями.

Золото в блоке связано с сульфидами, представленными обычно согласными, реже косесекущими, короткими, маломощными (0,2-2 см) прожилками и достаточно выдержанной сульфидной жилой мощностью 0,2 м. Кроме того, линзами, гнездами, короткими прожилками сульфидов и участками сплошной сульфидизации насыщены замковые части антиклинальных складок волочения, где содержание золота достигает 120-180 г/т (рис. 3.6). При этом ядро складки, представленное окварцованными известняка-

ми, является практически безрудным. Промышленное оруденение отсутствует и за пределами замковой части складки.

Распределение руд в пределах рудоносной зоны значительно осложняется интенсивно проявившейся пострудной тектоникой, в результате чего наблюдаются разрывы и смещения (иногда значительные) рудных тел. Так, сместитель с азимутом падения 220-230° и углом падения 60-65°, наблюдаемый в кровле подсечного штрека к западу от восстающего, "лишил" Западный полублок балансовых запасов, утвержденных ГКЗ, выше первой ленты и западнее сечения 15 м (рис. 3.7).

Приведенные примеры однозначно указывают на необходимость систематического прослеживания непрерывного промышленного оруденения по падению рудной зоны при разведке.

Опытно-промышленные испытания, включающие в себя всю тех-

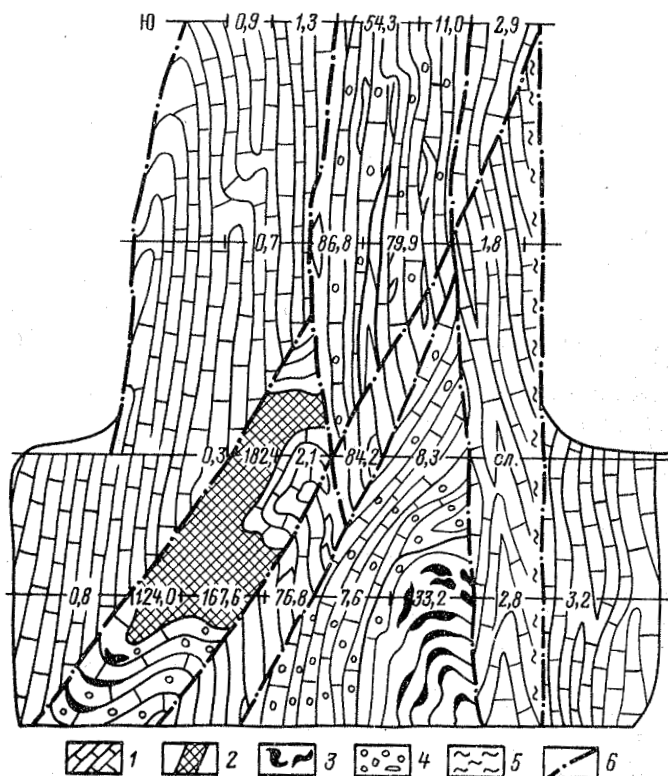
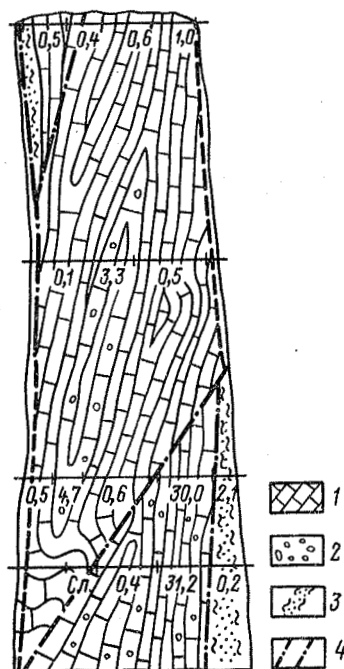


Рис. 3.6. Разрез по сечению 18 м Восточного полублока 48-С₁:
 1 - известняки; 2 - кварцевые тела и жилы с содержанием сульфидов до 20% и более; 3 - сульфидные жилы и прожилки; 4 - зона окварцевания; 5 - зона милонитизации; 6 - тектонические нарушения; цифрами показано содержание золота в пробе, г/т

Рис. 3.7. Разрез по сечению 9 м Западного полублока блока 48-С₁:
 1 - известняки; 2 - зона окварцевания;
 3 - зона милонитизации; 4 - тектонические нарушения; цифрами показано содержание золота в пробе, г/т



нологическую цепочку от опробования товарной руды в массиве в пределах подсчитанного блока до получения из этой конкретной руды товарных продуктов в виде гравии- и флотоконцентратов, планировались, с одной стороны, как проверка на примере экспериментального блока 48-С₁ состоятельности выводов, полученных в результате аналитико-теоретических исследований. С другой, - как источник получения достоверных данных для создания надежной имитационной модели, необходимой при оптимизации параметров и объемов эксплуатационной разведки.

В качестве "эталоны" принимали показатели работы ЗИФ по переработке крупнообъемной пробы. Содержание золота в перерабатываемой руде устанавливали по балансу ЗИФ, хотя одновременно проводили головное опробование руд. Сравнение результатов определения содержания золота в перерабатываемой на ЗИФ руде приведено в табл. 3.16. Анализ данных таблицы показывает на случайный, несистематический характер расхождения в результатах определения содержания золота по данным головное опробования и по балансу ЗИФ. В целом за 25 смен работы содержание золота различается незначительно, в пределах ошибки определения.

По существу, заверке фабрикой подверглось качество отбойки руды в условиях экспериментального блока.

Т а б л и ц а 3.16

Период работы	Продолжительность периода	Содержание золота в переработанной на ЗИФ руде, г/т	
		по данным головного опробования (среднее арифметическое)	по балансу ЗИФ (средневзвешенное на объем переработки)
I	14 смен	13,17	13,47
II	11 смен	11,45	10,4
<i>Всего</i>	25 смен	12,41	12,24

Т а б л и ц а 3.17

Место и показатели обработки пробы	Количество руды, т		Содержание Au, кг		Количество Au, кг	
	отбитой в магазине с учетом вторичного разубоживания	переработанной по данным весовой	в отбитой руде в магазине	в переработанной руде по балансу	в отбитой руде	по балансу ЗИФ
Горный участок	2593	-	14,7	-	38,189	-
ЗИФ	-	2187	-	12,24	-	26,769
Остаток	406	-	22	-	8,932	-
Потери	-	-	-	-	-	2,488

Рассмотрим результаты сопоставления данных обработки крупнообъемной технологической пробы в экспериментальном блоке и переработки ее на ЗИФ, приведенных в табл. 3.17.

Разница количества отбитой руды в магазине и переработанной руды на ЗИФ обусловлена остановкой погрузочных работ в блоке 48-С₁ из-за невозможности обеспечения безопасного их ведения. Замеренный остаток на момент остановки работы составил 406 т. Содержание в остатке выше среднего по магазину связано с тем, что остаток находился на почве подсечного штрека и представлен в основном богатыми рудами первой отбитой ленты. В нем заключено почти 9 кг золота.

Но и в этом случае выявляется разница в количестве золота, прошедшего через ЗИФ (концентраты + хвосты), - 26,769 кг и его массой в остатке - 8,932 кг, с одной стороны, и количеством золота в отбитой руде. Разница составляет 2,488 кг (см. табл. 3.17).

Проведенными исследованиями установлено, что это количество следует считать потерями.

В результате проведения опытно-промышленных испытаний 2187 т руды крупнообъемной технологической пробы были разме-

щены на площадке перед ЗИФ. Менее 20% площадки было забето-нировано, а остальная часть лишь спланирована бульдозером. За время переработки на ЗИФ руду многократно подталкивали бульдозером к скреперной лебедке. В руде подавляющая часть золота связана с сульфидами, являющимися более хрупкими в сравнении с вмещающими окварцованными известняками. Поэтому очевидно, что потери золота в количестве 1,0-1,2 г/т перерабатываемой руды связаны с потерей сульфидной мелочи на неподготовленной площадке.

Анализ результатов проведенных комплексных исследований позволяет сделать следующие выводы:

основная причина неподтверждения утвержденных ГКЗ СССР запасов верхних горизонтов Зун-Холбинского золоторудного месторождения - несовершенство принятой методики разведки, в связи с чем не представляется возможным получить достоверную геологическую информацию о строении рудных тел и распределении в них золотого оруденения;

основными причинами "неотхода" содержаний золота при переработке руды на ЗИФ по сравнению с результатами эксплуатационного опробования являются крайне высокий показатель разубоживания, обусловленный геологическими особенностями строения рудных тел, и эксплуатационные потери металла на пути гора - фабрика.

Полученные в результате проведения опытно-промышленных работ данные обусловили выбор следующего рационального варианта эксплуатационной разведки на руднике.

1. На стадии опережающей разведки - проходка восстающего в каждом подсчетном блоке для прослеживания непрерывного оруденения по восстанию и проходка из него рассечек по простиранию рудного тела на высоте полуэтажа в направлении максимальной изменчивости оруденения.

2. На стадии сопровождающей эксплуатационной разведки - контроль за отбойкой руды с помощью непрерывных бороздовых проб сечением 10×5 см, отбираемых вкрест простирания рудного тела по каждой четной ленте на всю ее ширину через 3 м по всей длине ленты. Контроль за качеством товарной руды необходимо осуществлять на фабрике путем отбора сменных проб отсечками с транспортной ленты дробленой руды.

Оценка и экономическое обоснование рационального варианта эксплуатационной разведки проводились методом имитационного математического моделирования.

Метод позволяет выполнить практически не ограниченное число экспериментов на ЭВМ и исключить при этом погрешности, неизбежные в практике. Для Зун-Холбинского месторождения этот метод был применен с целью оценки предложенного варианта эксплуатационной разведки и оптимизации ее параметров и объемов, обеспечивающих предприятию экономически обоснованное соотношение потерь и разубоживания и максимальную прибыль от отработки объекта. В качестве базовых были приняты

следующие параметры детальной разведки: расстояние между горизонтами по падению 80 и 40 м; расстояние между пробями по простиранию 2 м. Проверке подвергались варианты разведочной сети: 1) 20×4; 20×3; 20×2; 20×1 м; 2) 10×4; 10×3; 10×2; 10×1 м. Для решения задачи были проведены (смоделированы) эксперименты по отработке 200 блоков месторождения по каждому из вариантов сети, начиная с детальной разведки.

Эксперимент по отработке 200 блоков с расстоянием между горизонтами 80 м показал на невысокую достоверность подсчета запасов. Ошибка геометризации в среднем для всех блоков составила 40,8%, геологическое разубоживание - 40,1%, геологические потери - 41,7%. Разведанные запасы не подтвердились на 30%. Коэффициенты к данным разведки колебались в пределах 0,45÷1,5. Прибыль предприятия на 1 т руды в ценах 1990 года составила 385 руб.

Аналогичные эксперименты по отработке 200 блоков по данным разведки с расстоянием между горизонтами 40 м позволили получить следующие результаты: геологические потери - 24,6%; геологическое разубоживание - 95,1%; средняя ошибка геометризации - 24,9%. Коэффициент к разведке в целом по всем блокам составил 0,86; при этом коэффициенты по блокам изменялись от 0,49 до 1,43. Прибыль предприятия на 1 т товарной руды составила в ценах 1990 года 518 руб.

Эксперименты по отработке 200 блоков после проведения эксплуатационной разведки были рассмотрены в целом, так как число их велико - по 24 эксперимента по каждому варианту сети разведки. Во всех экспериментах затраты на эксплуатационную разведку учитывали в общих затратах предприятия, т.е. вычитали из его прибыли. Это позволило оценить экономическую целесообразность увеличения объемов разведочных работ.

Расстояние между выработками по падению в эксперименте принято равным 20 и 10 м. Расстояние между выработками в 10 м позволяет максимально повысить достоверность разведки: ошибка геометризации уменьшается до 9%, коэффициент к данным разведки достигает 0,95-0,96 (при сети 10×1 м). Однако в экономическом отношении расстояние между выработками в 10 м не во всех случаях является предпочтительным. Это определяется двумя причинами: высокой стоимостью работ, достигающей 33,2 руб/т (в ценах 1990 г.); при минимальной в целом ошибке геометризации в ее составе (при сети 10×1 и 10×2 м) преобладает разубоживание руды, что приводит к снижению прибыли предприятия. В то же время при сети 10×4 м предприятие может получить максимальное содержание золота в товарной руде и, как результат, максимальную прибыль в размере 597 руб. Однако технические трудности и технологические осложнения при реализации этого предложения обусловили выбор варианта эксплуатационной разведки с параметрами сети 20×3 м, который обеспечивает получение прибыли с 1 т переработанной руды в размере 573 руб. (в ценах 1990 г.).

По согласованию с предприятием вместо разведочных горизонтов через 20 м по падению принят более технологичный и дешевый вариант работ - проведение расчехов по простиранню рудных тел на оконтуривающих восстающих. Последние проводятся в технологических полях за счет ГПР. Принятые изменения по сравнению с рациональным вариантом эксплуатационной разведки, рассчитанным на ЭВМ, обеспечивает некоторое сокращение затрат и не менее надежное оконтуривание рудных тел.

Выполненный комплекс исследований позволяет рекомендовать следующие параметры эксплуатационной разведки:

разведочно-эксплуатационные горизонты через 40-50 м;
восстающий в центральной части блока протяженностью 45 м;

два восстающих по контуру блока;

расчехов по простиранню на оконтуривающих восстающих протяженностью 40 м на блок;

опробование бороздовым способом с расстоянием между пробами 3 м.

3.5. ОРГАНИЗАЦИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ НА ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Для большинства золотодобывающих предприятий характерен хронический "неотход" содержания (запасов) золота в рудах, вызванный систематическим завышением количества и качества руд по результатам детальной разведки и выявляющийся при эксплуатации месторождения.

Это определяет и основную цель эксплуатационной разведки золоторудных месторождений - обеспечение годовых и текущих планов золотодобычи наиболее разведанными и достоверными запасами, позволяющими повысить технико-экономические показатели работы предприятия.

Результаты анализа деятельности геологических служб передовых горнодобывающих предприятий редкометалльной, химической и урановой промышленности бывшего Союза и ведущих зарубежных золотодобывающих предприятий свидетельствуют, что они не только успешно справляются с текущей проблемой - обеспечение стабильного качества исходного сырья, поступающего на фабрику в достаточных количествах. Геологические службы также эффективно наращивают и укрепляют минерально-сырьевую базу предприятия, увеличивая срок его деятельности или повышая производительность, действительно контролируют полноту и качество использования недр.

Одной из главных причин успешной работы геологических служб является их приоритетное положение в производственной деятельности. Они совместно с экономической службой играют

ведущую роль в определении стратегии деятельности предприятия и совместно с фабрикой обеспечивают повышение экономической эффективности. Все остальные цеха (включая горный) и службы предприятия подчинены решению этой главной задачи и имеют вспомогательный характер. Так, добычные работы горный цех осуществляет исключительно по заданиям геологической службы и их нарушения или невыполнение влечет за собой экономические санкции (частичную или полную невыплату премиальных, штраф и т.д.).

К сожалению, геологические службы из-за отсутствия необходимого современного оборудования (геофизического, компьютерного, аналитического и др.) в большинстве случаев не в состоянии гарантировать должный уровень геологического обеспечения добычных работ.

Этому не способствует и жесткая регламентация деятельности геологических служб "Временными методическими указаниями и нормативами для эксплуатационной разведки коренных и россыпных месторождений золота", разработанными под руководством М.А. Свирского на базе опытно-статистических данных, собранных на предприятиях бывшего "Союззолото" Минцветмета СССР. Авторы руководства считают целесообразным установить нормативы эксплуатационной разведки, как удельные объемы работ и опробования в расчете на 1000 т подготавливаемой руды или руды очистной добычи. Однако, по мнению М.А. Свирского, в настоящее время не представляется возможным рекомендовать научно обоснованные размеры сети горных выработок и скважин колонкового бурения для проведения опережающей эксплуатационной разведки. Число выработок и скважин, а также их расположение, зависящее от степени разрушенности горных пород, сложности морфологии и внутреннего строения, намеченных схем подготовки и систем разработки, выбираются индивидуально для конкретной обстановки.

Этот вывод полностью согласуется с результатами многолетних, выполненных Иргиредметом исследований, а приведенные в разд. 3.4 примеры выбора и обоснования рационального варианта эксплуатационной разведки еще раз подтверждают справедливость сказанного. Применение существующих способов расчета оптимальных параметров и объемов эксплуатационной разведки далеко не всегда обеспечивает получение достоверного контура промышленного оруденения. Это обусловлено своеобразием и индивидуальностью каждого золоторудного месторождения и приводит к тому, что использование существующих отраслевых инструкций, методических руководств и указаний не гарантирует оптимального решения вопроса.

И вместе с тем, несмотря на все различия в строении, масштабах, особенностях оруденения каждого золоторудного месторождения, способа его разработки и вида добычи руды, выбор оптимального варианта его эксплуатационной разведки должен проводиться на единой методологической основе. Такой

основой, по мнению авторов, может служить разработанный в Ирриредмете комплексный геолого-экономический подход, достаточно полно изложенный в разд. 3.3. Здесь лишь отметим, что сущность такого подхода для оптимизации параметров и объемов эксплуатационной разведки заключается в применении следующих двух взаимодополняющих методов.

1. Метод, основанный на изучении природной неоднородности концентрации золота. Для этого выявляется сортовая структура запасов руд и золота в зависимости от детальности разведки. По данным опробования базовых экспериментальных площадок выявляются особенности пространственного распределения оруденения и зоны влияния проб с высоким содержанием золота. По данным эксплуатации и результатам опробования детальной и эксплуатационной разведки устанавливаются средние величины полупериодов закономерных колебаний содержаний золота, необходимых для обоснования оптимальных параметров эксплуатационной разведки. Нередко проводятся опытно-промышленные работы с отбойкой руды в экспериментальном блоке и переработкой ее на обогатительной фабрике. Все полученные результаты закладываются в имитационную математическую модель месторождения.

2. Метод имитационного моделирования применяется для оценки и экономического обоснования оптимальных параметров и объемов эксплуатационной разведки. Модель учитывает не менее двух десятков геологических и столько же технико-экономических факторов, влияющих на выбор параметров разведки; позволяет сопоставить эффективность альтернативных вариантов и выбрать оптимальный для данного объекта.

Следует особо подчеркнуть, что при этом, в первую очередь, учитываются не затраты на реализуемый вариант, а экономические последствия разведки - полученная прибыль от отработки за весь период, которая и является критерием оценки оптимального варианта сети эксплуатационной разведки.

При этом внедрение предлагаемого варианта в ряде случаев может потребовать увеличения затрат. В частности, на карьере "Макмал" внедрение рекомендованного варианта эксплуатационной разведки увеличивало затраты на ее проведение почти вдвое (0,81 руб. на 1 т добычи против 0,45 руб.), но вместе с тем обеспечивало прирост прибыли за счет сокращения потерь и разубоживания на 4,3 млн руб. в год (в ценах 1990 г.).

Очевидно, при оптимизации параметров эксплуатационной разведки не следует "экономить" на ее проведении - повышение затрат при этом окупается дополнительной прибылью при отработке.

Существенную роль в организации геологического обслуживания добычных работ играет техническое обеспечение геологических служб золотодобывающих предприятий. Проблема технического обеспечения охватывает широкий круг вопросов, из которых остановимся лишь на одном - компьютеризации как на-

правлении, позволяющем обеспечить максимальное совершенствование геологического обслуживания золотодобывающих предприятий России.

За рубежом с начала 1980-х годов широко применяется компьютеризация всех процессов и операций геологического обеспечения добычных работ, начиная от обработки данных эксплуатационного опробования до показателей извлечения золота на обогатительной фабрике. Все это (с учетом экономических показателей по каждому процессу) позволяет оперативно влиять на ход добычных работ, действительно управлять качеством добываемых руд и в конечном счете получать максимальную прибыль.

Широкое применение ЭВМ в горнорудной промышленности США обеспечивает возможность быстрого воспроизведения данных и результатов обработки, возможность рассмотрения многих подходов, альтернативных решений и тем самым повышает надежность выбора оптимальных решений.

Корпорация "Ньюмонт Майнинг" с 1964 года с помощью компьютеров решает широкий круг вопросов проектирования и планирования горных работ. Так, для компании "Карлин Голд Майнинг" (США) были определены запасы и оценена эффективность горных работ в карьере месторождения "Карлин", характеризующегося чрезвычайно сложным геологическим строением, представленным разнообразными рудными залежами неправильной формы, в которых золото распределено крайне неравномерно.

Результаты подсчета запасов, выполненного вначале вручную, а затем на ЭВМ (в сравнении с фактическими значениями), показали, что ошибка подсчета на компьютере составила 3%, а вручную - 15%. Это дало основание пересмотреть ранее принятый проект. В результате использования ЭВМ объем вскрыши в контуре карьера был снижен на 3,25 млн т без изменения углов откоса бортов карьера и объема добываемой руды.

Следует отметить, что в последнее время геологические службы отечественных предприятий достаточно широко обеспечены компьютерами, которых в большинстве случаев, к сожалению, используют как вычислительные машины для анализа и оценки результатов отдельных процессов и операций.

В мировой практике одним из важнейших элементов компьютерной технологии является использование компьютеров не как обособленных устройств, а их совместная работа в информационных сетях. Эти сети объединяют пользователей компьютеров между собой и обеспечивают им доступ к базам данных, которые представляют собой сборники информации по какой-либо теме или ряду тем.

Информационные сети подразделяются на глобальные и локальные. Первые позволяют осуществлять связь между городами и странами, вторые действуют обычно в пределах предприятия.

Локальные сети предприятий предназначены для совместного

использования информации, хранящейся в базах данных, создаваемых на предприятии. Например, в химической лаборатории рудника может работать база данных по результатам химических анализов проб, в маркшейдерском отделе может заполняться база данных об отработанных площадях и объемах, в геологическом отделе - сведения о запасах, на фабрике - об извлечении металла и качестве получаемых продуктов и т.д. Информация этих баз может обрабатываться прикладными программами: использоваться для выполнения необходимых расчетов, построения планов, графиков, любой необходимой документации. Все полученные данные используются руководителем предприятия (или отделом) для принятия оптимальных решений.

Несомненный интерес для отечественных геологических служб представляет программный комплексный пакет "Datamine", разработанный английской компанией *Mineral Endustries Computing Ltd.* Программа обеспечивает трехмерное отображение геологического строения объекта и горных выработок. Изображение объекта можно разворачивать, менять масштаб, рассматривать по частям. Программа позволяет проектировать подземные горные выработки и дороги в карьерах, а также подсчитывать запасы и себестоимость добычи полезных ископаемых. Этот пакет позволяет в полной мере использовать компьютерную технологию в горном производстве. По мнению специалистов, "Datamine" является в настоящее время одной из самых совершенных в мире программ для ЭВМ класса РС, которые могут эффективно применяться на всех стадиях от исследования и проектирования до разработки месторождений любых твердых полезных ископаемых.

Заканчивая рассмотрение организации геологического обеспечения на золотодобывающих предприятиях, обратим внимание на то, что в мировой горнодобывающей практике наиболее эффективно работают те предприятия, где главный геолог является первым вице-президентом горнодобывающей компании (за рубежом) или первым заместителем генерального директора ГОКа (на отечественных предприятиях). Главный инженер при этом руководит техническим обеспечением проекта.

В связи с этим представляется весьма актуальным пересмотреть статус главных геологов на золотодобывающих предприятиях России и положение о геологической службе предприятия, определив их приоритетное значение в производственной деятельности. Расширить и укрепить штат геологических служб, обеспечить их современными техническими средствами, имея при этом в виду, что увеличение затрат на геологическое обеспечение добычных работ многократно окупится повышением качества перерабатываемого сырья, стабильностью работы ЗИФ, повышением экономической эффективности деятельности предприятия.

4. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. СЫРЬЕВАЯ БАЗА, ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И ХАРАКТЕРИСТИКА КАРЬЕРОВ

Основу сырьевой базы открытой рудной золотодобычи составляют промышленные запасы эксплуатируемых и утвержденные запасы разведанных месторождений. В табл. 4.1 приведена геологическая характеристика золоторудных месторождений, в которых сосредоточены основные запасы золотоносной руды.

Укрепление сырьевой базы на действующих предприятиях в последние годы производится посредством вовлечения в добычу и переработку бывших забалансовых руд (Куранахские месторождения) и повторной разработки остаточных запасов подземных рудников (Первая рудная зона Тасеевского месторождения).

Производственная мощность карьеров колеблется в широких пределах от 50 до 3000 тыс. т руды в год.

Основной объем добычи (80% руды и 70% металла) обеспечивается семью наиболее крупными карьерами с производственной мощностью свыше 200 тыс. т. Наиболее крупный - карьер "Куранахский" добывает почти половину общих объемов руды и одну треть металла.

Наиболее глубокими по проекту будут карьеры "Васильковский" - 360 м, "Дукат" - 340 м, "Джилау" - 320 м, "Макмал" - 290 м, "Балейский" - 250 м, "Зодский" - 220 м. Фактическая глубина карьеров не превышает в настоящее время 200 м. Наиболее глубокие карьеры "Макмал", "Дукат", "Ключевский" и "Балейский".

Коэффициент вскрыши на карьерах варьирует в широких пределах от 1,3 м³/т на карьере "Макмал" до 25,9 м³/т на карьере "Апрелевский".

Большая часть месторождений, разрабатываемых открытым способом, сложена устойчивыми скальными и полускальными слабообводненными породами, что требует применения буровзрывного способа подготовки горной массы к выемке и не осложняет условий эксплуатации карьерного оборудования.

Наиболее сложные горнотехнические условия отмечаются на карьере "Восточный" Олимпиадинского месторождения, сложенного разрушенными породами коры выветривания, сильно обводненными, имеющими низкую несущую способность.

Значительно осложняет ведение взрывных работ сезонное промерзание склонных к увлажнению пород Балейского и Нижне-Куранахского карьеров, где мощность мерзлой корки пород достигает 2-3 м.

На карьере повторной отработки 1-й рудной зоны Тасеевского месторождения горные работы ведутся в условиях нарушения горного массива подземными выработками.

Т а б л и ц а 4.1

Месторождение	Форма рудных тел	Мощность промышленных рудных зон, м	Угол наклона рудных тел, градус	Характеристика руд	Распределение металла	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова	Плотность в сухом виде, т/м ³	Осложняющие эксплуатацию горнотехнические факторы
Куранахского рудного поля (Боковое, Центральное, Порфириновое, Дорожное Северное, Дэлбэ, Канавное, Южное, Первухинское)	Пологие лентообразные залежи гидротермально измененных кварц-сульфидных руд, приуроченные к карстовым полостям	До 30	0-20	Песчано-глинистая масса с обломками брекчиевых, кварц-сульфидных руд (метасоматов), оруденельные глины	Неравномерное и весьма неравномерное	4-14	2-2,4	Сезонное промерзание пород до 2-4 м. Повышенная обводненность отдельных участков. Дислокация части запасов в зоне линии электропередач и госсвязи
Дукатское	Зоны метасоматически измененных пород и кварц-полиметаллические (семь рудных зон)	8-9	55-75	Кварц-полиметаллические, кварц-хлоритовые, кварц-палеошпатовые, родонит-родохрозитовые	Неравномерное	5-17	2,6	Обводненность взрывных скважин за счет отбойки многолетнемерзлых пород
Васильковское	Кварц-сульфидные жилы и зоны гидротермально измененных пород с вкрапленностью и прожилками сульфидов	1-20	50-80	Кварц-сульфидные (арсенипиритовые)	Неравномерное	12-14	-	Повышенная обводненность месторождения

Месторождение	Форма рудных тел	Мощность промышленных рудных зон, м	Угол наклона рудных тел, градус	Характеристика руд	Распределение металла	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова	Плотность в сухом виде, т/м ³	Осложняющие эксплуатацию горнотехнические факторы
Алпыс	Жило- и линзообразные	1-40	20-80	Баритовые, барито-полиметаллические и колчеданно-полиметаллические	Неравномерное	10-17	3,5 2,8	-
Сухоложское	Линзообразные кварц-сульфидные тела и зоны прожилково-вкрапленного оруденения	10-25	15-23	Кварц-сульфидные окварцованные углистые сланцы	"	6-12	2,6	-
Джилау	Золоторудный штокверк, кварцевые жилы и прожилки, зоны окварцованных гранодиоритов	8-10	70-75	Золото-кварцевые окварцованные гра-нодиориты	"	14-18	2,6 2,7	Наличие тектонических разломов в бортах карьера
Олимпиадинское	Трубообразное	До 200	70-90	Золото-кварцевые окисленные	"	3-7	1,6; 2,8	Повышенная обводненность месторождения.

								Слабая несущая способность пород коры выветривания при повышенной влажности. Сезонное промерзание пород на 2-3 м
Марджанбулак	Линзовидные линейно-вытянутые, кварцевые жилы, зоны окварцевания штокверкового типа в углестых сланцах	30-40	65-80	Золото-кварцевые, окварцованные сланцы	"	-	-	
Юбилейное	Зоны окварцованных гранитоидных пород с сетью кварцево-магнетитовых кварц-сульфидных прожилков	1-20	50-80	Кварц-сульфидные (арсенипиритовые)	"	16-17	-	
Макмал	Штокверк, рудные зоны	До 30	60-80	Скарновые, воластонитовые	Неравномерное	16	2,6	Наличие тектонических разломов в бортах карьера "Высокогорье"
Ключевское	Зоны турмалинизации и серитизации с кварц-турмалиновыми жильобразными телами и прожилками сульфидов	10-15	50-80	Диорит-порфиры, гранодиориты и кварцевые порфиры	Неравномерное и весьма неравномерное	12	2,6	-

Месторождение	Форма рудных тел	Мощность промышленных рудных зон, м	Угол наклона рудных тел, градус	Характеристика руд	Распределение металла	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова	Плотность в сухом виде, т/м ³	Осложняющие эксплуатацию горнотехнические факторы
Балейское, Тасеевское	Зоны прожилкового окварцевания, зоны дробления с круто-наклонными и пологими кварцевыми жилами и прожилками	5-40	30-80	Выветрелые ожелезненные окварцованные конгломераты, кварц-сульфидные руды	Неравномерное	6-10	2,4	Сезонное промерзание пород на 2-3 м. Нарушенность массива подземными горными работами. Наличие охранных объектов в зоне действия промышленных взрывов
Зодское	Зоны гидротермально-измененных габбродиоритов с кварцевыми прожилками	6-8	70-80	Кварц-сульфидные руды, окварцованные габбродиориты	"	6-12	2,5	Наличие тектонических разломов

На Макмальском и Зодском карьерах из-за специфики геологического строения месторождений и развитой тектоники возникают сложности с обеспечением устойчивости бортов.

Плотность пород большинства месторождений находится в пределах 2,6-2,8 т/м³; наименьшую плотность имеют породы Нижне-Куранахского (2-2,4 т/м³) и Балейского (2,3-2,4 т/м³) месторождений; сульфидные руды месторождений "Бургунда" и "Алпыс" имеют плотность 3,4-3,7 т/м³.

4.2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Развитие технологии горных работ на золоторудных карьерах сопряжено с техническим перевооружением, происшедшим в 1970-1980-е годы. Лучшие достижения в использовании горного оборудования и повышении технологических показателей производства достигнуты на предприятиях, где более удачно были взаимосвязаны технические возможности оборудования с условиями эксплуатации. Большое значение при этом имела организация труда и производства.

Сходство схем вскрытия золоторудных месторождений обуславливается использованием при их разработке исключительно автомобильного транспорта. Различие определяется условиями залегания и характером рельефа местности месторождения.

Наиболее распространенной является схема вскрытия внутренней траншеей на один-два уступа с развитием ее в спиральные или петлевые съезды. Направление развития съездов выбирают из условия благоприятного доступа к рудному телу, обычно со стороны висячего бока. Из этих же соображений выбирается обычно и место заложения внутренней траншеи.

Параметры элементов системы разработки определяются в большей мере рабочими параметрами карьерного оборудования. Поэтому из-за ограниченности выпускаемых отечественной промышленностью типоразмеров горных машин параметры элементов систем разработки на подавляющем большинстве золоторудных карьеров практически одинаковы.

Высота уступов на вскрыше и добыче составляет 10 м. Лишь эпизодически высоту добычного уступа снижают при явно выработанных установленных контурах промышленного оруденения.

Ширина рабочей площадки определяется чаще всего величиной развала взорванной массы, так как использование автомобильного транспорта позволяет вести выемку тупиковыми заходками. Естественно, что угол рабочего борта карьера при этом достигает максимальных значений.

Параметры эксплуатационных блоков зависят, с одной стороны, от производственной мощности карьеров и производитель-

Т а б л и ц а 4.2

Карьер	Бурение		Выемка и погрузка		Технический паспорт	
	Буровой станок	Годовая выработка на 1 списочный станок, т·м	Экскаватор	Годовая выработка на 1 м ³ вместимости ковша, тыс.м ³	Автосамосвал	Годовая выработка на 1 списочную автотонну, тыс.т·км
"Куранахский"	СБШ-250	56	ЭКГ-8И; ЭКГ-5	234 168	БелАЗ-7519; БелАЗ-549; БелАЗ-548; БелАЗ-7523	25
"Дукатский"	СБШ-250	22,5	ЭКГ-8И; ЭКГ-5	95,5	БелАЗ-548; БелАЗ-540	27,4
"Ключевский"	СБШ-250	20,2	ЭКГ-5	138,7	БелАЗ-548	16,9
"Балейский"	СБШ-250	35	ЭКГ-5; ЭКГ-4,6	123,5	БелАЗ-548; БелАЗ-540	-
"Макмал"	СБШ-250	12	ЭКГ-5	75,8	БелАЗ-540	2,5
"Зодский"	СБШ-250	16,8	ЭКГ-5; ЭКГ-4,6	92,6	БелАЗ-540	5,3
"Восточный"	СБШ-250	12,4	ЭКГ-5	90	БелАЗ-540	12
"Юбилейный"	СБШ-250	8,9	ЭКГ-5	55,8	БелАЗ-548; БелАЗ-540	3,4
"Алпыс"	СБШ-250	26	ЭКГ-5	158	БелАЗ-540	4,4
"Марджанбулак"	СБШ-250	42,2	ЭКГ-5	119,4	БелАЗ-548	14,7
"Зармитан"	2СБШ-200	44,2	ЭКГ-5	183,6	БелАЗ-548	20,4
"Ангрен"	2СБШ-200	7,2	ЭКГ-5	28,2	БелАЗ-548	7,5
"Кызыл-Чеку"	СБУ-100	11	Э-2503	63	БелАЗ-548; БелАЗ-7523	18
"Джилау"	СБУ-100	5	ЭО-5122 Э-652	67	КрАЗ-256Б1; МАЗ-503	5,7

ности горного оборудования, с другой - от характера залегания рудных тел и оперативных требований производства.

Отличительной особенностью золоторудных карьеров является, за редким исключением, отсутствие возможности отработки чисто добычных и вскрышных блоков. Как правило, добычные блоки имеют сложную сортовую структуру с включениями пустых пород и некондиционных руд.

Техническая оснащенность карьеров и показатели использования основного карьерного оборудования приведены в табл. 4.2 (по состоянию на 1 января 1990 г.).

Для бурения взрывных скважин на золоторудных карьерах применяют преимущественно станки шарошечного бурения СБШ-250МН и 2СБШ-200 и в незначительных объемах (в основном на добычных работах) станки ударно-вращательного бурения СБУ-100, СБУ-125. На отдельных карьерах ("Суздальский", "Сувенир", "Апрелевский", "Кызыл-Чеку") используется шарошечное бурение станками БТС-150.

Доля подготовки горной массы мощными шарошечными станками превышает 95% общих объемов.

Годовая производительность станков колеблется в больших пределах: СБШ-250 - от 8,9 ("Юбилейный") до 56 тыс. м (Куранахский); 2СБШ-200 - от 7,2 ("Коч-Булак") до 42 тыс. м ("Алпыс"); СБУ-100, СБУ-125 - от 5 ("Джилау") до 31 тыс. м ("Большевик").

Такие колебания годовой производительности станков в большей степени обуславливаются уровнем организации работ и избытком оборудования, чем прочностными характеристиками пород.

На всех карьерах используется вертикальное бурение скважин. Наклонное бурение применяется при необходимости усиленной проработки взрывом подошвы уступа (карьер "Дукатский") или при отбойке рудных зон с выраженными контактами ("Дукатский", "Апрелевский", "Кызыл-Чеку").

Буровой инструмент - шарошечные долота используются преимущественно типов К, ОК, ОКП, в меньшей мере - ТК, ТЗ, ТКЗ.

Использование того или иного типов долот зависит от возможности размещения заявок на поставку.

Режимы бурения обуславливаются квалификацией машиниста станка, хотя имеет место общая закономерность: при обурировании крепких пород - максимальное осевое давление при пониженных оборотах; при обурировании слабых пород - максимальные обороты при пониженном осевом давлении.

Использование станков шарошечного бурения позволило внедрить на добычных работах прогрессивное эксплуатационное опробование по шламу взрывных скважин. Достигаемая при этом интенсивность отбора проб и их высокая представительность обеспечивают повышение качества выемки промышленных руд.

Подготовка блока к обурированию производится обычно плани-

рованием поверхности блока бульдозером, а на склонах - бульдозерной нарезкой террас - ходов бурового станка.

Порядок обуривания блоков характеризуется в основном порядной схемой перемещения станка. Номера и проектную глубину скважин указывают на плане буровых работ в блоке, выдаваемом буровой бригаде. По мере обуривания, в устьях скважин устанавливаются деревянные временные вешки с указанием номера скважин и фактической ее глубины.

Подготовка горной массы на всех карьерах производится с помощью буровзрывных работ. Механическое рыхление применяется частично лишь на вспомогательных работах (рыхление корки сезонно-мерзлых пород при экскаваторной выемке из целиков) или при отработке локальных участков, сложенных слабыми полускальными породами (Куранахский карьер).

Взрывную отбойку производят скважинными зарядами ВВ заводского изготовления. Ассортимент используемых ВВ довольно широк, однако преимущественно используют гранулиты различных марок и граммонит 79/21. Для заряжания обводненных скважин используется гранулол, реже алюмотол. В качестве промежуточных детонаторов (боевиков) применяются патроны аммонита №ЖВ или толовые шашки.

Инициирование зарядов ВВ осуществляется с помощью ДШ; инициирование ДШ производят капсюлями-детонаторами или электродетонаторами.

Наибольшее распространение на золоторудных карьерах получило короткозамедленное взрывание с использованием в качестве замедлителей пиротехнических реле КЗДШ-69. Наиболее часто употребляемые интервалы замедлений 10, 20, 35, 50 мс.

Вторичное дробление производится чаще насыпным ВВ, реже - кумулятивными зарядами типа ЗКН-КЗ.

За исключением взрывов специального назначения (при затоске уступа, отбойке в контактных зонах рудных тел, оформлении съездов) коммутация взрывов производится по простым порядным схемам.

Параметры буровзрывных работ на большинстве карьеров установлены на основе специальных исследований в соответствии с конкретными горнотехническими условиями (крепость и трещиноватость пород), рабочими параметрами буровых станков (диаметр скважин) и высотой уступа.

Основными показателями, характеризующими уровень взрывных работ, являются удельный расход ВВ на подготовку 1 м³ горной массы и выход горной массы с 1 м длины взрывной скважины.

Удельный расход ВВ на большинстве карьеров установился на уровне 0,4-0,6 кг/м³; лишь при разработке месторождений, сложенных очень крепкими породами с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 14÷18, он увеличивается до 0,8-1 кг/м³ (карьеры "Дукатский", "Ключевский", "Джиллау").

Выход горной массы с 1 м длины скважины находится на

уровне: при диаметре скважины 214-250 мм - $25 \div 35 \text{ м}^3$, при 100-125 мм - $10 \div 15 \text{ м}^3$.

Большой опыт накоплен на золоторудных карьерах по совершенствованию способов отбойки сложных рудных блоков. Высокая ценность руд при сложной форме пространственного оруденения обуславливает поиск и отработку в натуральных условиях производства таких схем (способов) взрывной подготовки сложных блоков к выемке, которые обеспечивали бы и создавали благоприятные условия для последующей качественной выемки руд. В зависимости от характера оруденения на разных карьерах этого достигают различными путями.

На Куранахском карьере основным направлением создания условий качественной выемки руд из сложных блоков принято взрывание с максимальным сохранением естественной структуры (геометрии) рудных тел. При этом используют следующие мероприятия: взрывание на "буфер", дифференцированный по прочностным свойствам перемежающихся руд и пород расход ВВ; использование различных схем коммутации взрыва при короткозамедленном взрывании, в том числе с докритическим замедлением.

На Дукатском карьере при отработке крутонаклонных рудных жил различной мощности используются специальные способы отбойки рудных тел, основанные на контурном разделении руд и вмещающих пород при взрыве как при раздельном, так и при совместном их рыхлении. Выбор той или иной технологической схемы зависит в основном от мощности рудных зон.

Производство горных работ в суровых климатических условиях Сибири на Куранахском и Балейском карьерах позволило на этих предприятиях отработать эффективные способы рыхления сезонно-мерзлых пород, мощность которых достигает 3-4 м. Использование специальных конструкций скважинных зарядов и системы их инициирования без дополнительных расходов на бурение позволяет достичь хорошей степени дробления мерзлой корки пород и снижает выход негабаритной фракции в два-три раза по сравнению с взрыванием по обычной технологической схеме.

Относительно небольшие объемы работ на золоторудных карьерах до последнего времени сдерживали механизацию взрывных работ, которая в этих условиях была явно экономически нецелесообразной.

К настоящему времени комплексная механизация взрывных работ осуществлена лишь на Куранахском карьере.

Схема механизации ориентирована на использование ВВ заводского изготовления и предусматривает: доставку ВВ в жестких контейнерах от прирельсовой площадки железной дороги до контейнерной площадки базисного склада; транспортирование контейнеров с базисного на расходный склад к стационарному пункту растаривания; растаривание мешков ВВ на установке УРВ-2; загрузку ВВ из бункера-накопителя растаривающей уста-

новки в транспортно-зарядную машину; доставку ВВ на взрывной блок и зарядание скважин транспортно-зарядной машиной.

Оснащение современной горной техникой качественно изменило погрузочно-разгрузочные комплексы золоторудных карьеров, резко повысило показатели использования выемочного оборудования.

На выемке и погрузке горной массы используются карьерные гусеничные экскаваторы с ковшем вместимостью 4,6; 5 и 8 м³. На мелких карьерах применяют строительные экскаваторы и погрузчики (см. табл. 4.2).

Лучшие показатели использования и выработки достигаются на предприятиях, где решены вопросы обеспечения экскаваторов подготовленной взорванной горной массой и транспортными средствами. Большое значение имеет техническое соответствие погрузочно-транспортных комплексов, а также вопросы организации их работы.

Опыт работы золоторудных карьеров показал, что более высокая производительность экскаваторов достигается при работе их в комплексе с автосамосвалами: ЭКГ-5А - БелАЗ-7522 (42 т); БелАЗ-7523 (32 т), БелАЗ-548 (40 т); ЭКГ-8И - БелАЗ-7519 (110 т), БелАЗ-549 (75 т).

Положительным опытом на карьерах явилось внедрение экскаваторов повышенной единичной мощности, обеспечивающее интенсификацию вскрышных работ и, следовательно, оперативную подготовку запасов к выемке. В условиях сложного характера промышленного оруденения золоторудных месторождений это позволяет значительно стабилизировать добычные работы, как по объемам добычи, так и по качественным ее показателям.

Экскаваторы ЭКГ-8И в настоящее время применяются на двух карьерах: "Куранахский" и "Дукатский". Если на карьере "Дукатский" эти экскаваторы только осваиваются, то на Куранахском показатели использования их значительно превышают достигнутые на экскаваторах ЭКГ-4,6. В отдельные годы выработка на 1 м³ вместимости ковша экскаватора ЭКГ-8И достигала 240 тыс. м³. С переводом всего экскаваторного парка карьера на этот тип машин средняя стабильная годовая выработка должна быть на уровне 180-190 тыс. м³ на 1 м³ вместимости ковша.

Более 50% переработки горной массы производится экскаваторами ЭКГ-4,6, ЭКГ-5. Годовая выработка на 1 м³ вместимости ковша этого класса экскаваторов колеблется от 70-100 тыс. м³ (карьер "Дукатский", "Макмал", "Балейский", "Зодский", "Су-венир") до 150-170 тыс. м³ ("Куранахский", "Апрелевский", "Зармитан", "Суздальский", "Алпыс").

Отмечая в целом высокую надежность используемых карьерных экскаваторов, относительно низкий уровень их использования можно объяснить следующими причинами:

применение на отдельных карьерах экскаваторов только на погрузке руды при незначительных объемах добычи (часто из-за отсутствия промежуточных компенсационных складов руды);

несоответствие по технологическим параметрам и недостаток транспортных средств;

избыток погрузочной техники.

На многих карьерах отработку сложных рудных блоков производят с использованием селективной выемки отдельных сортов руд и включений пустых пород, что значительно (на 20-30%) снижает производительность экскаваторов.

Технологический транспорт представлен в основном современными карьерными автосамосвалами Белорусского автомобильного завода (БелАЗ). Используется шесть марок автосамосвалов грузоподъемностью 27, 30, 40, 42, 75 и 110 т. Для перевозки руды особенно на большие расстояния применяют автосамосвалы КраЗ-256, КамАЗ-5511 грузоподъемностью 10-12 т (см. табл. 4.2).

Техническое состояние парка автосамосвалов на большинстве предприятий (в том числе специализированных, функционально не подчиненных рудникам, карьерам) ниже требуемого уровня. Неудовлетворительная ремонтная база, дефицит запасных частей и топлива, недокомплект экипажей - основные причины низкого уровня готовности парка, который практически редко превышает 0,5.

Годовая выработка на 1 списочную автотонну (базовый показатель использования автотранспорта) находится на уровне 15-25 тыс. т·км.

Тенденция к увеличению грузоподъемности автосамосвалов, прослеживаемая в последние годы, приводит к неоднозначным результатам. С одной стороны, из-за резкого увеличения амортизационных расходов при использовании автосамосвалов повышенной грузоподъемности возрастает стоимость транспортирования, с другой - создаются лучшие условия для работы погрузочной техники, повышается производительность труда и общая эффективность использования погрузочно-транспортных комплексов.

Применение на золоторудных карьерах исключительно автомобильного транспорта определяет бульдозерный способ отвалообразования.

Высокие затраты на транспортирование вскрыши стимулировали предприятия к совершенствованию отвального хозяйства, которое проводилось в двух основных направлениях - повышение вместимости отвалов и сокращение расстояний транспортирования.

Увеличение вместимости отвалов осуществлялось за счет обоснования увеличения их предельных параметров и использования рациональных схем их формирования.

Так, на Куранахском карьере уточненный расчет устойчивых параметров отвалов позволил увеличить предельную их высоту на 10-30 м; вместимость отвалов при этом возросла в 1,5-2 раза. Там же была осуществлена схема развития веерного отвала, дающая возможность дополнительно увеличить его вместимость.

Принципиально схема формирования отвала заключается в следующем (рис. 4.1).

Формирование отвала начинается с пионерской насыпи шириной не менее 20 м и высотой 2 м. Угол развития веерного отвала должен быть близок к 50° , что обеспечивает соотношение ширины B и длины отвала $L_{пр}$ в пропорции 1,5 : 1. Поперечный уклон бермы разгрузки ψ , как и всей поверхности отвала, вы-

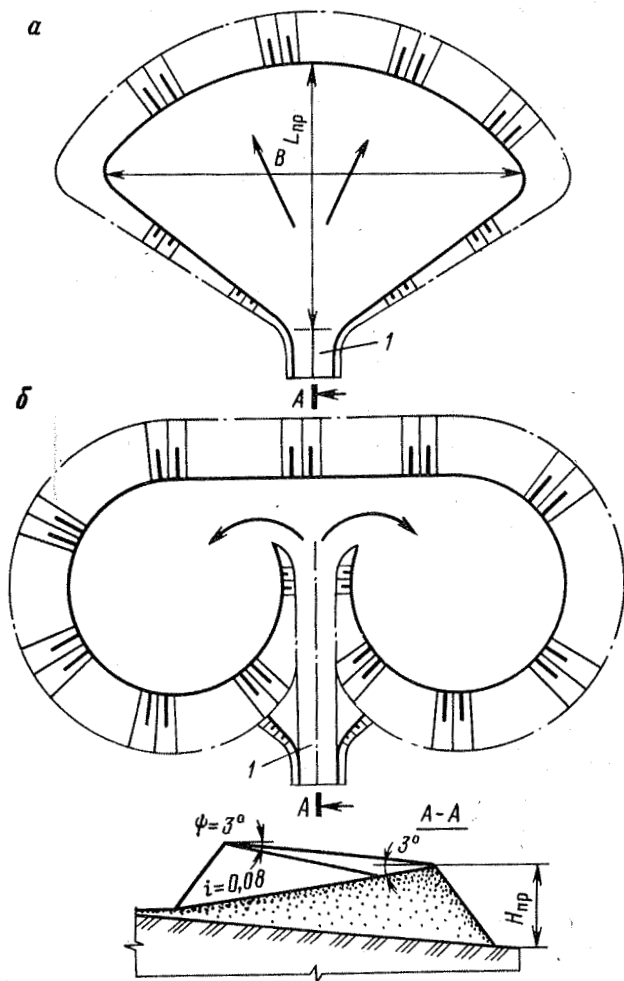


Рис. 4.1. Стадии развития одноярусных отвалов: а - первая стадия периферийного развития отвала с веерным движением автотранспорта; б - вторая стадия отсыпки отвала с развитием на фланги; 1 - пионерная насыпь

держивается равным 3° . При достижении фронтом отсыпки отвала положения, соответствующего максимально допустимой его высоте $H_{пр}$, начинается его развитие в обратном направлении на фланги до выхода отметок бровки откоса на максимальные параметры. Ширина въезда на отвал сохраняется равной 20 м для свободного проезда двух автосамосвалов.

Внедрение мероприятий по совершенствованию отвалообразования сократило объемы перевозок на 10-15%.

4.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Технология добычных работ на золоторудных карьерах предполагает последовательное выполнение ряда технологических операций и процессов с общей конечной целью - достижение качественного извлечения запасов из недр.

Неравномерный и крайне неравномерный характер промышленного оруденения обуславливает высокие требования к организации отработки сложных добычных блоков; при этом основу технологии составляет подготовка добычных блоков к выемке и правильное (рациональное) построение границ выемки различных сортов руд и вмещающих пород.

Подготовка добычного золоторудного блока к выемке заключается в выполнении двух основных процессов: построении сортовой характеристики блока и рыхлении горной массы. В зависимости от характера оруденения, параметров залеганий рудных тел и физико-технических характеристик массива добычного блока эффективность подготовки последнего к выемке обеспечивается за счет правильного выбора рациональной технологической схемы и определения ее параметров.

В практике разработки золоторудных месторождений используется два основных способа рыхления: взрывной (преимущественно) и механический. Взрывная подготовка в зависимости от залегания рудных тел и требований производства предполагает использование различных специальных способов отбойки, направленных на повышение качественных показателей выемки.

Выбор способа подготовки добычного блока. Способ рыхления добычных блоков (механический или взрывной) обычно является общепринятым для разработки месторождения и обуславливается экономической целесообразностью. Лишь в отдельных случаях, при явно выраженных благоприятных условиях отдельных участков месторождения для механического рыхления, ему отдается предпочтение в общей системе подготовки горной массы к выемке с помощью буровзрывных работ.

Факторами, определяющими выбор способа (технологической схемы) подготовки добычного блока к выемке, являются: морфологические формы и параметры залегания рудных тел, характер распределения промышленного оруденения, техническая характе-

ристика используемого бурового оборудования и ценность разрабатываемых руд.

Выделяются две основные морфологические формы рудных тел, определяющие принципиальные технологические схемы подготовки добычных блоков: массивные рудные тела с включениями в пределах рабочего горизонта пустых пород или некондиционных руд и крутонаклонные или наклонные рудные тела (жилы) средней и малой мощности без включений или с минимальными включениями (прослоями) пустых пород или некондиционных руд. Параметры залегания рудных тел (мощность, угол наклона контактов) в сочетании с высотой добычного уступа и типоразмером используемого бурового оборудования определяют выбор технологической схемы подготовки добычного блока к выемке, обеспечивающей достижение лучших качественных показателей.

Характер распределения промышленного оруденения, определяющий сортовую характеристику добычных блоков, оказывает влияние на выбор той или иной технологической схемы подготовки через создание наиболее благоприятных условий для селективной выемки.

Ценность разрабатываемых руд определяет возможность использования наиболее сложных технологических схем, обеспечивающих полное извлечение запасов.

В табл. 4.3 приведены рациональные технологические схемы подготовки добычных блоков к выемке для различных условий разработки.

Технологические схемы с механическим рыхлением. Механическим рыхлением подготавливают горную массу для бульдозирования в штабель с последующей погрузкой в автосамосвалы или транспортирования скрепером.

Рыхление пород бульдозерно-рыхлительным агрегатом осуществляется проходом ряда параллельных или параллельно-перекрещивающихся борозд.

Параметры механического рыхления определяются величиной возможного заглубления зуба рыхлителя h_3 , которая зависит от мощности базового трактора и структурно-прочностных характеристик массива. Глубину взрыхленной горной массы в забое, обеспечивающую эффективную работу бульдозера или скрепера, при параллельных ходах рыхлителя определяют по формуле

$$h_3 = [k_1 h_3 - 0,5(c-b) \operatorname{tg} \alpha] / k_2, \quad (4.1)$$

где k_1 - коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези (для сильнотрещиноватых пород $k_1 = 1$); k_2 - коэффициент, учитывающий влияние структурного состояния массива на размеры ненарушенных межходовых гребней ($k_2 = 0,8 \div 1$); c - расстояние между смежными параллельными проходами, м; b - ширина основания прорези, обычно равная ширине зуба рыхлителя, м; α - угол наклона стенки прорези, градус. При полном использовании возможного заглубления зуба

Т а б л и ц а 4.3

Технологическая схема подготовки добычного блока к выемке	Морфологическая форма оруденения	Угол наклона рудного тела (контакта), градус	Горизонтальная мощность, м	Ценность разрабатываемых руд
Механическое рыхление бульдозерно-рыхлительным агрегатом:				
горизонтальными слоями	Массивные рудные тела с включениями пустых пород и некондиционных руд	Любой	Соразмерная параметрам добычного блока	Любая
наклонными слоями с торцевым забоем	Рудные зоны (жилы) средней и малой мощности без включений или с минимальными включениями пустых пород и некондиционных руд	25-90	Любая	То же
наклонными слоями с фронтальным забоем	То же	До 25	То же	"-"
Взрывное рыхление:				
совместная взрывная отбойка в условиях глубокого зажима с дифференцированным расходом ВВ	Массивные рудные тела с включениями пустых пород и некондиционных руд.	Любой	Соразмерная параметрам добычного блока	Высокая
раздельная взрывная отбойка	Рудные зоны (жилы)	До 50	Любая	Любая
	То же	50-90	Более 5 м	Рядовая
		Любой	Соразмерная параметрам добычного блока	То же
раздельная взрывная отбойка с созданием экранирующего слоя по контакту рудного тела	Рудные зоны (жилы)	50-90	Более 5 м	Высокая
раздельная взрывная отбойка по схеме "гладкое взрывание"	То же	50-90	Менее 5 м	То же
совместная взрывная отбойка	"-"	50-90	То же	"-"

рыхлителя, обеспечивающего стабильную работу агрегата, оптимальное расстояние между смежными проходами c_0 определяется из условия подготовки максимального объема горной массы

$$(b_n - b)/2 \leq c_0 \leq b_n. \quad (4.2)$$

При этом ширина одиночной борозды прохода рыхлителя

$$b_n = 2k_1 h_3 \operatorname{ctg} \alpha + b.$$

На рис. 4.2 показаны варианты определения оптимальных расстояний c_0 для различных пород. Вариант, приведенный на рис. 4.2, а, характерен для легко- и среднерыхлимых трещиноватых пород, вариант на 4.2, б - для труднорыхлимых крупноблочных пород, так как в этом случае при $c_0 < b_n$ зуб рыхлителя выбрасывается в смежную борозду. Вершины гребней при бульдозировании или скреперовании разрушаются, поэтому эффективная глубина рыхления может быть несколько больше.

При применении перекрестного рыхления с расстоянием между смежными проходами $c' = (1,2 \div 1,5)c_0$ глубина эффективного рыхления составляет

$$h_3^1 = h_3. \quad (4.3)$$

Рыхление перекрестными ходами (продольно-поперечными) применяется при технологической схеме послылоного рыхления горизонтальными слоями (рис. 4.3, а). В технологических схемах с послыльным рыхлением наклонными слоями (рис. 4.3, б и в) с

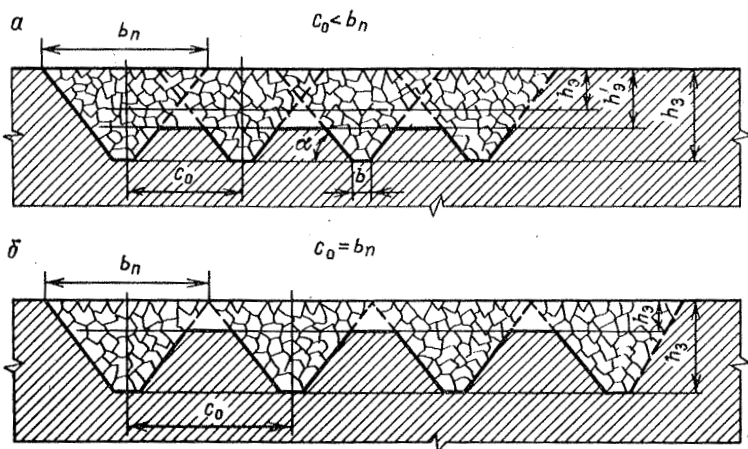


Рис. 4.2. Схема механического рыхления горных пород при параллельных проходах рыхлителя по трещиноватым легкорыхлимым (а) и крупноблочным труднорыхлимым (б) породам

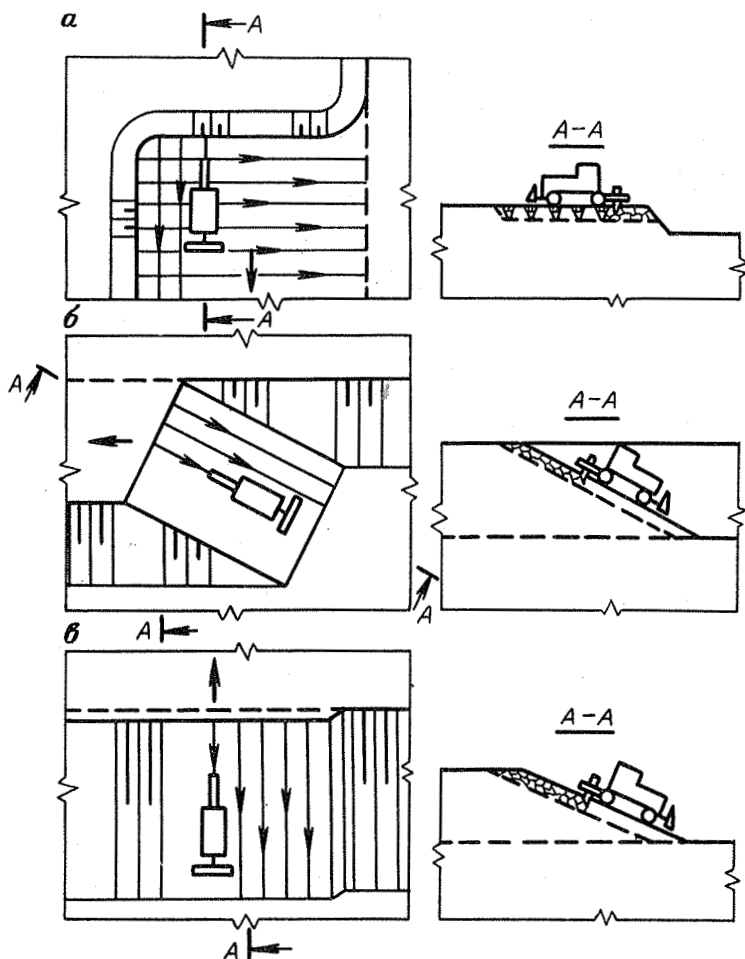


Рис. 4.3. Технологические схемы с механическим рыхлением

торцевым и фронтальным забоями применяются только продольные ходы бульдозерно-рыхлительного агрегата.

Технологические схемы с взрывным рыхлением. Основным технологическим параметром взрывных работ, характеризующим энергоемкость разрушения рудных массивов до заданной кусковатости, является удельный расход ВВ на 1 м^3 отбитой массы. Этот показатель, учитывающий физико-механические и структурные характеристики руды, кондицию кусковатости, диаметр взрывных скважин и тип ВВ может определяться по известной формуле, $\text{кг}/\text{м}^3$,

$$g_{\text{ВВ}} = 0,13\rho_{\text{of}}^{0,25}(0,6+3,3d_3d_0)[(0,5/d_k)^2]^{0,2}K_{\text{ВВ}}, \quad (4.4)$$

где ρ_{of} - плотность руды, кг/м³; f - коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодыконова; d_3 , d_0 и d_k - соответственно диаметр заряда, средний диаметр естественной отдельности в массиве и средний диаметр кондиционного куска, м; $K_{\text{ВВ}}$ - коэффициент работоспособности ВВ.

Расчет удельного расхода ВВ дифференцированно для рудного массива и включений пустых пород производится по формуле (4.4) с учетом изменения коэффициента крепости.

Для технологических схем с совместной отбойкой в условиях глубокого зажима рассчитывают мощность буфера ранее взорванных пород, на который производится отбойка добычного блока (табл. 4.3).

Условия глубокого зажима обеспечиваются при отбойке добычного блока на буфер ранее взорванных пород, мощность которого не должна быть менее, м,

$$m_6 > WK_p/\sin\alpha, \quad (4.5)$$

где m_6 - горизонтальная мощность буфера взорванных пород, м; W - линия сопротивления по подошве уступа, м; K_p - коэффициент разрыхления; α - угол откоса уступа, градус.

В технологических схемах с отдельной взрывной отбойкой руд и вмещающих пород, а также в схеме с созданием экранирующего слоя по контакту рудного тела определяющими параметрами взрывных работ являются соответственно параметры отбойки приконтактной ленты пород или руд и параметры создания экранирующего слоя: диаметр контурного заряда, линейная плотность заряжения контурных скважин и расстояние между ними в ряду. Расчет этих параметров производится по методике, изложенной в разд. 4.6.

Интервал замедления между взрывом зарядов контурного ряда и примыкающего к нему ряда отбойных скважин должен обеспечить полное формирование экранирующей щели (экранирующего слоя), так как в противном случае неизбежны подбой плоскости контакта отбойными зарядами и уменьшение степени отражения волн напряжений. Поэтому интервал замедления должен быть больше времени формирования экранирующей щели

$$t_3 < t_{\text{ф}}, \quad (4.6)$$

где t_3 - интервал замедления, мс; $t_{\text{ф}}$ - время формирования экранирующей щели, мс.

Время формирования экранирующей щели будет складываться из времени прохождения детонационной волны по заряду $t_{\text{д}}$ (мс) и времени вылета забойки из скважины $t_{\text{вз}}$ (мс)

$$t_{\text{д}} = 1000 l_{\text{скв}}/D, \quad (4.7)$$

где $l_{\text{скв}}$ - длина скважины, м; D - скорость детонации ВВ, м/с;

$$t_{в,з} = 1000 l_3 / V_{заб}, \quad (4.8)$$

здесь l_3 - длина колонки заряда, м; $V_{заб}$ - скорость вылета забойки, м/с,

$$V_{заб} = 4,1k \left(\frac{d}{l_3 \rho_3} \right)^{0,5} \left(\frac{P}{\tau_{сдв}} \right)^{0,25}, \quad (4.9)$$

где ρ_3 - плотность материала забойки, кг/м³; $\tau_{сдв}$ - сопротивление забойки сдвиганию, Па; k - коэффициент, учитывающий материал забойки; P - среднее давление продуктов детонации на забойку, Па.

Время формирования экранирующей щели в зависимости от прочностных характеристик породного массива и параметров контурного взрывания изменяется от 60 до 100 мс. Для упрощения работ по взрывной раздельной отбойке с использованием контурного взрывания последнее целесообразнее проводить заблаговременно, до обустройства приконтактной ленты пород.

Технологическая схема с совместной взрывной отбойкой предусматривает одновременное взрывание рассредоточенных зарядов ВВ в сближенных скважинах, пройденных по контактам рудного тела и последующую отбойку целика пустых пород по висячему боку рудной зоны (рис. 4.4).

Массу равномерно рассредоточенного заряда в сближенных скважинах находят по выражению

$$Q = 0,5g_{вв}H(0,2m_{р.т} + 0,55m_{р.т}^2), \quad (4.10)$$

где $g_{вв}$ - удельный расход ВВ нормального рыхления, кг/м³; H - высота уступа, м; $m_{р.т}$ - горизонтальная мощность рудного тела, м.

Расстояние между сближенными скважинами, м

$$a = 0,2 + 0,55m_{р.т}. \quad (4.11)$$

Линейный расход рассредоточенного заряда, кг/м

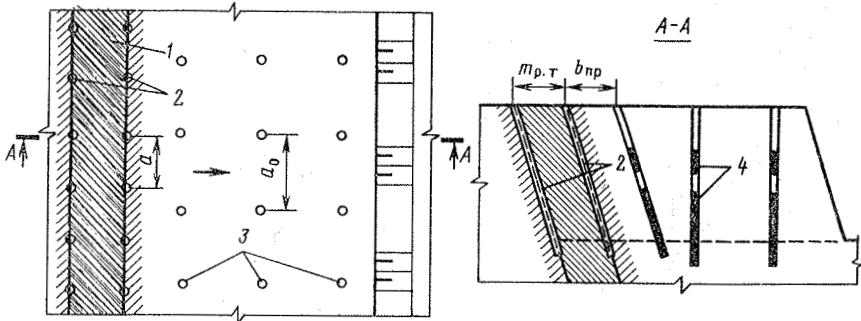


Рис. 4.4. Схема совместной взрывной отбойки:

1 - рудное тело; 2 - скважины контурного ряда; 3 - отбойные скважины; 4 - заряд отбойных скважин

$$g_l = 0,5g_{\text{ВВ}}H(0,2m_{\text{р.т}} + 0,55m_{\text{р.т}})/l_c, \quad (4.12)$$

где l_c - глубина сближенных скважин, м.

Масса дополнительного заряда в нижней части сближенных скважин, кг

$$Q_d = g_l l_c. \quad (4.13)$$

Расстояние между примыкающим рядом наклонных отбойных скважин и контуром рудного тела

$$b_{\text{пр}} = (0,3 \div 0,4) a_0, \quad (4.14)$$

где a_0 - расстояние между отбойными скважинами в ряду, м.

При гладком взрывании (рис. 4.5) параметры отбойки рассчитывают отдельно для отбойки целика пород по висячему боку рудного тела и для отбойки непосредственно рудного тела.

Параметры создания экранирующего слоя по контакту висячего бока рудного тела и отбойки прилегающей ленты вмещающих пород рассчитывают аналогично схеме раздельного взрывания.

Расстояние между скважинами, пройденными по контакту лежащего бока рудного тела, м

$$a_d = 0,6 m_{\text{р.т}}. \quad (4.15)$$

Линейный расход ВВ, кг/м

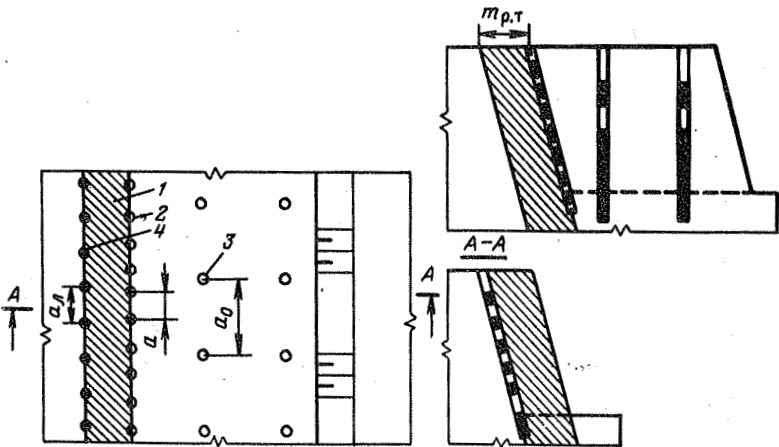


Рис. 4.5. Схема раздельной отбойки при гладком взрывании:

1 - рудное тело; 2 - скважины контурного ряда; 3 - отбойные скважины; 4 - отбойные скважины по лежащему боку рудного тела

$$g_l = 0,7g_{\text{вв}}m_{\text{р.т.}}a_l \quad (4.16)$$

или

$$g_l = 0,42g_{\text{вв}}m_{\text{р.т.}}^2 \quad (4.17)$$

Определение величины смещения массива пород при взрыве. Сложный характер промышленного оруденения золоторудных месторождений до минимума ограничивает использование раздельной отбойки руд; подготовка сложных добычных блоков производится преимущественно совместным взрыванием.

Для создания условий качественной выемки руд при совместном взрывании обычно стремятся максимально сохранить естественную геометрию (структуру) рудных тел. Практически единственным технологическим приемом при этом является взрывание на буфер ранее взорванных пород. По организационным причинам (отставание результатов эксплуатационного опробования), а также из-за сложного характера промышленного оруденения на золоторудных карьерах постоянно испытывается дефицит готовых к выемке добычных блоков, что ограничивает использование взрывания на буфер. Поэтому отбойку производят, как правило, на открытый забой, что обуславливает значительную деформацию рудных контуров.

Установление трансформированных контуров рудных тел в навале взорванной массы имеет важное практическое значение, так как определяет качество выемочных работ.

Величину смещения контуров рудных тел можно определять аналитическим расчетом или экспериментально.

Изменение расположения поверхности контакта рудного тела во взорванной массе определяется кинематикой ее движения во время взрыва. За промежуток времени от момента взрыва t взорванная горная масса начинает двигаться со скоростью $V_{\text{г.м.}}$, уменьшаясь по своей высоте на величину Δh , и в каждый промежуток времени масса будет изменяться на величину

$$m_i = M_i(H - \Delta h)/H \quad (4.18)$$

при $\Delta h = gt^2/2$ и $l = V_{\text{г.м.}}t$,

$$m_i = M_i(2HV_{\text{г.м.}}^2 - \rho g)/(2HV_{\text{г.м.}}), \quad (4.19)$$

где g - ускорение свободного падения, м/с^2 ; l - расстояние перемещения горной массы, м .

Таким образом, распределение взорванной горной массы по ширине развала при равномерном распределении энергии взрыва в массиве выражается параболической зависимостью.

Это определяет форму развала, в которой высота $\Delta h'$ является функцией расстояния l

$$\Delta h' = A_0 + A_1l + A_2l^2. \quad (4.20)$$

Коэффициенты A_0 , A_1 , A_2 определяются, исходя из граничных

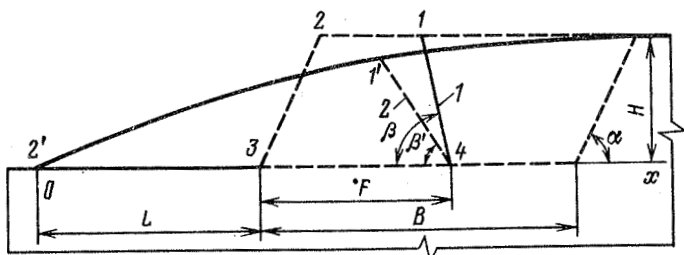


Рис. 4.6. Схема для расчета смещения контуров рудных тел при взрывной отбойке

условий перемещение горной массы и равенства объема горной массы $V_{об}$ до и после взрыва с учетом коэффициента разрыхления

$$\int \Delta h' (l) dl = V_{об} K_p. \quad (4.21)$$

Обозначив ширину развала горной массы от нижней бровки уступа до взрыва L (рис. 4.6), ширину взрываемого блока в целике B и, приняв за начало отсчета l границу развала, переходящую в зону разлета кусков, получим

$$\Delta h = \frac{[3(2B + H \operatorname{ctg} \alpha) HK_p] [2(L + B + H \operatorname{ctg} \alpha) l - l^2]}{(l + B + H \operatorname{ctg} \alpha)^2 [4(L + B) + H \operatorname{ctg} \alpha (1 + 3K_p)]}. \quad (4.22)$$

Опыт производства взрывных работ показывает, что поверхность контакта руды и пустой породы сохраняется, однако происходит поворот плоскости контакта. Если до взрыва в массиве выход контакта на поверхность уступа находится в точке 1, то во взорванной массе он перемещается в точку 1'. Соответственно углы падения контакта рудного тела в массиве и во взорванной массе β и β' . Их значения определяют (см. рис. 4.6), исходя из условий размещения объема руды массива до взрыва (площадь трапеции 1, 2, 3, 4) в объеме взорванной массы (криволинейная фигура 1', 2', 4).

Из уравнения объема определяется положение точки 1, находящейся в месте пересечения поверхности развала, описываемой уравнением второго порядка и линией контакта, проходящей через точку 4 (выход плоскости контакта рудного тела на подошву уступа). Обозначая F расстояние между точками 3 и 4, получим уравнение, содержащее в качестве аргумента x ординату точки 1'

$$\int_0^x \Delta h' (l) dl + (L + F - x) \Delta h' (x) = HK_p [F - 0,5H(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)]. \quad (4.23)$$

Подставляя функцию $\Delta h'$, получим уравнение третьего порядка

$$x^3 - 3(L+F)x^2 + 6(L+F)(L+B+H\text{ctg}\alpha)x - \frac{[2F - H(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\beta)](L+B+H\text{ctg}\alpha)^2 [4L+4B+H\text{ctg}\alpha(1+3K_p)]}{2B+H\text{ctg}\alpha} = 0. \quad (4.24)$$

Уравнение может быть решено по методу Кардано в следующей последовательности.

1. Определяются коэффициенты a , b и c уравнения третьего порядка $x^3 + ax^2 + b + c = 0$:

$$a = -3(L + F); \quad (4.25)$$

$$b = 6(L+F)(L+B+H\text{ctg}\alpha)^2; \quad (4.26)$$

$$c = \frac{[2F - H(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\beta)](L+B+H\text{ctg}\alpha)^2 [4L+4B+H\text{ctg}\alpha(1+3K_p)]}{2B+H\text{ctg}\alpha}. \quad (4.27)$$

2. Затем находятся расчетные величины по формулам

$$P_1 = -a^2/3 + b; \quad (4.28)$$

$$P_2 = 2(a/3)^3 - ab/3 + c; \quad (4.29)$$

$$P_3 = (P_1/3)^3 + (P_2/2)^2; \quad (4.30)$$

$$P_4 = (-a/2 + P_3^{0,33})^{0,33}; \quad (4.31)$$

$$P_5 = (-P_2/2 - P_3^{0,33})^{0,33}. \quad (4.32)$$

3. Значение x вычисляют по формуле

$$x = P_4 + P_5 + L + F. \quad (4.33)$$

Приняв $l = x$, вычисляют $\Delta h'(x)$ - абсциссу точки l и новый угол падения контакта руды во взорванной массе

$$\beta' = \arctg \left[\frac{\Delta h'(x)}{L+F-x} \right]. \quad (4.34)$$

При отбойке на буфер ранее взорванных пород горизонтальное смещение контура рудного тела по верху уступа определяют по выражениям:

для части уступа до первого ряда отбойных скважин

$$l = H(K_p - 1)/\cos\alpha; \quad (4.35)$$

для части уступа между первым и вторым рядами отбойных скважин

$$l = H(K_p - 1), \quad (4.36)$$

где K_p - коэффициент разрыхления пород при взрыве; α - угол откоса взрываеваемого уступа, градус.

Смещение массива за вторым рядом отбойных скважин при отбойке на буфер практически отсутствует.

Приведенные зависимости для расчета смещения контуров рудных тел при отбойке на буфер справедливы в том случае, когда горизонтальная мощность буфера ранее взорванных пород не меньше высоты уступа.

В конкретных условиях совместной отбойки сложных рудных блоков для установления характера деформаций и величины смещения контуров рудных тел может быть использован экспериментальный метод маркирования уступов. Этот метод достаточно прост и позволяет с высокой точностью определить смещения элементов взрываемого уступа.

По линиям, перпендикулярным фронту отбойки, бурят серию скважин (по одной линии - обычно три скважины: между первым и вторым, вторым и третьим, третьим и четвертым рядами отбойных скважин) на глубину 0,7-1 высоты уступа, в которые закладываются пронумерованные (маркированные) металлические (труба, уголок) реперы в количестве 2-5 шт. Скважины с реперами выносят на план блока и разрезы по линиям с фиксированием положения отдельных реперов в массиве уступа.

После взрывной отбойки блока производят инструментальную съемку развала взорванной массы с построением характерных разрезов и определяют его ширину.

Расположение реперов в навале взорванной массы устанавливают в процессе экскавации визуально. Новое положение реперов определяют следующим образом.

За контур отрыва выносят два опорных репера, новое положение отмечают на плане взорванного блока. При обнаружении маркировочного репера в процессе экскаваторной выемки с помощью мерной ленты (рулетки) определяют его удаление от опорных реперов и методом засечек выносят на план взорванного блока.

Положение репера по высоте забоя определяют с помощью деревянного шеста (рейки).

После фиксирования репера с помощью ковша экскаватора его вынимают и выносят из забоя на площадку, где определяют его номер.

Для получения достоверных результатов определения величины смещения контактных зон достаточно пять-семь экспериментальных взрывов.

По результатам экспериментальных исследований, проведенных на Дукатском и Куранахском карьерах, построена номограмма для определения величины смещения верхней ΔL_v и нижней ΔL_n характерных точек линии контакта рудного тела (аналогично линии маркированной скважины) в зависимости от ширины развала и удаления линии контакта (контура рудного тела) от верхней бровки уступа в массиве (рис. 4.7).

Номограмма построена для уступов высотой 10 м.

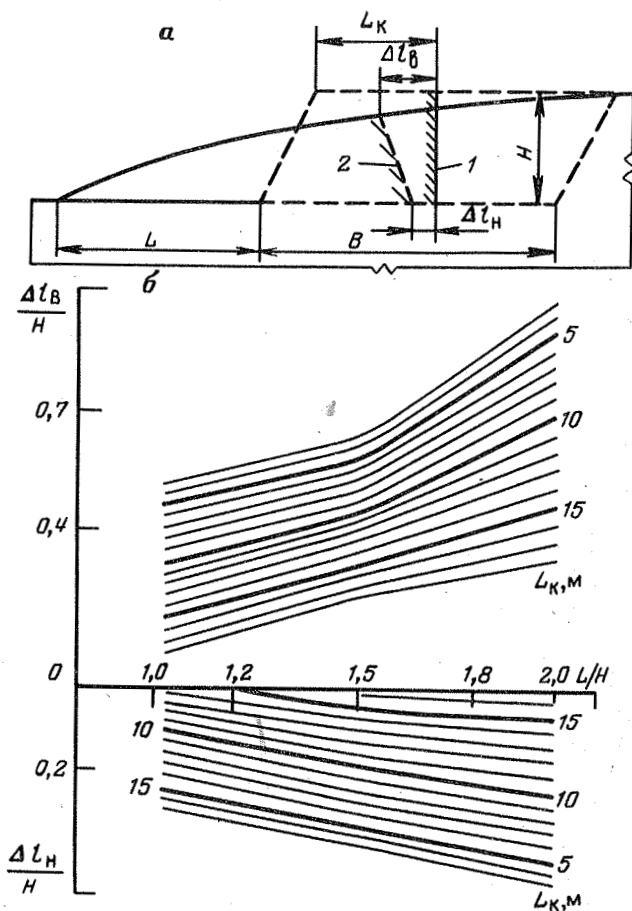


Рис. 4.7. Схема (а) и номограмма (б) для определения величины смещения контуров рудных тел при взрывной отбойке: 1 и 2 - положение контакта соответственно до и после взрыва

Порядок нахождения искомых величин следующий.

Зная ширину развала, выражают ее в долях высоты уступа и откладывают ее значение на абсциссе L/H . Из этой точки проводят вертикальную линию до пересечения ее с линией значения удаления контакта L_K от верхней бровки уступа. Значения ординат этих пересечений и будут соответствовать смещению граничных точек линии контакта, выраженных также в долях высоты уступа.

4.4. ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ РАСЧЕТЫ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЫЕМКИ

Большое значение при проектировании добычных работ в сложном блоке (построении рациональных контуров выемки рудного тела) имеет: рациональное планирование экскаваторных ходов.

Суть вопроса заключается в том, чтобы выемка контактных зон максимально приходилась на согласное падение контакта рудного тела и профиля откоса экскаваторного забоя. В этом случае достигается минимальный уровень потерь и разубоживания руды.

На втором месте по уровню показателей потерь и разубоживания стоит экскаваторная выемка в направлении простираения контактной зоны.

Самые неблагоприятные условия выемки при несогласном падении линии контакта и профиля откоса забоя должны быть учтены при планировании экскаваторных ходов, однако это не всегда возможно.

Построение рациональных границ выемки в сложном блоке предполагает выполнение двух операций - оконтуривание зон промышленного оруденения в развале взорванной горной массы и построение выемочных контуров.

По результатам эксплуатационного опробования взрывных скважин в масштабе 1:500 составляют сортовой план сложного добычного блока и выделяют контуры промышленного оруденения в целике. Геологический контур промышленного оруденения строят обычно по ломаной прямой линии посередине между скважинами с промышленным и непромышленным содержаниями. Интерполирование содержаний между смежными скважинами или проведение контура промышленного оруденения по кривой линии производится только по результатам специальных исследований закономерностей распределения содержаний металла, характерных для данного месторождения или его участка.

После взрыва производят инструментальную маркшейдерскую съемку развала взорванной горной массы по характерным разрезам и составляют план развала (масштаб 1:500) и разрезы по профилям съемки (масштаб 1:200).

Используя номограмму или данные аналитических расчетов величин смещения контуров рудных зон при взрыве, на разрезы и планы развала наносят новое положение контакта рудного тела, которое и будет являться контуром промышленного оруденения в навале взорванной массы.

Угол профиля откоса рабочего забоя, от которого зависят возможности качественной выемки в контактных зонах, определяется литологическим строением и гранулометрической характеристикой взорванной массы и с ее установление в натуральных условиях трудностей не представляет.

В качестве экономического критерия построения рациональ-

ных границ экскаваторной выемки выбирается бортовое содержание металла в элементарной экскаваторной заходке c_6 (рис. 4.8), т.е. когда величина выноса выемочного контура от контура оруденения по поверхности навала l определяется из условия

$$c_p l_p + c_{p.n} l_n = (l_p + l_n) c_6, \quad (4.37)$$

где c_p - содержание металла в руде, г/т; $c_{p.n}$ - содержание

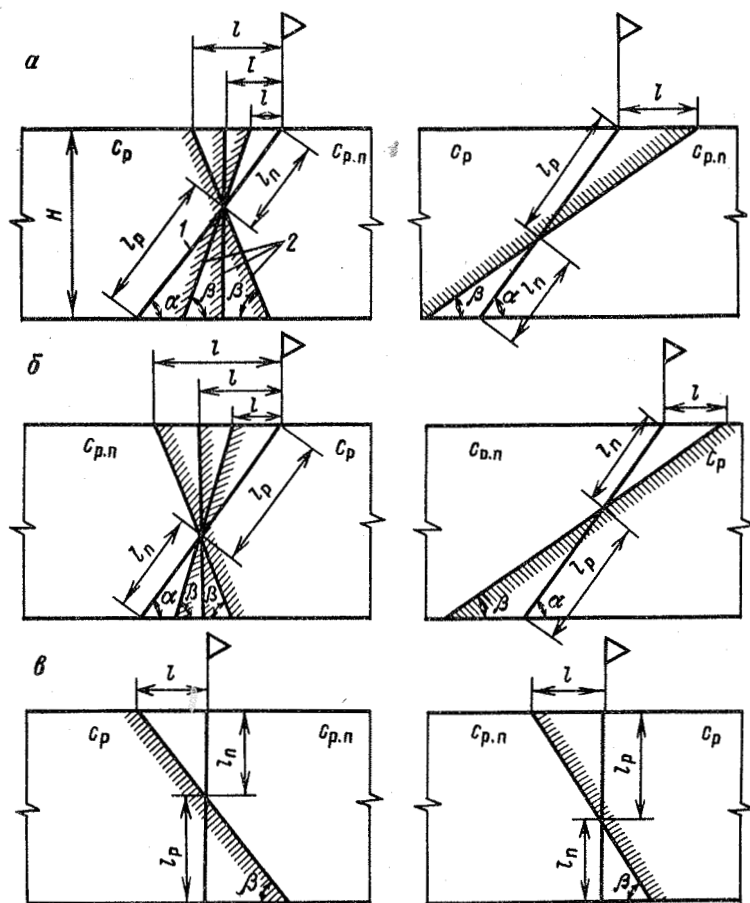


Рис. 4.8. Схемы к оптимизации границ отработки приконтурных зон рудных тел:

а, б и в - при выемке соответственно со стороны руды, вмещающих (разубоживающих) пород и контактной зоны по простиранию; l - линия забоя экскаватора; 2 - возможное положение линии контакта рудного тела с вмещающими породами

металла в разубоживающих породах, г/т; l_p и l_n - соответственно рудная и породная составляющие элементарной заходки, м.

Для различных условий выемки величина l находится в зависимости от технологических параметров разработки (высоты навала H , углов падения линии контакта β и откоса рабочего забоя α) и экономических, определяющихся бортовым лимитом содержания c_b , содержанием в теряемой руде $c_{т.р}$ и содержанием в разубоживающих породах $c_{р.п}$.

Принципиальные схемы построения выемочных контуров на разрезе и определения величины выноса выемочного контура от контура промышленного оруденения l показаны на рис. 4.9.

В случае ведения выемочных работ экскаватором на контакте рудного тела и вмещающих пород со стороны вмещающих пород или рудного тела значение l рассчитывают по следующим формулам:

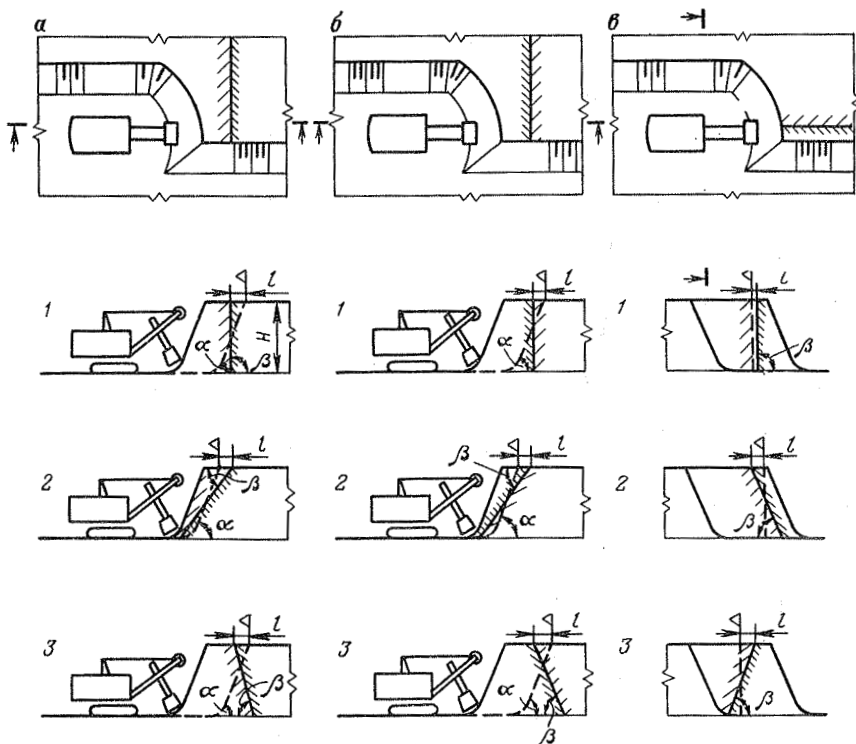


Рис. 4.9. Схемы отработки приконтурной зоны:
а, б и в - при выемке соответственно со стороны вмещающих пород, со стороны руды и контактной зоны по простираанию

При вертикальном падении контакта (рис. 4.9, а1 и б1):
со стороны вмещающих пород

$$l = H \operatorname{ctg} \alpha (c_p - c_6) / (c_p - c_{p.n});$$

со стороны рудного тела

$$l = H \operatorname{ctg} \alpha [(c_6 - c_{p.n}) / (c_p - c_{p.n})] \quad (4.38)$$

В случае наклонного падения контакта, совпадающего с направлением экскаваторной выемки (рис. 4.9, а2 и б2):
со стороны вмещающих пород

$$\left. \begin{aligned} \text{при } \alpha > \beta \quad l &= H(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) \frac{c_p - c_6}{c_p - c_{p.n}}, \\ \text{при } \alpha < \beta \quad l &= H(\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta) \frac{c_6 - c_{p.n}}{c_p - c_{p.n}}; \end{aligned} \right\} \quad (4.39)$$

со стороны рудного тела

$$\left. \begin{aligned} \text{при } \alpha > \beta \quad l &= H(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) [(c_6 - c_{p.n}) / (c_p - c_{p.n})], \\ \text{при } \alpha < \beta \quad l &= H(\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta) [(c_p - c_6) / (c_p - c_{p.n})] \end{aligned} \right\} \quad (4.40)$$

При наклонном падении контакта, не соответствующем направлению экскаваторной выемки (рис. 4.9, а3 и б3):
со стороны вмещающих пород

$$l = H(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \frac{c_p - c_6}{c_p - c_{p.n}},$$

со стороны рудного тела

$$l = H / \operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta [(c_6 - c_{p.n}) / (c_p - c_{p.n})]. \quad (4.41)$$

При ведении выемочных работ экскаватором на контакте рудного тела и вмещающих пород параллельно простиранию контакта l определяют по следующим формулам.

При вертикальном падении контакта (рис. 4.9, в1) контур выемки совпадает с геологическим контуром оруденения.

При наклонном падении контакта в сторону рудного тела (рис. 4.9, в2)

$$l = H \operatorname{ctg} \beta [(c_p - c_6) / (c_p - c_{p.n})]. \quad (4.42)$$

При наклонном падении контакта в сторону вмещающих пород (рис. 4.9, в3)

$$l = H \operatorname{ctg} \beta [(c_6 - c_{p.n}) / (c_p - c_{p.n})]. \quad (4.43)$$

Пример построения контуров экскаваторной выемки и порядка отработки добычного блока.

1. На сортовом плане добычного блока строят геологический контур по данным опробования (рис. 4.10, а).

2. На план взорванного блока наносят контур промышленного оруденения с учетом смещения его при взрыве (рис. 4.10, б).

3. По характерным сечениям контактных зон (рис. 4.11) строят разрезы, на которые наносят рациональное положение выемочного контура на основе расчетов по формулам (4.38) - (4.43).

Сечение I-I

$$l = 10 \cdot 0,04 \frac{1,5 - 0,6}{3,1 - 0,6} = 0,35 \text{ м,}$$

принимается $l = 0$.

Сечение III - III

$$l = 10 \cdot 0,04 \frac{1,5 - 0,6}{3,1 - 0,6} = 0,14 \text{ м,}$$

принимается $l = 0$.

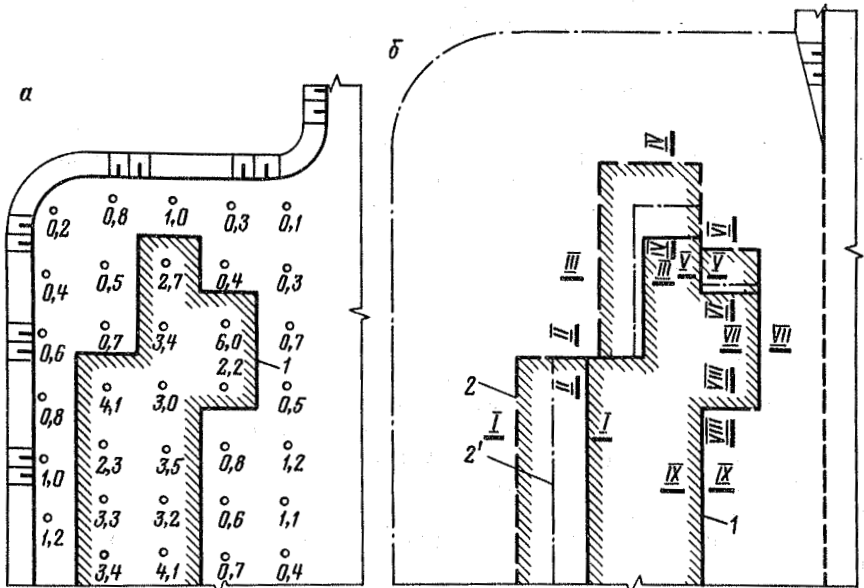


Рис. 4.10. Схема построения контура промышленного оруденения в добычном блоке:

I - контур рудного тела по данным опробования; 2 и 2' - смещенный контур рудного тела во взорванном блоке по поверхности и подошве блока соответственно; I-I, ..., IX-IX - характерные сечения приконтурной зоны

Сечение IV - IV

$$l = 10 \cdot 0,36 \frac{2,7-1,5}{2,7-1} = 2,54 \text{ м,}$$

принимается $l = 2,5$ м.

Сечение VI - VI

$$l = 10 \cdot 0,814 \frac{1,5-0,4}{6-0,4} = 1,6 \text{ м.}$$

Сечение VIII - VIII

$$l = 10 \cdot 0,364 \frac{2,2-1,5}{2,2-0,8} = 1,8 \text{ м.}$$

На рис. 4.11 сечения II-II, V-V, VII-VII, IX-IX построены для случая, когда контур выемки совпадает с геологическим контуром оруденения, принимаем $l = 0$.

Данные расчетов приведены в табл. 4.4.

4. На план рудного тела в развале с разрезом наносят рациональный выемочный контур (рис. 4.12, а).

5. Строят схему экскаваторных заходов, предусматривающих рациональный порядок отработки блока (рис. 4.12, б).

После построения рационального выемочного контура рассчитывают проектные показатели выемки руды в блоке, определяя при этом: балансовые запасы руды и металла; объемные

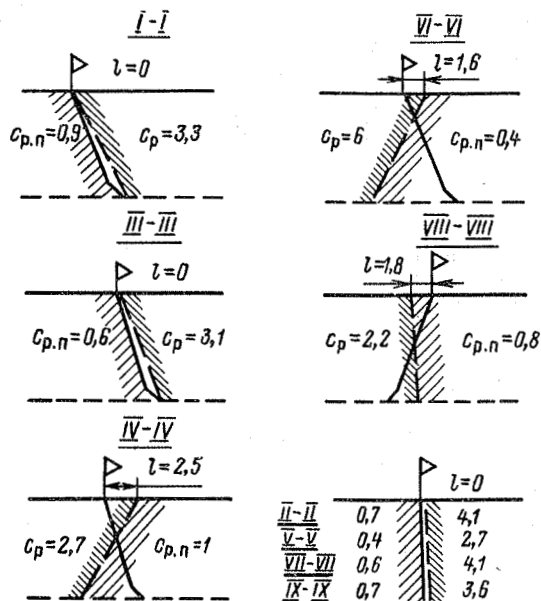


Рис. 4.11. Схема построения контура выемки на характерных сечениях приконтурной зоны взорванного добычного блока

Номер сечения	$c_{г.р}$, г/т	$c_{р.л}$, г/т	a_p , м	l_p , м	$l_{пр}$, м
I	3,5	0,9	24,5	0,35	0
II	4,1	0,7	5,5	0	0
III	3,1	0,6	17	0,14	0
IV	2,7	1	12,5	2,54	2,5
V	2,7	0,4	5	0	0
VI	6	0,4	7	1,6	1,6
VII	4,1	0,6	18	0	0
VIII	2,2	0,8	7	1,8	1,8
IX	3,6	0,7	15,5	0	0

П р и м е ч а н и е. Приняты следующие обозначения: l_p - расчетное значение выноса контура выемки от контура оруденения; $l_{пр}$ - принятое значение выноса контура выемки; $c_{г.р}$ - содержание металла в теряемой руде; a_p - расстояние действия характерного разреза; $c_6 = 1,5$ г/т.

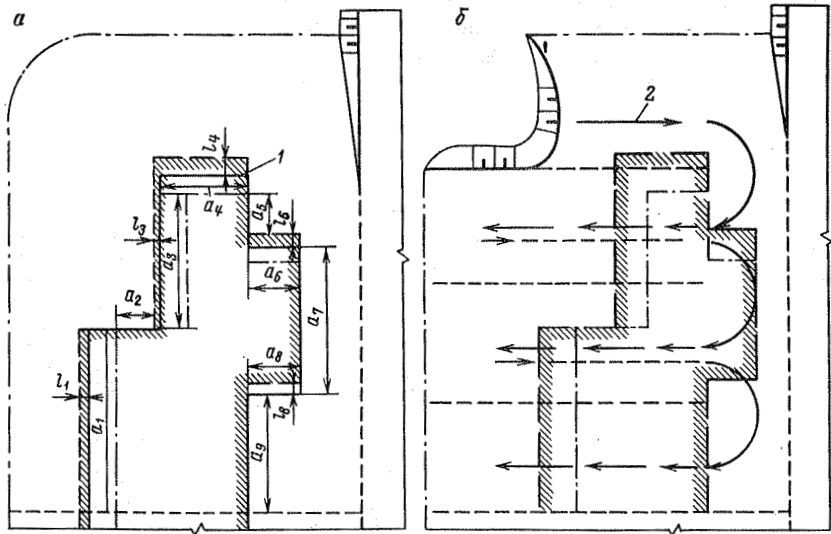


Рис. 4.12. Пример построения рационального выемочного контура (а) и экскаваторных заходок (б):

l_1, \dots, l_n - смещения расчетного контура экскаваторной заходки относительно контура рудного тела по поверхности взорванного уступа; a_1, a_2, \dots, a_n - размер участков выемочного контура

(количественные) показатели потерь и разубоживания; количество товарной руды в блоке и среднее содержание в нем металла; процентные показатели потерь и разубоживания.

Балансовые запасы руды в блоке, т

$$Q_b = V_{p,ц} \rho_0, \quad (4.44)$$

где $V_{p,ц}$ - объем рудного тела в целике, m^3 ; ρ_0 - плотность руды, t/m^3 .

Балансовые запасы металла, г

$$M_b = Q_b c_{cp}, \quad (4.45)$$

где c_{cp} - среднее содержание металла в балансовой руде, г/т.

Объемные показатели потерь V_n и разубоживания V_p , m^3 , определяются как произведения их значений по характерным разрезам на длину действия разреза

$$\left. \begin{aligned} V_n &= \sum_1^i S_{ni} a_i, \\ V_p &= \sum_1^i S_{pi} a_i, \end{aligned} \right\} \quad (4.46)$$

где S_{ni} - площадь потерь на i -м разрезе, m^2 ; S_{pi} - площадь разубоживания на i -м разрезе, m^2 ; a_i - расстояние (длина) действия i -го разреза, м.

Количественные показатели потерь и разубоживания, м, определяются соответственно по формулам

$$\left. \begin{aligned} Q_n &= V_n \rho_0 / K_p, \\ Q_p &= V_p \rho_n / K_p, \end{aligned} \right\} \quad (4.47)$$

где Q_n - масса теряемой руды, м; Q_p - масса разубоживающих пород, т; ρ_n - плотность разубоживающих пород, t/m^3 .

Содержание металла, г/т, в теряемой руде $c_{т,р}$ и в разубоживающих породах $c_{р,п}$ определяется как средневзвешенное по разрезам

$$\left. \begin{aligned} c_{т,р} &= (\sum_1^i c_{pi} V_{ni}) / (\sum_1^i V_{ni}), \\ c_{р,п} &= (\sum_1^i c_{ni} V_{pi}) / (\sum_1^i V_{pi}), \end{aligned} \right\} \quad (4.48)$$

где V_{pi} и V_{ri} - соответственно объемные показатели потерь и разубоживания руды по i -му разрезу, м³.

Количество товарной руды в блоке, т

$$Q_T = Q_6 - Q_n + Q_p \quad (4.49)$$

Количество металла в товарной руде, г, определяется по формуле

$$M_T = Q_{6c_{cp}} - Q_{nc_{т.р}} + Q_{pc_{р.л.}} \quad (4.50)$$

Содержание металла в товарной руде, г/т

$$c_T = M_T / Q_T \quad (4.51)$$

Потери руды при выемке, %

$$П = 100Q_n / Q_T \quad (4.52)$$

Разубоживание (примешивание), %

$$R = 100Q_p / (Q_6 - Q_n + Q_p) \quad (4.53)$$

Пример расчета проектных показателей выемки руды в блоке.

1. По характерным разрезам (см. рис. 4.11) определяют значения S_n , S_p , V_p и V_n (табл. 4.5).

2. Рассчитывают проектные показатели выемки руды в блоке:

количество балансовой руды

$$Q_6 = V_{p.c} \rho_0 = 5460 \cdot 1,8 = 9828 \text{ т};$$

балансовые запасы металла

$$M_6 = Q_{6c_{cp}} = 9828 \cdot 3,4 = 33415 \text{ г};$$

количественные показатели потерь и разубоживания

$$Q_n = V_n \rho_0 / k_p = 90,2 \cdot 1,8 / 1,3 = 129 \text{ т},$$

Т а б л и ц а 4.5

Сечение	S_p , м ²	S_n , м ²	V_p , м ³	V_n , м ³
1	5,2	-	127,4	-
2	6	-	33	-
3	3,8	-	64,6	-
4	20,3	3,8	253,8	47,5
5	6	-	30	-
6	25,5	1,6	179,2	11,2
7	6	-	108	-
8	4,5	4,5	31,5	31,5
9	6	-	88	-

Итого

-

-

915,5

90,2

$$Q_p = V_p \rho_p / K_p = 915,5 \cdot 1,8 / 1,3 = 1268 \text{ т};$$

запасы товарной руды

$$Q_T = Q_b - Q_n + Q_p = 9828 - 129 + 1268 = 10967 \text{ т};$$

количество металла в товарной руде

$$M_T = Q_b c_{cp} - Q_n c_{cp} + Q_p c_{cp} = \\ = 33415 - 129 \cdot 2,94 + 1268 \cdot 0,73 = 33962 \text{ г};$$

содержание металла в товарной руде

$$c_T = M_T / Q_T = 33962 / 10967 = 3,1 \text{ г/т};$$

потери руды

$$П = 100 Q_n / Q_b = 100 \cdot 129 / 9828 = 1,3\%;$$

разубоживание

$$R = 100 Q_p / (Q_b - Q_n + Q_p) = \\ = 100 \cdot 1268 / 10967 = 11,6\%.$$

Определение фактических потерь и разубоживания руды. Фактические показатели потерь и разубоживания руды в добычном блоке являются составной частью общего баланса качества погашения балансовых запасов месторождения. Определять их необходимо в строгом соответствии с действующими нормативными документами.

Отличительной особенностью золоторудных месторождений является высокая неравномерность промышленного оруденения, что обуславливает обязательное использование эксплуатационного опробования в процессе добычных работ. При этом, чем выше степень достоверности выделения контуров промышленного оруденения, тем, как правило, выше показатели учитываемых потерь и разубоживания, хотя качество погашения запасов достигается лучшее.

Технические параметры используемого горного бурового и выемочного оборудования на отечественных золоторудных карьерах не соответствуют параметрам зон промышленного оруденения по критерию качества отработки, поэтому на предприятиях обычно нет необходимости в детализации и уточнении контуров оруденения. Опробование добычных уступов проводят с отбором одной, реже двух, проб из скважин глубиной 10-12 м.

Оконтуривание промышленного оруденения в блоке ведется на всю высоту уступа или выемочного слоя (подустапа).

Такое положение определяет специфику в планировании и расчете фактических показателей потерь и разубоживания руды в добычном блоке - их определяют только по контактными зонам с вмещающими породами (некондиционными рудами).

Существуют два метода определения фактических потерь и разубоживания: прямой и косвенный. Иногда пользуются комби-

нированным методом, когда один показатель определяется по прямому, а второй - по косвенному методу.

Прямой метод определения потерь и разубоживания используется преимущественно при ведении добычных работ с раздельной отбойкой руд и вмещающих пород. Разновременная отбойка и, следовательно, выемка руд и пород создают нормальные условия для проведения маркшейдерской съемки выемочных контуров.

При совместной взрывной отбойке руд и вмещающих пород использование метода несколько затрудняется, особенно при сложной конфигурации рудных тел (зон проморуденения).

В случаях, когда одним забоем производится параллельная выемка руд и пустых пород, использование прямого метода из-за невозможности инструментального контроля за контуром выемки исключается.

При определении потерь и разубоживания прямым методом используются следующие исходные данные:

При раздельной отбойке:

контур промышленного оруденения;

замерные копии выемочных контуров (контуров отбойки) до и после производства выемки руды в блоке;

набор отметок поверхности и подошвы вынимаемого блока;

содержание металла в приконтурной зоне рудного тела и во вмещающих породах;

плотность руд и вмещающих пород.

При совместной отбойке:

контур промышленного оруденения в развале взорванного блока;

замерные копии выемочных контуров до и после выемки руды в блоке;

набор отметок поверхности развала в зоне выемки и подошвы вынутой части блока;

содержание металла в приконтурной зоне по смежным скважинам по руде и вмещающим породам;

плотность руд и вмещающих пород.

Количественные (весовые) показатели потерь руды и вовлекаемых в добычу пустых пород (некондиционных руд) определяются посредством сопоставления контуров промышленного оруденения (отображаемых на планах и разрезах добычного блока) с контурами фактической отработки.

Относительные показатели потерь и разубоживания руды определяются по формулам:

потери руды, %

$$P_{p.f} = 100 Q_n / Q_b; \quad (4.54)$$

потери металла $P_{m.f}$, %

$$P_{m.f} = 100 \left(\sum_1^i Q_{m.c_{m_i}} \right) / (Q_{6c}); \quad (4.55)$$

разубоживание R_{ϕ} , %

$$R_{\phi} = Q_p / Q_d, \quad (4.56)$$

где Q_{Π} - масса потерянной руды, т; Q_b - масса руды в блоке с балансовым содержанием металла, т; $Q_{\Pi i}$ и $c_{\Pi i}$ - соответственно масса потерянной руды, т, и содержание металла в потерянной руде по i -му характерному сечению контактной зоны, г/т; c_b - содержание металла в оконтуренной промышленной зоне, г/т; Q_p - масса вовлекаемых в добычу пустых пород (некондиционных руд), т; Q_d - масса добытой (товарной) руды, т.

Содержание металла в оконтуренной промышленной зоне блока должно рассчитываться только на массу руды с содержанием металла выше бортового.

Косвенный метод, основанный на сопоставлении количества и качества погашенных балансовых запасов с количеством и качеством добытой рудной массы, используется лишь при отсутствии условий для прямого определения потерь и разубоживания.

Основными требованиями технологии при применении косвенного метода для определения качественных показателей отработки добычного блока являются высокая достоверность эксплуатационного опробования и строгий учет массы товарной руды. Кроме того, необходим качественный вынос (провешивание) контуров промышленного оруденения по поверхности взорванного блока и жесткий текущий горный надзор за выемкой контактных зон в установленных границах.

Косвенный метод для определения потерь и разубоживания может быть практически оправданным только при совместном взрывании руд и вмещающих пород и параллельной выемке разнородностей одним забоем, т.е. когда нельзя применять прямой метод.

При использовании косвенного метода необходимы следующие исходные данные: масса добытой (товарной) руды и масса руды в блоке с балансовым содержанием металла, содержание металла в оконтуренной промышленной зоне, вмещающих породах и добытой товарной руде.

Относительные показатели потерь руды и металла, %, при применении косвенного метода определяют по формуле

$$П = \{1 - Q_d(c_d - c_b) / [Q_b(c_b - c_d)]\} 100, \quad (4.57)$$

разубоживание, %, устанавливают по снижению содержания металла в добытой руде по сравнению с содержанием его в промышленной зоне блока

$$R = (c_b - c_d) / (c_b - c_b) 100, \quad (4.58)$$

где c_d и c_b - содержание металла соответственно в добытой (товарной) руде и во вмещающих породах, вовлеченных в отработку, г/т.

Усреднение руд. Необходимость усреднения подаваемых на

обогащение золотосодержащих руд обуславливается неравномерностью концентраций металла в выделенных зонах промышленного оруденения и относительно жесткими требованиями обогатительного передела к стабильности качества перерабатываемой руды. Высокая изменчивость концентраций металла не позволяет получить достоверную оценку содержания по результатам анализа единичной пробы.

При проведении исследований на различных месторождениях установлено, что оценку содержания металла в руде с погрешностью в 10% можно получить лишь по данным опробования пяти-семи скважин, т.е. объема руды, соответствующего двух-, трехсуточной переработке.

Небольшие размеры золоторудных месторождений, часто встречающаяся прерывистость промышленного оруденения для стабилизации количественных характеристик рудопотока и исключения жесткой зависимости добычных работ от переработки руд выдвигают необходимость создания резервных запасов добычной руды и практически исключают возможность внутризачойного усреднения.

Наиболее эффективны для золоторудных карьеров следующие схемы усреднения руд: усреднение рудного потока посредством создания подшихтовочных складов богатой и бедной руд; усреднение руд в штабелях на промежуточном рудном складе.

Усреднение подаваемой на обогащение руды по первой схеме производится за счет добавления к рудопотоку текущей добычи определенных порций богатой или бедной руды. При этой схеме усреднения жесткая зависимость добычных работ от переработки руд несколько сглаживается, но не исключается полностью.

Эффективность усреднения руд в штабелях обеспечивается достижением стабильного усредненного качества подаваемой на обогащение руды как по содержанию металла, так и по литолого-фракционному составу. Однородность рудного потока при этом достигается послойной отсыпкой штабеля с последующей одновременной выемкой всех слоев.

Эта схема усреднения руд является наиболее перспективной, так как содержание металла в руде штабеля определяется по группе скважин с высокой достоверностью. Схема формирования штабеля и его выемки обеспечивает выдержанный уровень содержания металла в любой из порций подаваемой на фабрику руды. Технологический процесс настраивается на длительный период на переработку в оптимальном режиме руды с заранее известными технологическими характеристиками, близкими к средним по месторождению или его части.

Технологическая связь карьера с фабрикой сводится в данном случае к своевременному формированию очередного штабеля усредненной руды и не сдерживает интенсивного использования выемочного погрузочного и транспортного оборудования.

4.5. ПОВТОРНАЯ ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА ОСТАТОЧНЫХ ЗАПАСОВ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ

Отработка остаточных запасов верхних горизонтов рудников подземным способом из-за повышенного горного давления и развивающихся процессов обрушения практически невозможна. Единственным реальным путем извлечения этих запасов становится повторная отработка нарушенного подземными работами месторождения открытым способом.

Наиболее остро проблема вовлечения в отработку остаточных запасов подземных рудников стоит на предприятиях с истощившейся сырьевой базой, но располагающих сформировавшейся производственной базой, инфраструктурой и кадрами специалистов.

Возможность эффективной повторной эксплуатации нарушенного месторождения открытым способом определяется двумя основными условиями: экономической целесообразностью и обеспечением безопасных условий производства горных работ.

Экономическая целесообразность повторной разработки определяется рентабельностью будущего производства, чему способствуют минимальные затраты на доразведку и постановку на баланс предприятия запасов и высокая степень амортизации основных производственных фондов.

Вовлечение в отработку ранее оставленных запасов позволяет также отодвинуть сроки вложения средств на вскрытие и подготовку новых горизонтов, увеличить срок службы рудников и, при соответствующем увеличении добычи снизить эксплуатационные затраты по статьям погашения ГРР, амортизации, ГПР и общецеховые расходы. Капитальные вложения на некоторых рудниках в реконструкцию для повторной разработки могут быть значительно меньшими, чем на освоение новых месторождений.

Безопасные условия производства обеспечиваются с помощью разработки и реализации специальных методических положений для определения технологических параметров и мероприятий по безопасному ведению основных процессов горных работ.

В общем виде этапы технологии открытой повторной разработки месторождений показаны на рис. 4.13.

Обеспечение безопасных условий производства горных работ заключается в выполнении оценки состояния подработанного массива горных пород, в определении местонахождения подземных пустот, в прогнозировании и выявлении опасных зон обрушения, выборе способа погашения подземных пустот.

На характер процессов сдвижения и величину их параметров оказывают влияние такие факторы, как строение и состав вмещающих пород, форма и размеры подземных горных выработок, глубина залегания последних от земной поверхности.

Под влиянием подземных горных работ земная поверхность деформируется в виде изгиба, сдвига, отрыва, растяжения и

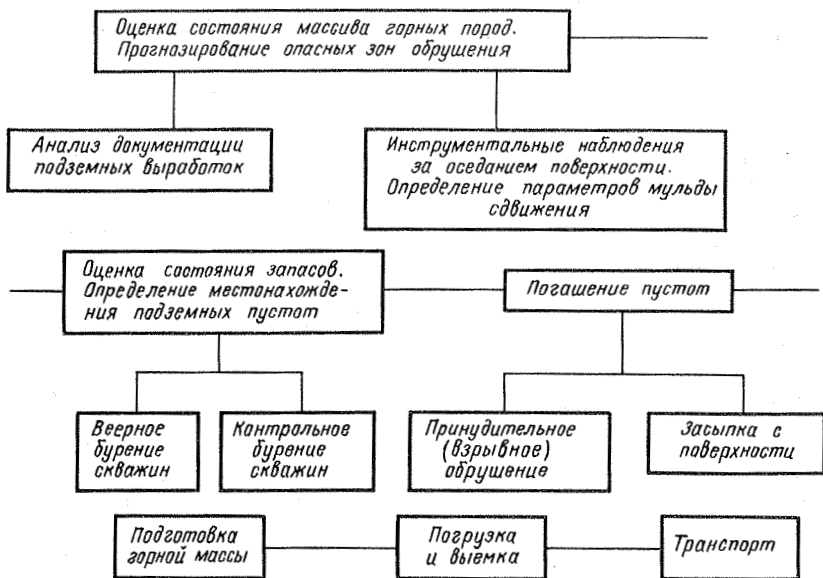


Рис. 4.13. Этапы технологии повторной открытой разработки месторождений

сжатия. Такой участок земной поверхности, подвергшийся сдвигению, называется *мульдой сдвижения*.

Основными параметрами для построения опасных сдвижений являются углы сдвижения, устанавливаемые в результате инструментальных наблюдений за оседаниями земной поверхности. Углы сдвижения определяются на разрезах путем соединения линиями точек крайних положений рудного тела и точек оседания поверхности, в которых деформация земной поверхности достигает критических значений (10 мм).

Воронки и провалы образуются обычно в проекции контура выработки (пустоты) на горизонтальную плоскость. Зона провалообразования строится чаще всего под углом 90°

Началом сдвижения считается дата, когда наибольшее оседание точек земной поверхности в мульде сдвижения достигает 15 мм.

За окончание процесса сдвижения принимается дата, после которой в течение одного года максимальное оседание земной поверхности не превышает 30 мм при четко выраженной тенденции к снижению скорости оседания.

С течением времени объем имеющихся пустот за счет самопогашения, в том числе из-за оседания поверхности, образования воронок обрушения и разуплотнения налегающей толщи, уменьшается.

Обрушение происходит в виде отслоений и вывалов на-

легающих пород с образованием свода естественного равновесия над пустотой с возможным выходом провалов обрушения на земную поверхность.

Состояние нарушенного массива пород оценивают на основе анализа ситуационного плана подземных горных работ и геолого-маркшейдерской документации.

На планы и разрезы наносят все подземные горные выработки, границы поверхностных зон обрушения и провалов, указывают особенности геологического строения. Определяют объемы выработанного пространства в контурах предполагаемого участка открытой повторной разработки. Для этого используют геолого-маркшейдерские материалы по подземному руднику и данные о фактической добыче руды за период эксплуатации месторождения.

При этом учитывают форму, параметры и условия залегания рудных тел. Рассматривают системы разработки, применявшиеся при подземной отработке месторождения, параметры их, схему и порядок ведения горных работ, способы управления кровлей, оценивают степень устойчивости обнажений в процессе очистных работ и после отработки блоков. Цель анализа геолого-маркшейдерской документации рудника - выявление непогашенных пустот. На этом этапе работ устанавливают местоположение, объемы и конфигурацию остаточных пустот, оценивают возможность воронкообразования и появления провалов на земной поверхности.

Для установления характера и закономерностей процесса сдвига и определения величин его линейных и угловых параметров на участках отработки закладывают поверхностные наблюдательные станции, состоящие из профильных линий реперов, которые устанавливают вкрест простирания рудных тел через 30-50 м. Опорные реперы выносятся за пределы ожидаемой зоны сдвига.

Реперы профильных линий как опорные, так и рабочие бетонируют в специальных пробуренных скважинах (рис. 4.14, а).

По мере развития горных работ и подвигания уступов реперы закладывают ниже поверхности уступа на 15-20 см. Конструкция их аналогична конструкции реперов профильной линии (рис. 4.14, б).

Для сохранности реперов приямки закрывают металлическими крышками и засыпают грунтом. Составляют таблицу характеристик наблюдательной станции с указанием номера профильной линии в плане.

Инструментальные наблюдения по профильным линиям сводятся к определению высотных отметок реперов посредством нивелирования и измерения расстояния между ними.

Нивелирование реперов по профильным линиям на участках с наклоном до 10-15° выполняется геометрическим способом, а на наклонных участках - тригонометрическим. Одновременно с нивелированием измеряют расстояние между реперами.

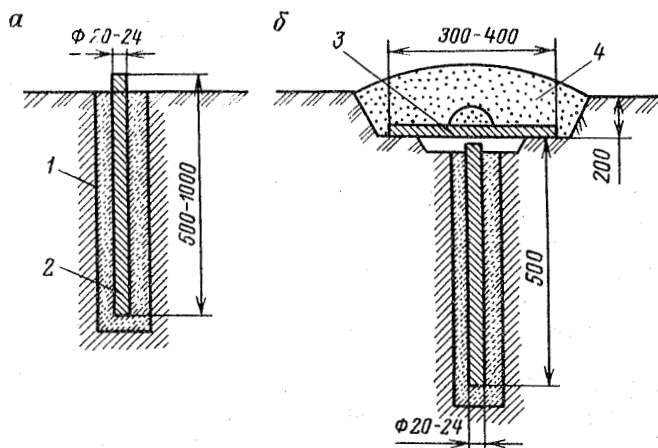


Рис. 4.14. Схемы установки реперов наблюдательной станции:
a - рабочий репер; *б* - репер, закладываемый на уступе карьера; 1 - скважина; 2 - репер; 3 - металлическая крышка; 4 - грунт

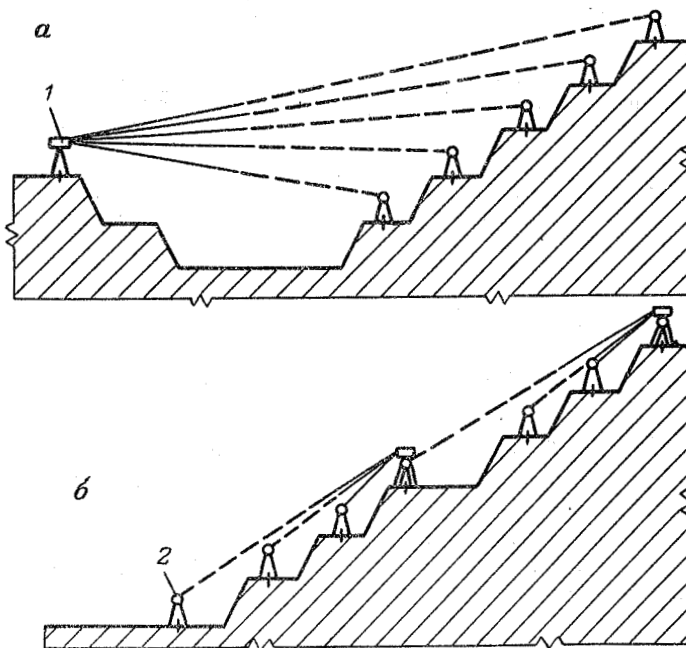


Рис. 4.15. Схемы тригонометрического нивелирования:
 1 - светодальномер; 2 - теодолит

Нивелирование реперов в каждой серии наблюдений производят дважды - в прямом и обратном направлениях.

Расстояния между реперами профильных линий измеряют стальными компарированными рулетками длиной не менее 30 м. Вынос центров реперов осуществляется с помощью жестких отвесов конструкции ВНИМИ.

Измерение расстояний в каждой серии производится дважды (в прямом и обратном направлениях) с постоянным натяжением (10 кг), определяемым с помощью динамометра.

Тригонометрическое нивелирование выполняется для определения превышений и горизонтальных проложений между реперами профильных линий на участках с большими углами наклона поверхности и между реперами, расположенными на площадках разных уступов. Угловые измерения при этом производятся теодолитами, а линейные - светодальномерами по двум типовым схемам.

Расстояния и вертикальные углы между реперами внутри секций измеряют по двум скважинам: с независимым измерением расстояний и вертикальных углов (рис. 4.15, а); с последовательным выполнением угловых и линейных измерений, т.е. измерения со взаимной заменой светодальномера и теодолита (рис. 4.15, б).

Периодичность инструментальных наблюдений на наблюдательной станции следующая:

по реперам вне карьера два раза в год (весна, осень);

по реперам в карьере в зависимости от скоростей смещений приборного массива, мм/месяц: 3-15 - два раза в год; 16-30 - не менее четырех раз в год; 31-60 - не менее девяти раз в год; 61-150 - один раз в 15 сут; 150 - один раз в неделю.

Видимые признаки сдвижения (трещины, провалы, оползни) немедленно фиксируются путем тахеометрической съемки или рулеточных замеров.

Результаты полевых наблюдений подлежат аналитической и графической обработке.

После того, как установлены вертикальные и горизонтальные смещения по выполненным наблюдениям и вычислениям, производят построение графиков полных векторов и определяют параметры процесса сдвижения. На основе этого материала дают оценку состояния нарушенного горного массива.

Наряду с инструментальными наблюдениями проводят систематические визуальные наблюдения за развитием сдвижения в ходе эксплуатационных работ.

С помощью визуальных наблюдений возможно определить границы зон обрушения и трещин на земной поверхности. При визуальных наблюдениях используют простейшие измерительные приборы и инструменты - линейку, рулетку и компас. Результаты наблюдений заносят в полевой журнал, в котором отмечают дату наблюдения, характер нарушений массива пород уступов и

бортов карьера, их размеры и осуществляют привязку места осмотра. Наблюдения сопровождаются зарисовками или фотоснимками. Частота наблюдений зависит от интенсивности проявлений процесса сдвижения.

На основании проведения инструментальных наблюдений устанавливают границы мульды сдвижения.

Границы ожидаемой зоны опасных сдвижений I на земной поверхности рабочего горизонта карьера определяют в соответствии со схемой (рис. 4.16) следующим образом:

на план поверхности наносят контур подземных выработок 2 (фактических или проектных), под влиянием которых образуется зона опасных сдвижений;

вокруг простирания и по простиранию рудных зон в пределах контура выработок строят ряд вертикальных разрезов, характеризующих форму и элементы залегания выработанного пространства;

на разрезах по характерным, наиболее выступающим внешним точкам строят контур выработанного пространства под углами сдвижений β , β_1 и δ , проводя линии до пересечения с земной поверхностью;

полученные точки переносят за план поверхности и соединяют их плавной кривой, изображающей границу зоны опасных сдвижений земной поверхности.

Аналогично по углам разрывов, обрушения и провалообразования строят зоны трещин, обрушения и провалов.

Образование мульды сдвижения указывает на то, что процесс продвижения элементарных точек массива пород в сторону выработанного пространства достиг земной поверхности. Массив пород, вовлекаемый в данный процесс, нарушается и происходит самообрушение пород с заполнением имеющихся пустот.

При недостаточно большой мощности налегающей толщи пород над пустотой на земной поверхности образуются провалы и воронки обрушения.

Перед началом проведения повторной разработки составляют баланс пустот по месторождению, который сводится к сопостав-

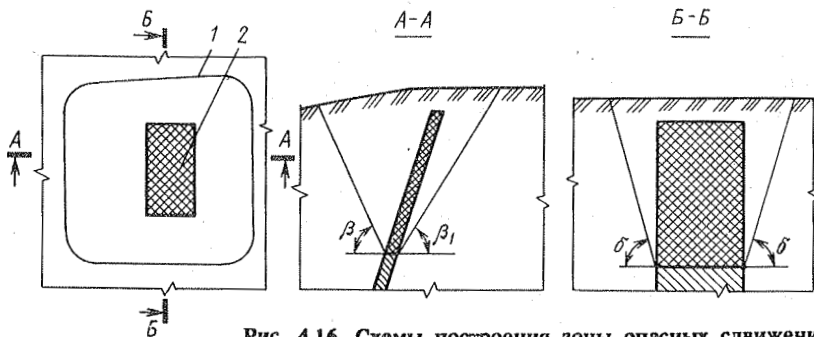


Рис. 4.16. Схемы построения зоны опасных сдвижений

лению объемов выработанного пространства с объемами горных пород, заполняющих образованные пустоты.

Объем горных пород, заполнивших выработанное пространство, определяют по формуле

$$V_{г.п} = (V_{пр} + V_m)K_p, \quad (4.59)$$

где $V_{пр}$ - объем провала (воронки), m^3 ; V_m - объем мульды сдвижения, m^3 ; K_p - коэффициент разрыхления пород, m^3 .

Объем мульды сдвижения

$$V_m = S\eta, \quad (4.60)$$

где S - площадь, подверженная оседанию, m^2 ; η - среднее значение оседания, m .

Коэффициент разрыхления пород при самообрушении находится обычно в пределах 1,01-1,35 и определяется по формуле

$$K_p = 1 + (V_{в.п} - V_{пр})/V_{об}, \quad (4.61)$$

где $V_{в.п}$ - объем выработанного пространства, m^3 ; $V_{пр}$ - объем провала (воронки), m^3 ; $V_{об}$ - объем столба обрушения, m^3 .

При большой мощности налегающих пород, когда горные выработки проведены на значительной глубине, может произойти самообрушение пустот, в этом случае $K_p = 1,01 \div 1,05$.

Составленный баланс подземных пустот характеризует степень их погашения. Из оценки баланса пустот устанавливают наиболее опасные участки для ведения открытых горных работ. Такими участками обычно являются слепые рудные тела и участки неполной подработанности. Для ведения открытой повторной разработки наиболее благоприятным условием по безопасному производству горных работ являются случаи, когда воронки обрушения выходят на земную поверхность. С учетом воронок обрушения процесс сдвижения земной поверхности стабилизируется.

В зависимости от устойчивости разрабатываемого массива пород степень заполнения выработанного пространства на золоторудных месторождениях достигает 70-80% общего объема пустот.

В случаях, когда воронки обрушения над пустотами не вышли на земную поверхность, прогнозируют и строят границы опасной зоны над пустотой с расчетом зон возможного провалообразования и обрушения пород. Для этого производят расчет параметров воронкообразования.

Во всех точках поверхности, где выполняется условие

$$H_{н.т}/1,5m < 1/(K_p-1)\cos\alpha, \quad (4.62)$$

обрушение достигает земной поверхности, и образуется воронка.

Обрушение достигает земной поверхности без образования воронки при соблюдении следующего условия:

$$H_{н.т} = 1,5m / (K_p - 1) \cos \alpha, \quad (4.63)$$

где $H_{н.т}$ - мощность налегающей толщи пород; m - мощность рудного тела (пустоты); K_p - коэффициент разрыхления пород; α - угол падения рудного тела.

Глубину воронки обрушения в случае ее выхода на поверхность определяют по формуле

$$h_b = 1,5m / \cos \alpha - H_{н.т} (K_p - 1). \quad (4.64)$$

С учетом конкретных размеров пустот определяют возможные границы воронок обрушения, отстраиваемые под углом воронкообразования β'''

Для наиболее правильного решения вопроса извлечения руд из недр, потерянных при первичной разработке месторождений, важное значение имеет установление количества этих руд и их пространственного положения в зоне сдвижений.

В структуре остаточных запасов руды большое место занимают потери руды, обусловленные нарушением технологии первичной разработки месторождения. В частности, потери руды из-за подработки параллельных сближенных рудных тел и отдельных верхних блоков при опережающем производстве очистных работ на нижележащем горизонте, неполного оконтуривания и недостаточного разбуривания рудных зон в пределах очистных блоков, несвоевременной выемки междуэтажных и междукамерных целиков, оставления невыработанных "треугольников" отбитой руды в лежащем боку рудных зон, применения систем разработки, не соответствующих горно-техническим условиям. В недрах оставляются значительные запасы руд, ранее считавшиеся некондиционными, а также невыявленные запасы руды предшествующими процессами разведки и отработки. Перечисленные структуры потерь руды присущи большинству месторождений, где используется подземный способ разработки.

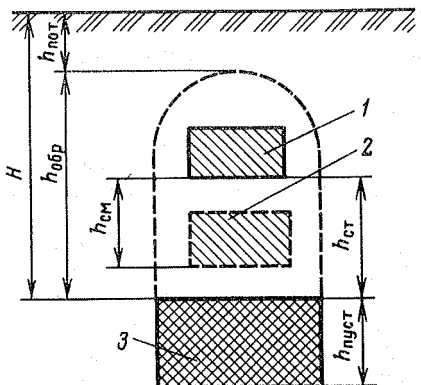
Общее количество потерянных руд в зоне подработанного пространства определяется посредством нахождения разности между промышленными запасами руды и количеством добытой руды с учетом величины потерь и разубоживания руды за определенные годы эксплуатации на основе использования отчетных данных рудников.

При этом необходимо уделять особое внимание положению потерянных руд в отработанном пространстве, так как остаточные запасы, расположенные в пределах зоны обрушений, могут смещаться по вертикали и фактически располагаться в новых "технологических" контурах. Для определения перепуска (смещения) запасов руды на крутонаклонных месторождениях могут служить методические указания, разработанные в Иргиредмете и использованные при повторной разработке Первой рудной зоны Тасеевского месторождения.

Величину такого смещения рекомендуется определять по формуле (рис. 4.17), м

Рис. 4.17. Схема к расчету смещения запасов по вертикали в зоне обрушения:

1 - остаточные запасы по данным разведки и эксплуатации; 2 - смещенные запасы; 3 - отработанные запасы нижних горизонтов; H - мощность налегающей толщи пород, м; $h_{\text{пуст}}$ - высота выработки, м; $h_{\text{ст}}$ - высота столба обрушения, м; $h_{\text{см}}$ - высота смещения блока запасов после обрушения, м; $h_{\text{пот}}$ - высота потолочины над сводом обрушения, м; $h_{\text{обр}}$ - высота свода обрушения, м



$$h_{\text{см}} = h_{\text{пуст}} - h_{\text{ст}}(K_p - 1), \quad (4.65)$$

где $h_{\text{пуст}}$ - высота выработанного пространства (пустоты), м; $h_{\text{ст}}$ - высота от кровли отработанной выработки до нижней отметки запасов руды, м; K_p - остаточный коэффициент разрыхления пород.

Данная методика может использоваться для корректировки эксплуатационных запасов практически для всех рудных тел, повторно обрабатываемых открытым способом.

Уточнению подлежат практически все группы запасов, находящихся в зоне сдвижения. Запасы руды вне зоны сдвижений заметных пространственных изменений не претерпевают.

Запасы руды в зоне сдвижений по степени сохранности относятся к нарушенным. Запасы в ненарушенном состоянии приурочены к рудным телам за пределами зоны сдвижения и в меньшей степени представлены рудными телами, не вовлеченными в отработку и не подработанными разработкой нижележащих блоков. Отдельные, неотработанные рудные тела, расположенные в зоне сближенных крутых рудных зон, из-за понижения устойчивости массива прослоев пород следует относить к числу нарушенных.

Наличие различных структур остаточных запасов предопределяет необходимость применения отдельной выемки на контактах провалов (обрушений) и валовой выемки в самих зонах провалов на основе результатов контрольного бурения по поиску пустот и эксплуатационной разведки.

Принципы повторной отработки основываются на систематической эксплуатационной разведке, уточнении контуров остаточных запасов, получении данных о качестве извлечения руды из этих запасов и использовании геолого-маркшейдерской документации по ранее отработанным площадям рудных зон.

По данным эксплуатационной разведки с учетом данных детальной разведки и подземной добычи составляют план раз-

дочного опробования, на котором отмечают промышленный контур и контур забалансовых запасов. План разведочного опробования является основным документом для ежегодного подсчета запасов по каждому уступу карьера, где производились добычные и разведочные работы.

В качестве основного способа эксплуатационного опробования рекомендуется систематическое опробование шлама буровзрывных скважин и в отдельных случаях горстевое и бороздовое опробование отбитой горной массы и откосов уступов карьера.

Конечным результатом эксплуатационного опробования является сортовой план добычного блока, на основании которого определяется место отправления добываемой горнорудной массы (подача руды в приемный бункер ЗТФ, склад фабрики, спецотвал, отвал бедных и забалансовых руд, породный отвал).

Исходные материалы для составления сортового плана:

а) выкопировка из маркшейдерского плана горных работ в масштабе 1:500, реже 1:200, где должны быть нанесены взрывные скважины, линии бороздового и горстевого опробования и контур забоя;

б) журнал опробования;

в) геологическая зарисовка борта взрываемого блока в масштабе 1:200 - 1:500 или фотография того же масштаба.

Для практических целей рекомендуется выделять следующие сорта руд: пустая порода; забалансовые руды; бедные балансовые руды с содержанием от бортового до минимально-промышленного; рядовые руды с содержанием от минимально-промышленного до среднего по месторождению; богатые руды, содержание в которых выше среднего по месторождению.

Выделение сортов руд и безрудных участков осуществляется только в том случае, когда технически возможна и экономически целесообразна селективная выемка.

После производства взрыва в блоке проводят разграничение различных сортов руд и безрудных участков в соответствии с сортовым планом и с учетом смещения контуров в результате взрыва. Разграничение осуществляется путем установки хорошо различимых вех на инструментальной основе. В процессе экскавации ранее сделанные разграничения могут корректироваться только геологической службой.

Горные работы при повторной разработке начинают производить после уточнения контуров остаточных пустот. Для этого проводят контрольное бурение разведочных скважин и определяется фактическое местонахождение пустот. Для бурения разведочных скважин целесообразнее использовать станки колонкового бурения.

При производстве бурения контрольных скважин оценивается состояние керна. Получение низкого выхода керна указывает на нарушенность массива и близость подхода скважины к столбу

обрушения пород. Четкая граница между обрушенными породами и сильнонарушенными породами массива с глубины 40-50 м и ниже обычно не прослеживается. Радиус сильнонарушенных пород с выходом керна от 2 до 27% находится по периметру зоны обрушения в пределах 5 м.

Выход скважины в пустоту устанавливается по моменту полной потери раствора по манометру и свободного опускания снаряда без вращения става до навала пород обрушения.

Перед началом бурения скважин на планы и разрезы заранее подготовленной маркшейдерской документации наносят предварительные контуры подземных выработок и намечают места заложения скважины по периметру этих выработок. От предельного контура выработки отступают на величину призмы обрушения (4-5 м) и под углом, большим 15° , к выработке начинают вести бурение до пересечения выработки скважиной. Затем под меньшим углом к вертикальной линии обуривают противоположную сторону с отысканием контура пустоты. Для сокращения числа скважин и затрат на перемещение бурового станка рекомендуется использовать всерное бурение скважин с одной точки стояния. Сетки буримых скважин принимают в зависимости от конкретных параметров и формы подземных выработок.

В контрольные скважины устанавливают глубинные реперы (маркированные сопротивления) для слежения за ходом развития свода обрушения. Фактические координаты пустоты отмечают в плане горных работ. Границы ожидаемых сдвижений обозначают на земной поверхности предупреждающими аншлагами или ограждениями.

После установления фактического местонахождения пустот их необходимо погашать.

Ликвидация пустот может осуществляться путем засыпки их через скважины или принудительно с помощью взрывных работ.

При засыпке пустоты перед началом работ составляют проект, в котором указывают: способ засыпки, применяемое оборудование для бурения скважин и доставки закладочного материала, объем и коэффициент засыпаемого грунта, место заложения, глубину скважин.

Засыпке подлежат также имеющиеся в карьере провалы и воронки, вертикальные подготовительные выработки подземных горных работ.

При использовании взрывного способа для погашения пустот рассчитывают параметры буровзрывных работ. Для этого определяют размеры налегающей над пустотой толщи пород (потолочины) - высоту h_n , длину l_n и ширину b_n на уровне кровли пустоты. С учетом угла предполагаемой воронки обрушения β''' рассчитывают размеры потолочины по поверхности - длину L_n и ширину B_n соответственно по формулам

$$B_n = 2h_n \operatorname{tg}(90 - \beta''') + b_n, \quad (4.66)$$

$$L_{\pi} = 2h_{\pi} \operatorname{tg}(90 - \beta''') + L_{\pi}. \quad (4.67)$$

По формуле объема прямоугольной усеченной пирамиды определяют объем потолочины при расположении скважин на площади $B_{\pi}L_{\pi}$

$$V_{\pi} = 0,333h_{\pi}(bl + B_{\pi}L_{\pi} + \sqrt{bl + B_{\pi}L_{\pi}}). \quad (4.68)$$

Общую массу зарядов в скважинах определяют с учетом удельного расхода по формуле

$$Q_{\text{общ}} = V_{\pi}g_{\text{ВВ}}. \quad (4.69)$$

Для полного разрушения потолочины необходимо, чтобы длина забойки $l_{\text{заб}}$ была в 1,5-2 раза больше расстояния от кровли камеры (пустоты) до нижней части заряда

$$W_{\pi} = l_{\text{заб}}/1,5. \quad (4.70)$$

Длина заряда в этом случае будет

$$l_{\text{зар}} = h_{\pi} - (l_{\text{заб}} + W_{\pi}). \quad (4.71)$$

Масса заряда на 1 м длины скважины

$$\Delta = 0,785d_c^2\gamma_{\text{ВВ}}, \quad (4.72)$$

где d_c - фактический диаметр скважины, м; $\gamma_{\text{ВВ}}$ - плотность ВВ в заряде, кг/м³.

Масса заряда в скважине

$$Q_{\text{зар}} = \Delta l_{\text{зар}}. \quad (4.73)$$

Необходимое число скважин на площадь потолочины

$$n = Q_{\text{общ}}/Q_{\text{скв}}. \quad (4.74)$$

Площадь, приходящаяся на 1 скважину

$$S_{\text{скв}} = B_{\pi}L_{\pi}/n. \quad (4.75)$$

Расстояние между скважинами

$$a = \sqrt{S_{\text{скв}}}. \quad (4.76)$$

На каждую погашенную взрывными работами или засыпанную пустоту должен составляться акт, в котором приводят характеристику пустоты, указывают способ ее погашения, степень опасности производства работ над ней.

Перед началом ликвидация пустот для обеспечения безопасных условий работ над ней расчетная мощность потолочины должна удовлетворять условию $H_{\text{н.т}} > h_{\text{обр}}$, т.е. когда по расчетным данным воронка обрушения не достигает земной поверхности. При отрицательных значениях h_{π} в соответствии с уравнением

$$h_{\pi} = H_{\text{н.т}} - h_{\text{обр}} \quad (4.77)$$

в процессе естественного обрушения возможен выход провала

(воронки) на поверхность рабочих площадок, что представляет определенную опасность для работ над пустотой. Поэтому в этих условиях работы по погашению пустот должны вестись с участков рабочих площадок, находящихся за границами возможного выхода воронки обрушения. Работы могут производиться также над пустотой, если мощность оставшейся потолочины равна или больше минимально допустимой.

Высоту минимально допустимой потолочины можно рассчитать по известной формуле Б.П. Юматова

$$h_{\text{п}} = (0,25\rho_{\text{п}}b_{\text{об}} + \sqrt{(\rho_{\text{п}}b_{\text{об}})^2 + 800\sigma_{\text{в}}}) / (98\sigma_{\text{в}}), \quad (4.78)$$

где $\rho_{\text{п}}$ - плотность пород налегающей толщи, т/м³; $b_{\text{об}}$ - пролет обнажения кровли пустоты, м; $\sigma_{\text{в}} = \sigma_{\text{из}} / (k_3 k_0)$ - предел прочности потолочины при изгибе с учетом запаса прочности k_3 и структурного ослабления k_0 , МПа ($k_3 = 2+3$, $k_{\text{ощ}} = 7+10$); $\sigma_{\text{из}} = G / (2b_{\text{г}}l_{\text{г}})$ - давление экскаватора (бурового станка) на потолочину, МПа; $l_{\text{г}}$ - длина гусеницы, м; $b_{\text{г}}$ - ширина одной гусеницы, м; G - масса экскаватора (бурового станка).

После обрушения потолочин и ликвидации подземных пустот горные работы ведутся по обычной технологии.

Для подготовки горной массы к выемке используют буровзрывной способ. Одно из требований производства буровзрывных работ при повторной разработке является разработка мероприятий, исключающих поступление вредных газов от массовых взрывов в подземные выработки (устройство перемычки), а также определение максимально допустимой массы зарядов ВВ при взрыве с целью обеспечения условий по сохранности подземных выработок в случаях совмещения подземных и открытых горных работ.

Технологические схемы буровзрывных работ во многом определяются структурой остаточных запасов руды с применением как совместного способа взрывания руд и пород, так и отдельных способов отбойки руды.

Обслуживание основных технологических процессов горных работ при повторной разработке включает в себя проведение строгого геолого-маркшейдерского контроля. На рудниках, где ведется повторная разработка, помимо функционирования геологического и маркшейдерского отделов дополнительно должна организовываться служба сдвижения. Задачи данной службы определяются утвержденными положениями, главной из которых является постановка наблюдений за деформациями массива горных пород в контурах карьера.

Маркшейдерские наблюдения за сдвижением нарушенного массива в условиях повторной разработки месторождений выполняются с целью дальнейшего изучения процесса сдвижения горных пород, когда происходит перераспределение напряжений в результате частичной разгрузки вертикальной составляющей из-за выемки большого объема верхней толщи открытыми горными работами.

Эти наблюдения необходимо осуществлять как за пределами, так и в пределах площади открытых горных работ.

Для их выполнения необходимо:

восстановление и дозакладка реперов по существующим профильным линиям и закладка новых профильных линий реперов;

осуществление маркшейдерских наблюдений за пространственным положением реперов наблюдательной станции;

инструментальная съемка всех появляющихся видимых признаков сдвижения (провалов, трещин, террас, оползней и обрушений откосов);

определение параметров процесса сдвижения и построение графиков полных векторов сдвижения.

На выемочно-погрузочных работах применяется оборудование, соответствующее условиям выемки подготовленной горной массы.

Для транспортирования руды и пород целесообразно использовать автомобильный транспорт из-за его высокой мобильности, разобщенности обрабатываемых запасов в пространстве карьера, необходимости взрывного рыхления руды по отдельным участкам (блокам) малого объема.

В соответствии с конкретными особенностями повторной открытой отработки месторождений главными задачами геологической службы карьеров являются:

проведение опережающей и сопровождающей эксплуатационной разведок;

оперативное обеспечение карьеров всеми необходимыми видами геологической документации;

создание условий для снабжения ЗИФ кондиционной рудой;

обеспечение и контроль за правильностью размещения извлекаемых из недр пород и руды;

обеспечение безопасности добычных работ, особенно в зонах обрушения.

Повышение безопасности горных работ обеспечивается своевременным выявлением признаков сдвижений (трещин, заколов и др.) при выполнении: ежесменного осмотра поверхности, забоев, уступов рабочими и горными мастерами; сменного и ежесуточного осмотра лицами технического надзора карьера с записью результатов осмотра в журнал; еженедельного осмотра работниками службы сдвижения; ежемесячных инструментальных наблюдений маркшейдерской службой за положением контрольных реперов.

4.6. ТЕХНОЛОГИЯ ПОСТАНОВКИ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ

На золоторудных карьерах применяются в основном два типа технологических схем постановки уступов в предельное положение (заоткоски уступов). К первому типу относятся технологические схемы обработки приконтурных целиков и оформления

откосов уступов с помощью вертикальных и наклонных скважин. Эти схемы применяются главным образом при небольшой высоте бортов, в устойчивых, хорошо заоткашиваемых породах, с благоприятными элементами залегания (по отношению бортов) трещин, при отсутствии охраняемых объектов.

Ко второму типу технологических схем обработки приконтурных целиков и оформления откосов уступов относятся аналогичные указанным выше технологические схемы, но с применением контурного ряда скважин.

Эта группа технологических схем применяется на ответственных участках, где требуется повышенная безопасность работ, при наличии неблагоприятных факторов, значительных высотах бортов и сроках их стояния, для предупреждения нарушений вблизи лежащих охраняемых объектов и снижения объемов вскрышных работ за счет увеличения откосов уступов и бортов.

При применении этих технологических схем предусматриваются меры по защите массива пород за контуром карьера от деформаций, вызываемых действием взрывной волны, которая распространяется от взрыва зарядов при ведении вскрышных работ вблизи контура карьера. Вдоль контура карьера оставляют предохранительный целик, ширину которого принимают из условия локализации в его пределах остаточных деформаций от массовых взрывов по отбойке вскрышных пород. Сам же целик отбывают только после взрывания зарядов контурного ряда скважин, которые образуют экранирующий слой (щель), предотвращающий распространение за контур карьера деформаций от взрыва зарядов рыхления при отбойке пород предохранительного целика.

Сотрудниками Иргиредмета разработаны технологические схемы постановки уступов в предельное положение, методики расчетов параметров буровзрывных работ по созданию экранирующего слоя (отрезной щели), дробления предохранительного целика и оформления откосов уступов под заданными углами и ширины предохранительного целика, за пределами которого действие взрыва на горный массив сводится почти к нулю. Эти схемы и методики были внедрены на золото- и алмазодобывающих карьерах, где породы имеют различную крепость.

При соблюдении требований технологии достигается высокое качество заоткоски уступов - уступы отстраиваются под заданными углами с минимальными нарушениями в законтурном массиве.

Снижение до минимума распространения остаточных деформаций за контур карьера в некоторых (благоприятных по трещино-структурным особенностям) случаях дает возможность увеличить углы откосов уступов на 5-15° и на 3-5° - углы бортов карьеров. Например, на карьерах ПО "Якуталмаз" после внедрения спецтехнологии, углы откосов уступов были увеличены на 7°, углы бортов на 5°, а на карьерах "Ключевский", "Дукатс-

кий" - углы откосов уступов на 10° . Повышение качества заткоски уступов и снижение до минимума нарушений в законтурном массиве позволило также на карьерах ПО "Якуталмаз" увеличить высоту нерабочих уступов без изменения угла с 30-36 до 45 м.

Расчет ширины предохранительного целика. Расстояние распространения остаточных деформаций в глубь массива от последнего взрываемого ряда скважин при массовом взрыве зависит от физико-механических свойств взрывных пород, трещинно-структурных особенностей массива, метода и способа ведения взрывных работ и других факторов, и колеблется от 10 до 50 м.

Для предотвращения воздействия массового взрыва на охраняемый (за линией контура карьера) массив оставляется предохранительный целик, ширина которого должна быть больше расстояния распространения остаточных деформаций от последнего ряда взрываемых скважин. В первом приближении ширину предохранительного целика определяют по формуле

$$B_{ц} = d_{сk_y} \sqrt{\Delta_{п} / \Delta_{пр}}, \quad (4.79)$$

где d_c - диаметр применяемых скважин, м; k_y - коэффициент условий взрывания (при порядном взрывании и сплошных (колонковых) зарядах $k_y = 1$, при использовании рассредоточенных зарядов $k_y = 0,85$; при применении наклонных скважин $k_y = 0,77$); $\Delta_{п}$ - коэффициент, учитывающий свойства взрываемых пород; $\Delta_{пр}$ - предельно допустимая величина остаточных деформаций за пределами охраняемой зоны, мм/п.м. Коэффициент свойств пород изменяется от 40 до 80, причем большее значение соответствует слабым породам.

Определение параметров буровзрывных работ по дроблению приконтурных целиков и формированию откосов уступов. Большая часть приконтурного целика отбивается по параметрам, характерным для обычных взрывов рыхления конкретной разновидности пород. Отличаются параметры буровзрывных работ лишь в приконтурных рядах скважин, оказывающих непосредственное влияние на качество дробления приконтурного массива и формирование откоса. Как правило, это последний приконтурный ряд вертикальных скважин, пробуренных на всю высоту оконтуриваемого уступа и ряд (ряды) укороченных дополнительных скважин (рис. 4.18).

В зависимости от угла наклона откоса уступа и применяемой буровой техники (станок 2СБШ-200Н) применяются три варианта расположения скважинных зарядов у контура карьера.

1. С оформлением откоса уступа только одним рядом приконтурных скважин (рис. 4.18, а). Эта технологическая схема может применяться при высоте уступа 10-12 м и угле откоса $70-75^\circ$. В некоторых случаях возможно ее применение на уступах высотой 15 м и с углом откоса 75° .

2. С оформлением откоса уступа одним приконтурным и одним

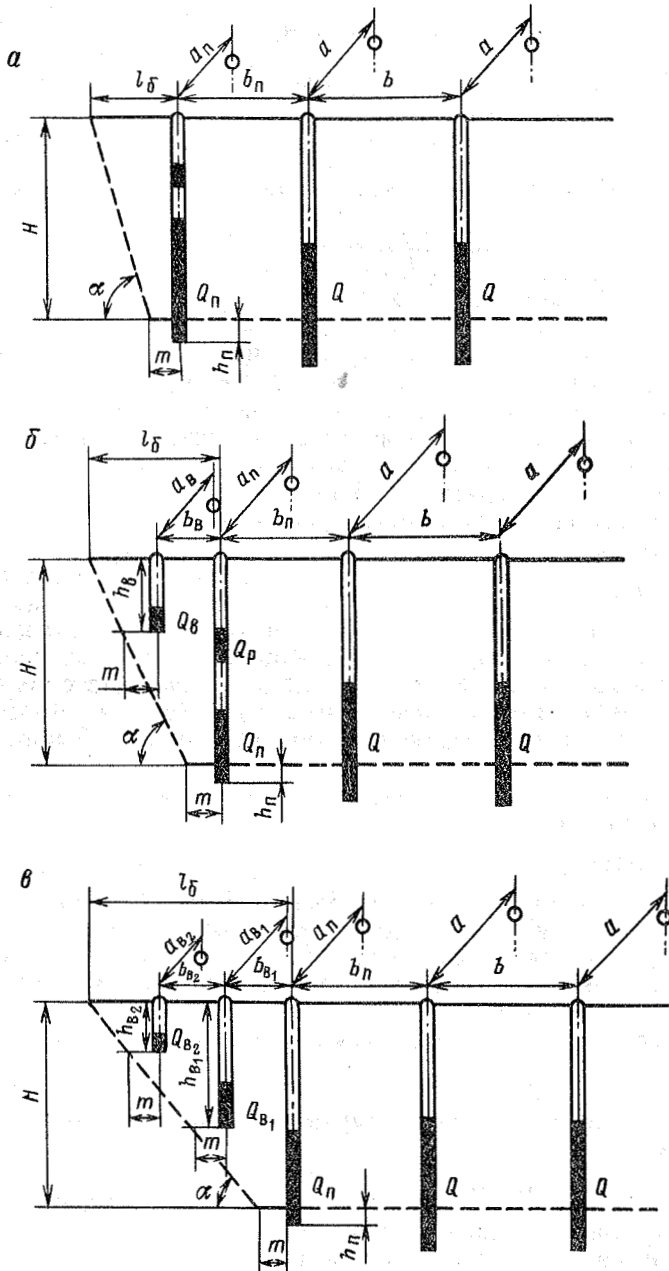


Рис. 4.18. Схема размещения зарядов при отбойке приконтурных зон карьера

вспомогательным рядами укороченных скважин (рис. 4.18, б). Применяется на уступах высотой 10-12 м с углом откоса 60-70°.

3. С оформлением откоса уступа одним приконтурным и двумя вспомогательными рядами укороченных скважин (рис. 4.18, в). Применяется на уступах высотой 10-15 м с углом откоса 55-56°.

При выборе схемы отбойки пород у контура рекомендуется принимать:

первый вариант при $l_6/b_n < 0,85 \div 1$;

второй вариант при $l_6/b_n = 1 \div 1,3$;

третий вариант при $l_6/b_n > 1,4$.

Минимальное расстояние между осью скважины и плоскостью откоса на уровне подошвы уступа m при диаметре скважины 150-250 мм колеблется от 2,5 до 12 диаметров заряда, причем в наиболее крепких породах - от 2,5 до 5 диаметров, в породах средней крепости - 8-12 диаметров. В слабых породах с коэффициентом крепости 2-4 при диаметре скважин 110 м это расстояние может доходить до 16-18 диаметров.

В общем виде эта закономерность может быть представлена выражением

$$m = k_k d_c, \quad (4.80)$$

где k_k - коэффициент, зависящий от крепости пород (для крепких пород с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова $f = 12 \div 16$ $k_k = 2,5 \div 6$; для пород с $f = 6 \div 8$ $k_k = 8 \div 12$; для слабых пород с $f = 2 \div 4$ $k_k = 16 \div 18$).

Перебур скважин приконтурного ряда h_n принимается равным 0,1H.

Расстояние от приконтурного ряда скважин до проектного контура карьера составляет

$$l_6 = H \operatorname{ctg} \alpha + m. \quad (4.81)$$

В связи с тем, что для дробления большей части приконтурного целика используются заряды, применяемые на карьере для промышленных взрывов, целесообразно параметры буровзрывных работ в приконтурной части выражать через параметры обычных взрывов рыхления.

Расстояние, m , между скважинами приконтурного ряда

$$a_n = (0,7 \div 0,8) a \approx 0,75. \quad (4.82)$$

Расстояние между приконтурным и ближайшим отбойным рядом рыхления

$$b_n = (0,85 \div 0,95) b. \quad (4.83)$$

Для второго варианта (см. рис. 4.18, б) расстояние между скважинами вспомогательного ряда

$$a_b = (0,6 \div 0,7) a. \quad (4.84)$$

Расстояние между приконтурным и вспомогательным рядами скважин

$$b_b = l_6(H \operatorname{ctg} \alpha + m)/4. \quad (4.85)$$

Глубина скважин вспомогательного ряда

$$h_b = (b_b - m) \operatorname{tg} \alpha. \quad (4.86)$$

В третьем варианте, где требуется еще один вспомогательный ряд скважин, расстояние между приконтурным первым и вторым вспомогательными рядами составит

$$b_b = b_{b_1} = b_{b_2} = l_6/3, \quad (4.87)$$

а расстояние между скважинами в рядах определяется из следующих соотношений:

$$a_{b_1} = 0,6a; \quad (4.88)$$

$$a_{b_2} = 0,4a. \quad (4.89)$$

Глубина скважин в первом вспомогательном ряду

$$h_{b_1} = (2b_{b_1} - m) \operatorname{tg} \alpha. \quad (4.90)$$

Во втором вспомогательном ряду

$$h_{b_2} = (b_{b_1} - m) \operatorname{tg} \alpha. \quad (4.91)$$

Объем породы, который должен быть раздроблен до необходимой кондиции приконтурными зарядами, определяют по формуле

$$V_{\text{пк}} = [(l_6 - 2b_{b_1} - b + m)/2] HL_6, \quad (4.92)$$

где L_6 - длина взрываемого блока, м.

Удельный расход ВВ для дробления данного объема породы находится в прямой зависимости от удельного расхода ВВ для отбойки обычными зарядами рыхления вскрышных пород $g_{\text{ВВ}}$. В зависимости от коэффициента крепости и взрываемости горных пород $k_{\text{п}}$ удельный расход ВВ для отбойки пород, непосредственно прилегающих к откосу, может быть больше или меньше проектного ($k_{\text{п}}$ изменяется в пределах 0,7+1,6 и уточняется в процессе производства работ).

Масса заряда для дробления приконтурной части предохранительного целика

$$Q_{\text{п}} = V_{\text{пк}} k_{\text{п}} g_{\text{ВВ}}. \quad (4.93)$$

Расчетную массу заряда для первого варианта (см. рис. 4.18, а) распределяют равномерно в скважинах приконтурного ряда. Для второго варианта (см. рис. 4.18, б) 75% ВВ равномерно размещают в скважинах приконтурного ряда, а 25% - в

скважинах вспомогательного ряда. В третьем варианте (см. рис. 4.18, в) 70% ВВ распределяют в приконтурном ряду, а 25 и 5% ВВ соответственно в первом и втором вспомогательных рядах скважин.

Параметры контурного взрывания. Известны различные методы определения параметров контурного взрывания при ведении затоски уступов на карьерах.

Авторами на карьерах золото- и алмазодобывающей отрасли был разработан и успешно применялся метод расчета основных параметров контурного взрывания (расстояния между скважинами, диаметра и массы заряда), основанный на современных представлениях о механизме действия взрыва в массиве пород.

По известным представлениям экранирующая щель образуется от взаимодействия цилиндрических взрывных волн, распространяющихся при взрыве смежных зарядов. В результате наложения радиальных усилий по линии встречи волн возникают растягивающие напряжения, действующие перпендикулярно к плоскости, в которой расположены скважины, и способствующие развитию радиальных трещин в ней в непрерывную трещину между зарядными полостями контурных скважин, располагаемых по линии контура. Между соседними скважинами растягивающие напряжения на фронте волны удваиваются, так как они равны по величине и направлению. Скорость распространения ударной волны в породе значительно превышает скорость распространения радиальных трещин от соседних зарядов. Поэтому при значительном увеличении разрывающих усилий в точке встречи ударных волн создаются условия для соединения по линии наименьшего сопротивления радиальных трещин от соседних зарядов. Для того, чтобы образовалась сплошная трещина между соседними зарядами в точке встречи волн, должно соблюдаться условие

$$2\sigma_{\tau} = \sigma_{p.m.}, \quad (4.94)$$

где σ_{τ} - касательные напряжения на фронте ударной волны;
 $\sigma_{p.m.}$ - прочность породы в массиве при разрыве.

Для развития радиальных трещин, согласно исследованиям Ф.А. Баума, С.Г. Григоряна, А.С. Санасоряна, необходимо, чтобы касательные напряжения составляли примерно половину нормальных σ_n , т.е.

$$\sigma_{\tau} = 0,5\sigma_n. \quad (4.95)$$

Поэтому в точке встречи волн должно соблюдаться условие

$$2 \cdot 0,5\sigma_n = \sigma_{p.m.}$$

или

$$\sigma_n = \sigma_{p.m.}$$

Величина напряжения на фронте волны в точке встречи за-

висит от величины начального напряжения $\sigma_{н.п}$ в породе, возникающего при ударе раскаленных газов о стенки скважины, и расстояния между скважинами a . Напряжения в породе распространяются, подчиняясь известной зависимости

$$\sigma_n = \sigma_{н.п} 4d_c^2 / a^2, \quad (4.96)$$

где a_k - расстояние между соседними контурными скважинами.

Таким образом,

$$\sigma_{р.м} = \sigma_{н.п} 4d_c^2 / a_k^2, \quad (4.97)$$

отсюда

$$a_k = 2d_c \sqrt{\sigma_{н.п} / \sigma_{р.м}}. \quad (4.98)$$

Обычно в практике горных работ применяются гирляндные заряды из патронов аммонита. Наличие кольцевого зазора между зарядом и стенками скважин значительно уменьшает разрушающее действие взрыва контурных зарядов за линией контура карьера. Поэтому при различных массе и диаметре такого заряда давление во фронте ударной волны, образующейся в радиальном зазоре между зарядом и стенками скважины, будет различным и подчиняется зависимости $\sigma_{н.п} = P_{к.с} K$.

Отсюда

$$P_{к.с} = \sigma_{н.п} / K, \quad (4.99)$$

где $P_{к.с}$ - конечное давление газов взрыва, достигших стенок скважины; K - коэффициент преломления энергии при переходе из воздушного зазора в породу.

В свою очередь, $P_{к.с}$ может быть определено по уравнению состояния продуктов взрыва ВВ

$$PV^n = \text{const}, \quad (4.100)$$

где n - показатель политропы, равный 1,8 (для упрощения расчетов принимаем $n = 2$), P и V - соответственно давление газов взрыва и занимаемый ими объем.

Отсюда

$$P_n V_{зар}^2 = P_{к.с} V_{скв}^2, \quad (4.101)$$

где P_n - начальное давление детонационной волны в плоскости Чепмена-Жуге; $V_{зар}$ - объем непосредственно заряда; $V_{скв}$ - объем скважины.

Решая относительно $P_{к.с}$, получим

$$P_{к.с} = \frac{P_n V_{зар}^2}{V_{скв}^2} = P_n \left(\frac{d_{г.з}^2 l_{зар}}{d_c^2 l_{скв}} \right)^2. \quad (4.102)$$

Приравнивая значения $P_{к.с}$ по формулам (4.99) и (4.102), получим

Породы	Длина промежутка между связками патронов, м	Число патронов в связке	Приведенный диаметр связки (диаметр гирляндного заряда), см	k_1	k_2
Крепкие скальные породы $f = 10 \div 14$	0,12-0,18	4-6	6,4-7,18	0,6-0,75	0,34-0,36
Полускальные породы средней крепости $f = 6 \div 8$	0,12-0,18	3-4	5,56-6,4	0,6-0,75	0,3-0,32
Слабые полускальные породы $f = 2 \div 6$	0,12-0,18	1-3	3,2-4,52	0,6-0,75	0,26-0,28

$$\sigma_{н.п} = \frac{K P_H d_{г.з} l_{г.з}^2}{d_c^4 l_{скв}^2}, \quad (4.103)$$

где $d_{г.з}$ - диаметр гирляндного заряда; $l_{г.з}$ - длина гирляндного заряда; $l_{скв}$ - длина скважины.

Породы	Расчетные параметры				Параметры, применявшиеся при					
	d_c , мм	a_k , см	Q_k , кг	$g_{гвв}$, кг/м	Данные Ирриред					
					"Айхал"			"Марджанбулакский"		
					a_k , см	Q_k , кг	$g_{гвв}$, кг/м	a_k , см	Q_k , кг	$g_{гвв}$, кг/м
Крепкие скальные	200	140	30,7	2,8	180	22	2	-	-	-
	150	105	17,4	1,6	-	-	-	-	-	-
	125	88	11,7	1,1	-	-	-	-	-	-
Полускальные средней крепости	105	74	8,5	0,8	100	16,5	1,5	-	-	-
	243	215	37,6	3,4	-	-	-	-	-	-
	200	174	24,3	2,2	-	-	-	-	-	-
	150	130	13,6	1,2	-	-	-	-	-	-
Слабые полускальные	125	110	9,35	0,85	-	-	-	-	-	-
	105	91	6,7	0,6	-	-	-	-	-	-
	200	212	19,3	1,7	-	-	-	-	-	-
	150	159	11,1	1,0	160	7,1	0,65	-	-	-
	125	125	7,5	0,7	-	-	-	150	8,8	0,8
	105	111	5,5	0,5	-	-	-	-	-	-

Примечание. $g_{гвв}$ - расход ВВ в гирляндном заряде, получаемый длины забойки, кг/м.

Поскольку между связками патронов ВВ оставляют промежутки, то длина непосредственно заряда в гирлянде составляет лишь часть длины скважины.

Поэтому длина гирляндного заряда без промежутков между связками патронов

$$l_{г.з} = k_1 l_{скв}, \quad (4.104)$$

где k_1 - коэффициент длины гирляндного заряда,

$$k_1 = l_{г.з} / l_{скв}. \quad (4.105)$$

Диаметр гирляндного заряда можно выразить через диаметр скважины

$$d_{г.з} = k_2 d_c, \quad (4.106)$$

где k_2 - коэффициент диаметра гирляндного заряда ($k_2 = d_{г.з} / d_c$).

Подставим в формулу (4.98) значения $\sigma_{н.п.}$, $l_{г.з}$ и $d_{г.з}$

$$a_k = 2d_c k_2^2 k_1 \sqrt{P_{н.к} / \sigma_{р.м.}} \quad (4.107)$$

Массив горных пород, как правило, нарушен системами естественных трещин различного характера и интенсивности, которые в значительной мере уменьшают его прочность по сравнению с пределом прочности породы при разрыве в образце σ_p .

Т а б л и ц а 4.7

внедрении технологии контурного взрывания						США, Швеция (по расчетам У. Лангефорса)		
"Макмал"			"Мир"					
мета для карьеров								
a_k , см	Q_k , кг	$g_{гвв}$, кг/м	a_k , см	Q_k , кг	$g_{гвв}$, кг/м	a_k , см	$Q_{гвв}$, кг	$g_{гвв}$, кг/м
-	-	-	-	-	-	150	33	3
-	-	-	-	-	-	120	22	2
-	-	-	-	-	-	100	15,4	1,4
-	-	-	-	-	-	80	9,9	0,9
300	27,5	2,5	-	-	-	-	-	-
-	-	-	310	16,5	1,6	180	33	3
-	-	-	-	-	-	150	22	2
-	-	-	-	-	-	125	15,4	1,4
-	-	-	-	-	-	120	9,9	0,9
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-

как частное от деления массы заряда в скважине на его длину без учета

Поэтому

$$\sigma_{p.m} = \sigma_p k_3, \quad (4.108)$$

где k_3 - коэффициент влияния трещиноватости на предел прочности пород при разрыве.

Коэффициент K определяют по известной формуле

$$K = 2 / [1 + \frac{\rho_{воз} C_{воз}}{\rho_{пор} C_{пор}}], \quad (4.109)$$

где $\rho_{воз}$ и $\rho_{пор}$ - объемная масса воздуха и породы соответственно; $C_{воз}$ и $C_{пор}$ - скорость распространения продольной волны соответственно в воздухе и породе.

Начальное давление детонационной волны P_n определяют по формуле

$$P_n = \gamma_{ВВ} D_{дет}^2 / 4, \quad (4.110)$$

где $\gamma_{ВВ}$ - плотность ВВ; $D_{дет}$ - скорость детонации.

Массу заряда в контурной скважине можно определить по выражению

$$Q_x = (\pi d_{г.з}^2 / 4) l_{зар} \gamma_{ВВ} \quad (4.111)$$

или

$$Q_x = [\pi (k_2 d_c)^2 / 4] k_1 (l_{скв} - l_{заб}) \gamma_{ВВ}, \quad (4.112)$$

где $l_{заб}$ - длина забойки в контурной скважине (принимая $l = 1,5$ м).

Значения коэффициентов k_1 и k_2 приведены в табл. 4.6.

Диаметр гирляндного заряда рассчитывают по формуле

$$d_{г.з} = 2 \sqrt{S_{ед} n_{п.с} / \pi}, \quad (4.113)$$

где $S_{ед}$ - площадь единичного патрона аммонита № 6ЖВ диаметром 3,2 см ($S_{ед} = 8,04$ см²); $n_{п.с}$ - число патронов в связке.

Коэффициент $k_3 = 0,4$ для пород с интенсивной трещиноватостью, $k_3 = 0,8$ для пород, мало нарушенных системами естественных трещин.

В табл. 4.7 приведены параметры контурного взрывания, рассчитанные по предложенной методике.

4.7. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Взрывная отбойка в условиях образований мерзлой корки пород. Суровые климатические условия районов расположения золоторудных карьеров создают известные трудности при ведении горных работ в зимний период. Из-за сезонного промерзания

пород, особенно глинистых или увлажненных участков, осложняется взрывная отбойка. Промерзает также и верхний слой скальных массивов, прикатанный погрузочно-транспортной и буровой техникой попеременно со снегом. Толщина промерзшего слоя (мерзлой корки) достигает 3 м.

При взрывании по обычной технологии мерзлая корка раскалывается на крупные куски и практически вся переходит в негабаритную фракцию. В производственных условиях испытывались различные способы улучшения качества дробления мерзлой корки малыми зарядами, помещаемыми в специальные, дополнительно пробуренные мелкие скважины глубиной, равной толщине слоя сезонной мерзлоты (рис. 4.19, а).

Анализ результатов взрывов мерзлой корки по такой технологии показал, что выход негабаритов находится в пределах 6-21%, при этом имело место большое число отказов скважинных зарядов, так как из-за малого расстояния между скважинами происходил подбой коммутационной сети ДШ.

Высокий выход негабарита обуславливается, во-первых, раскалыванием вязкой мерзлой породы на большие куски, соразмерные малой сетке скважин, во-вторых, распространением трещин-заколов за последним рядом взрываемых скважин, что заранее

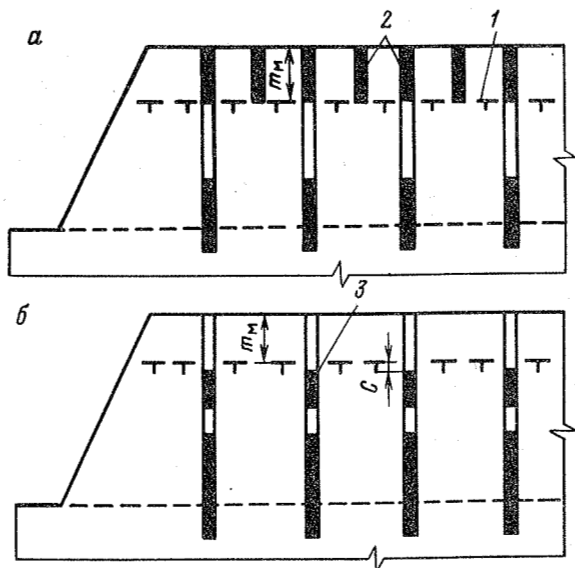


Рис. 4.19. Схемы расположения, параметры и конструкция скважинных зарядов при дроблении мерзлой корки:

а - при применявшейся технологии БВР; б - при рекомендуемой технологии; 1 - нижняя граница мерзлой корки; 2 - вспомогательные заряды в основных и дополнительных скважинах; 3 - верхний дополнительный заряд

предопределяет повышенный выход негабарита при отработке последующего блока. Кроме того, при малой сетке скважин не представляется возможным применить специальные схемы короткозамедленного взрывания, повышающие степень взрывного дробления.

Установлено, что лучшее использование энергии взрыва для рыхления мерзлой корки пород достигается при расположении заряда ВВ под слоем мерзлого грунта (рис.4.19, б).

Глубину заложения верхнего заряда можно определить по формуле.

$$C = 0,25m_m + 0,75, \quad (4.114)$$

где C - расстояние от верхнего торца верхнего заряда до нижней границы мерзлого слоя, м; m_m - мощность (толщина) мерзлой корки пород, м.

Массу верхнего заряда устанавливают из соотношения (см. рис. 4.19, б)

$$Q_{вз} = (0,14 \div 0,42)Q_{общ}, \quad (4.115)$$

где $Q_{вз}$ - масса верхнего заряда, кг; $Q_{общ}$ - масса общего заряда скважины; $0,14 \div 0,42$ - эмпирические коэффициенты ($0,14$ принимаем при $m_m = 1$ м; $0,42$ - при $m_m = 3$ м).

Внедрение предложенной технологии на одном из карьеров Якутии позволило отказаться от бурения дополнительных коротких скважин, что сократило объем бурения почти на 10%, снизить до 1,5-3% выход негабаритной фракции от сезонно-мерзлых пород и уменьшить на 0,15 кг удельный расход ВВ на подготовку 1 м³ горной массы.

Ограничение разлета взорванных пород. В практике разработки золоторудных месторождений нередко создаются ситуации, когда необходимо вести горные работы вблизи жилой застройки или промышленных сооружений. Естественно, что в таких условиях ведение работ возможно лишь при использовании специальных мер по снижению разлета кусков породы при взрыве.

Выделяется три основных вида перемещения пород взрываемого блока взрывом: фронтальный отброс породы; бросок породы при прорыве взрывных газов сквозь взрываемый массив; разброс породы с поверхности блока под действием взрывных газов.

Фронтальный отброс пород обычно не представляет большой опасности, так как легко регулируется. Бросок породы при прорыве газов является следствием несоответствия параметров расположения зарядов конфигурации взрываемых участков массива или резкого изменения прочностных характеристик взрываемой среды, представляет большую опасность, так как практически не прогнозируется и менее поддается регулированию.

Разброс с поверхности уступа также обусловлен действием прорвавшихся газов взрыва через скважину или трещины заколов.

Изучение причин броска породы показывает, что в большинстве случаев он возникает в первом ряду зарядов заходки в подошвенной части заряда. Большая вероятность броска породы появляется, когда скважины первого ряда забуриваются с отклонением от проекта при ЛНС меньше расчетной, особенно при большом диаметре скважин, так как местная концентрация заряда в этом случае значительно выше, чем при применении скважин малого диаметра.

Увеличение ЛНС по сравнению с расчетной ее величиной естественно вызывает увеличение действия взрыва и, следовательно, броска по другим направлениям.

При увеличенном удельном расходе ВВ значительно возрастает доля энергии на перемещение породы и поэтому по ЛДС действие взрыва возрастает. Способствует прорыву газов и наличие трещиноватости пород, параллельной или близкой к параллельному рабочему горизонту.

Для уменьшения опасности броска породы необходимо: точное забуривание скважин согласно проекту взрыва; применение скважин малого диаметра; применение умеренного удельного расхода ВВ (согласно исследованиям не более $0,35 \text{ кг/м}^3$).

Использование скважин малого диаметра не всегда возможно, поэтому кроме перечисленных выше мер по снижению опасности бросков породы рекомендуется развитие фронта горных работ с направлением фронта отбойки в сторону от охраняемых объектов.

Разлет кусков породы с поверхности взрываемого блока зависит от правильного выбора длины забойки скважин.

Оптимальная длина забойки при "осторожном" взрывании должна быть равной или несколько превышать шестнадцать диаметров скважины. Снижению разброса кусков породы с поверхности блока способствует также рассредоточение заряда ВВ в скважине воздушными промежутками. Время пребывания забойки в скважине при этом возрастает на 50%.

Кроме соблюдения общих вышеперечисленных требований целесообразно применять:

взрывание отбойных зарядов в наклонных скважинах, что обеспечивает снижение разброса с поверхности уступа за счет увеличения фронтального броска;

размещение и взрывание с замедлением 10 мс дополнительных зарядов ВВ в верхней части основных и вспомогательных (коротких) скважин, обеспечивающее запираение газов взрыва зарядов ВВ в основных скважинах и, следовательно, лучшее дробление горной массы.

При проведении опытно-промышленных взрывов на Балеysком карьере при высоте уступов 10-12 м зарядами ВВ в наклонных (75°) скважинах диаметром 250 мм при удельном расходе ВВ $0,28 \text{ кг/м}^3$ и массе верхнего дополнительного заряда 15 кг установлено следующее: дальность разлета отдельных кусков породы составляет 40-60 м; средний диаметр куска взорванной массы 210-230 мм.

4.8. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗА РУБЕЖОМ

Открытым способом золоторудные месторождения разрабатываются в основном в США и Австралии (см. табл. 1.4 и 1.6).

Максимальная производственная мощность карьеров достигает 4,5 млн т руды в год, однако на большинстве карьеров она составляет 0,5-1,5 млн т руды.

Для зарубежных карьеров характерно большое разнообразие типоразмеров применяемого горного оборудования, выпускаемого многочисленными фирмами.

На вскрышных работах применяются в основном станки шарошечного бурения с диаметром бурового инструмента 165-250 мм. Для подготовки рудных блоков используются станки шарошечного и пневмоударного бурения с диаметром бурового инструмента 75-150 мм. Все большее распространение находят станки с гидравлическим приводом.

Основным видом используемых ВВ являются композиции на основе смесей АС-ДТ.

Наряду с этим, одно из основных направлений совершенствования взрывных работ на зарубежных карьерах - применение водонаполненных взрывчатых веществ (ВВВ), плотность заряжания которых в 1,3-1,5 раза выше, чем обычных гранулированных ВВ.

Значительное увеличение концентрации энергии в единице объема при применении ВВВ приводит к улучшению качества дробления горной массы и позволяет расширить сеть взрывных скважин.

Основным видом выемочно-погрузочного оборудования на карьерах являются экскаваторы (механические лопаты) и погрузчики.

На крупных карьерах работают экскаваторы с ковшом вместимостью 11,5-19,1 м³.

Экскаваторы с ковшом вместимостью более 6 м³ применяются, как правило, на вскрышных работах. На добычных работах, где высота уступов составляет не более 7 м, используются экскаваторы с ковшом меньшей вместимости.

Широкое распространение получили гидравлические экскаваторы.

Современные гидравлические экскаваторы обладают рядом преимуществ перед канатными: дешевле и мобильнее, могут разрабатывать массив любой высоты, преодолевать большие крутые уклоны. Рабочий цикл гидравлического экскаватора короче, чем канатного, при одинаковой вместимости ковша.

Зарубежными фирмами выпускается более 20 моделей гидравлических экскаваторов, некоторые из них оснащены не только прямой, но и обратной механической лопатой.

"Поклейн" (Франция) является ведущей фирмой-изготовителем гидравлических экскаваторов.

Применяются в основном гидравлические экскаваторы с ковшом вместимостью 4; 4,6; 5,4 м³.

На карьерах производственной мощностью до 2,5 млн т руды в год вместимость ковша экскаваторов изменяется на вскрышных работах от 3,2 до 6,1 м³.

На карьерах мощностью 3,2-5 млн т руды в год на вскрышных работах применяются экскаваторы с ковшом вместимостью 4 - 7,65 м³.

Погрузчики на карьерах малой и средней производственной мощности (до 3 млн т руды в год) используются в качестве забойного выемочного и погрузочного оборудования (в основном погрузчики на пневмоколесном ходу). На крупных карьерах погрузчики применяются как резервные забойные машины и вспомогательное оборудование.

Главным преимуществом погрузчиков на колесном ходу является мобильность, которая важна при необходимости быстро менять точки загрузки. Расстояние транспортирования горной массы погрузчиками ограничивается приблизительно 100 м.

Начат выпуск колесных погрузчиков с жесткой рамой вместо шарнирно сочлененной, что существенно снижает расход топлива, улучшает технологию изготовления и упрощает обслуживание. Для снижения расхода топлива некоторые модели стали оборудовать электрическим приводом вместо дизельного.

Широкое распространение получили погрузчики фирмы "Катерпиллер" с ковшом вместимостью 5,8; 7,6; 9,2; 11,2 м³.

Для транспортирования отбитой руды и породы в основном применяется автомобильный транспорт (автосамосвалы фирмы "Вабко" грузоподъемностью 32; 50; 75; 79; 85 т, фирмы "Юнит Рип" грузоподъемностью 91 т, фирмы "Юклид" (США) грузоподъемностью 50; 55 т. Увеличение грузоподъемности автосамосвалов и улучшение рабочих характеристик привело к снижению удельной стоимости грузоперевозок.

Одним из основных направлений в достижении высокой эффективности открытой разработки золоторудных месторождений за рубежом является селективная выемка руд, основанная на использовании достоверных методов эксплуатационного опробования и оконтуривания зон промышленного оруденения и соответствии рабочих параметров горного оборудования параметрам систем разработки и условиям залегания рудных тел.

Качество извлечения запасов из недр при открытой разработке месторождений во многом зависит от высоты рудных уступов. Исключительную важность этот параметр приобретает при разработке золоторудных месторождений, отличающихся высокой изменчивостью пространственного распределения полезного компонента. О высоком уровне технологии селективной выемки за рубежом свидетельствует тот факт, что высота уступа на карьерах на добычных работах не превышает 7-8 м, составляя в основном 3-5 м. Эксплуатационное опробование взрывных скважин,

производимое по сгущенной сетке (не более 3x3 м), которая обуславливается малой высотой уступа, дает высокую достоверность как в определении качества извлекаемых запасов, так и в оконтуривании зон промышленного оруденения в пределах отработываемого блока.

Использование мобильной выемочной техники, обычно с гидравлическим приводом, позволяет производить качественную выемку разновидностей (руд и вмещающих пород) в заданных границах.

В качестве примера рассмотрим технологию селективной выемки руд на месторождении Нью-Селебрэйшн (Австралия).

Опробование рудных зон на месторождении производится двумя методами: один - для мягких, сильновыветрелых пород, другой - для коренных пород, разрабатываемых с использованием буровзрывных работ.

Для опробования мягких пород используется машина для проходки траншей на резиновом ходу "Дойчвич", которая прокладывает борозды шириной 200 мм и глубиной до 1 м вкрест простирания зон оруденения. Обычно расстояние между бороздами составляет 6,25 м. Разрыхленная руда, поднимаемая на поверхность машиной и укладываемая рядом с бороздой в виде гряды, опробуется через интервал 1 м.

Опробование коренных пород производится при отборе шламовых проб из взрывных скважин, пробуренных по сетке 2x2 м.

Опробование шлама производится с первых 5 м. Отбор сухих проб осуществляется с помощью пылеулавливающего циклона, установленного непосредственно на буровом станке.

Анализ проб проводится пробирным методом: результаты анализов поступают из лаборатории через канал передачи данных непосредственно в компьютерную систему предприятия. Результаты анализов обрабатывают, сопоставляют с информацией разведочного бурения и составляют сортовые планы.

Сортовые планы, которые строят вручную, являются основой для ежедневного контроля за ведением добычи.

Участки выветрелых пород разрабатываются гидравлическим экскаватором в направлении от всячего бока к лежащему; особо тщательно производится выемка в зоне контактов всячего и лежащего боков рудного тела.

Отбойку коренных пород с пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ до 200 МПа производят отдельно во избежание перемешивания руд и пород. Смежные незаряженные скважины, прилегающие к взрываемому блоку, предохраняются от подбоя взрывом посредством закладывания полиэтиленовой трубки длиной 1 м в устье скважины.

Большое значение придается зачистке и контролю уровня подошвы. За этим установлен постоянный надзор, который осуществляется с помощью лазерных нивелиров. Как правило, допускаемое отклонение не должно превышать $\pm 0,2$ м.

В переходных зонах между мягкими и коренными породами применяется щадящая или сотрясающая взрывная отбойка при низком удельном расходе взрывчатого вещества (0,3 кг/м³).

4.9. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Особое значение при разработке золоторудных месторождений имеет достижение наиболее полного извлечения высокоценных руд из недр. Эта задача будет решаться на основе повышения достоверности получаемой информации о характере и пространственном расположении зон промышленного оруденения с использованием совершенных способов эксплуатационного опробования, экспрессных методов анализа и обработки данных на ПЭВМ.

Основой достижения высокой эффективности разработки золоторудных месторождений за рубежом является оптимизация параметров отработки непосредственно добычного блока с использованием программ расчетов параметров и показателей выемки на ПЭВМ.

В перспективе основным способом подготовки горной массы к выемке будет оставаться буровзрывной.

Специфика разработки золоторудных месторождений обуславливает два самостоятельных направления совершенствования буровзрывных работ: при проведении вскрышных работ, при добыче руд.

Значительные объемы вскрышных работ требуют использования высокопроизводительной техники для интенсификации подготовки запасов к выемке и снижения себестоимости вскрышных работ.

На вскрышных работах в перспективе сохранится использование мощных шарошечных станков с диаметром бурового инструмента 200-270 мм. Повышение эффективности буровых работ будет связано с совершенствованием конструкции непосредственно самих станков и шарошечных долот.

Наиболее реальные перспективы повышения эффективности взрывных работ на отечественных карьерах связаны с использованием простейших взрывчатых веществ на основе АС-ДТ и внедрением средств механизации их приготовления и зарядания.

Основным направлением совершенствования буровзрывных работ на добыче будет являться внедрение буровых станков с диаметром бурового инструмента 90-140 мм производительностью 150-200 м/смену.

Одно из важнейших направлений совершенствования технологии добычных работ - применение рациональных вариантов технологии селективной выемки руд.

Совершенствование технологии селективной выемки руд может осуществляться посредством реализации мероприятий по отдель-

ным технологическим процессам, создающих условия для наиболее полного и качественного извлечения промышленных запасов из недр.

Эксплуатационная разведка должна обеспечивать высокий уровень оперативной информации и ее достоверность. При этом имеют существенное значение подготовка и анализ проб.

Разработка и внедрение средств оперативного отбора проб при эксплуатационном опробовании и экспрессных методов анализа позволяют наиболее рационально, с высокой достоверностью установить контуры промышленного оруденения.

Важной является разработка компьютерных программ для обоснования рациональных параметров эксплуатационного опробования и способов построения сортовых планов с использованием ПЭВМ, что обеспечивает оперативное планирование и качественное проведение добычных работ.

Развитие погрузочно-транспортных комплексов в нашей стране и за рубежом показывает, что в ближайшие 10-15 лет карьерные экскаваторы и ковшовые погрузчики будут основным выемочно-погрузочным оборудованием на карьерах, а технологический транспорт будет представлен автосамосвалами.

Совершенствование погрузочно-транспортных комплексов будет проходить в следующих направлениях: улучшение технических характеристик выемочного и транспортного оборудования; комплектование по наибольшему соответствию рабочих параметров комплекса условиям эксплуатации, а также для достижения высокой эффективности комплекса в целом.

По мнению авторов, в ближайшие 5-10 лет будет производиться замена канатных экскаваторов на гидравлические отечественного производства с ковшами вместимостью 6-12 м³. Эффективность использования гидравлических экскаваторов доказана мировой практикой: затраты на передел выемки и погрузки снижаются в 1,5 раза.

Принципиального изменения технологического карьерного транспорта в ближайшие годы не ожидается. По-прежнему основным его видом будет автомобильный, при этом грузоподъемность карьерных автосамосвалов не будет превышать 120 т.

Увеличению общей эффективности работы погрузочно-транспортных комплексов будет способствовать правильный подбор их по соответствию рабочих параметров: вместимости ковша погрузочного агрегата и грузоподъемности автосамосвалов, а также внедрение автоматизированных систем управления работой комплексов с использованием ЭВМ.

Увеличение предельной глубины открытой разработки выдвигает задачу обеспечения устойчивости бортов карьера и защиты их от вредного воздействия массовых взрывов.

Для снижения воздействия массовых взрывов на борта карьеров и повышения устойчивости уступов целесообразно применять контурное взрывание.

Использование контурного взрывания в золотодобывающей промышленности позволило не только предохранить законтурный массив от разрушения взрывами, но и увеличить углы уступов на 5-10°, а на карьерах АО "Алмазы России - Саха" повысить высоту уступов с 36 до 45 м.

Совершенствование технологии отвалообразования должно идти в направлении увеличения вместимости отвалов за счет повышения их предельных параметров, а также сокращения бульдозерных отвальных работ при использовании специальных технологических приемов их формирования.

Предельные параметры отвалов необходимо изменять на основании результатов специальных исследований по уточнению в натуральных условиях исходных расчетных показателей и перерасчета параметров их устойчивого состояния или использовании специальных способов их формирования.

Принятые проектами параметры отвалов обычно основываются на расчетах по обобщенным данным физико-механических характеристик слагающих месторождения пород, полученным при детальной разведке. Опыт показывает, что проведение специальных исследований условий отвалообразования на действующих предприятиях позволяет увеличить высоту устойчивых отвалов в 1,5-2 раза.

Перспективное направление развития повторной открытой разработки остаточных запасов подземных рудников определяется, с одной стороны, увеличением ее объемов, с другой - совершенствованием технологических процессов по оценке динамического состояния массива, выявления и локализации опасных зон, производства горных работ.

Опыт по оценке остаточных запасов отдельных подземных рудников ("Советский", "Коммунарковский", им. Матросова) и результаты эксплуатации карьера при повторной разработке Тасеевского месторождения указывают на необходимость проведения оценки остаточных запасов для большинства подземных рудников как действующих, так и прекративших добычу.

Кроме укрепления сырьевой базы действующих предприятий, эффективное внедрение повторной разработки позволит восполнить незагруженные обогатительные мощности, а в отдельных случаях - возобновить деятельность закрывающихся предприятий.

Основой технологии повторной открытой разработки является создание безопасных условий производства, поэтому необходимо в первую очередь совершенствование методов оценки состояния массива, технических средств наблюдений за его состоянием и обработки полученных данных, а также способов и средств локализации выявленных опасных зон.

Сотрудниками Иргиредмета при проведении исследований установлено, что наиболее надежные результаты наблюдений за оседанием поверхности получаются при сетевом (а не линейном)

расположении контрольных реперов. При этом в зонах повышенных прогнозной опасности необходимо кустовое расположение реперов, а при выходе провалов целесообразнее вести наблюдение по профильным линиям.

Для повышения точности результатов и упрощения самого процесса наблюдений в ближайшей перспективе необходимо использовать современные приборы, например светодальномер типа "Блеск".

Для наблюдения за деформациями бортов карьера в процессе эксплуатации прогрессивным следует считать стереофотограмметрический метод с использованием широкоугольных (УМК 10/1318) или спаренных фотокамер (SMK5.5/0808/120).

Кроме того, для определения смещений можно использовать метод псевдопараллаксков.

Для текущего контроля за развитием свода обрушений эффективным представляется метод заложения контрольных глубинных реперов (датчиков) с выводом информации на стационарные установки наблюдений службы сдвижения.

5. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

5.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ И ИХ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ

К началу 1990-х годов основная добыча рудного золота на территории бывшего Советского Союза была сосредоточена в системе Главалмаззолота СССР при Совете Министров СССР. Подземная добыча рудного золота к этому времени производилась на 44 рудниках, из которых на территории России располагалось 28. Проектная годовая производственная мощность этих рудников колебалась от 20-30 до 800 тыс. т руды.

За весь послевоенный период доля золотодобычи из руд подземным способом устойчиво занимала второе место после россыпной.

На характеристику золотодобывающих рудников ощутимый отпечаток накладывает специфика самого полезного ископаемого, как валютного металла. Это в ряде случаев предопределило форсированную разработку месторождений в период строительства рудников или до начала их эксплуатации по специальным локальным проектам. Развитие как добывающего, так и обрабатывающего производств связано с высокими капитальными вложениями и требует значительного времени. Поэтому зачастую на самом высоком уровне принимались решения о выборочной разработке наиболее богатых рудных тел или обогащенных их участков, в результате чего около 60% рудников так и не достигли

проектной производственной мощности, так как основная наиболее богатая и благоприятная для эксплуатации часть запасов баз отработана. В результате такой непланомерной разработки месторождений на многих ныне действующих рудниках сырьевая база в значительной степени обеднена. Разработка запасов осложнена старыми горными работами. Все это существенно снижает технико-экономические показатели добычи.

Около 35% подземной руды добывается на 33 рудниках с годовой производственной мощностью до 150 тыс. т руды в год, 65% - на рудниках большей мощности. Геологическая и горно-техническая характеристика основных золоторудных месторождений, разрабатываемых подземным способом, приведена в табл. 5.1.

Одной из отличительных особенностей многих золотодобывающих рудников является длительный срок эксплуатации, что также отразилось на современной сырьевой базе, потому что к настоящему времени отработана наиболее доступная часть запасов, расположенная на верхних горизонтах и в центральной части месторождений. Глубина разработки на большинстве рудников, в том числе и небольшой производственной мощности (20-50 тыс. т руды в год), достигла 600-700 м, что осложняет отработку запасов из-за удароопасности, снижения устойчивости руды и вмещающих пород.

Наибольшая глубина разработки достигнута на рудниках: "Березовский" - 512 м, "Кочкарский" - 512 м, "Бестюбе" - 610 м, "Берикульский" - 620 м, "Жолымбет" - 640 м, "Дарасунский" - 685 м.

На этих рудниках за многолетний период их эксплуатации сформировались сложные схемы вскрытия, транспортирования, проветривания, водоотлива, что также негативно отразилось на эффективности ведения горных работ.

Как следует из табл. 5.1, золоторудные месторождения отличаются большим разнообразием горно-геологических и горно-технических условий не только в пределах месторождения, но и в пределах отдельных рудных тел.

Имеется лишь несколько золоторудных месторождений, эксплуатируемых в настоящее время, которые можно характеризовать как типично жильные, представленные тонкими и маломощными жилами (Кочкарское, Дарасунское, Амазарское, Токурское, Берикульское, Меградзорское, Артемовское, Саралахское месторождения).

Морфологически большинство эксплуатируемых месторождений представлены различными рудными телами - от тонких жил до средней мощности и мощных рудных зон и штокверков. Наибольшим разнообразием отличаются Коммунарское, Березовское, Жолымбетское, Тасеевское, Зармитанское.

В целом месторождения, составляющие рудную базу ныне действующих золотодобывающих рудников, представлены тонкими

Рудник	Морфология рудных тел	Угол наклона рудного тела, градус	Мощность рудного тела, м	Распределение металла	Крепость		Устойчивость		Глубина разра-ботки, м	Ударо-опасность	Осложняющие разработку факторы
					руды	вмещающих пород	руды	вмещающих пород			
"Северо-Енисейский"	Рудные зоны	85	1-75 (средняя 22)	Неравномерное до ураганных значений	10	5	Ср.У	Ср.У	390	Неудароопасное	Вывалы пород кровли в очистных и проходческих выработках по простира-нию
"Коммунар-ский"	Жильные рудные тела, рудные зоны, дайки	40-90	От 0,1-4 до 10-40	Неравномерное	16-18	14-18	У	У	400	То же	Изрезанность выработками подработанность, значительные объемы накопленных пустот
"Саралинский"	Тонкие жилы	35-70	1-1,2	-	15-17	15-17	Ср.У	Ср.У	840	-	Наличие карстовых вод
"Артемовский"	То же	35-75	0,64-2,2	-	15-18	15-18	У	У	360	Склонность к горным ударам	-
"Березовский"	Дайки, тонкие жилы: вне даек - "красичные", внутри даек "лестничные"	От 35-40 до 55-90	От 0,1-0,6 до 6-10	Неравномерное	12-14	10-14	Ср.У	Ср.У	512	Удароопасное гор.512 м	Наличие больших объемов накопленных пустот

"Бестюбинский"	Зоны, образованные жильными рудными телами	15-75	0,3-3	Крайне неравномерное	12-16	10-14	У	У	610	Неудароопасное	-
"Жолымбетский"	Жильные рудные тела, линзообразные рудные зоны	60-80	От 0,1-2 до 12	То же	14-16	12-14	Ср.У	Ср.У	640	То же	-
"Тасеевский"	Маломощные кварцевые жилы, образующие зоны за счет оруденения с обоеих бортов, штокверки	45-80	1-3 до 20	Крайне неравномерное до ураганных значений	8	8	Ср.У	Ср.У	466	"-"	-
"Амазарский"	Маломощные жилы	65-80	1,5-2	-	15-18	15-18	Ср.У	Ну	100	"-"	-
"Дарасунский"	Тонкие кварцевые жилы, обрамленные вкрапленниками с обоеих сторон	60-90; 75-90; 0-30	0,4-1,1; 8-9; 1,2-2,2	Неравномерное	16-17	17-18	У	У	685	Удароопасное ниже гор. 646 м	-
им. Матрoсова	Рудные зоны	60-90	3-40	То же	От 4-7 до 16-18	От 4-6 до 14	Ср.У; У	Ср.У; У	150	Неудароопасное	-
"Карамкенский"	Жильные рудные тела	60-90	От 0,2-0,3 до 3-5	-	8-12	8-12	У	У	350	То же	-
"Зодский"	То же	60-85	3-12; 8-15	-	3-12	8-17	Ну; Ср.У	Ну; Ср.У	148	"-"	Динамическое воздействие БВР открытых работ на устойчивость массива

Рудник	Морфология рудных тел	Угол наклона рудного тела, градус	Мощность рудного тела, м	Распределение металла	Крепость		Устойчивость		Глубина разработки, м	Удароопасность	Осложняющие разработку факторы
					руды	вмещающих пород	руды	вмещающих пород			
"Меградзорский"	Тонкие жилы	42-80	0,7-3	-	5-14	6-16	Ну	Ср.У; Ну	225	Неудароопасное	-
"Кочкарский"	Тонкие и малой мощности жилы	50-90	0,46-1,32	Крайне неравномерное	17-20	16-18	Ну; Ср.У; У	Ну; Ср.У; У	512	Удароопасное с глубины 512 м	-
"Берикульский"	Тонкие жилы	35-60	0,9-1,6	Крайне неравномерное	16-17	16-17	У	У	620	-	Непостоянство залегания по мощности и углу наклона; многоступенчатость подъема
"Веселый"	Скарновые линзообразные рудные тела	От 0-30 до 25-30	15-20	-	16-17	16-17	У	У	300	Неудароопасное	-
"Токурский"	Тонкие жилы	От 0-55 до 55-90	0,4	Неравномерное до ураганных значений	14	12	Ср.У	Ср.У	490	То же	-
"Сарылахский"	Жильные рудные тела	60-70	0,3-3 и более	-	9	7	У	Ср.У	300	-	-
"Нежданинский"	То же	55-80	0,3-5	-	19	18	Ну	Ср.У	700	-	-

12*	"Каульдинский"	Вытянутые линзообразные рудные тела	От 10-15 до 60	От 1-3 до 6-20	Неравномерное	10-19	12-14	У	У	280	"-
	"Пирмирабский"	Жильные рудные тела	60-85	От 1-8 до 15	-	17-18	17-18	Ср.У; Ну	У	200	"-
	"Кочбулакский"	Жильные рудные тела, рудные зоны, штокверки	От 20-40 до 70	От 1,2-7 до 20	Крайне неравномерное	15	9	Ср.У; Ну; У	Ср.У; Ну; У	200	"-
	"Кызыл-Алматсайский"	Линзообразные рудные тела, штокверки	60	15-30	Неравномерное	16	6-9	Ну	Ну	100	"-
	"Зармитанский"	Тонкие жилы, жильные рудные тела, штокверки	75	От 1-1,5 до 8-10	-	18	16	У	У	100	"-
	"Бакырчикский"	Зоны оруденения	20-40	От 2-3 до 10-15	Неравномерное	4-6	4-6	Ну	Ну	-	-

Примечание. У - устойчивые; Ср.У - средней устойчивости; Ну - неустойчивые.

жилами (мощностью менее 0,8 м) на 15-16%, маломощными (0,8-3 м) - приблизительно на 31%, рудными телами средней мощности (3-20 м) - на 50% и мощными - около 3%. Рудные тела на золоторудных месторождениях имеют преимущественно крутое залегание (более 50°), из которых добывается около 91% всей подземной руды (рудники "Дарасунский", "Жолымбетский", "Амазарский", им. Матросова, "Карамкенский", "Зодский", "Кочкарский", "Нежданинский", "Кызыл-Алмасайский", "Зарми-танский"). При этом отсутствуют месторождения, представленные исключительно наклонными или пологими рудными телами. Чаще всего угол наклона на месторождениях изменяется в значительных пределах. Доля пологих и наклонных рудных тел чрезвычайно мала. Наиболее часто пологие и наклонные рудные тела встречаются на Саралинском, Артемовском, Токурском, Бакырчикском месторождениях. Разработку золоторудных месторождений существенно осложняют пережимы, появление слепых жил и их ветвление на прожилки.

Крепость руды и вмещающих пород в среднем значительно выше по сравнению с месторождениями большинства других полезных ископаемых. Доля отбиваемой горной массы при разработке золоторудных месторождений с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 9 \div 15$ составляет 71%, а при f , превышающем 15, около 21%. Сравнительно низкими коэффициентами крепости руды и вмещающих пород характеризуются Зодское, Меградзорское, Бакырчикское месторождения.

По степени устойчивости руда и вмещающие породы распределяются следующим образом: неустойчивые - 9%, средней устойчивости - 55% и устойчивые - 36%. Неустойчивые руды и вмещающие породы характерны для месторождений или их частей с низким коэффициентом крепости, а также для месторождений, нарушенных тектоническими разломами, древними горными работами и представленными окисленными горными породами. К таким месторождениям прежде всего относятся Зодское, Меградзорское, Кызыл-Алмасайское, Бакырчикское. Имеются участки с неустойчивыми рудами и вмещающими породами на Кочкарском, Чадакском, Кочбулакском месторождениях.

Практически всем золоторудным месторождениям присуще неравномерное и крайне неравномерное распределение золота как на месторождениях в целом, так и в пределах отдельных рудных тел, что определяет относительно низкую достоверность разведанных запасов.

В результате указанных особенностей геологического строения золоторудных месторождений и специфики эксплуатируемой сырьевой базы рудников большинство из них характеризуется чрезмерной рассредоточенностью горных работ в большом числе блоков на нескольких горизонтах. Деконцентрация горных работ увеличивает эксплуатационные расходы на поддержание горных выработок, повышает стоимость откатки и выдачи руды и породы, затрудняет проветривание, в некоторых случаях осложняет

механизацию горных работ на базе современного высокопроизводительного оборудования, в том числе самоходного.

Определенное влияние на характеристику золотодобывающих рудников оказывает их географическое расположение. Большинство рудников размещаются в малообжитых районах со слабо развитой инфраструктурой в стороне от централизованных источников энергоснабжения, в районах Крайнего Севера или приравненных к таковым. Это затрудняет материально-техническое снабжение предприятий, укрупняет производство квалифицированным персоналом, предопределяет необходимость иметь собственные источники электроэнергии, теплоснабжения, лесозаготовительные участки. Все это отражается не только на структуре предприятий и показателях их работы, но в определенной степени и на технологии горных работ. Например, отсутствие в регионе дешевых компонентов для приготовления твердеющих смесей зачастую не позволяет применять системы разработки с твердеющей закладкой.

5.2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРИМЕНЯЕМОЙ ТЕХНИКЕ И ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Схема вскрытия месторождения при его разработке подземным способом является одним из основных факторов, определяющих эффективность горных работ. Рациональная схема вскрытия должна обеспечивать оптимальные объемы горно-капитальных работ, минимальные суммарные затраты на транспортирование горной массы в шахте, ее выдачу на поверхность, проветривание горных работ, шахтный водоотлив, энергоснабжение и т.д.

Наиболее эффективным, применимым при резко пересеченном горном рельефе, является вскрытие штольнями. При этом из производственного цикла исключаются такие процессы, как подъем горной массы на поверхность, шахтный водоотлив, упрочается проветривание шахты. Значительно снижаются капитальные затраты, так как исчезает необходимость проходки вертикальных стволов, строительства сложнейших надшахтных сооружений, оборудования рудничных дворов на горизонтах, насосных станций и др. Снижаются трудовые, материальные, энергетические затраты в период эксплуатации. Поэтому при благоприятном рельефе местности этому способу вскрытия всегда отдается предпочтение по сравнению со вскрытием вертикальными стволами.

Вскрытие вертикальными стволами применяется, как правило, при спокойном рельефе местности или при вскрытии нижних горизонтов в тех случаях, когда штольневое вскрытие невозможно или из-за большой протяженности штолен этот способ становится

ся не эффективным. В таких случаях применяют комбинированные способы вскрытия, при которых верхнюю часть месторождения вскрывают штольнями, а нижнюю - вертикальными стволами. Стволы проходят как с поверхности, так и с горизонта одной из штолен.

В настоящее время штольнями вскрыто 11 золоторудных месторождений, вертикальными стволами - 16 месторождений, остальные вскрыты по комбинированным схемам штольнями в сочетании с вертикальными, в том числе слепыми, стволами. На ряде рудников, находящихся в эксплуатации в течение многих лет, сформировались сложнейшие многоступенчатые схемы вскрытия. К моменту проектирования и строительства рудников на месторождениях, как правило, были в достаточной степени разведаны запасы в основном в центральной части на небольшую глубину и в проектах предусматривались соответствующие способы и схемы их вскрытия. В период эксплуатации запасы на месторождениях многократно приращивались на глубине и флангах.

По мере отработки балансовых запасов, как правило, серьезная реконструкция рудников не производилась, а вновь разведанные участки вскрывались путем углубки стволов действующих шахт и проходки слепых стволов на глубокие горизонты. Поэтому на многих рудниках горные работы оказались чрезвычайно рассредоточенными, а схемы грузопотока, водоотлива, энергоснабжения, вентиляции усложненными и многоступенчатыми. Наиболее сложные схемы вскрытия к концу 1980-х годов сформировались на Дарасунском, Кочкарском, Березовском, Бериккульском и других рудниках.

При большом многообразии и числе вскрывающих выработок на золотодобывающих рудниках лишь отдельные стволы имеют большое сечение, закреплены бетонной крепью и оснащены высокопроизводительными скиповыми установками (Северо-Енисейский, Кочкарский, Березовский рудники). Большинство же стволов имеют малое сечение, закреплены деревянной крепью, подъемные машины работают на пределе канатоемкости. На таких рудниках горные работы при малой их годовой производительности, как правило, ведутся на семи-восьми горизонтах (на Дарасунском - на двадцати четырех, Березовском - на четырнадцати, Токурском - на десяти).

Значительное влияние на показатели работы старых подземных рудников оказывает необходимость поддержания большого числа горных выработок ("Дарасунский" - 49 км, "Березовский" - 47 км, "Бестюбинский" - 40 км, "Кочкарский" - 30 км, "Бериккульский" - 25 км, "Саралинский" - 25 км).

В целом схемы вскрытия на многих золотодобывающих рудниках требуют коренной реконструкции. В совершенствовании вскрытия месторождений за последние 20-30 лет можно отметить лишь реконструкцию схем вскрытия на ряде рудников, эксплуа-

тируемых в течение многих лет, с проходкой высокопроизводительных шахтных стволов, оборудованных скиповыми подъемами с оформлением концентрационных горизонтов и перепуском на них руды с нескольких промежуточных горизонтов. Из таких рудников прежде всего можно отметить "Березовский", "Северо-Енисейский", шахта "Центральная" ПО "Южуралзолото". Идет реконструкция Бериккульского и Центрального рудников, разработан проект реконструкции схемы вскрытия на Дарасунском руднике.

Из-за широкого внедрения на некоторых рудниках самоходного оборудования в действующие схемы вскрытия месторождений и отдельных их участков стали включаться наклонные съезды между горизонтами (Северо-Енисейский рудник) и для вскрытия нижних горизонтов месторождений (Каульдинский рудник ПО "Узбекзолото"). Наклонные съезды предназначены, главным образом, для перемещения самоходных машин, а также для доставки грузов, оборудования и используются в качестве запасных выходов. Наклонный съезд на Каульдинском руднике является основной вскрывающей выработкой и служит для выдачи руды с нижних горизонтов самосвалами типа МоАЗ.

При разработке технологических регламентов и проектов для эксплуатации новых месторождений в настоящее время строительство высокомеханизированных современных стволов и проходка наклонных съездов предусматриваются после оценки их технико-экономической целесообразности (рудники "Тарорский", "Нежданинский", "Бодран", "Талдыбулак-Левобережный" и др.).

Интересны проектные решения по штольневому вскрытию подкарьерных запасов для подземной разработки с использованием капитальных рудоспусков для Макмальского и Таласского рудников Кыргызстана.

ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ И ПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ

Проведение всех видов горных работ на золотодобывающих рудниках производится буровзрывным способом. Поскольку почти на всех рудниках на основных горизонтах используется электровозная откатка, то при проведении горных выработок на откаточных горизонтах для бурения шпуров в основном используются ручные перфораторы типа ПП-63, ПП-64, ПР-30 с пневмоподдержками, а погрузка отбитой горной массы производится в вагонетки погрузочными машинами ППН-1С. На промежуточных горизонтах шпуров бурят ручными перфораторами, а доставка горной массы производится скреперными установками различной производительности.

Начиная с 1976 года на золотодобывающих рудниках впервые в цветной металлургии начало применяться самоходное оборудование импортного производства, в том числе и при проведении горизонтальных и наклонных выработок. К настоящему

времени на 12 крупнейших рудниках при проведении выработок используются комплексы самоходных машин, состоящие из бурильных установок "Айр-Минибур", "Тамрок-Минибур-Дизель" (Финляндия) и погрузочно-транспортных машин СТ-2Б (Германия), Торо-200Д, Торо-150Д (Финляндия), ЛК-1 (Польша), ПД-3, ПТ-4, ПД-6. Для зарядки шпуров при проведении горных выработок на многих рудниках применяются пневмозарядчики типа ЗП-1, ЗП-2, "Курма" и др. На большинстве же рудников шпурсы по-прежнему заряжают вручную.

На проходке восстающих выработок довольно широко используются проходческие комплексы с монорельсовым перемещением типа КПВ. Однако даже на тех рудниках, где используются комплексы КПВ, основные объемы восстающих выработок проходятся с применением традиционной технологии с креплением и использованием телескопных перфораторов.

Совершенствование горно-подготовительных работ в течение многих лет заключалось, главным образом, в выборе рациональных схем расположения горно-подготовительных выработок, в совершенствовании буровзрывного комплекса и организации проходческих работ.

Конечной целью совершенствования схем подготовки блоков обычно являлось снижение протяженности горно-подготовительных выработок на 1000 т добываемой руды или уменьшение объемов полевой подготовки, т.е. стремление как можно больше подготовительных выработок проводить по руде.

Снижение протяженности горно-подготовительных выработок на 1000 т добываемой руды не всегда стимулировалось существовавшей системой планирования. Объемы горно-подготовительных работ обычно планировались вышестоящей организацией и выполнение плановых показателей зачастую достигалось за счет проведения излишнего числа выработок.

Стремление проводить подготовительные выработки по руде оказывалось не всегда оправданным экономически, так как часто приводило к дополнительным потерям руды в целиках, которые приходится оставлять на весь срок службы выработки и их последующая отработка не всегда возможна.

Кроме того, рудная подготовка блоков затрудняет маневры подвижного состава на горизонте выпуска и снижает тем самым производительность участка.

Одним из основных направлений совершенствования проведения горных выработок в течение многих лет являлась организация скоростных проходок. При этом достаточно высокие показатели проходки достигались, главным образом, за счет четкой организации труда практически на том же проходческом оборудовании.

Наиболее высоких результатов в скоростном проведении горизонтальных горных выработок с применением обычного переносного оборудования добилась бригада Ф.Ф. Фахрутдинова на

Дарасунском руднике, которая ежегодно скоростным методом проводила до 2400 м горизонтальных выработок с производительностью труда 4,4-5,1 м³/чел-смену при средней по руднику 2,4 м³/чел-смену.

Рекордные показатели скоростного проведения горизонтальных и восстающих выработок служили хорошим ориентиром и школой передового опыта в организации труда проходчиков для других бригад. Однако, в большинстве случаев, достижение высоких скоростей проведения превращалось в самоцель, не всегда соблюдались санитарно-гигиенические требования в процессе работ.

Во время проведения скоростных проходок, как правило, оказывалась парализованной работа на других объектах, а иногда и на целом участке, так как проходчикам обычно передавалось лучшее оборудование при 100% резерва и другие, как правило, ограниченные ресурсы шахты.

Качественные изменения в технологии проведения горизонтальных горных выработок на золотодобывающих рудниках произошли в результате оснащения их импортным самоходным оборудованием. При этом резко повысились скорости проведения и возросла производительность труда. Наиболее высокие показатели при проведении горизонтальных горных выработок с применением комплекса машин, состоящего из бурильной установки "Тамрок-Минибур-Дизель" и погрузочно-транспортной машины Торо-200Д, при многозабойном их использовании были достигнуты в 1983 году на руднике "Советский" Северо-Енисейского ГОКа бригадой В.Л. Шеголева, состоящей из шести человек. Скорость проведения выработок составила 649 м/мес при производительности труда 26,4 м³/чел-смену.

На Березовском руднике бригадой С.В. Соснина с применением такого же комплекса машин при проведении выработок достигнута средняя производительность труда 7,8-9,2 м³/чел-смену.

Развитие технологии проходки восстающих выработок связано с внедрением на подземных рудниках проходческих комплексов типа КПВ. С внедрением комплексов КПВ-4 скорость проведения восстающих возросла с 30-40 до 80-100 м/мес, производительность труда повысилась с 1,5-2 до 3-3,7 м³/чел-смену.

С появлением проходческо-очистного комплекса КОВ-25 при проходке восстающих началось применение механизированного полка КПВ-6, однако из-за конструктивных недоработок широкого распространения не получило. В то же время на рудниках, где использовался комплекс КОВ-25, очень скоро для проходки восстающих был приспособлен подъемник ПВ-1000, который по инициативе горнорабочих впоследствии сотрудниками института-разработчика НИПИГОРМАШ был усовершенствован и допущен к применению в качестве проходческого полка.

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

При разработке тонких и маломощных жил практически применяется только шпуровая отбойка. Бурение шпуров ведется перфораторами ПГ-30К, ПТ-29, ПТ-36, ПТ-48.

Разработанная в 1960-е годы в ИГД им. А.А. Скочинского новая технология отработки жил с магазинированием руды и использованием шпуров малого диаметра, мощных ВВ, высокопроизводительных перфораторов, сближенных люков, к сожалению, в полном объеме не была применена ни на одном золотодобывающем руднике из-за плохого снабжения рудников качественными буровыми коронками диаметром 30-34 мм, легированной буровой сталью диаметром 19-22 мм, низкого качества изготовления поршней к перфораторам ПТ-29 и ПТ-36.

С 1976 года началось применение импортных самоходных бурильных установок с пневматическим приводом и пневмомашинной ходовой частью ("Айр-Минибур"), а с начала 1980-х годов - дизельных машин ("Тамрок-Минибур-Дизель", Финляндия). Это резко повысило производительность бурения за счет мобильности установок, использования производительных буровых машин, более качественного инструмента.

Из отечественных буровых машин следует отметить появление на рудниках созданных в Минатомэнергопроме установок для бурения шпуров УБШ-2Г и УБШ-11Г, оборудованных гидрперфораторами.

До начала 1960-х годов при отработке рудных тел средней и большой мощности преобладала шпуровая отбойка. С появлением станков глубокого бурения с погружными перфораторами (БМК-4, БА-100, НКР-100) получили развитие системы с массовой отбойкой руды, а производительность труда на бурении возросла в 2,5-3,5 раза. Существенным недостатком применения буровых станков с диаметром коронки 100-110 мм явился повышенный выход негабарита (до 15-20%). Требовалось уменьшить диаметр скважин, сгустить сетку их расположения, повысить скорость бурения.

Появились отечественные самоходные буровые станки типа ПБУ-80, КБУ-60, часть из которых малогабаритные, а в 1976 году на Зодском, Березовском и Северо-Енисейском и других золотодобывающих рудниках стали применяться установки ЖЛХ для бурения скважин диаметром 51 мм фирмы "Ингерсол Рэнд" (США), а позднее - установки "Соло" (Швеция).

С применением самоходных буровых установок существенно облегчился труд бурильщиков, так как была исключена трудоемкая операция по перестановке станка от скважины к скважине и с веера на веер.

В настоящее время из-за прекращения поставок оборудования из-за рубежа предстоит снова осваивать отечественные станки и установки, в частности станок БУГ-65м.

Наиболее существенный сдвиг в технологии и эффективности

бурения связывается с предстоящим переходом на гидроперфораторы.

В качестве ВВ при шпуровой отбойке в основном используются патронированные аммиачно-селитренные вещества, началось применение дешевых гранулированных ВВ в сочетании с пневмозаряжанием, которые преобладают при зарядании скважин.

На рудниках нашли широкое применение для зарядания шпуров пневмозарядчики "Курама-7 м", ЗП-1, а для скважин ВАХШ-5, ЗМК-1, "Ульба" и др.

Использование пневматических зарядчиков обеспечило высокую степень механизации процесса зарядания шпуров и скважин. За счет достижения высокой плотности зарядания улучшилось качество дробления горной массы взрывом и в 2-2,5 раза повысилась производительность труда взрывников.

Тем не менее, все резервы совершенствования взрывной отбойки еще не исчерпаны. Предстоит улучшить конструкцию зарядов, использовать кумулятивный эффект, параметры шпуров и скважин, схемы их расположения в очистном забое, особенно при малой ширине очистного пространства.

ВЫПУСК РУДЫ, ПОГРУЗКА И ДОСТАВКА ГОРНОЙ МАССЫ

При разработке тонких и маломощных крутонаклонных жил наиболее распространенный люковый выпуск нередко ограничивает производственные возможности блока вследствие заторов руды, перемешанной с выбитой взрывами распорной крепью.

Некоторое сокращение числа заторов на некоторых рудниках достигалось применением сближенных люков и вибролент типа "Волна" или расположением распорок в открытом очистном пространстве или в замагазинированной руде строго одна под другой, а также за счет использования безлюкового выпуска на подошву блока. Скреперная доставка при разработке пологих и наклонных жил малопроизводительна при оставлении нерегулярных внутривблоковых целиков.

Важнейшим этапом качественного совершенствования процесса погрузки и доставки отбитой горной массы при разработке рудных тел средней и большой мощности явилось внедрение импортных самоходных погрузочно-транспортных машин (ПТМ). В 1976 году крупные золотодобывающие рудники ("Березовский", "Северо-Енисейский", "Коммунарковский", "Зодский", "Каульдинский") были оснащены самоходными ПТМ западно-германского (СТ-2Б, ЛФ-2) и шведского (Каво-310, Каво-511) производства. Позднее парк ПТМ дополнился машинами ЛК-1 (Польша), а в 1970-х годах основные поставки ПТМ были из Финляндии (Торо-200Д, Торо-150 и др.).

Самоходное погрузочно-транспортное оборудование на многих золотодобывающих рудниках быстро получило широкое применение как на очистных работах, так и на проходке горных выработок.

За счет высокой мобильности и производительности новой техники появилась возможность использования машин в течение смены в нескольких забоях и сменная производительность оператора машины по погрузке и доставке горной массы по сравнению с машинистом скреперной установки возросла в 2,5-3 раза и в среднем достигала от 80 до 120 т руды, а при благоприятных условиях работы (рациональная схема доставки и наличие достаточного фронта работ) превышала 200 т/смену.

Для транспортирования руды на значительное расстояние и выдачи ее на поверхность на Каульдинском руднике впервые были применены подземные автосамосвалы типа МоАЗ.

На отечественных машиностроительных заводах также начато производство погрузочно-транспортных машин. На Воронежском заводе горно-шахтного оборудования производится целый ряд дизельных ПТМ типа ПД-3, ПД-3А, ПД-5, ПД-5А, ПД-6. Воронежским, а также Дарасунским заводами выпускается бункерная пневматическая погрузочно-транспортная машина ПТ-4, аналогичный тип машины (МПДН-1) изготавливается Краснокаменским заводом.

Отечественными машиностроителями разработано несколько типов малогабаритных ПТМ для использования в ограниченном очистном пространстве при разработке маломощных жил и при проведении выработок малого сечения, но серийный выпуск этих машин, кроме машин заводов Минатомэнергомаша, пока не организован.

Следует отметить, что отечественные ПТМ весьма неохотно приобретаются рудниками из-за низкого качества изготовления, поэтому широкого распространения они пока не получили.

КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПОДДЕРЖАНИЕ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

Совершенствование процесса крепления горных выработок осуществляется посредством внедрения новых видов крепей взамен традиционно применяемой деревянной. Для крепления капитальных и других выработок с длительным сроком службы используется набрызгбетонная (торкрегирование) и анкерная крепь, в том числе железобетонными анкерами. Часто эти виды крепей применяются совместно. При этом кровлю и борта выработки закрепляют железобетонными анкерами и покрывают слоем набрызгбетона. На наиболее ответственных участках, например в околоствольных дворах, на железобетонные анкера подвешивают металлическую сетку, которую затем покрывают слоем набрызгбетона.

Все операции по креплению железобетонными анкерами и набрызгбетоном в достаточной степени механизированы.

На Кочкарском и Березовском рудниках испытана анкерная

крепь на основе синтетических смол, которая из-за дефицита синтетических материалов и высокой стоимости распространения не получила.

При креплении нарезных выработок с ограниченным сроком службы на многих рудниках используют металлическую арочную сборно-разборную крепь, собираемую из специально изготавливаемого в заводских условиях профиля.

Совершенствование процесса крепления выработок деревом идет по пути механизации процесса заготовки и установки крепи, для чего созданы и достаточно широко применяются крепезаделочные станки, электрические и пневматические пилы и другая малая механизация.

Очистное пространство при разработке маломощных и тонких жил чаще всего поддерживается с помощью деревянной распорной, органной или костровой крепи, иногда в сочетании с закладкой отсортированной породой.

При применении системы со слоевым обрушением используют сплошную деревянную крепь специальной конструкции. В отдельных случаях при отработке ослабленных участков рудных тел со слоистыми породами висячего бока используют анкерную крепь с клиновым замком. На Кочкарском руднике испытана анкерная крепь с закреплением синтетическими смолами. При разработке рудных тел средней и большой мощности поддержание пород висячего бока от обрушения чаще всего осуществляется искусственными целиками из твердеющей закладки, укладываемой в первичных камерах.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Сложность горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатации золоторудных месторождений предопределила большое разнообразие применяемых систем разработки (до пяти на одном руднике).

В табл. 5.2 показана динамика удельного соотношения, %, систем разработки в золотодобывающей промышленности.

До 1990 года не определялось удельное соотношение систем разработки в увязке с горно-геологическими условиями, что затрудняет анализ тенденций изменения технологии горных работ, обусловленных научно-техническим прогрессом.

В табл. 5.3 приведены системы разработки, применяемые на большинстве действующих рудников СНГ, в увязке с основными горно-геологическими характеристиками (мощность рудных тел, угол наклона).

Данные таблицы свидетельствуют о непрекращающемся совершенствовании технологии и систем разработки на золотодобывающих рудниках.

Характерным для довоенного и военного периодов было при-

Т а б л и ц а 5.2

Система разработки	1946 г. (по дан- ным П.Д. Луневско- го)	1958 г. (по данным М.Т. Дани- лова)	1968 г. (по данным Иргиредме- та)	1990 г. (по данным Иргиредмета)
1. С открытым очистным пространством	33,8	29,2	28,3	23,1
В том числе:				
сплошная	3,4	8,8	5,4	3,3
с распорной крепью	30,4	17,9	11,7	8,9
камерно-целиковая (с подэтажными штре- ками, этажно-камерная, камерно-столбовая)	-	2,5	11,2	11,6
2. С магазинированием руды	25	31,9	31,4	26,7
3. С закладкой	1,5	13,5	13,2	19,2
4. С креплением и закладкой	26,4	-	1,4	-
5. С обрушением	8,7	10	11,6	19,5
В том числе:				
со слоевым обрушением	8,7	10	5,5	2,1
с подэтажным обрушением	-	-	6,1	17,4
6. Прочие	4,6	14	14,1	11,5
<i>Итого</i>	100	100	100	100

менение в довольно большом объеме добычи (до 26,4%) систем разработки с креплением и с креплением и закладкой, а также незначительная доля систем с закладкой (всего 1,5%) и с обрушением (8,7%), причем применялась исключительно система со слоевым обрушением.

За период с 1946 года на золотодобывающих рудниках произошли значительные изменения в соотношении систем разработки: прекращена добыча руды с применением систем разработки с креплением и закладкой; с 1,5 до 19,2% возросла доля систем с закладкой, в том числе с твердеющей; удвоилась доля добычи по системам с обрушением (с 8,7 до 19,5%).

Применявшиеся ранее системы с усиленной распорной крепью, а также с креплением и закладкой (рис. 5.1) отличались сложностью конструктивного исполнения, высоким расходом крепежного леса, высокой трудоемкостью и стоимостью добычи 1 т руды.

Направления совершенствования технологии и тех или иных систем разработки на золотодобывающих рудниках в различных горно-геологических условиях раздельно для тонких и мало-мощных жил и рудных тел средней и большой мощности будет рассмотрено в следующих разделах.

В табл. 5.4 приведена характеристика применяемого бурово-

Таблица 5.3

Мощность рудного тела, м	Угол наклона рудного тела, градус	Система разработки	Рудник	Доля применения системы разработки, %	Потери, %	Разубоживание, %	Производительность труда по системе разработки, м ³ /чел-смену	
До 0,8	До 50	Сплошная по простиранию с распорной крепью	"Артемовский"	40,9	8,2	57,9	2	
			"Токур"	75	12,1	74	2,43	
	Свыше 50	Потолкоуступная с распорной крепью С магазинированием	"Берикульский"	90	7,6	64	1,85	
			"Тасеевский"	49	12,6	43,81	-	
			"Любовь"	100	-	-	-	
			"Кочкарский"	23	1,6	72,5	2,3	
			"Березовский"	2,7	19,3	86,5	4,5	
			"Карамкенский"	69	8,3	35,6	5,5	
			"Дарасунский"	71,1	6,9	31,7	3,1	
			"Токур"	2,5	-	-	-	
			Горизонтальными слоями с гидроакладкой	"Кочкарский"	19,2	2,9	72,2	1,9
			Спаренными прирезками по простиранию с применением КОВ-25	"Кочкарский"	13,1	23	67,2	3,1
До 3	До 50	Потолкоуступная с распорной крепью	"Саралинский"	76,4	11,8	39,8	1,9	
			"Дарасунский"	11,9	11,6	1,3	2	
		Сплошная по простиранию Сплошная по восстанию с послонной выемкой	"Невьянский"	100	-	-	2,5	
			Камерно-лавная	"Кыллах"	100	-	-	4
	Свыше 50	Камерно-столбовая С магазинированием	"Емельяновский"	100	-	-	4,2	
			"Кочбулак"	20	-	-	-	
			"Коммунарковский"	3	-	-	-	
			"Артемовский"	59,1	2,6	3,69	2,88	
			"Саралинский"	23,6	-	-	-	
			"Жолымбет"	29	-	-	-	

Мощность рудного тела, м	Угол наклона рудного тела, градус	Система разработки	Рудник	Доля применения системы разработки, %	Потери, %	Разубоживание %	Производительность труда по системе разработки, м ³ /чел-смену
До 3	Свыше 50		"Акбокай"	60,6	-	-	1,1
			"Амазарский"	100	5	2	5,5
			"Матросова"	6	10-12	30	7
			"Дукатский"	100	-	-	3
			"Кайраккумский"	100	-	-	0,55
			"Сарылахский"	80	5	44,7	0,55
			"Оночалах-Булар"	100	-	-	2,87
			"Каульды"	17	-	-	-
			"Кочбулак"	32	-	-	-
			Потолкоуступная с распорной крепью	50	-	-	2,9
			"Жолымбет"	2	7,4	50,4	-
			"Акбокай"	39,4	-	-	1,3
			"Бестюбе"	50	-	-	1,9
			Сплошная по простиранию с распорной крепью	100	-	-	2,39
			Шахта "Юрская"	100	-	-	1,9
			Сплошная по восстанию с отбойкой глубокими скважинами	10	10	8	4,3
			Магазин-закладка	50	-	-	4,14
3-20	До 50	Горизонтальными слоями с закладкой камерно-столбовая	"Кочкарский"	44,7	0,4	49,6	2
			Им. Матросова	40	9,8	40,4	7
			"Меградзорский"	100	6	23,3	1,74
			"Березовский"	2,0	20,8	11,1	7,0
			"Веселый"	49	4	26	-
			"Каульды"	10	7,3	7,2	-
3-20	Свыше 50	Этажно-камерная с последующей закладкой Подэтажными штреками	"Березовский"	94,9	-	-	11,7-14,3
			"Миндякский"	93,5	-	-	3,72
			"Карамкенский"	31	8,3	35,6	9

Свыше 60-90
20

	"Октябрьский"	50	-	-	4,14
	"Сарылах"	20	5	-	0,81
	"Чадак"	39	-	-	-
	"Зармитан"	15	-	-	-
С подэтажным обрушением	"Жолымбет"	69	2,9	6,7	-
	"Тасеевский"	51	-	-	2,44
	"Тарор"	100	-	-	13,2
	"Зодский"	16	18	25	11,2
	"Кочбулак"	31	-	-	-
Горизонтальными слоями с гидро- закладкой	"Березовский"	0,4	-	32,2	6
Горизонтальными слоями с твердею- щей закладкой	"Миндякский"	6,5	-	-	2,25
Нисходящая слоевая выемка с твер- деющей закладкой	"Кочбулак"	16	-	-	-
Со слоевым обрушением	"Зодский"	84	4,8	13	3,6
С магазинированием	"Боко"	100	-	-	2,52
	"Неждановский"	100	-	-	4,7
	"Чадак"	61	12	12,3	-
	"Зармитан"	80	-	-	-
Вертикальными прирезками с приме- нением КОВ-25	"Дарасунский"	17	-	-	7
С подэтажным обрушением	"Зармитан"	5	-	-	-
	"Северо-Енисейский"	81	16,7	26,2	7,05
	"Аксу"	100	-	-	8,2
	Им. Матросова	14,5	22	26	9
	"Кызыл-Алма"	100	-	-	-
Подэтажными штреками	Им. Матросова	39,5	18	3	11
	"Майкаин"	100	-	-	-
Со слоевым обрушением	"Северо-Енисейский"	19	2,7	1,8	2,97
Этажно-камерная	"Коммунарковский"	97	5,8	11,2	5,8

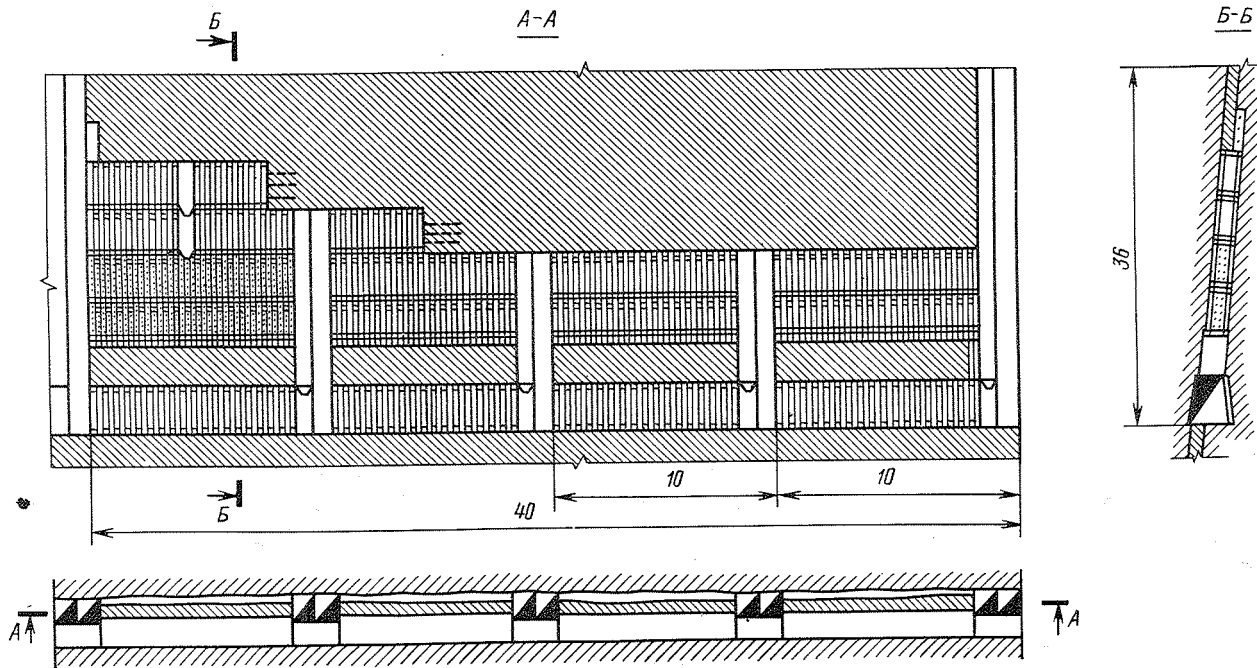


Рис. 5.1. Система разработки с креплением и закладкой

Мощность рудного тела, м	Угол наклона рудного тела, градус	Рудник	Применяемая система разработки	Средства механизации технологических процессов			
				Бурение шпуров и скважин	Доставка забойная	Погрузка в транспортные средства	Оборка и крепление кровли
Тонкие (до 0,8)	Наклонные (20-50)	"Токурский", "Саралинский", "Артемовский", "Берикульский", "Бестюбинский", "Жолымбетский"	Со сплошной выемкой	ПР-30К, ПП-63, ПТ-36, ПТ-29, ПП-54	Скреперная	Скреперная, люковая	Ручная
			С магазинированием руды	ПР-30к, ПП-63, ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, самотеком	То же	То же
			С отдельной выемкой	ПР-30К, ПТ-36, ПТ-29	Скреперная	"-"	"-"
	Крутонаклонные (50-90)	"Дарасунский", "Кочкарский", "Кочбулакский", "Артемовский", "Берикульский"	С распорной крепью	ПТ-3,6, ПТ-29 ПТ-48	Самотеком	Люковая	"-"
			С магазинированием руды	ПР-30К, ПТ-36, ПТ-29, ПТ-48	То же	То же	"-"
			С применением КОВ-25	КОВ-25 (ПК-60)	"-"	ППН-1С	Не требуется
Маломощные (0,8-3)	Наклонные	"Токурский", "Саралинский", "Каульдинский"	С отдельной выемкой	ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, самотеком, по желобам, ПГ-4	Люковая	Ручная
			Горизонтальными слоями с гидрозакладкой	ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, СТ-500НЕ, Каво-310	То же	То же
			Со сплошной выемкой	ПР-30К, ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, люковая	Скреперная, люковая	"-"
	Крутонаклонные	им. Матросова, "Карамкенский", "Дарасунский", "Тасеевский"	С магазинированием руды	ПР-30К, ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, самотеком	То же	"-"
			С распорной крепью	ПТ-36, ПТ-29	Самотеком	Люковая	"-"
			С применением КОВ-25	КОВ-25 (ПК-60)	То же	Люковая, ППН-1С	Не требуется

Мощность рудного тела, м	Угол наклона рудного тела, градус	Рудник	Применяемая система разработки	Средства механизации технологических процессов			
				Бурение шпуров и скважин	Доставка забойная	Погрузка в транспортные средств	Оборка и крепление кровли
Маломощные (0,8-3)	Крутонаклонные	"Коммунарковский", "Березовский", "Пирмирабский", "Зармитанский", "Амазарский"	С магазинированием руды	ПР-30К, ПТ-36, ПТ-29, ПТ-48	Скреперная, самотеком	Люковая	Ручная
			"Горизонтальными слоями с закладкой"	ПТ-36, ПТ-29	Скреперная, по желобам, самотеком	То же	То же
Средней мощности (3-20)	Наклонные	"Кочбулакский", "Каульдинский", "Березовский", "Кызыл-Алмасайский"	Камерно-столовая	ПР-30К, "Айр-Минибур"	Скреперная, СТ-2Б, ПД-3, Торо-200Д	Скреперная, СТ-2Б, ПД-3, Торо-200Д	-"
			С доставкой руды силой взрыва	НКР-100, ЖЛХ	Силой взрыва, скреперная, СТ-2Б	Скреперная, СТ-2Б	Не требуется
			Горизонтальными слоями с закладкой	ПР-30К, "Айр-Минибур", "Дизель-Минибур"	Скреперная, Каво-310, ПТ-4, СТ-2Б, ПД-3, Торо-200Д	Люковая	Ручная
			Со слоевым обрушением	ПР-30К	Скреперная, Каво-310	То же	То же
Средней мощности	Крутонаклонные	им. Матросова, "Нежданнинский", "Тасеевский", "Коммунарковский"	С подэтажным обрушением	НКР-100, ЖЛХ	Скреперная, Каво-310, ПТ-4, Каво-511, СТ-2Б	-"	Не требуется
			Подэтажными штреками	НКР-100, ЖЛХ	Самотеком, скреперная	Люковая, ППН-1С, ЛФ-2Х, скреперная	То же

		"Северо-Енисейский" "Березовский", "Зодский", "Каульдинский", "Кызыл-Алматский", "Сарылахский"	Этажно-камерная С магазинированием руды Горизонтальными слоями с закладкой Со слоевым обрушением С поэтажным обрушением	НКР-100, ЖЛХ ПТ-36, ПТ-29 ПР-30К, "Айр-Минибур", Дизель-Минибур" ПР-30К НКР-100, ЖЛХ	Самотеком, скреперная, СТ-2Б, ЛФ-2Х Самотеком, скреперная Скреперная, Каво-310, ПТ-4, СТ-2Б, Торо-200Д Скреперная, Каво-310 Скреперная, Каво-310, ПТ-4, Каво-511, СТ-2Б, Торо-290Д	Скреперная, ЛФ-2Х, СТ-2Б, Торо-200Д, ПД-3 Люковая, ППН-1С, Каво-310 Люковая То же "-"	То же Ручная То же "-" Не требуется
Мощные (более 20)	Наклонные	"Каульдинский", "Веселый"	Камерно-столбовая	ПР-30К	Скреперная, ПД-3	Скреперная, ПД-3	Ручная
			Этажно-камерная	КБУ-50, КБУ-80	Скреперная, самотеком	Скреперная	Не требуется
			Горизонтальными слоями с закладкой	ПР-30К, "Айр-Минибур", "Дизель-Минибур"	Скреперная, Каво-310, ПТ-4, ПД-3	Люковая	Ручная
Мощные	Крутонаклонные	им. Матросова, "Березовский", "Коммунарковский",	Со слоевым обрушением	ПР-30К	Скреперная, Каво-310	Люковая	Ручная
			С поэтажным обрушением	НКР-100, ЖЛХ	Скреперная, Каво-310, Каво-511	То же	Не требуется
Мощные	Крутонаклонные	им. Матросова, "Березовский", "Коммунарковский",	Подэтажными штреками	НКР-100, ЖЛХ	Самотеком, скреперная	Скреперная, ППН-1С, ЛФ-2Х	То же

Мощность рудного тела, м	Угол наклона рудного тела, градус	Рудник	Применяемая система раз- работки	Средства механизации технологических процессов			
				Бурение шпуров и скважин	Доставка забойная	Погрузка в транспорт- ные средств	Оборка и крепление кровли
Мощные	Крутонаклон- ные	"Северо-Енисей- ский", "Веселый"	Этажно-камер- ная	НКР-100, ЖЛХ	Скреперная, самотеком, СТ-2Б, ЛФ-2Х, Торо-200Д, ПД-3	Скреперная, СТ-2Б, Торо- 200Д, ПД-3, ЛФ-2Х	Не требуется
			Горизонтальны- ми слоями с закладкой	ПР-30К, "Айр-Ми- нибур", "Дизель- Минибур"	Скреперная, Каво-310, СТ-2Б, ПЛ-3, Торо-200Д	Люковая	Ручная
			Со слоевым об- рушением Подэтажным об- рушением	ПР-30К НКР-100, ЖЛХ	Скреперная, Каво-310, Каво-511, ПТ-4, СТ-2Б, Торо-200Д	То же "-"	То же Не требуется

го и доставочного оборудования, способов погрузки руды в транспортные средства и др.

Основной объем горных работ при проходке и очистной выемке выполняется с применением ручных и телескопных перфораторов, малопроизводительных скреперных лебедок, пневматических погрузочных машин ППН-1С.

Высокопроизводительное самоходное оборудование используется лишь на нескольких наиболее крупных рудниках.

Начатое еще в 1970-е годы техническое перевооружение золотодобывающих рудников не получило широкого развития прежде всего из-за трудностей приобретения машин зарубежного производства. Отечественная же промышленность так и не освоила производство высококачественного самоходного оборудования. Погрузочно-транспортные машины типа ПД и бурильные установки не получили распространения на рудниках из-за низкого качества их изготовления.

5.3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ТОНКИХ И МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛ И ИХ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ

По состоянию на 1990 год на подземных рудниках золотодобывающей промышленности при отработке тонких и маломощных жил добывалось 38,2% всей подземной руды и более половины всего металла.

В табл. 5.5 показано распределение, %, добычи руды из тонких и маломощных жил в зависимости от углов наклона и мощности.

Вследствие ограниченных размеров очистного пространства затруднена механизация технологических процессов горных работ. Необходимость прирезки значительных объемов пустых пород при очистной выемке обуславливает при разработке этой категории рудных тел наиболее низкие технико-экономические показатели. При этом особо низкими показателями отличается отработка тонких и маломощных жил при пологом и наклонном залегании.

Т а б л и ц а 5.5

Класс систем разработки	Мощность жилы, м		Всего
	до 0,8	0,8-3	
С открытым очистным пространством	7,2/4,9	10,8/20,6	43,5
С магазинированием руды	-/19,5	-/33	52,5
С закладкой	-/2,2	-/1,8	4
<i>Итого</i>	7,2/26,6	10,8/55,4	100

Примечание. В числителе - при углах наклона 0-50°, знаменателе - 50-90°.

РАЗРАБОТКА ТОНКИХ И МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛ ПРИ ПОЛОГОМ И НАКЛОННОМ ЗАЛЕГАНИИ

При разработке тонких и маломощных рудных тел при пологом и наклонном залегании на золотодобывающих рудниках основной системой разработки является сплошная система с выемкой по простиранию.

Совершенствование этой системы шло в основном в направлении изыскания оптимального расположения линии забоя и рационального способа крепления очистного пространства.

Одним из первых опытов совершенствования технологии и системы разработки жил в таких условиях было внедрение сотрудниками Иргиредмета на Токурском руднике сплошной системы с наклонным забоем и нисходящей выемкой взамен восходящей выемки, отличающейся большими потерями руды (рис. 5.2 и 5.3).

Применение системы позволило с 74 до 81% увеличить запасы камер, повысить интенсивность очистной выемки, на 5-20% сократить потери, уменьшить почти вдвое расход лесоматериалов, на 28,8% увеличить производительность забойных рабочих.

Несколько позднее появилась система со сплошной выемкой по падению жил (рис. 5.4).

При недостаточно высокой устойчивости обнажений висячего бока и пологом залегании на отдельных рудниках получила рас-

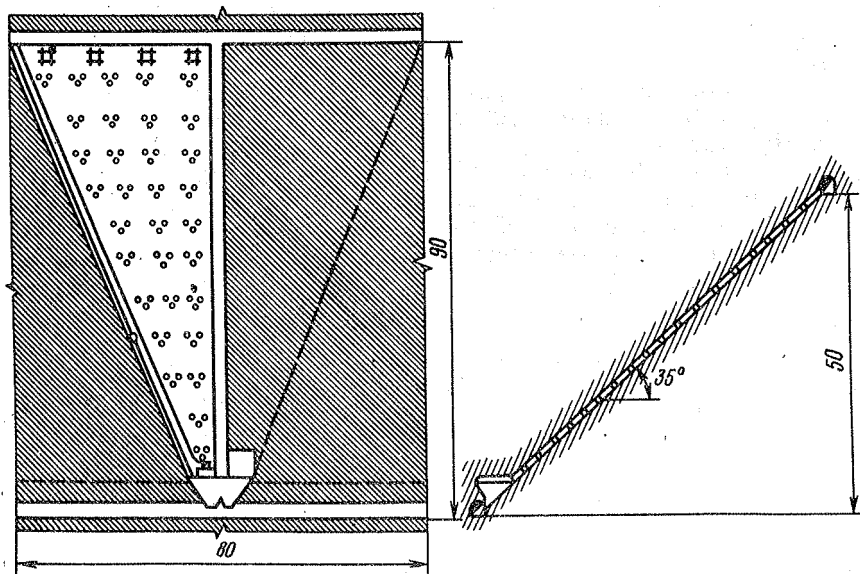


Рис. 5.2. Сплошная система разработки с наклонным забоем

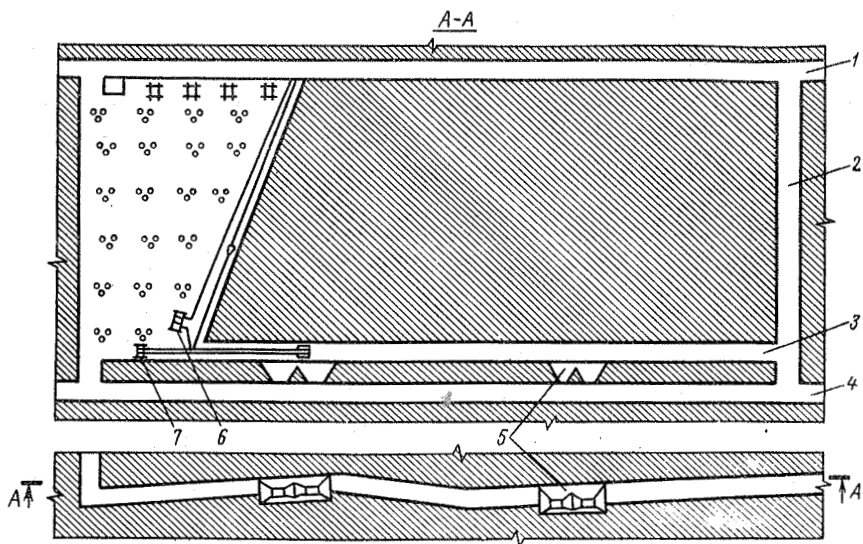


Рис. 5.3. Сплошная система разработки с выемкой по простираанию наклонным забоем и бункером-накопителем:

- 1 - вентиляционный штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - конвейерный штрек; 4 - откаточный штрек; 5 - бункер-накопитель; 6 - скреперная лебедка; 7 - скребковый конвейер

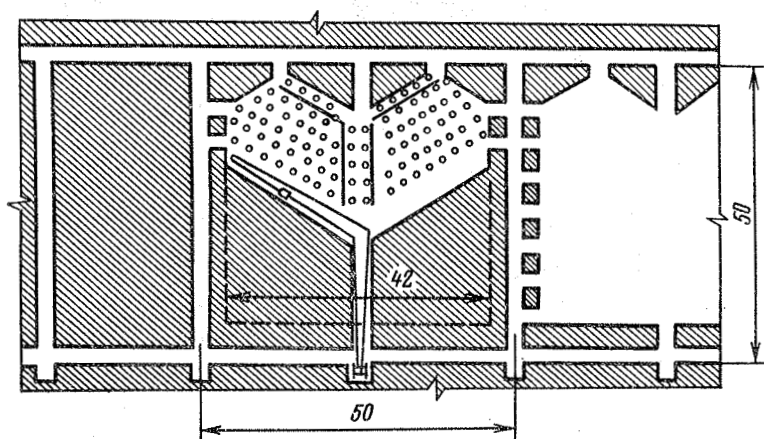


Рис. 5.4. Сплошная система с выемкой по падению

пространство камерно-столбовая система разработки. В качестве примера можно привести систему, применявшуюся на Ангренском руднике (рис. 5.5). Для этой системы характерны огромные потери ценной руды в целиках и высокое разубоживание за счет прорезки вмещающих пород (до 40-60%).

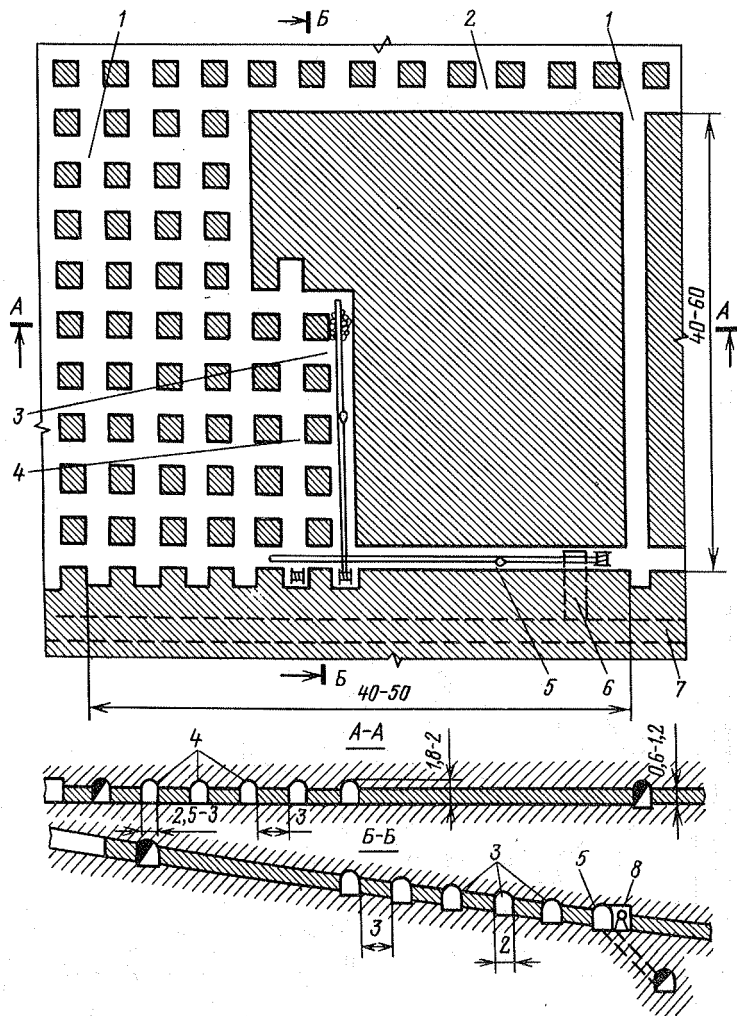


Рис. 5.5. Камерно-столбовая система разработки:

1 - блоковые восстающие; 2 - вентиляционный штрек; 3 - ходки; 4 - заходки; 5 - скреперный штрек; 6 - рудоспуск; 7 - откаточный штрек; 8 - ниша под скреперную лебедку

В порядке совершенствования камерно-столбовой системы разработки на Ангренском руднике в Ирригедмете (автор Е.А. Белкин) разработан и внедрен вариант камерно-столбовой системы разработки с увеличенным пролетом очистных камер (рис. 5.6), а также вариант камерной системы с раздельной

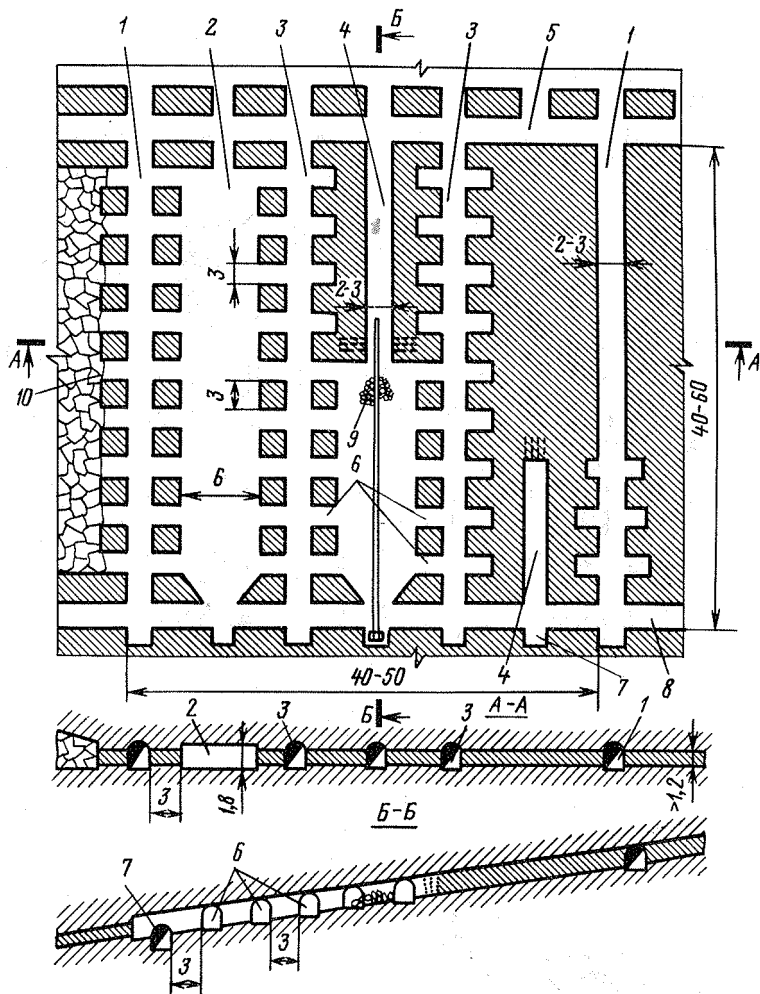


Рис. 5.6. Камерно-столбовая система разработки с увеличенным пролетом очистной камеры:

1 - блоковый восстающий; 2 - очистная камера; 3 - разрезной восстающий; 4 - доставочный восстающий; 5 - вентиляционный штрек; 6 - заходки; 7 - ниша под скреперную лебедку; 8 - скреперный штрек; 9 - отбитая руда; 10 - обрушенная порода

выемкой руды (рис. 5.7). Кроме того, для условий пологих жил Ангренского рудника предложены эффективные системы разработки камерами с последующей закладкой твердеющей смесью (рис. 5.8) и камерно-столбовая с использованием временной пневмобаллонной крепи (рис. 5.9).

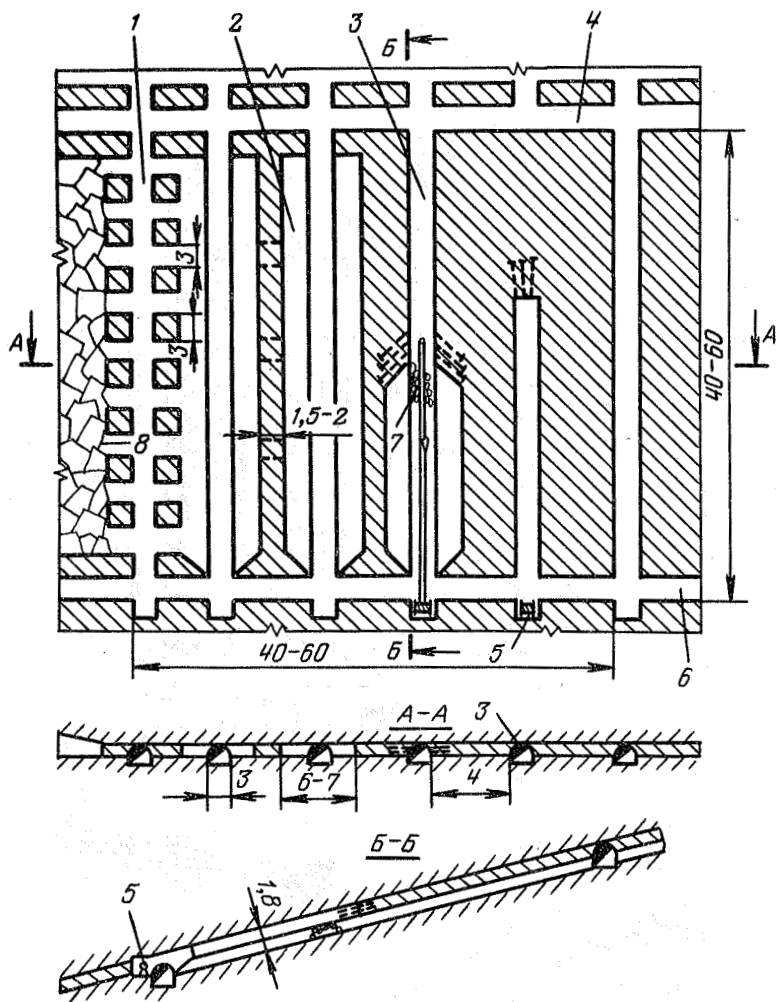


Рис. 5.7. Камерно-столбовая система разработки с селективной выемкой руды:

1 - блоковый восстающий; 2 - очистная камера; 3 - буродоставочный восстающий; 4 - вентиляционный штрек; 5 - ниша под скреперную лебедку; 6 - откаточный штрек; 7 - отбитая руда; 8 - обрушенная порода

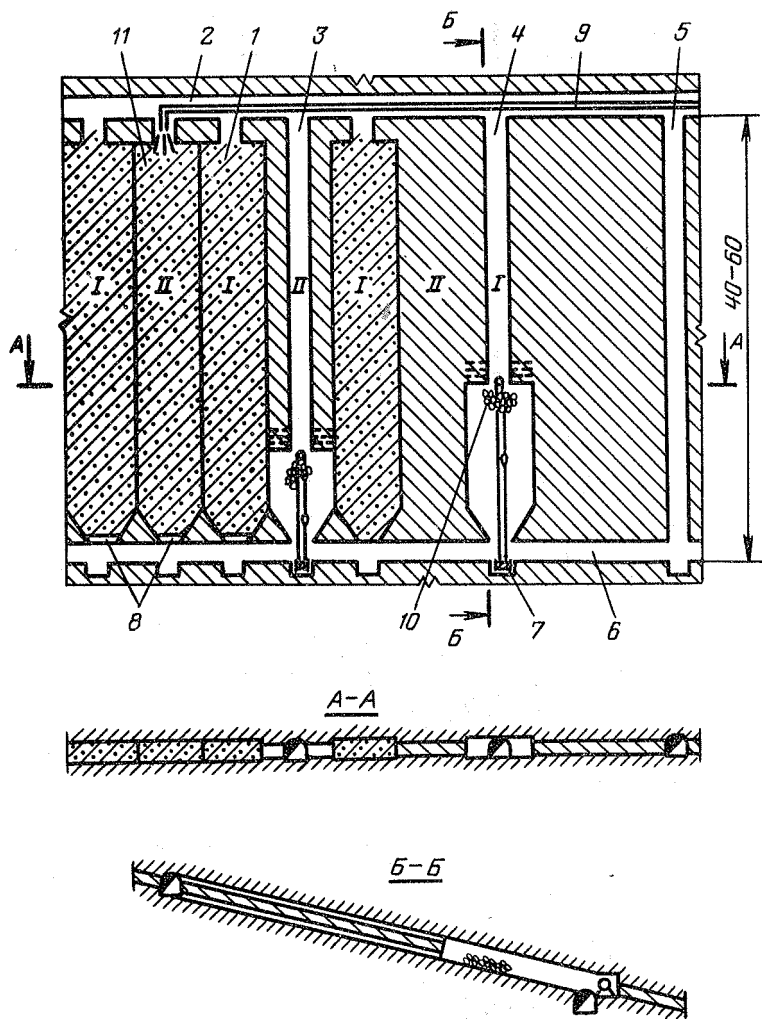


Рис. 5.8. Камерная система разработки с твердеющей закладкой:
 1 - твердеющая закладка; 2 - вентиляционный штрек; 3 - разрезной восстающий камеры II очереди; 4 - разрезной восстающий камеры I очереди; 5 - блоковый восстающий; 6 - скреперный штрек; 7 - ниша под скреперную лебедку; 8 - изоляционные перемычки; 9 - закладочный трубопровод; 10 - отбитая руда; 11 - гидравлическая закладка

Т а б л и ц а 5.6

Показатели	Система разработки						
	камерно-столбовая (базовый вариант)	камерно-столбовая с увеличенным пролетом камер	камерная с ленточными целиками и раздельной выемкой руды	с твердеющей закладкой	сплошная с применением пневмобаллонных костров	сплошная с обрушением налегающих пород	сплошная с применением механизированной крепи (типа ОКП-70)
Потери, %	14-17	10-12	10-12	2-3	8	5-7	4-5
Разубоживание, %	40-60	40-50	25-30	40-45	40-45	40-50	35-40
Производительность забойного рабочего, %	100	120-125	125-130	115-120	150-160	140-150	300-400
Себестоимость добычи, %	100	90-95	85-90	120-125	-	70-75	85-90
Экономическая эффективность по приведенным затратам, тыс. руб.	-	80-100	130-150	200-250	-	150-180	180-200

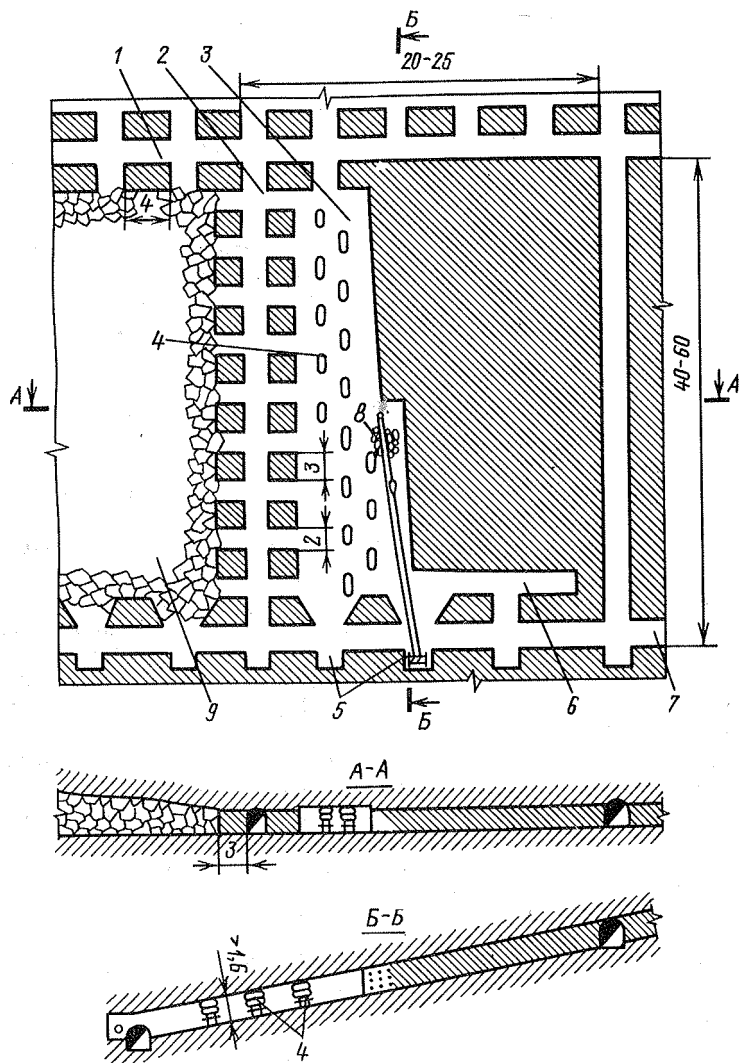


Рис. 5.9. Камерно-столбовая система разработки с пневмобаллонной крепью:
 1 - вентиляционный штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - очистная камера;
 4 - пневмобаллонная крепь; 5 - ниши под скреперную лебедку; 6 - подэтажный штрек;
 7 - скреперный штрек; 8 - отбитая руда; 9 - обрушенная порода

Основные технико-экономические показатели (достигнутые и ожидаемые) по указанным системам разработки приведены в табл. 5.6.

РАЗРАБОТКА ТОНКИХ И МАЛОМОЩНЫХ ЖИЛ ПРИ КРУТОМ ЗАЛЕГАНИИ

Преобладающими системами, применяемыми при разработке тонких и маломощных жил при крутом залегании, являются системы с открытым очистным пространством, с магазинированием руды и закладкой очистного пространства.

Основной системой разработки с открытым очистным пространством при выемке крутых тонких и маломощных жил на золотодобывающих рудниках является потолкоуступная с распорной цепью (рис.5.10). В последнее время эта система чаще применяется с прямолинейной формой забоя, продвигающегося по восстанию, и ее правильнее именовать сплошной системой с распорной крепью.

Бурение шпуров практически повсеместно производится телескопными перфораторами. Отбитая руда в очистном пространстве на горизонт выпуска доставляется самотеком.

Эта система за весь период ее применения не претерпела принципиальных изменений и в настоящее время из-за низких технико-экономических показателей практически не используется.

Основные технико-экономические показатели по потолкоуступной системе с распорной крепью находятся на очень низком уровне: производительность труда забойного рабочего составляет от 0,5 до 1,3 м³/ч-смену, разубоживание в зависимости от мощности жилы колеблется от 10 до 60%, расход леса от 0,07 до 0,12 м³/м³.

Из-за невозможности применения на очистной выемке высокопроизводительного современного оборудования перспектива расширения области применения этой системы разработки отсутствует.

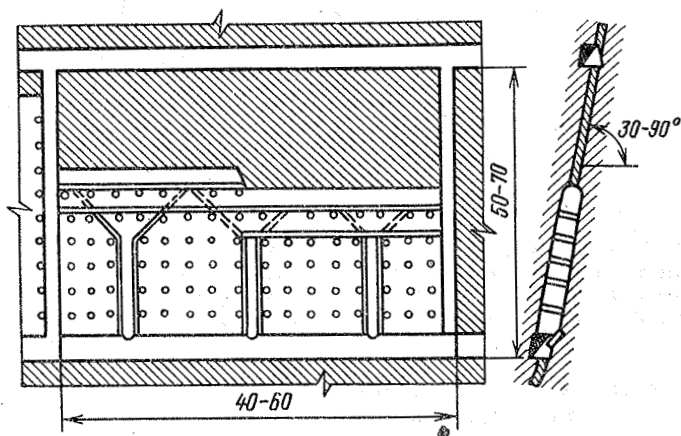


Рис. 5.10. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью

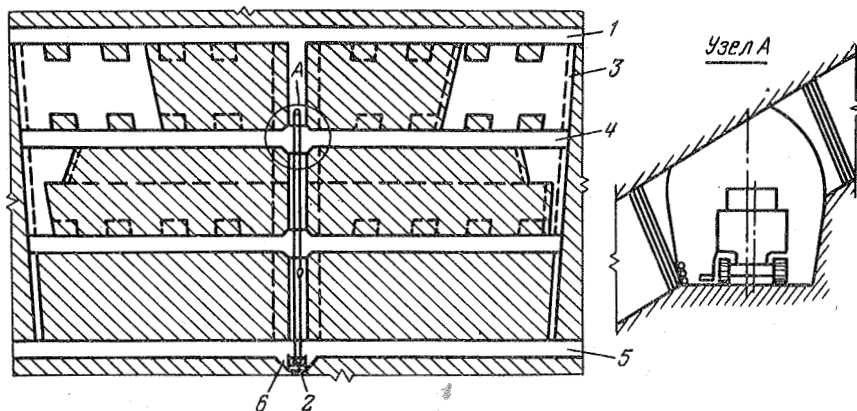


Рис. 5.11. Система разработки подэтажными штреками для отработки пологих жил на Саралинском руднике:
 1 и 4 - штреки вентиляционной и подэтажный соответственно; 2 - скреперная установка; 3 - восстающий; 5 - откаточный штрек; 6 - ниша под скреперную лебедку

Системы разработки подэтажными штреками с валовой выемкой руды на тонко- и маломощных жильных месторождениях ранее не применялись. Исключением можно считать испытание ее Ирриредметом в 1980-е годы на Кочкарском месторождении.

Тем не менее исключить применение системы для крутонаклонных рудных тел мощностью 2-3 м с использованием малогабаритной самоходной техники на очистных и проходческих работах нельзя.

В качестве примера эффективного применения системы подэтажными штреками могут служить опытные работы Л.А. Мамсурова (ИПКОН б. АН СССР) по отработке крутонаклонных и наклонных жил на Саралинском и Токурском рудниках (рис. 5.11 и 5.12) с использованием станков ЖЛХ и КБУ-80, погрузочно-транспортных машин Каво-310 и скреперных установок ЛС-30.

В процессе эксперимента доказано, что производительность доставки ПТМ Каво-310 на расстояние 100 м достигает 100 т/смену, что вдвое выше по сравнению со скреперной доставкой. Производительность труда забойного рабочего возросла в 1,8-2,7 раза. К сожалению, из-за отсутствия соответствующего оборудования эксперименты по совершенствованию систем разработки тонкожилных месторождений с применением самоходного оборудования, в том числе и с открытым очистным пространством, были прекращены.

Добыча руды из крутых тонких и маломощных жил с применением систем с магазинированием руды в нашей стране и за рубежом преобладала всегда.

Основными преимуществами системы с магазинированием руды

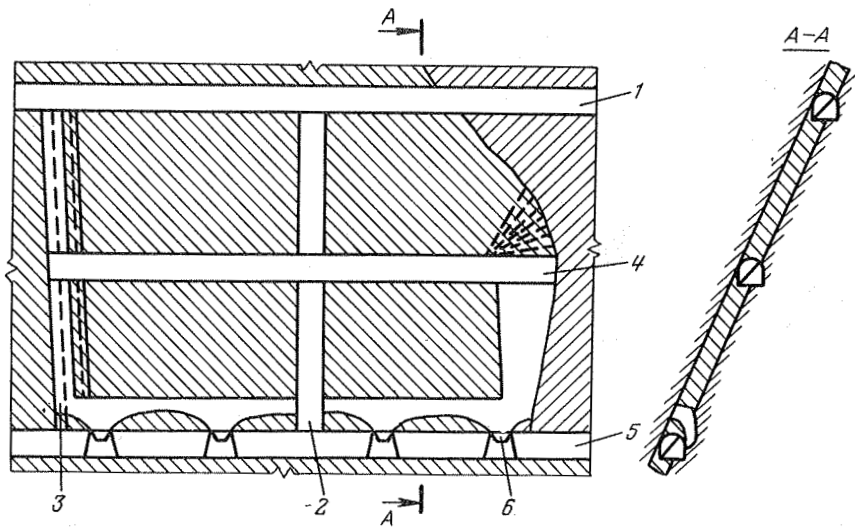


Рис. 5.12. Система разработки подэтажными штреками для отработки крутонаклонных жил малой мощности на Токурском руднике:
 1 - вентиляционный штрек; 2 - блоковый восстающий; 3 - отрезной восстающий; 4 - подэтажный штрек; 5 - откаточный штрек; 6 - выпускная дучка

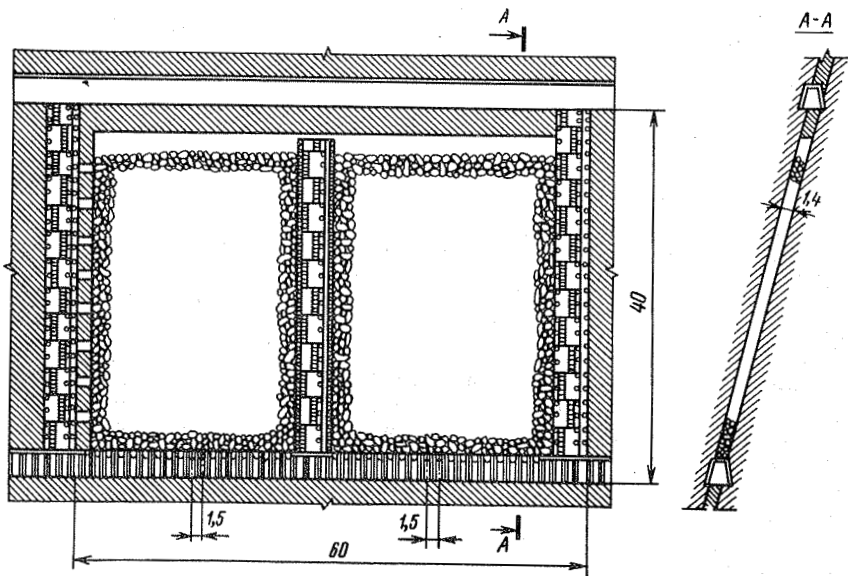


Рис. 5.13. Система разработки с magazинированием руды и выпуском через сближенные люки

являются простота в конструктивном исполнении и организации очистной выемки, достаточно высокая производительность труда, небольшой расход крепежного леса. Вместе с тем, эффективность системы существенно снижается при обработке тонких жил из-за высокого разубоживания руды, обусловленного прирезкой значительных объемов пустых пород. При недостаточной устойчивости пород висячего и лежачего боков наблюдается повышенное вторичное разубоживание в результате отслоений пустых пород при выпуске. Происходящий "зажим" руды в магазине и невозможность ее выпуска иногда приводят и к высоким потерям. Зависание руды в магазине в отдельных случаях создает значительную опасность для горнорабочих при внезапных обрушениях зажатой руды. Эти явления участились с увеличением глубины разработки.

Основным направлением совершенствования системы разработки в 1960-1970-х годах являлось повышение технико-экономических показателей по системе путем интенсификации процесса очистной выемки. Большой объем работ в этом направлении выполнен в ИГД им. А.А. Скочинского. Сотрудникам института удалось испытать и рекомендовать для широкого внедрения так называемую новую технологию разработки жильных месторождений (рис. 5.13) с применением шпуров малого диаметра, мощных ВВ, высокопроизводительных перфораторов, сближенных выпускных люков (или безлюкового выпуска), анкерного крепления, гидросмыва отработанных блоков, позволяющую в два-три раза увеличить производительность труда и на 10-12% снизить разубоживание руды.

К сожалению, на большинстве золотодобывающих рудников вследствие отсутствия качественных буровых коронок диаметром 30-34 мм, легированной буровой стали диаметром 19-22 мм, поршней к перфораторам ПТ-29 и ПТ-36, из-за задержки выпуска заводами вибролюков и вибролент новую технологию не сумели применить широко и в полном объеме. Там, где она применялась (при общем объеме 28%), частично достигнуто увеличение производительности труда в 1,5-1,7 раза, сокращение разубоживания на 5-10%, снижение себестоимости добычи на 10-15%.

Совершенствование системы с магазинированием руды, кроме интенсификации процесса очистной выемки и повышения показателей горных работ, было направлено и на снижение отрицательного влияния отмеченных недостатков: уменьшение первичного и вторичного разубоживания руды, ликвидацию и недопущение зависания руды в магазине, повышение безопасности работ.

Основным средством борьбы с отслоениями пород висячего и лежачего боков естественно является их крепление. Наиболее полные исследования в этом направлении выполнены Д.И. Раффенко (ИГД им. А.А. Скочинского), который разработал спосо-

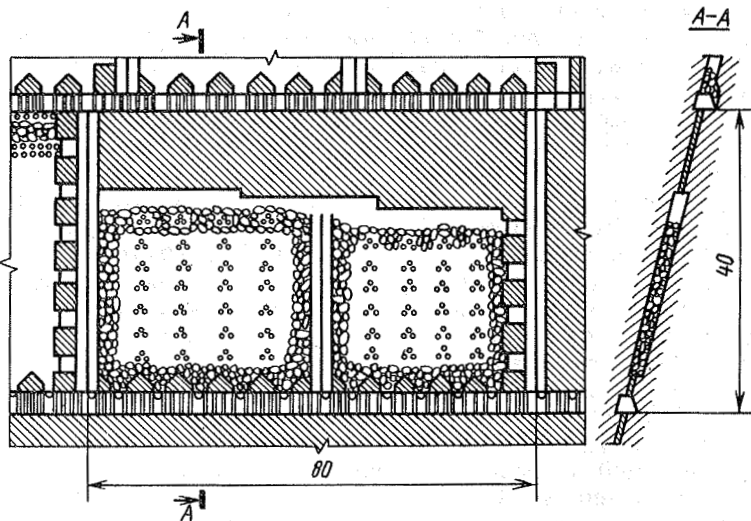


Рис. 5.14. Система разработки с magazинированием руды и кустовой крепью

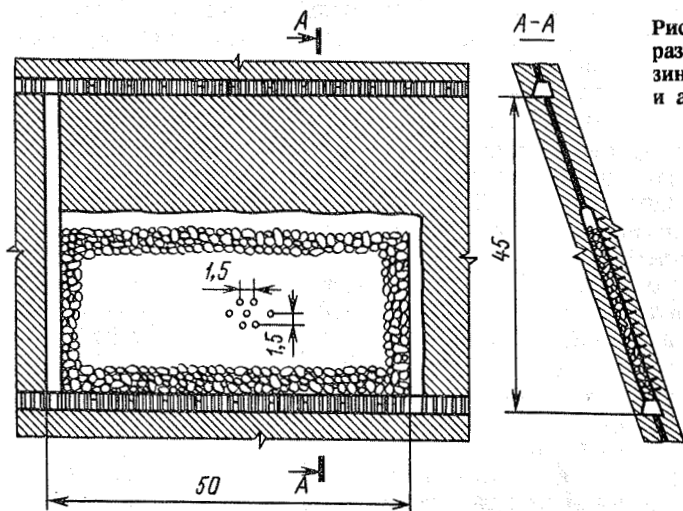


Рис. 5.15. Система разработки с magazинированием руды и анкерной крепью

бы крепления пород висячего и лежачего боков распорной крепью отдельными распорками и так называемыми кустами (рис. 5.14).

При благоприятной трещиноватости (распространение системы трещин параллельно плоскости рудного тела) взамен распорной крепи успешно используются анкеры (рис. 5.15).

Наиболее эффективным в породах средней устойчивости оказалось применение, по опыту Дарасунского рудника, варианта системы "коротких магазинов" (рис. 5.16), гарантирующего нормальные условия работы и на больших глубинах.

Для слабослеживающейся руды и углов наклона жил, близких к критическому, по доставке руды самотеком, сотрудниками ИГД им. А.А. Скочинского была предложена система со слоевым магазинированием руды (рис. 5.17).

На руднике им. Матросова в условиях недостаточной устойчивости вмещающих пород для снижения вторичного разубоживания и исключения зависания руды в магазине успешно применен вариант системы, предусматривающий доставку излишков отбитой руды в магазине путем скреперования по поверхности до восстающего (рис. 5.18).

Использование этого варианта позволило существенно снизить потери руды от недоработки блоков и за счет зажима отбитой руды, а также разубоживание (табл. 5.7).

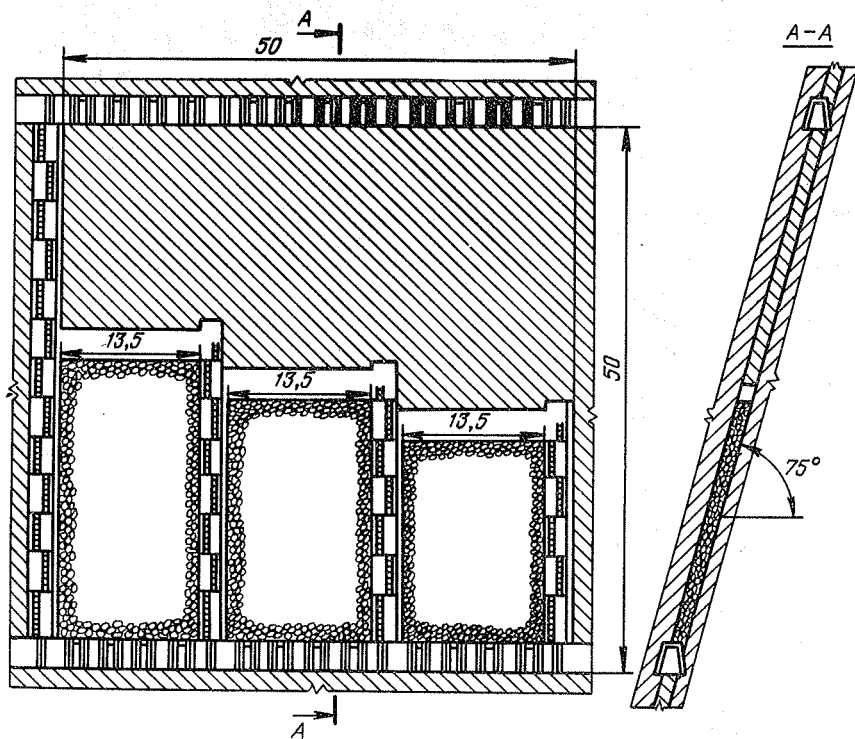


Рис. 5.16. Система разработки с магазинированием руды и отработкой запасов "короткими магазинами"

Для слеживаемых руд и рудных тел с углом наклона около 50° ($\pm 5-10^\circ$) предложен вариант системы с подэтажным расположением камер (рис. 5.19).

При исследованиях, проводимых на Дарасунском руднике, установлено, что по мере выемки запасов блока в его верхней части, между забоем и вентиляционным штреком, в результате

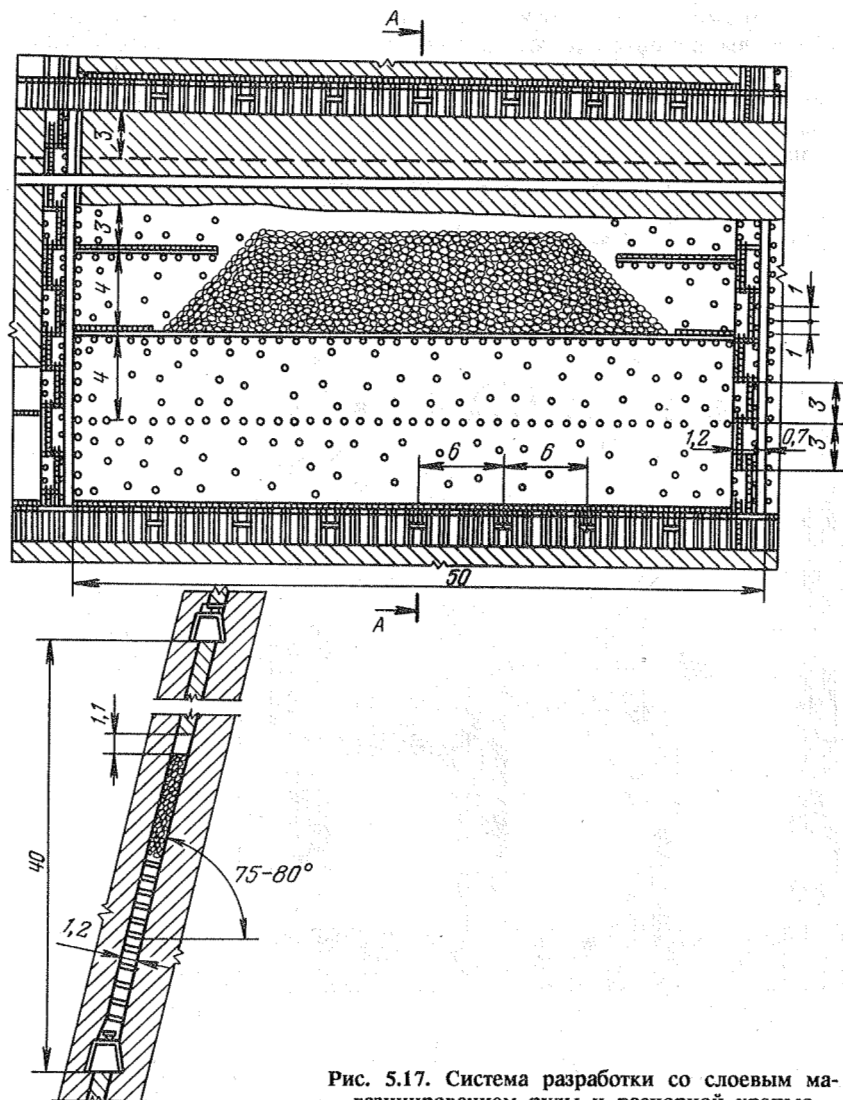
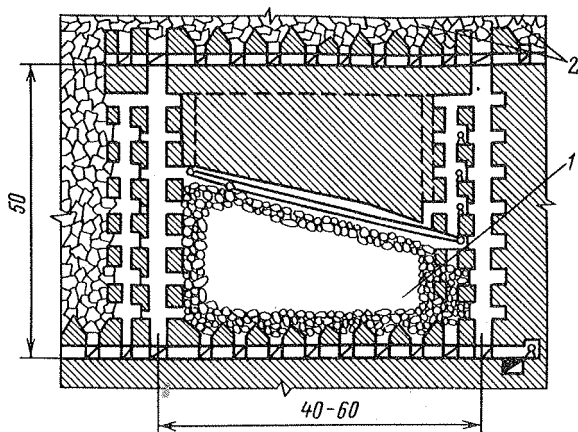


Рис. 5.17. Система разработки со слоевым magazинированием руды и распорной крепью

Рис. 5.18. Система разработки с магазинированием руды, залегающей в малоустойчивых вмещающих породах (рудник им. Магросова):

1 - отбитая руда; 2 - обрушенная порода



увеличения опорного давления возникает концентрация напряжений, вплоть до опасных значений.

Для повышения безопасности работ и увеличения полноты выемки руды (с целью предотвращения преждевременного разрушения междуэтажных целиков) предложено возводить искусственные железобетонные надштрековые и подштрековые целики (рис. 5.20) без существенного удорожания очистной выемки.

Там же проведено промышленное испытание и внедрение в 122-х блоках на глубине 100-700 м скоростной циклической разработки блоков, показавшее, что при применении системы "коротких магазинов" с искусственными целиками в целом достигнуто в 1,5-2 раза увеличение производительности блоков и труда забойной группы рабочих, на 10-15% снижены потери

Т а б л и ц а 5.7

Показатели	Системы разработки	
	С использованием замагазинированной руды в качестве временной закладки	Базовый вариант системы с магазинированием руды
Удельный объем подготовительно-нарезных выработок на 1000 т руды, м ³	56,6	49,9
Потери руды от недоработки, %	10,9	21,2
Разубоживание руды, %	24,6	32,3
Производительность труда забойного рабочего по системе, м ³ /смену	7,22	7,04

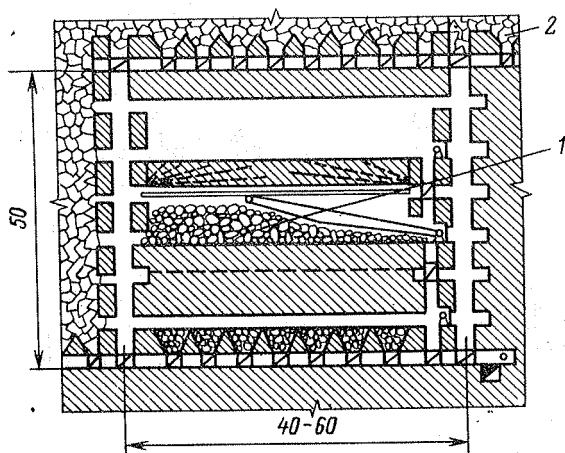


Рис. 5.19. Система разработки с магазинированием склонной к слеживанию руды с подэтажным расположением камер (рудник им. Магросова):
 1 - отбитая руда; 2 - обрушенная порода

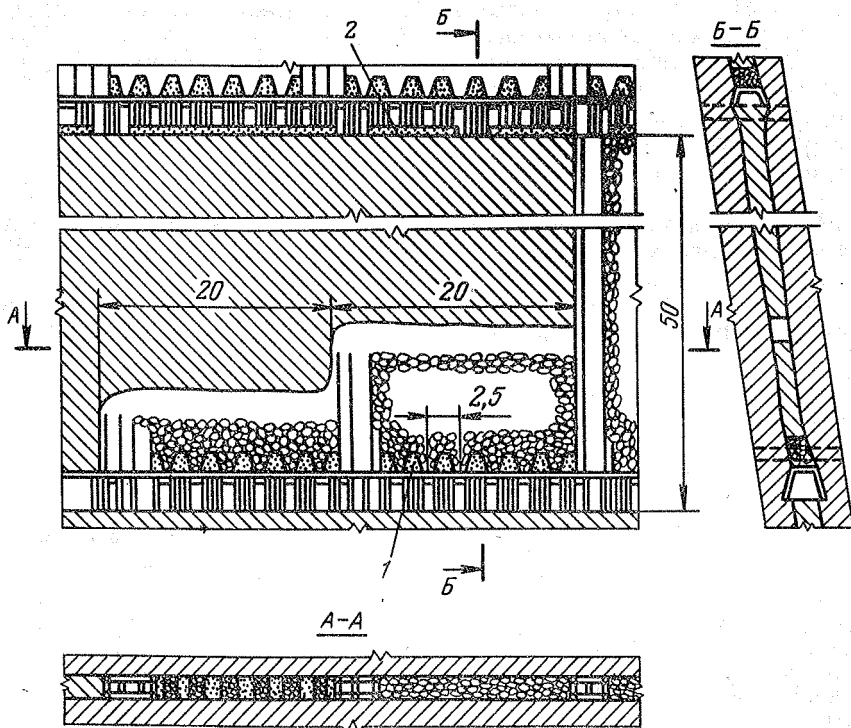


Рис. 5.20. Система разработки с магазинированием руды и железобетонными целиками (Дарасунский рудник):
 1 и 2 - железобетонные надштрековый и подштрековый целики соответственно

и вторичное разубоживание за счет обрушений и заколов висячего бока, улучшены условия выемки верхней части блоков.

Весь комплекс усовершенствований технологии и организации работ на Дарасунском руднике подтвердил возможность применения системы с магазинированием руды и в условиях удароопасности.

СИСТЕМЫ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

Системы разработки маломощных и тонких жил с закладкой очистного пространства широкого распространения на золотодобывающих рудниках не получили. Если ранее они применялись более широко в вариантах с отдельной выемкой для обеспечения высокого качества добываемой руды и полноты выемки запасов (рудники "Пороховский", "Кок-Куль", "Чиндагатуи" и др.), то с распространением планирования и отчетности на горных предприятиях по объемным показателям лишь на некоторых рудниках система с закладкой нашла применение в тех случаях, когда использование более производительной системы было невозможно.

В таких случаях применяется как породная, так и гидравлическая и твердеющая закладки. В качестве примера можно привести рассмотренную выше разработку наклонных жил камерами с последующей закладкой твердеющими смесями на Ангренском руднике (см. рис. 5.8), отработку крутых тонких жил с гидравлической закладкой на Кочкарском руднике, в том числе механизированный вариант системы (рис. 5.21).

Перспективным направлением совершенствования систем разработки с закладкой выработанного пространства при разработке тонких и маломощных жил является механизация основных технологических процессов на базе создания малогабаритной самоходной техники, обеспечивающей эффективную работу в условиях ограниченного очистного пространства, а также высокоэффективных механизированных вариантов системы с селективной выемкой и закладкой подрываемыми вмещающими породами.

Начиная с 1976 года на золотодобывающих рудниках довольно широко использовалась импортная самоходная техника, однако на системы и технологию разработки маломощных и тонких жил существенного влияния ее применение в целом не оказало по причине несоответствия закупленных буровых и погрузочно-транспортных машин размерам узкого очистного пространства.

На рудниках, обрабатывающих тонкожилные и маломощные месторождения, самоходная техника применяется, главным образом, на горно-подготовительных и эксплуатационно-разведочных работах (Кочкарский, Артемовский рудники), а также частично для доставки отбитой руды при безлюковом ее выпуске (Кочкарский).

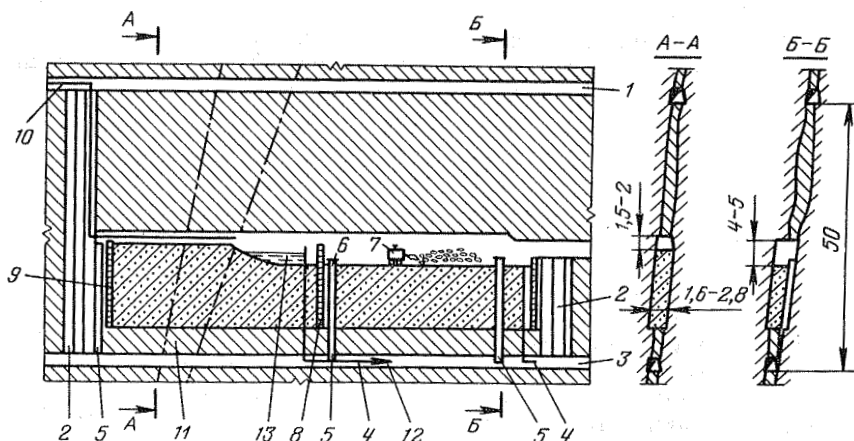


Рис. 5.21. Механизированный вариант слоевой системы разработки с гидравлической закладкой:

1 и 3 - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; 4 - дренажный трубопровод; 5 - рудоспуск; 6 - грохот; 7 - ПТМ; 8 - железобетонная перемычка; 9 - гидроизоляционная перемычка; 10 - закладочный трубопровод; 11 - безрудная зона (в закладку); 12 - трубопровод к илоотстойнику; 13 - гидрозакладка

На Кочкарском руднике также была предпринята попытка использовать погрузочно-транспортную машину Каво-310 при предложенной сотрудниками Унипромеди системе разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой [28] взамен скреперов, которая вызвала увеличение выемочной мощности с 1,6-1,7 до 2,7-2,9 м. Испытанные малогабаритные машины СТ-500 "Микроскуп" с электрическим и СТ-170 с дизельным приводом уже стало невозможно приобрести по импорту, а малогабаритную ПТМ Алма-Атинского завода горного оборудования не удалось довести вследствие перепрофилирования завода.

Раздельная выемка тонких жил с закладкой подрываемыми вмещающими породами в опытном порядке применялась неоднократно, однако широкого распространения не получила по причине того, что эффективность оценивалась по себестоимости добычи руды и производительности труда забойных рабочих в объемных показателях, которые из-за усложнения работ, как правило, уступали аналогичным показателям валовой отработки. В то же время при расчете показателей на единицу конечной продукции (1 г) во всех случаях достигается снижение себестоимости на 10-30% при практически одинаковой производительности труда (г/чел-смену).

На рис. 5.22 показан вариант системы с устройством бетонных настилов на каждом слое, надежно предотвращающий попадание рудной мелочи с золотом в закладку.

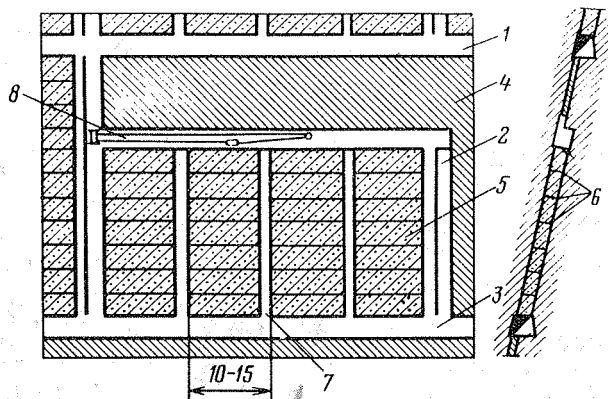


Рис. 5.22. Вариант системы разработки с отдельной выемкой и закладкой подбиваемыми вмещающими породами (с сооружением бетонных настилов): 1 и 3 - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; 2 - блоковый восстающий; 4 - руда в цементе; 5 - породная закладка отработанных слоев; 6 - бетонные настилы; 7 - выкрепляемые рудоспуски; 8 - скреперная лебедка на уборке руды и укладке настила

Имеются и другие конструкции настилов (деревянных, из металлических листов, из транспортерной ленты), но все они уступают бетонному.

Более эффективной в расчете на себестоимость металла оказалась система с поэтажной селективной выемкой и закладкой очистного пространства подбиваемыми породами (рис. 5.23) с

Т а б л и ц а 5.8

Показатели	Система с магазинированием руды	Система селективной поэтажной выемки с закладкой
Мощность жилы, м	0,06	0,06
Мощность оруденелой зоны, м	0,86	0,86
Выемочная мощность, м	1,24	0,77-1
Среднее содержание металла в выданной руде, г/т	4,05	6,4
Производительность забойного рабочего, м ³ /смену	3,52	5,12
Потери отбитой руды, %	6,5	8,4
Разубоживание, %	45,7	26,8
Себестоимость добычи, руб/т	100	119
Технологическое извлечение, %	100	101
Себестоимость 1 г золота, %	100	74

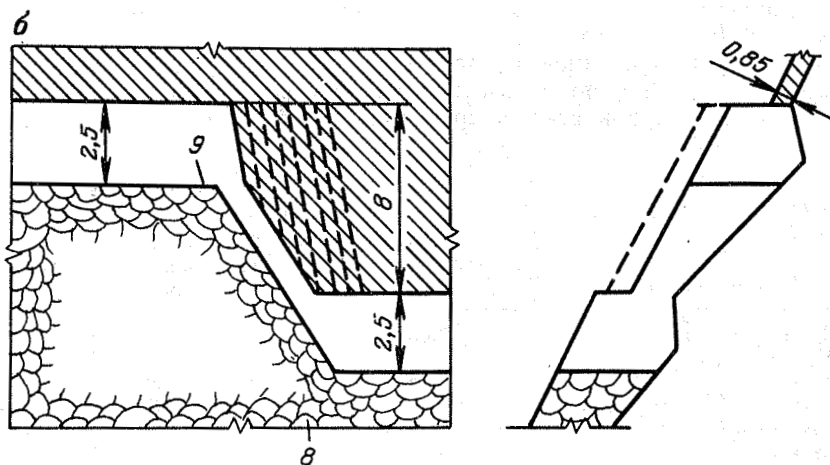
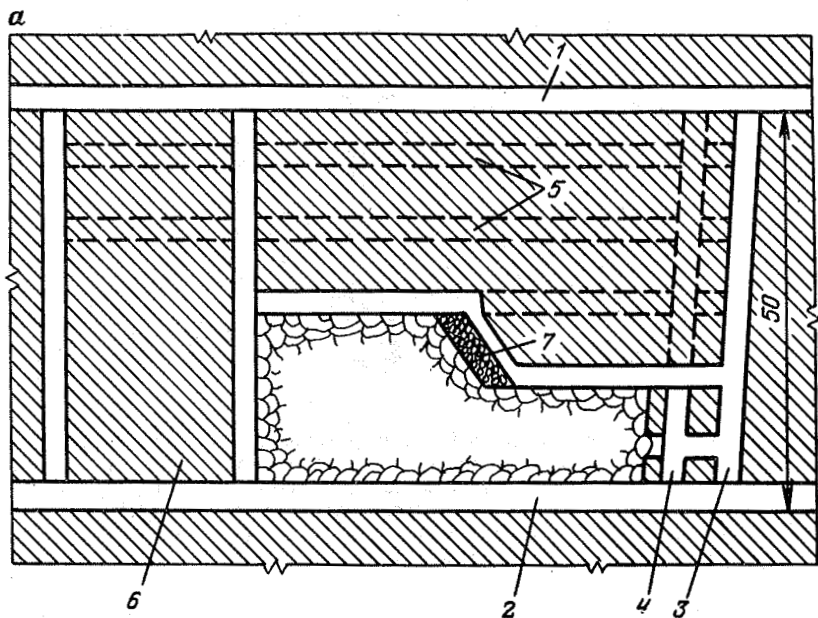


Рис. 5.23. Система разработки с подэтажной раздельной выемкой и закладкой очистного пространства подрываемыми вмещающими породами на Дарасунском руднике:

a - опытный блок; *б* - забой после взрывания руды; 1 и 2 - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; 3 - блоковый восстающий; 4 - рудо-пуск; 5 - подэтажные штреки; 6 - руда в целике; 7 - отбитая руда; 8 - закладка из обрушенной породы; 9 - резиновая лента

Т а б л и ц а 5.9

Мощность рудных тел	Система разработки	Показатели				
		Производительность забойного рабочего, м ³ /смен	Потери руды, %	Разубоживания, %	Расход ВВ, кг/м ³	Расход лесоматериалов, м ³ /м ³
<i>Крутонаклонные жилы</i>						
Тонкие	С открытым очистным пространством	$\frac{2,1}{-}$	$\frac{12,6}{-}$	$\frac{6,2}{-}$	$\frac{-}{1}$	$\frac{-}{0,09}$
	С магазинированием руды	$\frac{2,73}{2}$	$\frac{9}{-}$	$\frac{56,5}{54}$	$\frac{-}{1,4}$	$\frac{-}{0,05}$
	С закладкой очистного пространства	$\frac{1,9}{1}$	$\frac{2,9}{1,04}$	$\frac{72,2}{50}$	$\frac{-}{1,47}$	$\frac{-}{0,065}$
Маломощные	С открытым очистным пространством	$\frac{2,56}{-}$	$\frac{6,02}{-}$	$\frac{59,1}{-}$	$\frac{-}{1}$	$\frac{-}{0,09}$
	С магазинированием руды	$\frac{3,85}{2,2}$	$\frac{6,6}{-}$	$\frac{30,4}{54}$	$\frac{-}{1,4}$	$\frac{-}{0,05}$
	С закладкой очистного пространства	$\frac{1,74}{1,03}$	$\frac{7,9}{1,04}$	$\frac{31,8}{50}$	$\frac{-}{1,4}$	$\frac{-}{0,05}$
<i>Пологие и наклонные жилы</i>						
Тонкие	С открытым очистным пространством	$\frac{2,09}{2,1}$	$\frac{10,1}{20}$	$\frac{64,6}{40}$	$\frac{-}{2}$	$\frac{-}{0,05}$
Маломощные		$\frac{2,92}{-}$	$\frac{11,7}{-}$	$\frac{20,5}{-}$	$\frac{-}{1,5}$	$\frac{-}{0,04}$

применением бурового станка ЖЛХ и погрузочно-транспортной машины ПТ-4, испытанная сотрудниками Ирриредмета на Дараском руднике [28].

Блок делаят на подэтажи высотой 8-10 м. Скважины диаметром 51 мм по руде бурили при ЛНС 0,8 м, а по породе - из расчета, чтобы их концы расходились не менее чем на 3 м, а объем обрушенных пород был достаточным для заполнения очистного пространства, с оставлением расстояния между горизонтальной площадкой закладочного массива и кровлей не менее 2,5 м и зазором между откосом закладки и рудным уступом порядка 1 м.

Перед отбойкой очередного слоя на поверхность закладки укладывали старую транспортную ленту. За один прием взрывали 3-5 скважин по руде. После ее уборки и зачистки мелочи ленту поднимали на верхний горизонт и взрывали 2-3 скважины по породе. После размещения породы под углом естественного откоса производили оборку заколов, планировку и снова покрывали откос лентой (табл. 5.8).

Установлено, что образование щелей при отдельной выемке существенно перераспределяет напряжения пород, что позволяет осуществлять более безопасную разработку жил и на больших глубинах в удароопасных условиях (см. разд. 6).

В целом, учитывая опыт зарубежных рудников, следует предполагать, что при достижении глубин, превышающих 1000 м и более, доля систем с закладкой в общей добыче возрастает, особенно при мощностях рудных тел более 2,2 м, когда разработку можно вести с применением малогабаритных комплексов самоходного оборудования.

В табл. 5.9 приведены некоторые средние технико-экономические показатели по системам разработки по состоянию на 1990 г. (числитель) и 1955 г. (знаменатель).

Таким образом, ведущими системами в последующий период останутся: для отработки маломощных жил - с магазинированием руды и открытым очистным пространством; для тонких жил - с отдельной выемкой и закладкой очистного пространства отбиваемыми вмещающими породами.

5.4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ И МОЩНЫХ И ИХ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ

При мощности рудных тел свыше 3 м, по сравнению с тонкими и маломощными, качественно изменяются условия ведения горных работ. Очистные работы ведутся в более благоприятных условиях. Появляются широкие возможности для механизации основных технологических процессов, в том числе и за счет применения высокопроизводительного самоходного оборудования. При

использовании скважинной отбойки повышается эффективность взрывных и горно-капитальных работ. За счет этого, как правило, улучшаются общие показатели добычи руды и снижается себестоимость 1 т руды.

Согласно классификации, принятой в "Правилах технической эксплуатации" [24], рудные тела мощностью свыше 3 м подразделяются на две категории - средней мощности (3-20 м) и мощные (свыше 20 м).

Отработка рудных тел средней мощности и мощных производится, как правило, с применением одних и тех же систем, за исключением системы с магазинированием руды, которую при благоприятных условиях иногда применяют для отработки рудных тел мощностью 3-3,5 м. Однако доля ее применения не превышает 6% общей добычи из рудных тел средней мощности и мощных. В основном же рудные тела этих категорий мощности разрабатывают по системам с открытым очистным пространством (камерно-столбовая, поэтажными штреками, этажно-камерная) - 28%, с закладкой выработанного пространства - 29% и с обрушением (со словесым и поэтажным обрушением) - около 37%.

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ ТЕЛ С УГЛОМ НАКЛОНА ДО 50°

При отработке пологих и наклонных рудных тел мощностью свыше 3 м возникают затруднения в креплении очистного пространства различными видами распорной крепи и в большинстве случаев сплошные системы разработки заменяют камерно-столбовыми с регулярным и нерегулярным оставлением целиков, а также при мощности рудных тел свыше 6-8 м - системами разработки горизонтальными слоями с закладкой и со словесым обрушением. Камерно-столбовая система разработки (рис. 5.24) на золотодобывающих рудниках нашла весьма ограниченное применение. К концу 1980-х годов она применялась лишь на "Ангренском", "Каульдинском", "Березовском" и "Веселом" рудниках. В опытном порядке эту систему применяли также в двух блоках на руднике им. Матросова. С ее применением добывалось около 80 тыс. т руды в год, что в объеме подземной добычи не превышало 1,5%.

Основными параметрами камерно-столбовой системы разработки являются длина и ширина камер, изменяющиеся в зависимости от устойчивости обнажений пород всяческого бока в пределах 5-25 и 3-10 м соответственно, и размеры целиков, изменяющиеся от 3 до 8 м в зависимости от величины горного давления и прочностных характеристик массива. Целики имеют ленточную и столбчатую формы. В тех случаях, когда целики оставляют на наиболее бедных или безрудных участках, их форма зависит от контура таких участков.

Основные средства механизации очистной выемки при этих

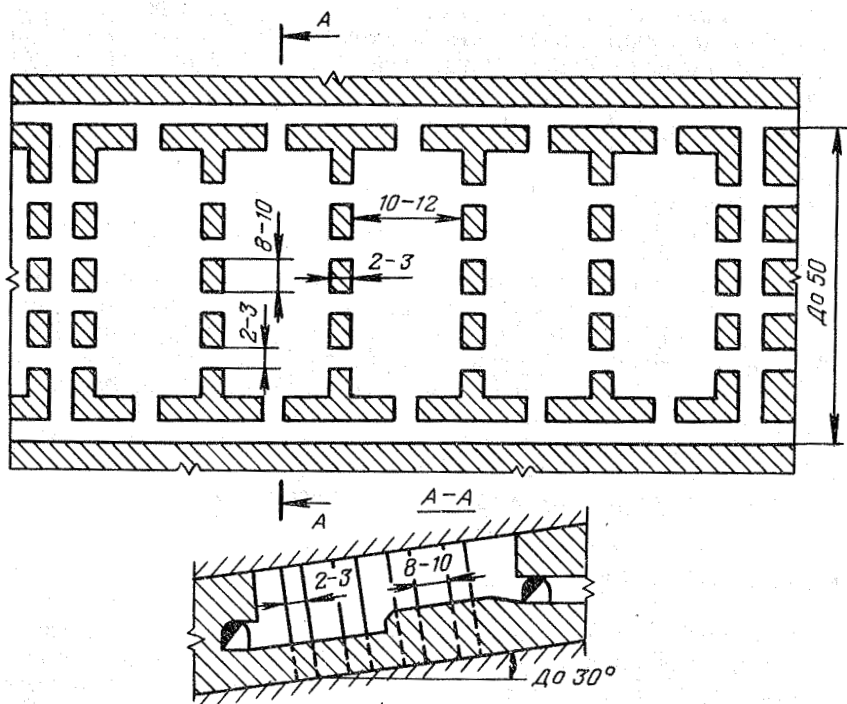


Рис. 5.24. Камерно-столбовая система разработки на Березовском руднике

системах разработки - ручные перфораторы и скреперные лебедки.

Совершенствованию камерно-столбовой системы разработки ввиду незначительной ее доли в общем объеме добычи руды подземным способом уделялось очень мало внимания. В течение многих лет совершенствование этой системы заключалось, главным образом, в выборе и обосновании рациональных параметров камер и целиков и совершенствовании способа их выемки.

Наиболее существенное качественное совершенствование камерно-столбовой системы разработки произошло в результате внедрения самоходного оборудования. На Березовском руднике при камерно-столбовой системе разработки в середине 1980-х годов на очистной выемке был внедрен комплекс, состоящий из бурильной установки "Тамрок-Минибур-Дизель" и погрузочно-транспортной машины Торо-200Д. В результате такого технического переоснащения практически без изменения конструкции и параметров самой системы сменная производительность труда забойного рабочего по системе возросла в 2,5-3 раза и составила 35-40 т.

Одним из существенных недостатков камерно-столбовой сис-

темы разработки являются высокие потери руды в целиках. При первой стадии разработки (выемка камер) в целиках остается около 35-40% руды. Несмотря на то, что проектами почти повсеместно предусматривается выемка целиков во вторую стадию, когда целики отрабатываются, извлечение руды при их выемке не превышает 40-50%, и потери в целом по системе достигают 25-30%.

Усредненные показатели по камерно-столбовой системе разработки, применяемой на золотодобывающих рудниках, приведены ниже.

Угол наклона рудного тела, градус	15-30
Мощность рудного тела, м	2-5
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	3,5-16,5(до 40)
Потери руды, %	25-40
Разубоживание, %	10-15

Опыт отработки рудных тел мощностью более 5 м с применением камерно-столбовой системы на золотодобывающих рудниках отсутствует.

Наклонные рудные тела мощностью более 5 м на руднике "Каульды" разрабатываются по системе горизонтальными слоями с закладкой. Эта технология рассмотрена ниже.

Система со слоевым обрушением в настоящее время при разработке пологих и наклонных рудных тел не применяется. Конструктивно эта система практически не отличается от аналогичной системы, рассматриваемой ниже для условий разработки крутых рудных тел.

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ ТЕЛ С УГЛОМ НАКЛОНА СВЫШЕ 50°

В благоприятных горно-геологических и горнотехнических условиях на некоторых рудниках, обрабатывающих крутые рудные тела мощностью 3-3,5 м, продолжает применяться система с магазинированием руды. При этом технико-экономические показатели по системе значительно превосходят соответствующие показатели, достигаемые при разработке с применением этой же системы рудных тел меньшей мощности. Например, на рудниках "Чадакском", "Карамкенском", "Нежданинском" и им. Матросова сменная производительность труда забойного рабочего по системе с магазинированием составляет 5,5-8 м³, а на "Кочкарском", "Дарасунском", "Артемовском" и других, разрабатывающих тонкие и маломощные жилы, производительность колеблется от 1,1 до 2,5 м³/чел-смену.

Конструктивное исполнение системы разработки, ее основные параметры и используемое технологическое оборудование практически не отличаются от рассмотренных ранее вариантов, применяемых при разработке тонких и маломощных жил; существен-

ных изменений и усовершенствований этой системы в последние годы не было.

Одним из факторов, ограничивающих область применения системы разработки с магазинированием руды, является недостаточная устойчивость вмещающих пород, что приводит к резкому повышению вторичного разубоживания руды за счет вывалов пустых пород с бортов магазина. Интенсивное отслоение вмещающих пород от бортов большими глыбами в некоторых случаях делает выпуск руды из магазина практически невозможным.

Учитывая то, что система разработки с магазинированием руды является одной из самых эффективных систем с мелкошпуровой отбойкой руды, а альтернативной ей в данном случае может являться весьма трудоемкая и дорогостоящая система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, существует тенденция к расширению области применения системы с магазинированием руды.

КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Камерно-целиковые системы разработки на золоторудных месторождениях, как и на месторождениях других полезных ископаемых, отличаются большим разнообразием в конструктивном исполнении и параметрах. С их применением отрабатываются крутые рудные тела мощностью от 3 до 80 м и более, залегающие в устойчивых вмещающих породах.

В зависимости от мощности рудного тела, расположения буровых выработок и высоты отбиваемого слоя руды в камере камерно-целиковые системы разработки подразделяют на системы подэтажных штреков и этажно-камерные.

С увеличением мощности рудного тела свыше 3 м применение системы разработки с магазинированием руды становится малоэффективным, а присутствие рабочих в очистном пространстве из-за значительных обнажений кровли - небезопасным. В таких случаях обычно применяется система разработки подэтажными штреками (рис. 5.25).

Основными условиями эффективного применения системы разработки подэтажными штреками является достаточная устойчивость руды и вмещающих пород, угол наклона рудного тела не менее 50° , мощность рудного тела от 5 до 20 м. При мощности рудного тела более 20 м обычно применяют этажно-камерную систему разработки с отбойкой руды из подэтажных ортов. Если мощность рудного тела менее 5 м, то применение системы становится нецелесообразным из-за большой удельной протяженности нарезных выработок. Однако на некоторых золоторудных рудниках систему подэтажных штреков применяют и при мощности менее 2 м, что явно не оправдано экономически, и объемы ее применения в подобных условиях, как правило, незначительны.

В качестве примера может служить Кочкарское месторождение, на котором систему подэтажных штреков применяли при отработке жил мощностью в пределах 1 м, и показатели, достигнутые при этом, не превышали соответствующих показателей при системе с магазинированием руды (в настоящее время не применяется).

Система разработки подэтажными штреками в золотодобывающей промышленности получила распространение в 1960-е годы, чему в немалой степени способствовало начало широкого внедрения станков глубокого бурения. Если в 1958 году при применении этой системы на золотодобывающих рудниках добывалось лишь 1,8% руды, то с 1970 года добыча руды с применением этой системы находится на уровне 12%.

Данная система разработки является основной на рудниках "Миндяк", им. Матросова, а на рудниках "Чадак", "Сарылах" и "Карамкен" доля ее применения составляет соответственно 39, 20 и 32%.

Основными параметрами системы разработки подэтажными штреками являются длина блока по простиранию, толщина междукammerного целика и потолочины. Эти параметры зависят прежде всего от устойчивости обнажений рудного массива потолочины, висячего и лежащего боков, прочностных свойств руды и вмещающих пород и напряженно-деформированного состояния массива. В зависимости от условий разработки эти параметры изменяются в достаточно широких пределах.

На протяжении всего периода применения системы разработки подэтажными штреками она практически не претерпела существенных изменений.

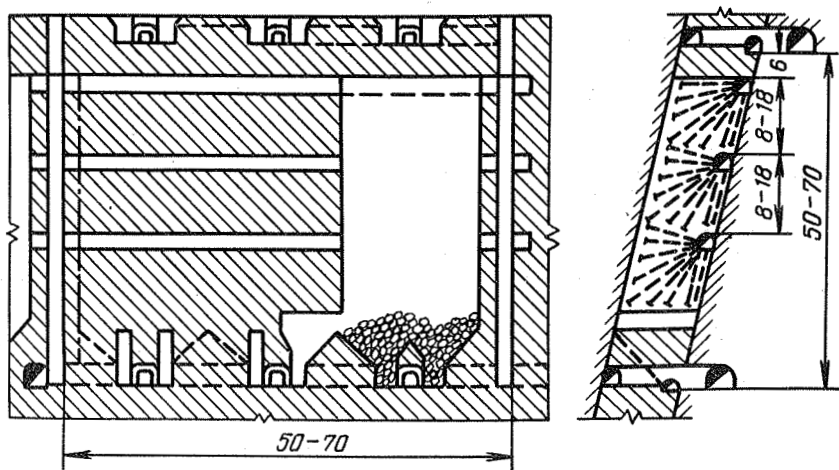


Рис. 5.25. Система разработки подэтажными штреками

Основные показатели по данной системе разработки, достигнутые к концу 1980-х годов, приведены ниже. При этом следует заметить, что эти показатели по данной системе за многие годы существенно не изменились.

Рудник	"Миндяк-ский"	"Майка-инский"	им. Мат-росова	"Карамкен-ский"
Доля системы подэтажных штреков в общей добыче рудника, %93	100	39	31
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену3,7	2,9	11	9
Потери руды, %0,8	4	18	8,3
Разубоживание руды, %15,1	14,1	33	35,6

Система подэтажных штреков не имеет большой перспективы для дальнейшего принципиального совершенствования, так как при ее применении практически отсутствуют условия широкого и сколь-нибудь эффективного использования высокопроизводительного самоходного оборудования, за исключением погрузочно-транспортных машин на выпуске руды. Самоходные бурильные установки для работы на подэтажах из-за отсутствия маневра и многозабойного использования вряд ли будут эффективными.

Очевидно, применение системы разработки подэтажными штреками в перспективе будет весьма ограниченным и определится наличием соответствующих горнотехнических условий. При мощности рудного тела до 10 м эта система будет частично вытесняться системами на базе очистных комплексов с монорельсовым перемещением.

ЭТАЖНО-КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

С применением этажно-камерной системы отрабатывают круто-наклонные рудные тела мощностью от 10 м и более и добывают около 7% руды. Наибольшее распространение эта система получила на рудниках "Коммунарском" - 97%, "Веселом" - 60% и "Березовском" - 95%. Причем на последнем эта система запроецирована как комбинированная с последующей закладкой камер твердеющими смесями и обработкой целиков во вторую стадию. Однако до последнего времени закладка камер практически не ведется, и целики не отрабатываются.

Наибольшее распространение этажно-камерная система получила в 1960-х и начале 1970-х годов. С появлением на рудниках станков глубокого бурения с применением этажно-камерной системы добывалось около 50% руды на Тасеевском и Северо-Енисейском рудниках. В общей сложности с применением этой системы добывалось около 20% подземной золотосодержащей руды.

Особенное развитие этажно-камерная система разработки в эти годы получила на Северо-Енисейском руднике, благодаря

исследованиям сотрудников Красноярского института цветных металлов (КИЦМ), выполненных под руководством Н.Х. Загирова и В.В. Кравцова.

Сотрудниками института был разработан целый ряд конструкций этой системы для различных условий Советского месторождения, отличающегося большим разнообразием горно-геологических и горнотехнических условий.

Отбойку камерных запасов вели из буровых выработок вертикальными веерами скважин в направлениях по простиранию (рис. 5.26) и вкрест простирания (рис. 5.27).

Отработка междуэтажных и междукамерных целиков производилась по системам с подэтажным обрушением и торцовым выпуском руды при помощи скрепера после закладки камер пустой породой.

Использование высокопроизводительного технологического оборудования (станков глубокого бурения, мощных скреперных установок) очень скоро обеспечило резкий рост объемных показателей добычи руды по сравнению с широко применяемыми на руднике ранее системами разработки горизонтальными слоями с закладкой, камерами по простиранию и вкрест простирания и со слоевым обрушением, а объем ее внедрения на руднике стал резко возрастать (табл. 5.10).

Вместе с тем система не позволяла по причине большой неопределенности контура оруденения четко отслеживать контуры отбойки. Разубоживание руды по системе резко возросло, а со-

Т а б л и ц а 5.10

Показатели	Система разработки			
	горизонтальными слоями с закладкой (по простиранию)	горизонтальными слоями с закладкой (вкрест простирания)	слоевым обрушением	этажно-камерная
Производительность забоя, т/мес	420	670	456	2930
Производительность труда забойного рабочего по системе, т/смену	4,56	4,67	3,72	9,85
Удельный объем нарезных выработок на 1000 т добытой руды, м ³	77	45	57	40
Потери руды, %	4,5	4,5	4,4	5
Разубоживание руды при отработке камер, %	35	40	30	55
Разубоживание с учетом отработки целиков, %	35	40	30	63

держание металла в товарной руде снизилось на 25-30% по сравнению с системой со слоевым обрушением.

В Красноярском институте цветных металлов разработаны варианты этажно-камерной системы разработки, предусматривающие применение как переносного, так и самоходного оборудования.

Несмотря на достаточно высокие объемные показатели этих систем, со второй половины семидесятых годов доля их применения на руднике начала быстро снижаться, и к 1980 году от этажно-камерной системы разработки на Советском месторождении отказались. Основные причины отказа - недостаточная устойчивость кровли выработок, проведенных по простиранию как по руде, так и по вмещающим породам, которая проявилась с

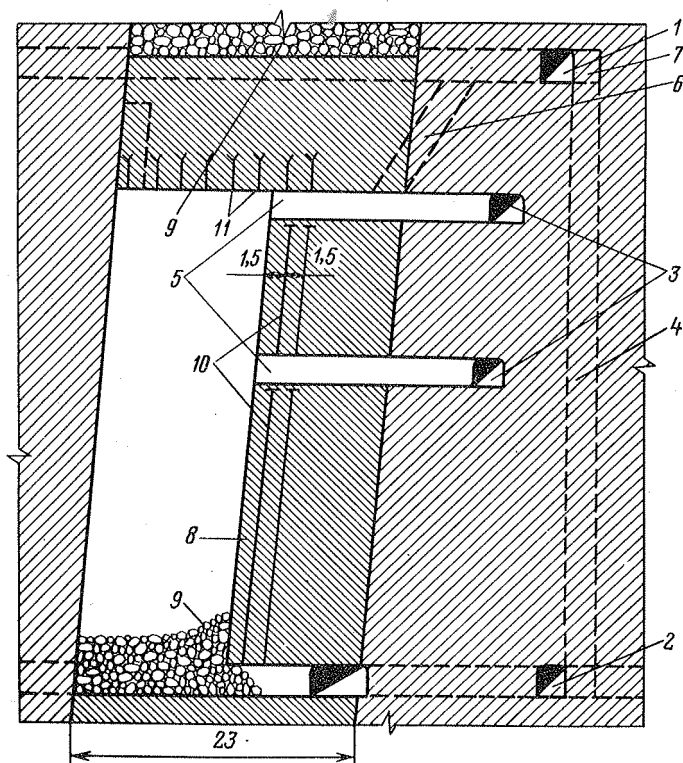


Рис. 5.27. Вариант этажно-камерной системы разработки с отбойкой из подэтажных штреков:

1 и 2 - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; 3 - подэтажные штреки; 4 - полевой ходовой восстающий; 5 - подэтажные (буровые) орты; 6 - вентиляционная сбойка; 7 - панельный кваршлаг; 8 - руда в целике; 9 - отбитая руда; 10 - веера скважин; 11 - железобетонные анкеры для крепления кровли

понижением горных работ и обусловлена слоистостью массива, ориентированной согласно залеганию рудных тел, а также введением более производительной системы с поэтажным обрушением на базе самоходного оборудования.

Наиболее высокие показатели по этажно-камерной системе разработки достигнуты на Березовском руднике. Конструктивно вариант системы разработки для Березовского рудника принципиально не отличается от приведенного на рис. 5.27, за исключением параметров камер и целиков. Длина камер по простиранию достигает 80-100 м при толщине междукамерного целика (по простиранию) не более 10 м. Рациональная конструкция днища блока и применение самоходного оборудования на бурении скважин (буровая установка ЖЛХ) и выпуске руды (ПТМ Торо-200Д) и достаточный фронт работ для этих механизмов обеспечивают высокие объемные показатели по системе.

Производительность труда забойного рабочего по системе достигает 14-15 м³/смену.

Вместе с тем на руднике практически не производятся последующая закладка камер и отработка междуэтажных и междукамерных целиков. Поэтому потери руды фактически достигают 30% и более, несмотря на то, что большая часть руды в целиках официально подлежит отработке после закладки камер, а разубоживание руды находится в допустимых пределах (около 15-16%).

Основными недостатками этажно-камерной системы являются высокие потери и разубоживание руды, а также большое число целиков, в которых возможна концентрация высоких напряжений, что делает ее неприемлемой в условиях удароопасности.

С переходом горных работ на большие глубины и, следовательно, возникновением удароопасной ситуации, а также с ужесточением требований к качеству товарной руды и полноте использования недр на многих рудниках доля этажно-камерной системы будет снижаться

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Всего с применением систем с обрушением в настоящее время на золотодобывающих рудниках добывается около 20% руды, в том числе по системам со слоевым обрушением 2,5%, системам с поэтажным обрушением 17,4%.

Общими требованиями для применения систем с обрушением являются недостаточная устойчивость вмещающих пород и возможность обрушения земной поверхности.

Система разработки со слоевым обрушением. Является одной из древнейших систем. В период разработки верхней части месторождений, обычно представленной окисленными, трещиноваты-

ми, слабоустойчивыми и в большинстве случаев наиболее богатыми рудами, она широко применялась на многих рудниках.

Основным преимуществом системы являются высокое качество добываемой руды и полнота выемки. Даже при разработке рудных тел с очень сложной, труднопрогнозируемой морфологией обеспечивается их выемка строго в пределах контура и достаточная безопасность ведения горных работ, несмотря на кажущуюся сложность технологического исполнения. Недостатки системы, ограничивающие ее применение, сводятся к чрезвычайно высокой трудоемкости процесса очистной выемки, высокой стоимости добываемой товарной руды, низкой производительности очистного блока и большому расходу крепежного леса.

В настоящее время система со слоевым обрушением используется в небольших объемах на нескольких рудниках, главным образом, для отработки различного рода целиков и участков, представленных очень трещиноватыми и неустойчивыми рудой и вмещающими породами. Лишь на Советском месторождении эту систему на некоторых участках применяют в качестве основной для отработки отдельных геологических блоков.

Ручные перфораторы являются основными средствами механизации при данной системе разработки, которые используют для бурения шпуров как при проведении слоевых штреков, так и при отбойке руды в заходках. Скреперную лебедку мощностью 10 и 17 кВт применяют для двойного, а иногда и тройного скрепления руды до рудоспуска.

За многие годы применения система со слоевым обрушением не претерпела сколь-либо серьезных изменений и совершенствований.

С поступлением на золотодобывающие рудники малогабаритного самоходного оборудования в Иргиредмете Н.Н. Михайловым был разработан усовершенствованный вариант системы со слоевым обрушением для условий Северо-Енисейского рудника, предусматривающий применение на доставке руды погрузочно-транспортной машины Каво-310. Для этого были несколько изменены основные размеры выработок и параметры буровзрывных работ, а также усовершенствован паспорт крепления заходок и слоевого штрека (рис. 5.28). Новый вариант более эффективен по сравнению с традиционно применяющимся.

Основные технико-экономические показатели по системе со слоевым обрушением на Северо-Енисейском ГОКе приведены ниже.

Вариант	Традиционный	Усовершенствованный
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	3,29	7
Производительность блока, т/мес	450	1000
Потери руды, %	4,5	4,5
Разубоживание руды, %	5,1	5,1

В перспективе система разработки со слоевым обрушением на

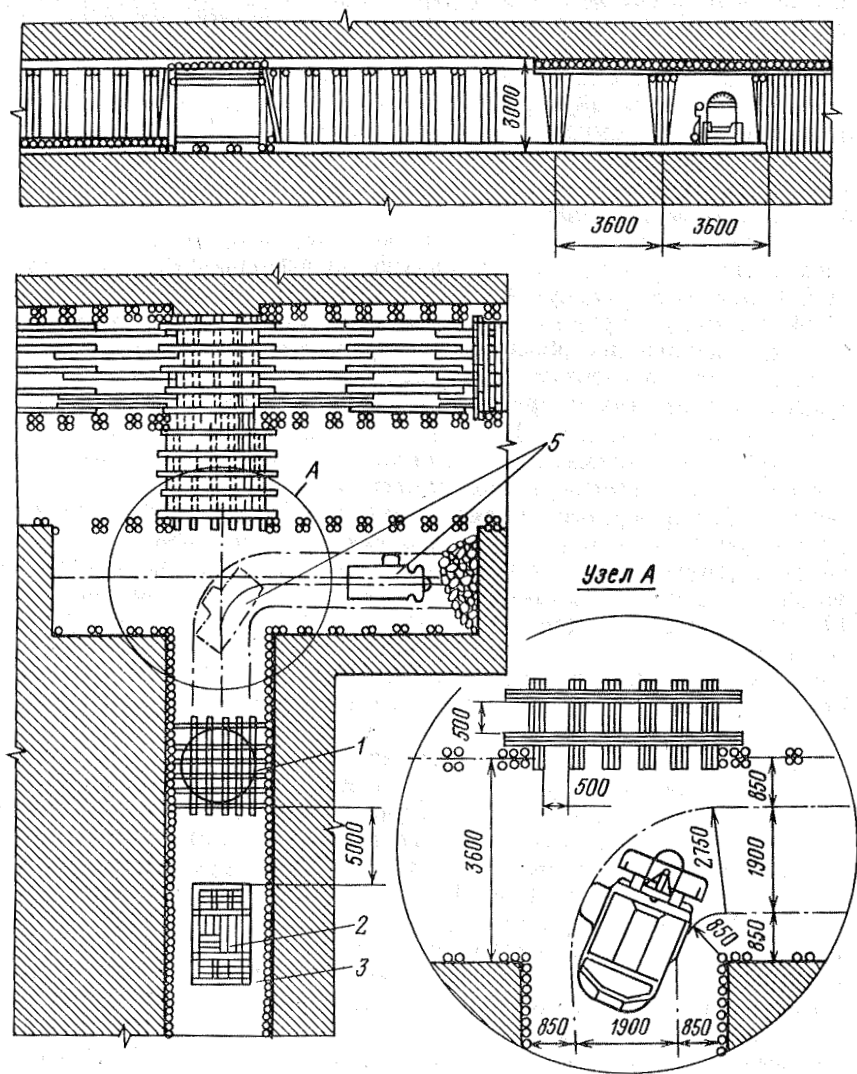


Рис. 5.28. Вариант системы разработки со слоевым обрушением и использованием ПТМ "Каво-310" на Северо-Енисейском руднике:
 1 и 2 - бункерный и блоковый восстающие соответственно; 3 - слоевой штрек; 4 - заходка; 5 - ПТМ Каво-310

золотодобывающих рудниках, как и на месторождениях других подземных ископаемых, очевидно, широкого распространения не получит, потому что малопроизводительная, дорогостоящая, ма-

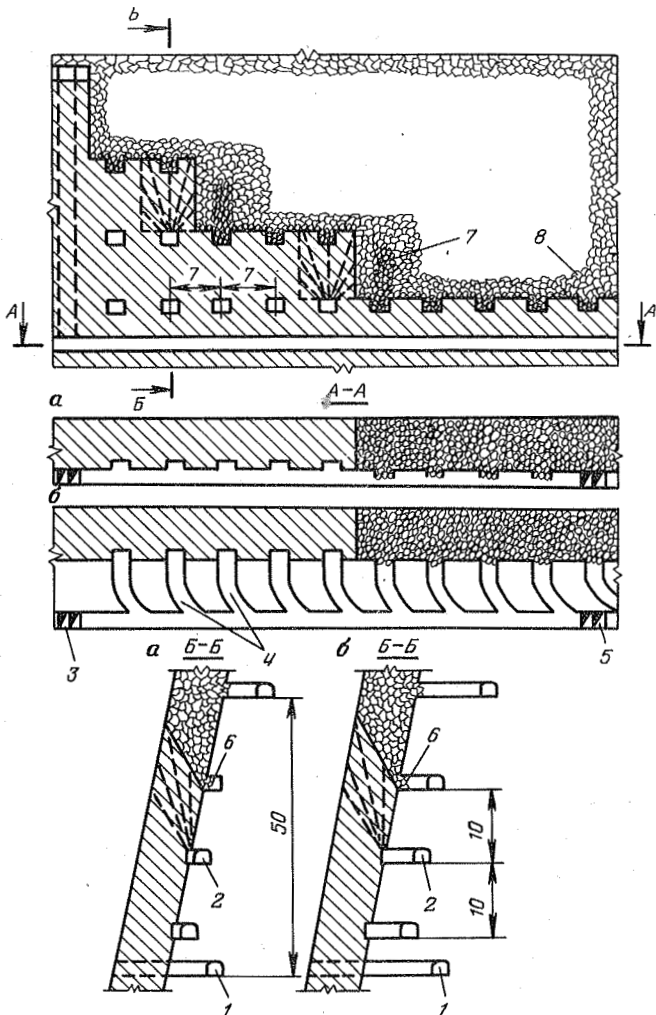


Рис. 5.29. Система разработки с подэтажным обрушением при вертикальном расположении выработок:

a - при скреперной уборке руды; *б* - при уборке руды ПТМ; 1 и 2 - откаточный и подэтажный штреки соответственно; 3 - полевой ходовой восстающий; 4 - погрузочные заезды; 5 - полевые рудоспуски (породоспуски); 6 - выпускные отверстия; 7 - отбитая руда; 8 - обрушенная порода

териалоёмкая и малоперспективная для комплексной механизации производственных процессов.

Система разработки с подэтажным обрушением. Применяется на многих золотодобывающих рудниках в различных горно-

геологических и горнотехнических условиях. Эта система получила широкое распространение в последние 15 лет в результате появления на рудниках самоходного оборудования и возможности эффективного выпуска руды на торцы забоя.

В Иргиредмете для условий золотодобывающих рудников разработано два варианта системы с подэтажным обрушением при вертикальном расположении подэтажных выработок (рис. 5.29) и шахматном ("шведский" вариант) (рис. 5.30). Вертикальное расположение подэтажных выработок применяется при разработке крутонаклонных жил мощностью до 10 м на Ангренском, Зармитанском и других рудниках (авторы А.И. Сигаев, Е.А. Белкин, О.И. Черкащенко), а также при отработке междукламерных целиков между двумя заложёнными камерами на Северо-Енисейском руднике (авторы Б.М. Зайцев, Н.М. Зайцев), когда отбойку руды в целике ведут из подэтажных ортов (рис. 5.31 и 5.32). "Шведский" вариант системы с шахматным расположением подэтажных выработок применяют при мощности рудного тела более 10 м. Если мощность рудного тела не превышает 20 м, то отбойку руды можно вести из подэтажных штреков, проводимых у висячего и лежащего боков в шахматном порядке. При большей мощности рудного тела отбойку руды ведут из подэтажных ортов всерами скважин с продвижением забоя в панели вкрест прости-

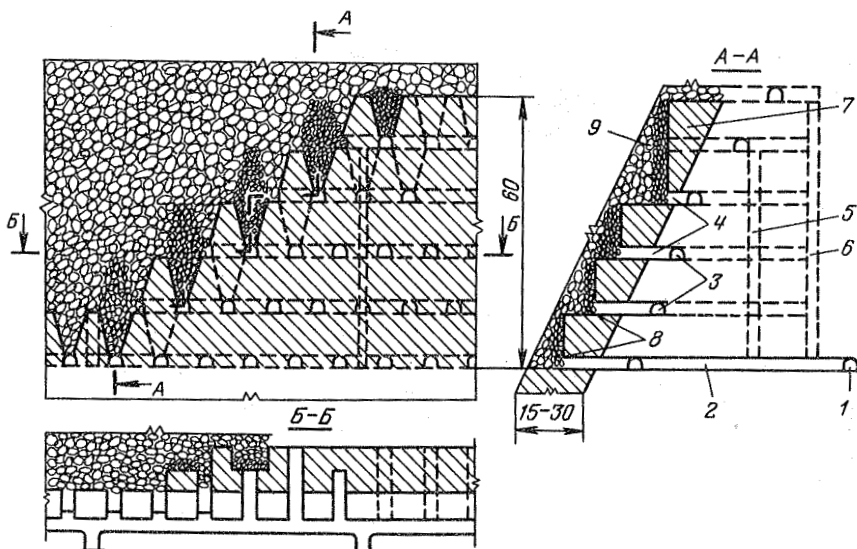


Рис. 5.30. Система разработки с подэтажным обрушением из ортов ("шведский" вариант):

1 - откаточный штрек; 2 - панельный квершлаг; 3 - подэтажные штреки; 4 - подэтажные буровые орты; 5 - рудоспуск; 6 - ходовой восстающий вентиляционный; 7 - руда в целике; 8 - отбитая руда; 9 - обрушенные породы

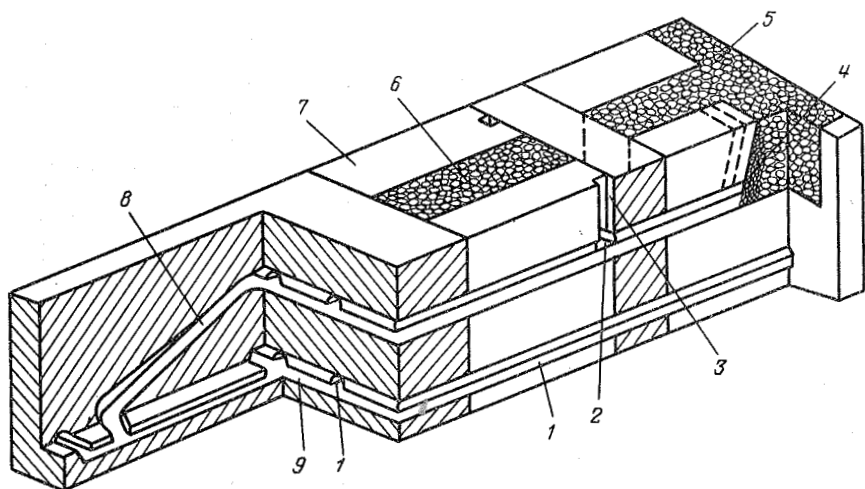


Рис. 5.31. Схема отработки междукамерных целиков по системе с подэтажным обрушением:

1 - подэтажный орт; 2 - отрезной штрек; 3 - отрезной восстающий; 4 - отбитая руда; 5 - налегающие породы; 6 - закладка камер; 7 - руда в целике; 8 - наклонный съезд; 9 - подэтажный штрек

рания в направлении от висячего бока к лежащему. Шахматное расположение подэтажных ортов обеспечивает наиболее полный выпуск отбитой руды и меньшее ее разубоживание налегающими пустыми породами. Такая схема ведения очистной выемки разработана в Иргиредмете и применяется на Северо-Енисейском (авторы Н.М. Зайцев и Б.М. Зайцев) и Кызыл-Алмасайском рудниках (автор А.Р. Хариноев).

Высота подэтажа обычно составляет 10-12,5 м, ширина панели - 10 м. В конкретных случаях эти параметры могут изменяться в зависимости от условий отработки.

Подэтажная выработка на золотодобывающих рудниках, как правило, служит для бурения скважин и доставки руды. При разработке месторождений других полезных ископаемых (полиметаллические рудники Казахстана) отбойку и выпуск можно проводить из различных подэтажных штреков (ортов). На золотодобывающих рудниках такие схемы практически не применяются.

После оборудования соответствующего числа вееров глубоких скважин диаметром 51 м самоходную буровую установку ЖЛХ или колонковый станок КБУ перемещают в другой забой, взрывают нескольких вееров (два-три) на зажатую среду, производят уборку и транспортирование руды до рудоспуска самоходными погрузочно-транспортными машинами Торо-200Д, СТ-2Б, ЛК-1 или ПТ-4.

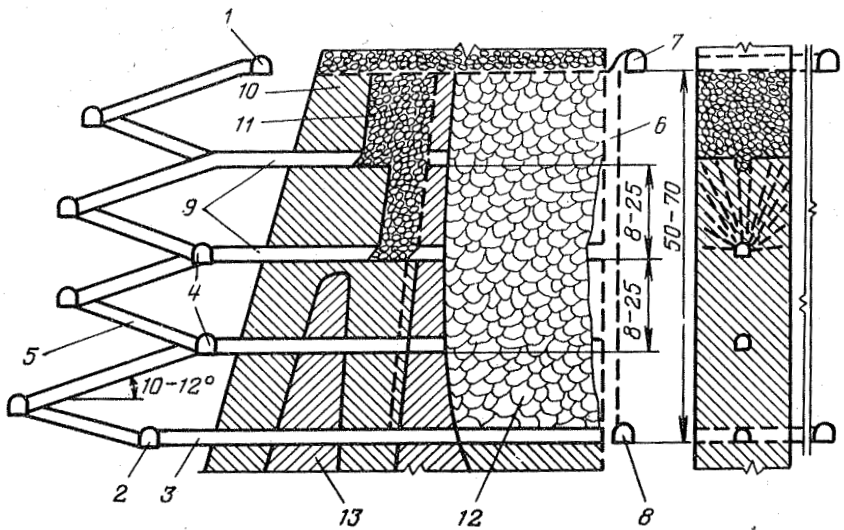


Рис. 5.32. Схема обработки целиков с подэтажным обрушением:
 1 и 2 - откаточные штреки соответственно верхнего и нижнего горизонтов;
 3 - панельный квершлаг; 4 - подэтажные штреки; 5 - наклонный съезд; 6 -
 вентиляционный восстающий; 7 и 8 - вентиляционные штреки верхнего и ниж-
 него горизонтов соответственно; 9 - панельные орты; 10 - руда в целике;
 11 - отбитая руда; 12 - обрушенная порода; 13 - внутрижильные и между-
 жильные породные включения

Совершенствование системы с подэтажным обрушением производится в направлении отработки рациональной высоты подэтажа, параметров взрывной отбойки (расстояния между концами скважин в веере и между веерами, числа одновременно взрываемых вееров), обеспечивающих минимальные значения и оптимальное соотношение потерь и разубоживания руды.

Для сокращения потерь и разубоживания руды при выпуске в Иргиредмете разработаны варианты системы с подэтажным обрушением с использованием гибких разделяющих экранов (автор А.Р. Хариноев). В качестве экрана использовались капроновые сети, выпускаемые отечественной промышленностью для изготовления рыболовных тралов.

При отработке отдельных блоков гибкий разделяющий экран укладывают на рудный массив в специальном монтажном слое, на него производится обрушение налегающих пород. По мере отработки рудного массива экран опускается и в течение всего цикла отбойки и выпуска руды препятствует перемешиванию пустой породы с отбитой рудой (рис. 5.33).

Существенными недостатками системы с подэтажным обрушением являются высокие потери и разубоживание руды, что ограничивает область ее применения при разработке ценных руд.

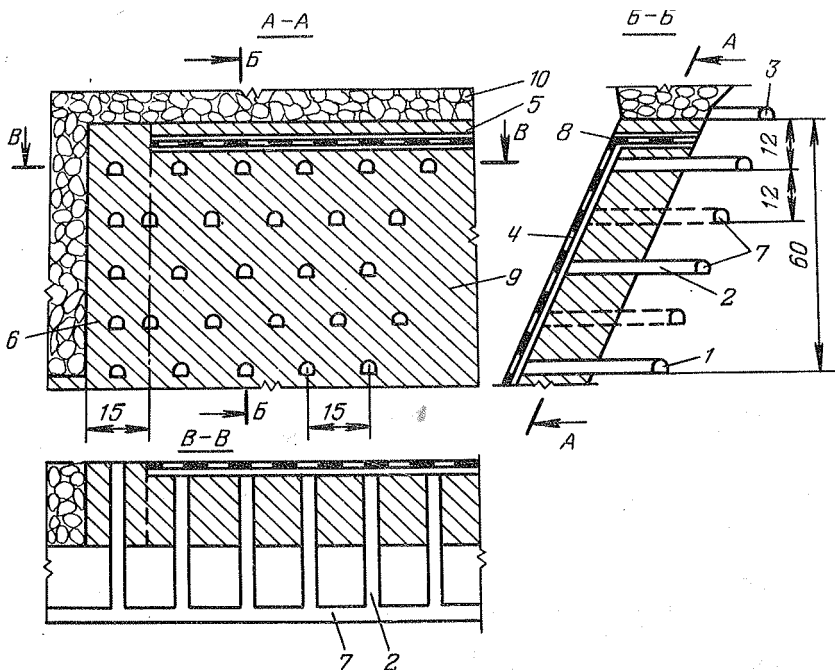


Рис. 5.33. "Шведский" вариант системы с подэтажным обрушением, в котором используется разделяющее гибкое перекрытие:
 1 и 3 - откаточный и вентиляционный штреки соответственно; 2 - буродоставочный орт; 4 - гибкое ограждающее перекрытие; 5 и 6 - целики междуэтажный и междублоковый соответственно; 7 - подэтажные штреки; 8 - верхний монтажный слой; 9 - руда в целике; 10 - обрушенные породы

Для предотвращения перемешивания руды, отбиваемой из междукамерных целиков в период отработки камерных запасов по системе с горизонтальными слоями и закладкой, на борта камер в период их отработки на Северо-Енисейском руднике навешивали капроновую сеть (автор В.М. Эвертовский). Таким образом после отработки двух камер междукамерный целик оказывался с двух сторон огражден экраном. В период отработки целика с подэтажным обрушением оба экрана смыкаются в верхней части и при выпуске руды препятствуют перемешиванию руды с налегающими породами и закладкой смежных камер.

В результате применения разделяющего экрана потери руды за счет перемешивания с пустой породой снизились в 2,6 раза, а разубоживание - в 2,2 раза.

С применением самоходного оборудования на отбойке и выпуске руды при системе с подэтажным обрушением ("шведский" вариант) достигается комплексная механизация всего процесса подготовки и очистной выемки и создаются условия для много-

Т а б л и ц а 5.11

Показатели	Рудники				
	"Северо-Енисейский" ("шведский" вариант)	"Кызыл-Алма" ("шведский" вариант)	им. Матросова	"Зодский"	"Жолымбетский"
Доля применения системы, %	81	100	14,5	16	69
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	11,7	10,8	9	11,2	5,6
Производительность блока, т/мес	10 000	10 500	6000	4500	2600
Потери руды, %	16,7	10	22	18	2,9
Разубоживание руды, %	25	31	33	25	6,7

забойного использования высокопроизводительного оборудования. Все это обеспечивает сравнительно высокие показатели по системе с подэтажным обрушением (табл. 5.11).

Предпринимались попытки по опыту железорудных месторождений механизировать процесс торцового выпуска руды путем установки на подэтажных штреках вибропитателей и виброконвейеров. Такие опыты проводились сотрудниками ИГД Сибирского отделения б. АН СССР (г. Новосибирск) и Красноярского института цветных металлов на Тасеевском и Северо-Енисейском рудниках. Однако в условиях золоторудных месторождений, на которых, как правило, ограничены объемы руды, отбиваемой в подэтажах, монтирование металлоемких стационарных установок с ограниченным сроком работы на одном месте оказалось экономически нецелесообразным, и от внедрения вибротехники отказались.

В перспективе объемы применения системы с подэтажным обрушением на золотодобывающих рудниках будут несколько возрастать. Существенных изменений в конструкции и параметрах системы не произойдет. Основные совершенствования вариантов систем будут происходить за счет использования более современного бурового оборудования и изыскания новых решений для уменьшения потерь и разубоживания руды из-за перемешивания с налегающими пустыми породами и материалом закладки от смежных камер.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

В последние годы во всех странах мира с развитой горнодобывающей промышленностью наблюдается устойчивая тенденция к повышению доли подземных горных работ с заполнением выработанного пространства. Эта тенденция обусловлена целым рядом факторов, одним из которых является значительное увеличение глубины ведения горных работ на действующих рудниках, что влечет за собой возрастание горного давления и проявление удароопасности. Практически неизбежен также переход на системы разработки с закладкой при отработке месторождений с низкой устойчивостью руд и вмещающих пород, при распространении горных работ под зону городских застроек, при повторной открытой отработке остаточных запасов над районами ведения подземных горных работ. Кроме этого, переход на системы с закладкой является одним из наиболее действенных путей повышения качественных показателей выемки, так как позволяет производить селективную выемку рудных тел сложного строения, а также отработку запасов в охранных целиках.

Все отмеченные факторы в полной мере проявляются и на золотодобывающих рудниках. Так, например, с переходом основного объема добычных работ на глубокие горизонты (400-500 м и более) на таких рудниках как "Кочкарский", "Дарасунский" и других, резко повысилось горное давление и возникли условия удароопасности. Широко применяемая на этих рудниках система с магазинированием руды перестала удовлетворять требованиям безопасности. Вследствие этого на Кочкарском и Березовском рудниках осуществляется переход на системы разработки с закладкой, а на Дарасунском идет подготовка к такому переходу.

Некоторые месторождения рудного золота характеризуются низкой устойчивостью руд и вмещающих пород. На одном из них - Зодском, в таких условиях практически единственно возможной оказалась технология горных работ с нисходящей выемкой и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

На Ангренском и Каульдинском рудниках твердеющая закладка очистного пространства применяется при отработке богатых рудных тел сложного строения для обеспечения высокого качества добываемой руды и наиболее полного ее извлечения из недр.

На Березовском руднике некоторые участки месторождения предусматривается обрабатывать с последующей закладкой из-за необходимости сохранения земной поверхности в зоне городской застройки.

Последующее заполнение отработанных камер твердеющей закладкой зачастую осуществляется с целью обеспечения благоприятных условий для качественной отработки целиков во вто-

рую стадию. Такая технология применялась на Тасеевском руднике Балейского ГОКа (рис. 5.34) (авторы Б.М. Зайцев, Г.С. Томашев) и на руднике "Каульды" (авторы А.И. Сигаев, Е.А. Белкин, А.Р. Хариноев). На Миндякском и Березовском рудниках система с закладкой применяется для отработки запасов в охранных целиках.

В табл. 5.12 приведены причины применения системы разработки с закладкой выработанного пространства на действующих золотодобывающих рудниках СНГ в настоящее время и в будущем, с развитием горных работ.

Начиная с 1980 года на золотодобывающих рудниках добыча руды с применением систем с закладкой выработанного пространства ежегодно возрастает.

К 1990 году наибольшая доля систем разработки с закладкой выработанного пространства была достигнута на Зодском и Ка-

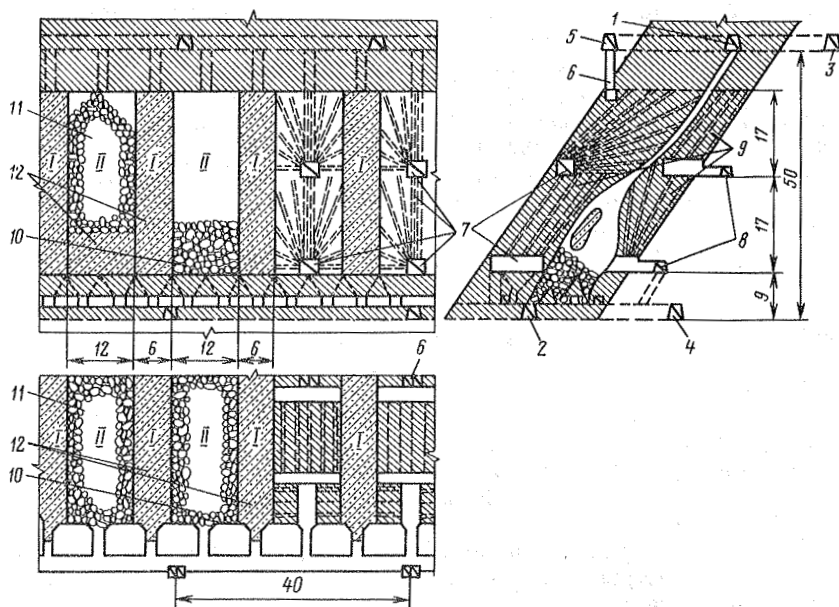


Рис. 5.34. Двухстадийная система разработки с последующей закладкой твердеющей смесью и пустой породой на Тасеевском руднике:

I-II - камеры соответственно первой и второй очереди при отработке рудной зоны; *1* - вентиляционный штрек на первом этапе работ по жиле; *2* - откаточный штрек на первом этапе работ; *3* - откаточный штрек верхнего горизонта на втором этапе работ по рудной зоне; *4* - откаточный штрек на втором этапе работ; *5* - закладочно-вентиляционный штрек; *6* - закладочная сбойка; *7* - буровые подэтажные выработки (штреки, орты, камеры); *8* - подэтажные штреки; *9* - руда в целике; *10* - отбитая руда на выпуске из камеры; *11* - породная закладка; *12* - твердеющая закладка

Т а б л и ц а 5.12

Рудник	Глубина ведения горных работ	Причины применения					
		Ударо-опасность	Неустойчивые руды и породы	Необходимость сохранения поверхности	Повторная разработка	Рудные тела сложного строения	Отработка целиков
<i>Применяется в настоящее время</i>							
"Зодский"	120-150	-	+	-	-	-	-
"Березовский"	260-500	+	-	+	-	-	+
"Кочкарский"	430-700	+	-	-	-	-	-
"Каульды"	200	-	-	-	-	+	+
"Ангренский"	250-350	-	-	-	-	+	-
"Северо-Енисейский"	390-540	-	-	-	-	+	-
"Миндякский"	300	-	-	-	-	-	+
<i>Предполагается применить с развитием горных работ</i>							
"Дарасунский"	500-700	+	-	-	-	-	-
Им. Матросова	170-320	-	+	-	+	-	-
"Многовершинный"	-	-	-	-	-	+	-
"Нежданинский"	-	-	-	-	-	+	-
"Торор"	-	-	-	-	-	+	-
"Кызыл-Алма"	-	-	+	-	-	-	-

ульдинском рудниках, где с применением этих систем добывались все 100% руды.

Системы с закладкой выработанного пространства можно разделить на две группы, принципиально различающиеся по технологии ведения горных работ и технологии закладки: система горизонтальными слоями с закладкой и камерно-целиковые системы с последующей закладкой выработанного пространства.

В качестве закладочного материала как при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой, так и при последующей закладке камер используются пустые породы от проходческих работ, специально добываемый на поверхности материал (песчано-галечная смесь, пустая порода), песковая фракция хвостов обогащения обогатительных фабрик и специально приготавливаемая твердеющая смесь различных составов.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой пустыми породами от проходческих работ применялась на Северо-Енисейском руднике (авторы Б.М. Зайцев, А.Ф. Кокташев, В.М. Эвертовский). Гидравлическая смесь на основе хвостов обогащения используется на Березовском руднике (рис. 5.35).

Твердеющие смеси широко применяются на Зодском, Ангренском, Каульдинском и других рудниках (рис. 5.36, 5.37).

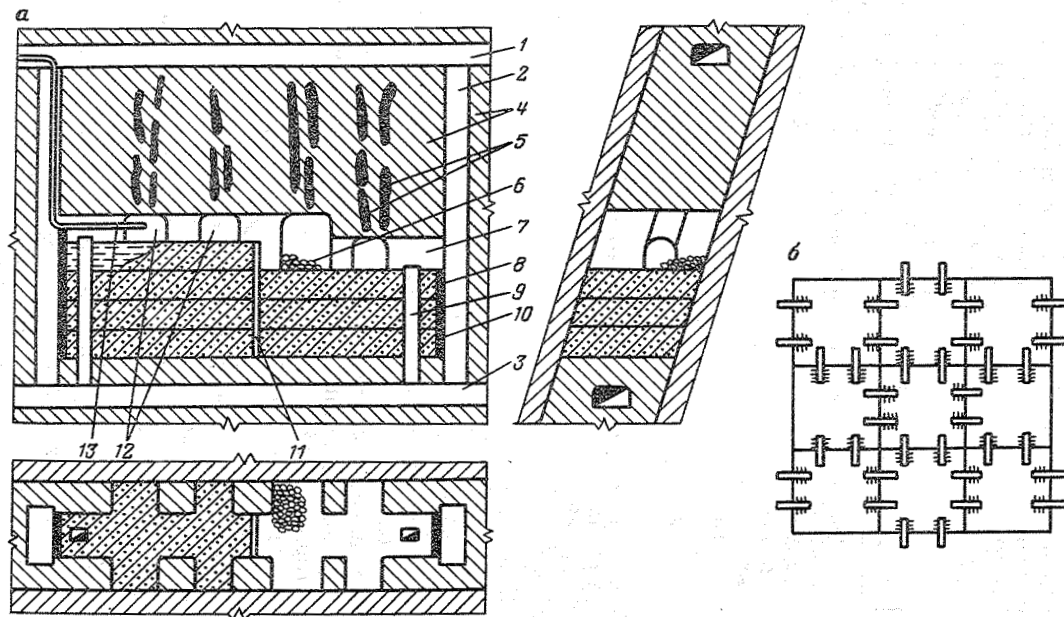


Рис. 5.35. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой на руднике "Березовский":
a - схема отработки блока; *б* - конструкция металлического настила; 1 и 3 - штреки соответственно вентиляционный и откаточный; 2 - блоковый восстающий; 4 - рудная масса дайки; 5 - лестничные жилы; 6 - отбитая руда; 7 - слоевой штрек; 8 - гидравлическая закладка; 9 - рудоспуск; 10 - плотная перемычка; 11 - дренажная перемычка; 12 - заходки по лестничным жилам; 13 - закладочный трубопровод

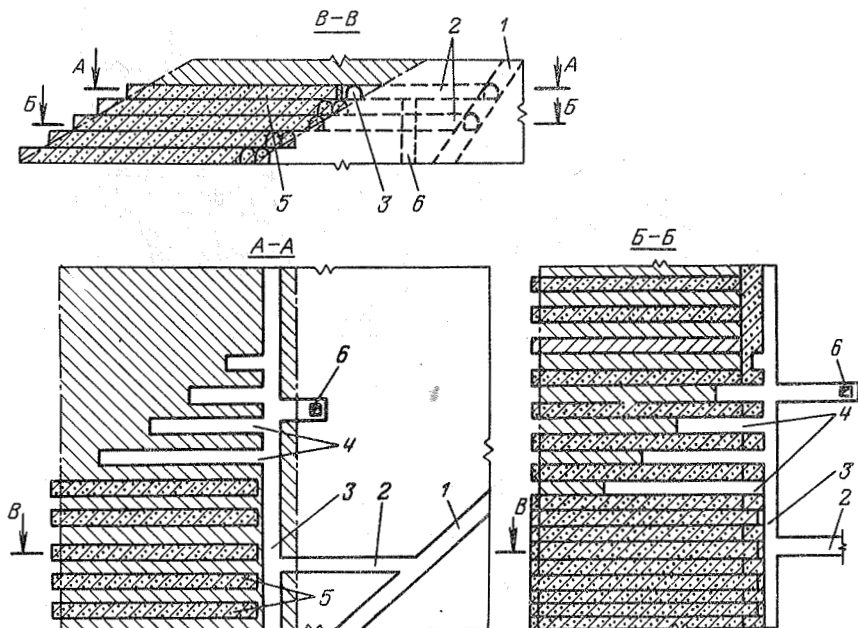


Рис. 5.36. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой на Каульдинском руднике:

1 - наклонный съезд; 2 - откаточные орты; 3 - слоевой штрек; 4 - заходки при отбойке руды; 5 - заходки, заложённые твердеющей закладкой; 6 - рудо-спуск

При последующей закладке камер пустая порода от проходческих работ и специально добываемый материал применялись на Тасеевском, Северо-Енисейском, Березовском, Коммунарском и других рудниках для закладки вторичных камер между искусственными целиками из твердеющей смеси. Гидравлическая закладка также проектируется к заполнению вторичных камер на Березовском руднике. Твердеющие смеси обычно применяются для сооружения искусственных целиков (закладка первичных камер).

Совершенствование технологии горных работ с применением закладки на золотодобывающих рудниках до настоящего времени шло по пути изыскания эффективных систем разработки, внедрения комплексов по приготовлению и подаче в выработанное пространство закладочных смесей. Сотрудниками Унипромеди, Ирпиредмета, МИСИ выполнены исследования по определению по рациональных составов закладочных смесей.

Пустая порода в качестве закладки применяется как заполнитель выработанного пространства и может быть использована как основа для работы на ней технологического горного обо-

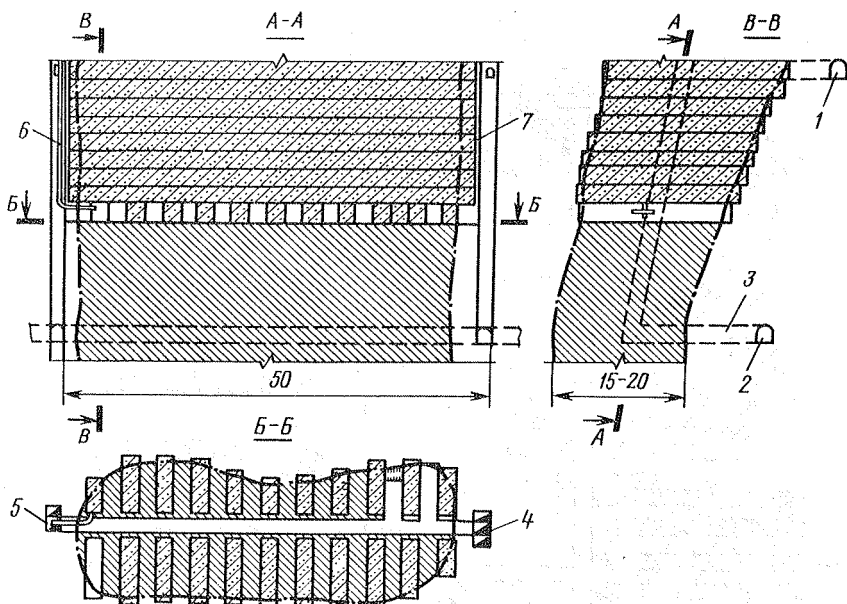


Рис. 5.37. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и нисходящей выемкой на Ангренском руднике:
 1 и 2 - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; 3 - этажный квершлаг (орт); 4 - ходовой блоковый восстающий; 5 - закладочный восстающий; 6 - закладочный трубопровод; 7 - дренажная перемычка

рудования, она частично поддерживает вмещающие породы от обрушения, но не является искусственной опорой для восприятия горного давления. Основным достоинством этого вида закладки является использование пустых пород в шахте без выдачи на поверхность.

Гидрозакладка хвостами обогащения также служит для заполнения выработанного пространства. На ней могут работать люди и оборудование, но в данном случае необходимо устройство специальных настилов для работы технологического оборудования. Конструкции таких настилов разработаны для Березовского и Кочкарского рудников в Унипромеди. Преимуществом гидрозакладки является использование отходов производства и возможность высокой степени механизации процесса закладки.

Высокомеханизированные комплексы по приготовлению и подаче в выработанное пространство закладочных смесей на базе хвостов обогатительных фабрик, разработанные в Унипромеди, функционируют на Березовском и Кочкарском рудниках.

Закладка из твердеющих смесей используется в тех случаях, когда необходимо создавать искусственные несущие массивы. Это, как правило, наиболее дорогой и материалоёмкий вид

закладки. Комплексы по приготовлению и укладке твердеющих смесей действуют на Зодском, Каульдинском и Ангренском рудниках.

Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, как правило, обеспечивают высокое качество добываемой руды, так как в большинстве случаев позволяют селективно вынимать рудные тела сложного строения. В то же время мелкошпуровая отбойка, необходимость доставки руды на слое до рудоспусков, приготовление, доставка и размещение в выработанном пространстве закладочных смесей существенно удорожают добычу руды и снижают производительность труда забойных рабочих. Некоторые виды закладки требуют повышенного расхода дефицитных материалов, в том числе цемента. Поэтому горная технология с закладкой обычно считается малопродуктивной и дорогостоящей.

Вместе с тем сравнительная оценка по стоимости конечного продукта (золота) нередко подтверждает преимущество этой технологии по сравнению с более производительными системами. Например, шведские ученые пришли к выводу, что переход на системы разработки с закладкой может быть оправдан экономически в том случае, если затраты на добычу 1 т руды повысятся не более чем на 25%, а разубоживание будет снижено на 10-20%.

Отмеченные выше недостатки технологии горных работ с закладкой позволяют сформулировать основные направления ее совершенствования, которые сводятся прежде всего к изысканию путей снижения затрат.

Улучшение технико-экономических показателей по системам разработки, в частности, повышение производительности труда достигается путем интенсификации процессов выемки руды и закладки выработанного пространства на основе применения рациональных вариантов системы разработки с механизацией процессов горных и закладочных работ. Снижение затрат также достигается посредством изыскания и применения более дешевых закладочных материалов.

Опыт зарубежной горнодобывающей промышленности, а также ряда отечественных рудников цветной металлургии (в том числе золотодобывающих) показывает, что проблемы интенсификации горных работ при системах с закладкой, как и при многих других, успешно решаются путем широкого применения самоходного оборудования.

При отработке мощных и средней мощности месторождений механизация выемки руды на базе самоходного оборудования обычно осуществляется в двух вариантах. Первый из них приемлем для одновременной отработки нескольких или одного рудного тела с большими запасами, обеспечивающими одновременную отработку нескольких блоков. Схема подготовки блоков в данном случае обеспечивает свободный заезд самоходной техники в

каждую камеру. При этом самоходное оборудование применяется как на бурении шпуров, так и на доставке руды на слой, а при использовании в качестве закладки пустой породы и на укладке на слой закладочного материала. Такие высокомеханизированные варианты разработаны в Ирриредмете для условий рудника "Советский" Северо-Енисейского ГОКа и рудника "Каульды".

На руднике "Советский" сотрудниками Ирриредмета найдено удачное решение в схеме подготовки свиты субпараллельных рудных тел, когда все рудные тела вкрест простирания прорезаются единой схемой ортов, и при этом уточняется контур оруденения и нередко выявляются новые рудные тела, кроме того, обеспечивается многозабойное использование самоходного оборудования.

В данном случае обычно используются высокопроизводительные дизельные машины. Второй вариант предусматривает отработку отдельными изолированными блоками, когда машина в течение всего периода отработки находится в блоке. При этом обычно применяются менее производительные машины с пневматическим или электрическим приводом. В данном случае на золотодобывающих рудниках, как правило, механизмуется только процесс доставки (Березовский рудник).

Интенсификация процесса закладки твердеющими и гидравлическими смесями обеспечивается путем строительства высокомеханизированных закладочных комплексов с подачей закладки по трубопроводам непосредственно в выработанное пространство. Такие комплексы функционируют на Березовском, Кочкарском, Зодском, Каульдинском, Ангренском рудниках, построенные по рекомендациям Унипромеда, Армнипроцветмета, Ирриредмета. Высокая степень механизации закладки пустыми породами достигается путем применения на этой операции самоходных дизельных ПТМ (рудник "Советский"), где из близрасположенных проходческих забоев пустую породу машинами СТ-2Б или Торо-200Д доставляют непосредственно на слой.

Серьезные требования предъявляются к искусственным массивам, образуемым из твердеющих смесей. В зависимости от системы разработки они должны обеспечивать работу на них горного оборудования, в том числе самоходного, служить искусственными опорами, противостоящими горному давлению, искусственной кровлей и т.д.

Высокое качество закладочных массивов обеспечивается подбором оптимальных составов закладочных смесей, обеспечением непрерывности подачи смеси в выработанное пространство, строгим контролем дозировки компонентов и высокой технологической дисциплиной на закладочных работах.

Снижение себестоимости закладки может быть достигнуто за счет создания искусственных массивов на базе дешевых вяжущих и инертных заполнителей из местных материалов и отходов производства.

В качестве примера получения качественной закладки из местных дешевых материалов можно привести исследования Иргиредмета совместно с Московским инженерно-строительным институтом, в результате которых были разработаны перспективные закладочные смеси на базе золошлаковых отходов Ангренской ГРЭС и отходов цементного производства, обеспечивающие экономии цемента 70 кг на 1 м³ закладки и снижение себестоимости закладки на 10-15%.

Большие резервы в снижении себестоимости создания искусственных массивов заключаются в формировании разнопрочной закладки. Например, если искусственный массив при нисходящем порядке выемки слоев служит кровлей следующего слоя, то в предыдущем слое наиболее прочным должна быть нижняя его часть. Если производится выемка слоев в восходящем порядке и искусственный массив служит основанием для работы на нем технологического оборудования, то наиболее прочным должна быть верхняя часть слоя. Подобные и более сложные конструкции разнопрочных искусственных массивов разработаны в Иргиредмете для условий Ангренского и Каульдинского рудников Узбекистана (авторы А.И. Сигаев, Е.А. Белкин, А.Р. Хариноев).

В золотодобывающей промышленности имеются примеры, когда высокая степень механизации процессов выемки руды и закладки выработанного пространства обеспечивала по системам с закладкой (наряду с высокими качественными показателями добычи) производительность труда забойных рабочих на уровне высокопроизводительных систем разработки. Так, на Березовском руднике разработанная и внедренная сотрудниками Унипромеди система горизонтальными слоями с гидрозакладкой обеспечила производительность труда забойного рабочего 8,3 т/смену при потерях металла 4% и разубоживании руды 8%. На руднике "Советский" по разработанной в Иргиредмете системе горизонтальными слоями с породной закладкой производительность труда забойного рабочего составила 9,7 м³/смену, потери 6%, разубоживание 10,6%.

Вместе с тем высокие потенциальные возможности технологии с закладкой выработанного пространства на рудниках реализуются далеко не полностью.

Основные показатели по системам разработки с закладкой выработанного пространства приведены в табл. 5.13.

Анализ сырьевой базы золоторудных месторождений и тенденций развития горной техники и технологии показывает, что доля применения системы разработки с закладкой выработанного пространства будет неуклонно расти.

Совершенствование систем будет происходить в направлениях интенсификации горных и закладочных работ посредством широкого применения на выемке руды комплексов самоходного оборудования, в том числе малогабаритного, и других средств механизации. Закладочные работы будут совершенствоваться за

Т а б л и ц а 5.13

Показатели	Система разработки						
	Горизонтальными слоями с закладкой						Камерная с последующей закладкой
	"Кочкарский" (гидравлическая)	"Березовский" (гидравлическая)	"Советский" (породная)	"Ангренский" (твердеющая)	"Каульдинский" (твердеющая)	"Зодский" (твердеющая)	"Балейский"
Производительность блока, т/мес	700	2500	3500	950	3000	1000	1500/1500
Производительность труда забойного рабочего по системе, м ³ /смену	2,28	8,3	9,7	3,8	10	3,6	4,9/6,1
Потери руды, %	2,3	4	6	6,6	7,3	4,8	10,2/10,2
Разубоживание руды, %	63,7	8	10	18	7,2	8,7	14,1/15

П р и м е ч а н и е. В числителе - для твердеющей закладки, знаменателе - породной.

счет строительства высокомеханизированных комплексов по приготовлению и подаче в выработанное пространство закладочных смесей, исследования экономичных и эффективных закладочных смесей (на основе отходов производства) и изыскания рациональных и научно обоснованных конструкций закладочных массивов, в том числе разнопрочных.

5.5. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗА РУБЕЖОМ

Приведенные в табл. 5.14 данные показывают, что за рубежом в соответствующих условиях применяются практически те же системы разработки, что и на отечественных рудниках, с той лишь разницей, что гораздо шире используются системы с закладкой, а камерно-столбовая система при отработке пологих и наклонных рудных тел на большинстве рудников преобразована в камерно-целиковую с выемкой панелей.

При разработке тонкожилых месторождений можно отметить достаточно широкое распространение скважинной отбойки (диаметр скважин 41-54 мм).

Условия применения скважинной отбойки: угол наклона жил более $50-55^\circ$, выдержанность элементов залегания, высота этажа не более 10-12 м (по условию отклонения скважин от заданного направления). В качестве примера может служить рудник "Доум" (Канада), где для отработки отдельного рудного тела длиной 130 м и шириной от нескольких сантиметров до метра при среднем угле наклона 60° принята подэтажная скважинная отбойка руды [35, 36].

Подэтажные штреки для бурения скважин проведены с интервалом, обеспечивающим глубину взрывных скважин 9 м при диаметре 51 мм. Большая глубина скважин нежелательна ввиду возможного недопустимого отклонения и увеличения расстояния между концами скважин.

Руду отбивали вертикальными слоями на всю высоту камеры при толщине отбиваемого слоя 1,5 м. Схема обурирования блока приведена на рис. 5.38, а, б.

Для уборки руды применялись погрузочно-транспортные машины с ковшем вместимостью $1,5 \text{ м}^3$. При этом производительность труда горнорабочего составила 15,5 т/смену, удельный расход ВВ - 799 г/т, удельный выход руды с 1 м скважины - 1,44 т.

Система с подэтажной скважинной отбойкой более эффективна при разработке тонких крутонаклонных жил, чем система с магазинированием руды. Однако более широкое ее применение сдерживается следующими факторами:

длина очистных камер должна обеспечивать устойчивость открытого очистного пространства без создания дополнительных мер по поддержанию бортов блока;

Страна, рудник	Глубина разработки, м.	Годовая производственная мощность, тыс.т руды	Мощность рудного тела, м	Угол наклона, градус	Применяемые системы разработки
<i>ЮАР</i>					
"Ист Дрифонтейн"	-	-	1,2-2,5	6-10	Камерно-целиксовая с панелями шириной 30 м
"Бейза"	1070	-	0,1	20	Панелями по восстанию с открытым очистным пространством
"Лендрейн"	-	-	0,25-1,8	10	С обрушением выработанного пространства
"Ист Рэндфонтейн"	-	-	1,5-2,5	6-10	Камерно-целиксовая с панелями шириной 30 м
"Вестерн Дип Левелз"	3500-3800	4000	1	30	Сплошная выемка длинными столбами; с закладкой
"Мокасса"	2500	-	0,1-1	-	Горизонтальными слоями с закладкой
"Айлэнсрэнд"	2200	2160	1	-	Сплошная выемка, длина блока 40 м
<i>Канада</i>					
"Доум Майн"	1600-1800	814	0,8-1,5	55-65	С комплексом "Алимак" и скважинной отбойкой; с магазинированием руды; подэтажными штреками; с селективной выемкой и закладкой; наклонными слоями с закладкой (вариант Авока)
"Давид Белл"	1160	449	До 3	50	Горизонтальными слоями с закладкой; подэтажными штреками с последующей закладкой
"Аунор"	-	217	46	90	Горизонтальными слоями с гидравлической закладкой
<i>Канада</i>					
"Голден Гигант"	2100	900	20	60-70	С обрушением; с открытым очистным пространством с последующей закладкой твердеющими смесями (хвосты обогащения)

"Траут Лейк" "Кидд Крик"	400	670	15-25	-	Горизонтальными слоями с закладкой Подэтажными штреками с последующей за- кладкой
"Пейдж Уильямс"	1300	1980	55-60	05-70	Этажно-камерная; подэтажными штреками с последующей закладкой
"Демойр Лейн"	660	660	-	70	Подэтажными штреками; этажно-камерная с последующей закладкой
"Холф Мак Дермотт"	420	410	3	75-80	С магазинированием руды; этажно-камер- ная; подэтажными штреками
"Салмига"	200	590	1,5	До 90	С магазинированием руды
"Намью Лейк"	-	-	2,4-15	30-45	Камерная с твердеющей закладкой
"Карлин"	-	330	46	20	Этажно-камерная
"Киена"	600	330	35	30	Горизонтальными слоями с твердеющей закладкой
"Бойскаут"	-	500	-	85	Подэтажными штреками с последующей за- кладкой; вариант Авока
США					
"Люпин"	360	315	-	-	Подэтажными штреками со скважинной от- бойкой
"Керр Эдисон"	-	1200	-	90	С магазинированием руды; подэтажными штреками; горизонтальными слоями с за- кладкой
"Дойон"	720	950	27	-	Подэтажными штреками с обрушением пород или последующей закладкой
"Белл Крик"	-	140	0,5-1	-	С магазинированием руды; подэтажная вы- емка
"Блэк Клауд"	450	192	90	70-80	Горизонтальными слоями с гидравлической закладкой
"Каннон"	250	550	61	-	Камерно-целиковая с последующей заклад- кой; горизонтальными слоями с закладкой
"Хоумстейн"	2400	1290	3-30,5	50-80	С магазинированием руды; подэтажная вы- емка с отбойкой глубокими скважинами с закладкой; горизонтальными слоями с за- кладкой; с креплением и закладкой
"Саннисайд"	600	270	2-8	75-90	С магазинированием руды; горизонтальны- ми слоями с закладкой

Страна, рудник	Глубина разработки, м	Годовая производственная мощность, тыс.т руд	Мощность рудного тела, м	Угол наклона, градус	Применяемые системы разработки
<i>США</i> "Сент Клауд"	-	100	3-6	60-70	С магазинированием руды; горизонтальными слоями с закладкой
<i>Чили</i> "Эль Индио"	-	-	0,8-16	-	С магазинированием руды; механизированный вариант системы с закладкой, с костровой крепью
"Тамбо"	-	140	До 15	90	Этажно-камерная
<i>Австралия</i> "Олимпик ДЭМ"	-	1500	30	-	Горизонтальными слоями с закладкой; камерно-целиковая; с этажной или подэтажной выемкой
"Санд оф Гвалиа"	1000	-	1,8-2,4	38-45	Горизонтальными слоями с закладкой; камерно-целиковая
<i>Индия</i> "Колар", "Хутти"	3500-4000	-	0,9-1,7	80	Слоевая с каменной закладкой
<i>Япония</i> "Хишикари"	-	80	0,1-1	70-90	Слоевая выемка в нисходящем порядке под искусственной потолочиной
<i>Гана</i> "Ашанти"	-	980	3-6	60-90	Горизонтальными слоями с закладкой; этажно-камерная с этажной или подэтажной выемкой и целиками; со станковой крепью
<i>Зимбабве</i> "Шамва"	-	150	6-30	-	С магазинированием руды; камерно-целиковая

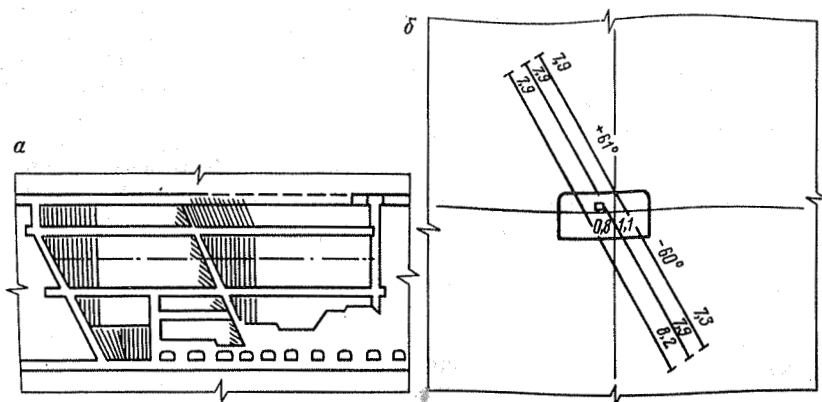


Рис. 5.38. Схемы разрушения блока (а) и расположения скважин (б) при подэтажно-камерной системе разработки со скважинной отбойкой жил на руднике "Доум"

допускается значительное разубоживание при отработке ветвящихся жил;

излишне высокое разубоживание будет иметь место при отработке камер со слабыми вмещающими породами и высоком горном давлении.

В аналогичных условиях на руднике "Доум" при отработке тонких жил применен механизированный вариант системы с закладкой, где использование скреперных лебедок имеет недостатки:

резко снижается производительность скреперной установки при расстоянии скреперования более 30 м;

большое число рудоспусков обусловлено ограниченным фронтом работ лебедок, их малой маневренностью;

необходимы трудоемкие ручные работы по зачистке камер с целью недопущения повышенных потерь.

Погрузочно-транспортная машина Каво-310 была использована при отработке жилы мощностью менее 1,25 м. Основным преимуществом использования Каво-310 было увеличение фронта работ. Эффективность работы ПТМ в камере длиной 80 м заключалась в сокращении числа рудоспусков, что снижало стоимость подготовительно-нарезных работ. Основным недостатком была большая ширина выработок для обеспечения прохода ПТМ-2,4 при зазорах 0,3 м с обеих сторон.

Получение пустых пород от проведения выработок в условиях рудника "Доум" ограничено возможностями транспорта и укладки материала в штабель ввиду их высокой стоимости и низкой производительности. Поэтому было принято решение использовать гидравлическую закладку.

Интересен опыт ведения на руднике "Доум" работ в неус-

тойчивых породах. Для этих целей применялись ПТМ IS-100E фирмы "Жарвис Кларк ЛТД" с дистанционным управлением.

В камере длиной 60 м дополнительно были пройдены ходовой восстающий и камерная выработка шириной 2,5 м для размещения бурильной установки и ПТМ.

Как показано на рис. 5.39, слой высотой 7,7 м обурен скважинами диаметром 51 мм. Скважины располагаются веером (2-6 относительно друг друга) с общим наклоном 65°. Линия наименьшего сопротивления 1,3 м. Бурение скважин осуществлялось установкой "Секан", смонтированной на самоходной тележке "Боарт". Сменная производительность бурения составил 50 м.

Взрывание скважины производилось участками по 20 м (15 вееров). За один раз взрываются три веера скважин. После этого забой частично разгружается перед следующим взрыванием. После окончания взрывных работ поверхность навала руды выравнивается скреперной лебедкой, борта и кровля камеры приводятся в безопасное состояние (оборка, анкерное крепление), и забой камеры вновь обуривается со штабеля руды.

По завершении бурения отбитая руда доставляется в рудоспуск радиоуправляемой ПТМ IS-100E, и в забой подается гидравлическая закладка, удерживаемая в камере деревянной перемычкой. Дренаж закладочного материала осуществляется через перфорированную гибкую дренажную трубу диаметром 7,63 см, обернутую мешковиной и уложенную на почву камеры.

После завершения полного цикла работ по первому слою к отбойке готовится следующий слой. Отбойка начинается с обра-

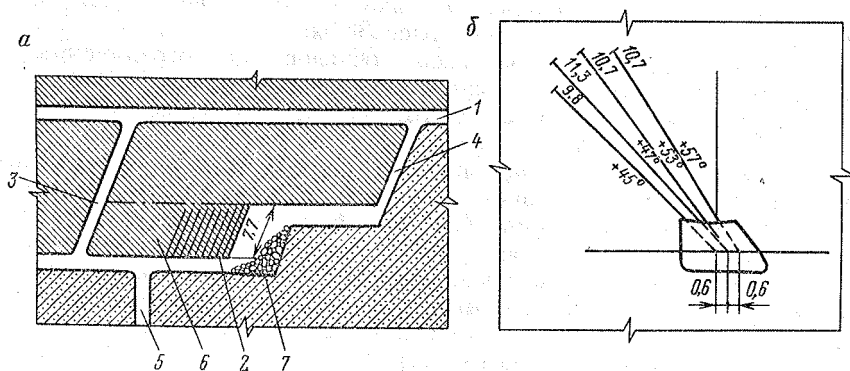


Рис. 5.39. Схемы отработки подэтажа (а) и расположения скважин в ряду (б) при подэтажной выемке жил со скважинной отбойкой на руднике "Доум" (вариант Авока):

- 1 - вентиляционный штрек; 2 - взрывная скважина; 3 - ходовой восстающий; 4 - разрезной, закладочный восстающий; 5 - рудоспуск; 6 - руда в целике; 7 - отбитая руда

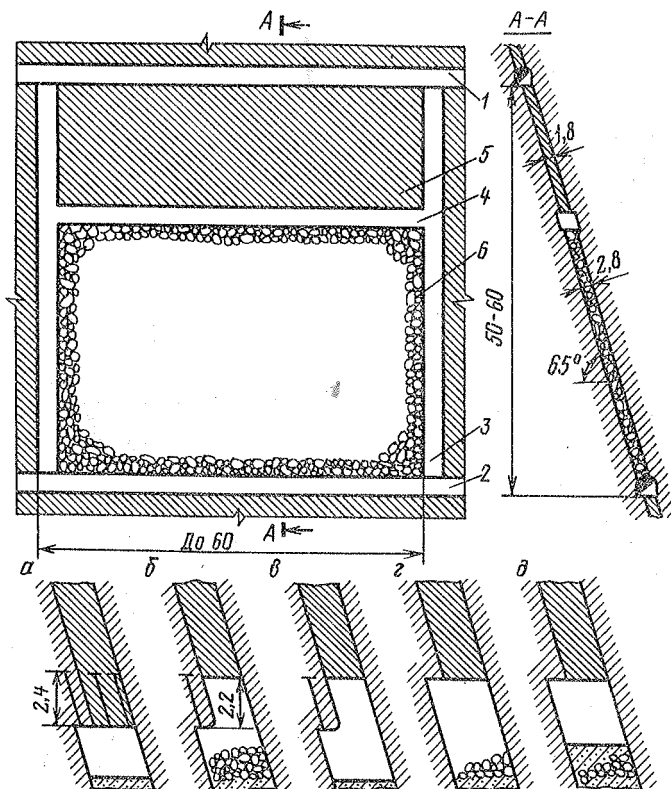


Рис. 5.40. Схема отработки тонких жил с раздельной выемкой на руднике "Доум":

a-d - состояние очистного забоя после соответственно обуривания, первого взрывания (по руде), уборки отбитой руды, второго взрывания (по породе), дозакладки;

1 и *2* - вентиляционный и откаточный штреки соответственно; *3* - блоковый восстающий; *4* - очистное пространство; *5* - руда в целике; *6* - закладка

зования отрезной щели взрыванием центральной скважины первого ряда и тщательной зачистки образовавшейся полости пород взрыванием оставшихся скважин первого ряда.

По данному варианту системы получены следующие результаты: выход руды с 1 м скважины - 1,81 т; удельный расход ВВ - 839 г/т; производительность труда горнорабочего - 11,4 т/смену. Работы продолжаются.

При отработке тонких жил за рубежом применяются и системы разработки с раздельной выемкой (рис. 5.40). На том же руднике "Доум" отработка ведется слоями 2,2 м снизу вверх. Бурение осуществляется двухстреловой установкой "Джой", смон-

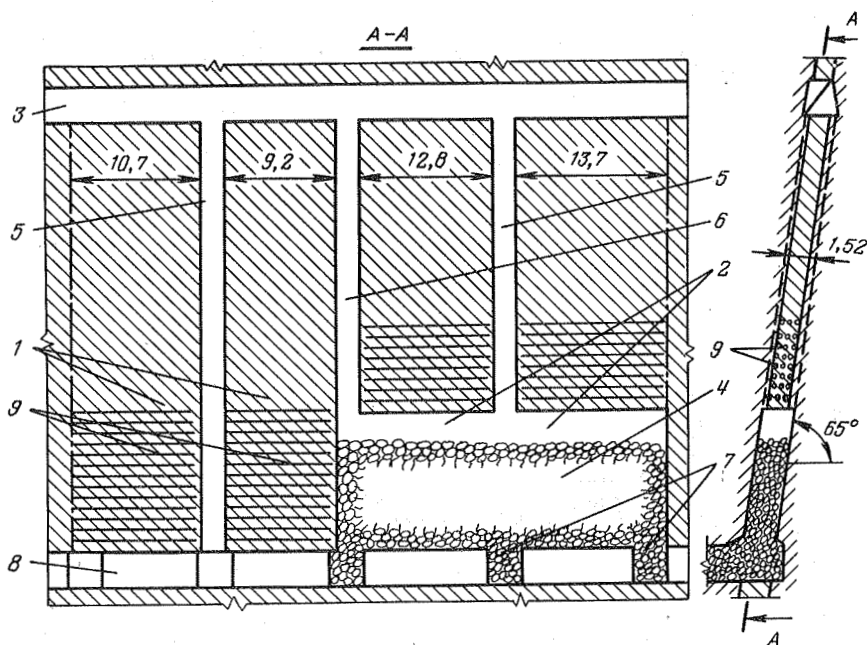


Рис. 5.41. Схема скважинной отбойки тонких жил с использованием комплекса "Алимак" на руднике "Ист Дрифонтейн":

1 и 2 - блоки соответственно буримые и взрываемые; 3 - вентиляционный штрек; 4 - отбитая руда; 5 - буровые восстающие сечением 2,13×2,74 м; 6 - смотровой восстающий сечением 1,83×1,83 м; 7 - выпускные дучки; 8 - откаточный штрек; 9 - скважины

тированной на самоходной тележке. Шпуров глубиной 2,43 м с наклоном 65° при ЛНС, равной 1,06 м. Бурение производится рядами по четыре шпура: из них три - бурятся по руде и один - по породе с прихватом вмещающих пород по лежащему боку на 1 м.

На руднике "Ист Дрифонтейн" (рис. 5.41) для отработки анкеритовой жилы мощностью 0,9-1,5 м с углом наклона 65° внедрен механизированный вариант системы разработки с магзинированием руды и скважинной отбойкой ее при использовании проходческого комплекса "Алимак" [35].

Основное предназначение комплекса "Алимак СТН-5Л" с монорельсовым передвижением - проведение выработок. Секция монорельса длиной 1,83 м обеспечивает снабжение перфораторов водой и сжатым воздухом и проветривание забоя воздушно-водяной смесью после взрывных работ. Рабочие платформы имеют размеры 1,52×1,52 и 1,83×2,44 м. Комплекс достаточно гибок, обладает возможностью изменить угол заложения в 3° на 1 м длины, что позволяет следовать изгибам висячего бока жилы

и обеспечивать полноту выемки руды почти без прихвата вмещающих пород.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проведении двух буровых восстающих и одного контрольного для визуального контроля за точностью бурения скважин, который, кроме того, используется как дополнительная свободная поверхность при взрывных работах по отбойке руды. Погрузочные орты проведены через 12 м. Нижний разведочный штрек используется в качестве отрезной шели (компенсационного пространства). В лежачем боку рудного тела на 22-м горизонте проведен штрек для перемещения проходческого комплекса (рис. 5.42).

Бурение скважин диаметром 51 мм и глубиной 9-13,5 м осуществляется буровым станком "Боарт-36" с винтовой подачей. Сетка бурения предусматривает бурение горизонтальных рядов из трех скважин с расстоянием между рядами 0,9 м. Ширина очистного пространства составляет 1,5 м.

Отбитая взрывом руда магазинируется в очистном пространстве, уборке подлежат только ее избытки для обеспечения свободного прохода по отбитой руде и доступа воздуха для проветривания. На время отбойки блока замагазинированная руда служит в качестве временной крепи, предупреждающей вывалы с бортов очистного пространства.

Достоинства варианта:

производительность труда выше в два раза по сравнению с вариантом мелкошпуровой отбойки с магазинированием руды;

снижается объем крепления для поддержания как восстающих, так и очистного пространства блока;

себестоимость добычи незначительна, но снижается по сравнению с обычным вариантом, так же как и разубоживание руды;

высокая безопасность работ.

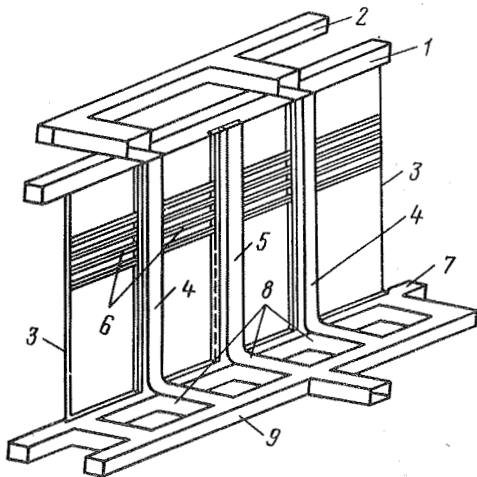


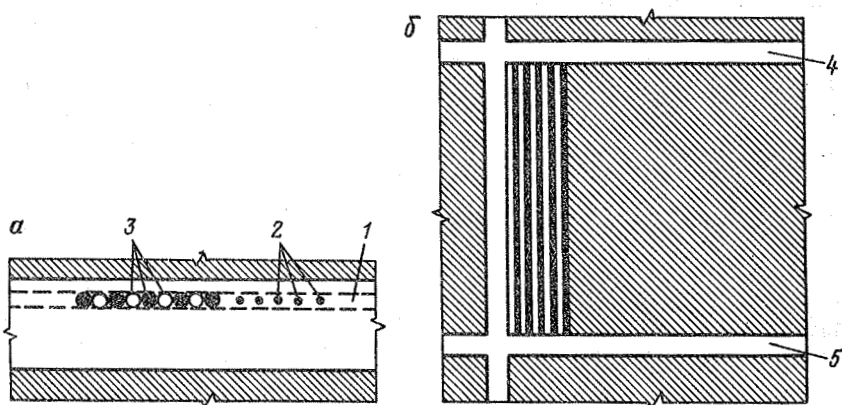
Рис. 5.42. Система отработки тонких жил на руднике "Ист Дрифтейн" с применением комплекса "Алимак";

1 - 22-й горизонт (вентиляционный штрек); 2 - полевой штрек для перемещения комплекса "Алимак"; 3 - жила; 4 - буровые восстающие; 5 - смотровой восстающий; 6 - ряды скважин; 7 - 23-й горизонт (отрезной, откаточный штрек); 8 - выпускные дучки; 9 - скреперный штрек

В последние годы получает распространение эффективный способ разрушения массива при добыче руды - выбуриванием горной массы скважинами большого диаметра от 230-310 мм при бурении передовых (пилотных) скважин до 1,8-2,4 м и более при проходке вертикальной выработки на полное сечение в один прием. Это способ впервые стал применяться на золотодобывающем руднике "Ист Дрифонтейн" (ЮАР), где использовались проходческие комбайны фирмы "Роббинс" [18].

Рудное тело было представлено тонкой жилой мощностью менее 50 см с углом наклона 10-30°. С горизонта откаточного штрека буровыми комбайнами осуществлялось бурение пилот-скважин диаметром 200 мм, которые затем расширяли до 50 см. Пробуренные скважины через одну закладывались бетоном для поддержания "выработанного" пространства (рис. 5.43). Данный способ обработки позволяет значительно улучшить проветривание выработок в условиях больших глубин, предупреждает горные удары, снижая удароопасность. Кроме того, сокращается численность подземных рабочих, уменьшается нагрузка на шахтный ствол, отпадает необходимость в дробильном и рудосортировочном оборудовании.

К настоящему времени разработано много установок, станков, комбайнов для проходки восстающих, некоторые из них можно использовать для новой технологии добычи руды. Возможность бурения скважин под различными углами и в разных направлениях обеспечит возможность их применения на очистных



5.43. Схема обработки тонких жил на рудниках Южной Африки:

a - проекция; *б* - план; 1 - рудное тело; 2 - пилот-скважины; 3 - добычные скважины; 4 и 5 - горизонты соответственно буровых работ (вентиляционный и откаточный); 1 - 22-й горизонт (вентиляционный штрек); 2 - полевой штрек для перемещения комплекса "Алимак"; 3 - жила; 4 - буровые восстающие; 5 - смотровой восстающий; 6 - ряды скважин; 7 - 23-й горизонт (отрезной, откаточный штрек); 8 - выпускные дучки; 9 - скреперный штрек

работах, например, станков "Виг Мэн" (Япония) или "Рино" (Финляндия).

Создана и внедрена в работу на рудниках ЮАР скребковая установка непрерывного действия для отработки тонких жил. Установка состоит из привода мощностью 37-105 кВт, хвостового барабана, двух бесконечных цепей, к которым через 1-2 м крепятся скребки. При длине доставки до 250 м и скорости движения 0,25 м/с производительность установки достигает 150 т/ч. В отличие от погрузочно-транспортных машин и обычной скреперной доставки производительность установки от длины доставки не зависит. Установка непрерывного действия эффективно работает при угле доставки $0 \pm 30^\circ$.

Камера приводной станции должна хорошо проветриваться, высота желоба, в котором перемещается цепь со скребками, должна быть не менее 1,5 м, а зазоры между кромками скребков и стенками желоба - не менее 200 м. Стоимость доставки горной массы без учета рабочей силы (затрат по зарплате) в четыре-восемь раз меньше по сравнению с обычной скреперной доставкой. Стоимость подготовки панелей при переходе от обычной скреперной доставки к непрерывной в зависимости от эксплуатируемой площади месторождения уменьшается на 42-51%, а протяженность подготовительных выработок сокращается в 1,8-2,2 раза. Более 30 скребковых установок непрерывного действия различной мощности уже эксплуатируются на золото-добывающих рудниках ЮАР.

Предложен новый способ разработки рудных тел мощностью 4-6 м с наклоном $30-40^\circ$ в условиях неустойчивого висячего бока и средней прочности пород кровли, получивший название "*система непрерывной выемки с открытым очистным пространством*".

Сначала в лежачем боку рудного тела проводят штрек. Затем сооружают дучки со стороны лежачего бока в подсечной штрек. В конце последнего формируют отрезную щель, которая впоследствии используется как свободная поверхность для образования траншеи взрыванием. По лежачему боку до верхнего откаточного штрека проходят буровой восстающий, из которого бурят веера скважин с последующей отбойкой руды слоями в сторону траншеи. Выпуск отбитой руды осуществляется вибропитателями.

В данном варианте системы разработки имеет место совмещение преимуществ различных систем: с подэтажным обрушением, сплошной разработки (лавами) с обрушением; камерно-столбовой системы и системы выемки с доставкой силой взрыва.

Пологие и наклонные жилы обрабатывают в основном с применением камерно-целиковых систем с последующей выемкой целиков и сплошных систем с высокой степенью механизации основных технологических процессов.

Компания *Randfontein Estates Cold Minig Co. Ltd.* отраба-

тывает пологую жилу ($6-10^\circ$) мощностью 3,5 м по камерно-целиковой системе при высоте камер 150 м (в плоскости жилы) панелями шириной 10 м, разделяемыми целиками шириной 7 м. Общее извлечение руды - 85%. Бурение осуществляется четырьмя двухстреловыми установками фирмы "Тамрок". Для бурения шпуров под анкерную крепь используются две установки "Секома Плутон 17". Уборка руды осуществляется погрузочно-транспортными машинами фирм "Вагнер" и "Торо", руда транспортируется автосамосвалами "Вольво" и "Торо" грузоподъемностью 35 т.

Тонкие жилы с выемочной мощностью 1,5-2,5 м отрабатываются панелями шириной 30 м. Бурение осуществляется передвижными перфораторами или электрогидравлической установкой "Стомок". На некотором расстоянии от забоя устанавливается отбойный полук, препятствующий разбросу отбиваемой руды. Уборка руды - скреперная по всей площади призабойного пространства с использованием оттяжных блочков и доставкой руды в грузовой наклонный (в плоскости жилы) восстающий, проведенный у лежачего бока залежи. Работа скрепера автоматизирована.

Месторождение Намью-Лейк в провинции Манитоба (Канада) представлено рудным телом мощностью 2,4-15 м с углом наклона $45-50^\circ$, разрабатывается с двух основных горизонтов 120 и 320 м (камерная система разработки с твердеющей закладкой). Подготовительные выработки сечением $4,5 \times 4$ м проводят в лежачем боку и крепят анкерными болтами на глубину 1,8-2,4 м по сетке $1,2 \times 1,2$ м. Нарезка камер длиной 20 м осуществляется восстающими диаметром 3 м из условия размещения в нем бурового станка для разбуривания слоя веерами скважин и заряжающего устройства.

Закладка выработанного пространства осуществляется высококачественной смесью ($V:C=0,8$); удельная плотность материала $1700-1800$ кг/м³; расход цемента 80 кг/м³, прочность 28-дневной закладки $1,8$ МПа, производительность по закладке - 1000 м³ в день при двух 12-часовых сменах. Закладка приготавливается наверху. Транспорт ее осуществляется 20- и 27-тонными автосамосвалами.

Для отработки средней мощности мощных рудных тел за рубежом применяются системы разработки с подэтажным или этажным массовым обрушением веерами глубоких скважин.

Например, на руднике "Олимпик Дом" для отработки залежи мощностью оруденения до 30 м применяют систему с этажным принудительным обрушением взамен этажно-камерной системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства. Ширина камер 28 м, длина - 50 м. Для образования отрезной щели пробуривается отрезной восстающий диаметром 1,8 м. Отбойка руды осуществляется веерами скважин, пробуренных снизу вверх диаметром 89 мм и сверху вниз диаметром 102 мм. Бурение осуществляется самоходным станком Соло-1008. За один

массовый взрыв отбивается 500-2000 т руды. На выпуске руды из блока применяется ПТМ типа СТ-13 с ковшем вместимостью 7,2 м³ (18-20 т). Руда транспортируется в шахтных вагонах "Катерпиллер 796" грузоподъемностью 45 т. Закладочная смесь на основе грубых фракций хвостов обогащения и небольшого количества портландцемента с плотностью 80% поступает в очистную камеру через скважины диаметром 300 мм.

На руднике "Томпсон" (Канада) обрабатывается рудная зона длиной по простиранию около 5,6 км с углом наклона 65°. Ширина слагающих зону рудных тел колеблется от сантиметров до 45-50 м. Глубина разработки 1350 м. Высота этажа 60-120 м.

Отработка рудных тел осуществляется по системе горизонтальных слоев с закладкой. Высота слоя 3 м, длина забоев до 300 м, выемка восходящая.

В устойчивых породах лежащего бока с помощью проходческого комплекса "Алимак" проходится рудоспуск на расстоянии 8-12 м от контакта с рудным телом, который сбивается с основными горизонтами сбоями сечением 3,1 м², проводимыми с уклоном 1:20. Направление очистной выемки: от центра к вентиляционно-ходовому восстающему. Расстояние между рудоспусками 60-75 м.

Шпур бурят ручными перфораторами, доставка руды осуществляется погрузочно-транспортными машинами с ковшем вместимостью 1,5 м³. Кровля очистного забоя крепится анкерами длиной 2,5 м с затяжкой металлической сеткой с ячейей 102×102 мм.

Выработанное пространство слоя закладывается песчаной смесью, подаваемой через расположенный в центре блока закладочный восстающий до тех пор, пока не достигается расстояние до кровли очистного забоя 0,6 м. Закладка производится участками с возведением породных перемычек, препятствующих растеканию закладочного материала. Производительность труда при применении этого варианта системы не превышает 14-15 т/чел-смену [11].

Отбойка по способу ВКР применяется при двухстадийной выемке взамен системы разработки горизонтальными слоями. Схема отработки со скважинной отбойкой рассредоточенными зарядами и последующей закладкой показана на рис. 5.44.

Рудные блоки длиной 100 м разделяют на камеры и целики шириной 10-15 м, ориентированные вкрест простирания и имеющие длину, равную мощности рудного тела. В верхней части каждой камеры оформляют буровую выработку (на всю площадь камеры). Кровлю ее закрепляют анкерной крепью. Из буровой выработки на всю высоту блока по сетке 2,4×2,4 - 3×3 бурят параллельные нисходящие скважины диаметром 165 мм под углом, соответствующим углу наклона жилы.

Наклон и длину каждой скважины тщательно замеряют и опре-

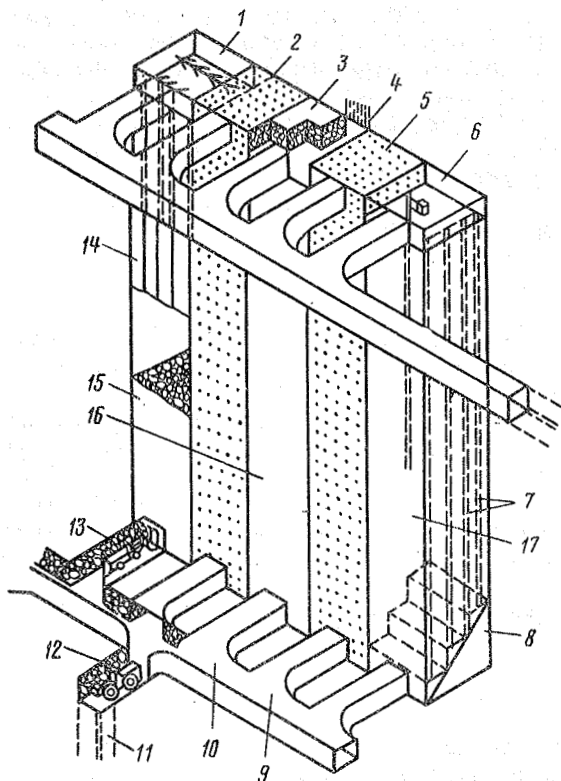


Рис. 5.44. Система разработки с отбойкой руды по способу ВКР на руднике "Томсон" (Канада):

1 - взрываемый блок; 2-5 - отработанные и заложенные блоки соответственно; 3 - подготавливаемый блок; 4 - анкеры; 6 - блок, из которого ведется бурение скважин; 7 - скважины диаметром 152 мм; 8 - выпускная траншея; 9 - подготовительная выработка; 10 - подъездная выработка; 11 - рудоспуск; 12 - место разгрузки ПТМ; 13 - место уборки руды с помощью ПТМ; 14 - взрывная скважина; 15 - отбитая руда; 16, 17 - подготавливаемые блоки

деляют профиль кровли очистного забоя. Отбойку ведут слоями толщиной 4,3 м на нижнюю подсечку или на компенсационное пространство, образованное за счет частичного выпуска отбитой руды.

Масса заряда в скважине составляет 21-37 кг. Соотношение длины и диаметра заряда 4,1-8,1 обеспечивает его концентрированное действие, улучшает эффективность взрыва и качество дробления. Вначале взрывается вруб в середине комплекта, и на образованную полость в отступающем порядке отбиваются оставшиеся скважины, затем цикл работ повторяется. Верхняя часть камеры высотой 10-12 м взрывается за один прием. Выпуск руды и ее доставка осуществляются погрузочно-транспортными машинами.

После отработки камеры и полного выпуска руды выработанное пространство заполняется закладкой, и после ее отвердения осуществляется отработка целиков. Порядок отработки целиков такой же, как и при выемке руды из камер.

Производительность труда при данном варианте увеличивается в два раза и составляет 32-35 т/чел-смену.

Ведущее место в зарубежной практике начали занимать различные модификации систем с закладкой выработанного пространства в чистом виде или комбинированно с системами других классов - подэтажными штреками, этажно- или подэтажно-камерными с последующей закладкой.

Внедрение новых типов горных машин и оборудования позволило достичь при применении этих систем высокой эффективности разработки, что изменяет существовавшее представление о системах с закладкой как самых неэффективных. Так, например, несмотря на высокий уровень производительности труда на некоторых предприятиях Канады, Японии и других стран, система с магазинированием была заменена различными вариантами систем с закладкой выработанного пространства не только для обеспечения безопасности, но и для увеличения полноты выемки запасов и создания условий для использования мобильного самоходного горного оборудования. Достигнутая на одном из канадских рудников производительность труда при применении системы с закладкой 21 т/чел-смену мало уступает лучшим показателям при системе с магазинированием руды.

Большую роль при системах с закладкой играет механизация работ. Наибольшее распространение получили погрузочно-транспортные машины, в том числе и малогабаритные: Каво-310, Каво-511, "Жарвис Кларк IS-100E", "СТ-500HE Микроскуп" и др.; самоходные одно- или двухстреловые буровые установки. Например, установка "Микродрилл" фирмы "Франс Лодер", представляющая ходовую часть ПТМ "Микроскуп", оборудована одним навесным манипулятором с гидроперфоратором.

Эффективность систем с закладкой определяется производительностью и стоимостью закладочных работ. В качестве материала закладки чаще всего используются хвосты обогатительных фабрик, песок, металлургические шлаки и другие материалы, имеющие минимальную стоимость. Гидравлическая закладка поддается полной механизации, что значительно сокращает время отработки блоков. На некоторых рудниках практикуется упрочнение верхнего слоя гидрозакладки цементным слоем толщиной 150-300 мм вместо укладки специального бетонного или другого настила, что позволяет вести машинную погрузку руды и предотвращает проникновение металла в закладку.

Все большее распространение получает твердеющая закладка, при применении которой возможно использование более мощного самоходного оборудования, более производительных способов отбойки руды, например, скважинами из подэтажных выработок. Все эти преимущества вариантов систем с закладкой особенно важны при отработке месторождений высокоценных руд.

Повышается интерес к нестандартным беззрывным способам разрушения горных пород - распиливанию, ударному воздействию гидроломами или снарядами с некоторого расстояния, резанию пород высоконапорными струями под давлением до 400 МПа, бу-

роклиновой отбойке, а также одному из наиболее эффективных способов выемки жильного материала выбуриванием при минимальных потерях руды и разубоживания за счет использования на выемке руды проходческих буровых комплексов и т.д.

5.6. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НОВЫХ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ

На отечественных золотодобывающих рудниках наиболее сложна и наименее разработана технология добычи руды из мало-мощных и тонких жил.

Проблемы коренного совершенствования разработки рудных тел средней и большой мощности в настоящее время не существует. На отечественных рудниках накоплен достаточный опыт применения прогрессивных технологий и систем разработки в различных условиях, позволяющий безошибочно выбирать их для любого месторождения с рудными телами средней и большой мощности.

Единственная трудность по существу заключается в подборе и приобретении соответствующего, уже выпускающегося серийно, отечественного или более качественного зарубежного самоходного оборудования.

Комплексной же механизации подземной разработки тонких и мало-мощных жил в течение многих лет уделялось явно недостаточное внимание, выделялось недостаточно средств на разработку, создание и серийный выпуск малогабаритных буровых, погрузочно-транспортных, вспомогательных машин и средств малой механизации.

Научно-исследовательские, проектно-конструкторские институты и организации, заводы горного машиностроения до начала перехода на рыночную систему имели некоторые прогрессивные заделы, но не успели завершить их.

В дальнейшем с появлением у Российского государства рудников и заводов, соответствующих финансовых средств сконструированные малогабаритные самоходные машины и очистные комплексы для разработки тонких и мало-мощных жил, безусловно, должны быть доведены до серийного выпуска с использованием передового опыта зарубежных машиностроительных фирм.

Как отмечалось выше, главным направлением совершенствования технологии разработки тонких жил является максимально широкое применение раздельной выемки руды, так как имеющая место повсеместно применяемая подача на обогатительные и золотоизвлекательные фабрики большого объема разубоженной горной массы нередко нерентабельна и обуславливает накопление на верхних горизонтах рудников нарастающего объема забалан-

совых запасов руды в тонких жилах, значительная часть которых могла бы экономически выгодно отрабатываться. По мере увеличения нарушенности массива пород в результате углубления горных работ возможность доступа к оставленным запасам уменьшается, и большая их часть, вероятнее всего, будет потеряна.

Согласно проведенному сотрудниками Иргиредмета анализу, за счет широкого применения усовершенствованной выемки тонких жил на рудниках Дарасунском, Кочкарском, Берикунском, Центральном, Тасеевском возможно приращение балансовых запасов от 5-10 до 30% и соответственно увеличение добычи золота.

Поскольку все основные направления совершенствования технологий и систем разработки жильных месторождений рассмотрены выше, далее ограничимся описанием и оценкой лишь трех наиболее перспективных технологий, использование которых будет способствовать более широкому применению на рудниках тех или иных вариантов раздельной выемки.

МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ ОЧИСТНЫЕ И ПРОХОДЧЕСКО-ОЧИСТНЫЕ КОМПЛЕКСЫ

Для разработки крутонаклонных тонкожильных месторождений еще в 1950-е годы возникла идея применять сплошную систему разработки с перемещающейся вдоль вертикального забоя буровой установкой, подвешенной на стальном тросе и оснащенной колонковыми перфораторами.

В опытном порядке система с использованием бурильно-транспортного агрегата была испытана М.И. Агошковым и другими на Гумбейском вольфрамовом руднике для отработки жилы мощностью 0,15-0,2 м. При этом в сравнении с системой с магазинированием руды производительность труда забойного рабочего возросла с 3,3 до 4,8 м³/смену, а ширина очистного пространства снизилась с 1,1 до 0,95 м.

После опубликования в зарубежной печати данных о довольно успешном применении для очистной выемки тонких жил технологии "Вейн Майнинг" с использованием бурильных установок "Алимак" сотрудниками ИПКОНа б. АН СССР, ВНИПИГорцветмета и НИПИГормаша в содружестве с другими научно-исследовательскими и конструкторскими организациями разработан и испытан на Березовском руднике агрегат КДВ, состоящий из буровой кабины, перемещающейся по монорельсу и оборудованной буровым агрегатом, который позволяет вести отбойку жилы при ширине очистного пространства 1,5 м.

Впоследствии агрегат КДВ был реконструирован в комплекс, состоящий из трех машин (табл. 5.15):

агрегата КПВ-6, предназначенного для проходки восстающих площадью сечения 6-10 м² и представляющего собой переме-

Т а б л и ц а 5.15

Показатели	КПВ-6	КОВ-25	ПВ-1000
Габариты в транспортном положении, м:			
длина	2,3	2,6	2,1
ширина		1,8	
высота	4,5		2,5
Масса, т	4,5	3,2	3,1
Грузоподъемность, кг		500	
Сечение выработки, м, м ² :			
минимальное	(2,5×2)5	(2,8×2)5,6	(2,1×1,8)4
максимальное	(3,5×3)10,5	(3,5×3)10,5	-
Изменение угла наклона жилы на длине 3 м, градус		15	
Глубина бурения, м	1,8	25	-
Скорость перемещения, м/с		0,16	
Расход воздуха, м ³ /мин	25	15	12-2
Расход воды при бурении, л/мин	16	10	-
Точность установки углов скважин	-	1	-
Длина выработки, м		120	
Срок службы, лет		5	

щающийся по монорельсу самоходный полук, оборудованный двумя манипуляторами перфораторов ПК-60;

очистного комплекса КОВ-25, предназначенного для очистной выемки, с помощью которого производится бурение и зарядание скважин, монтаж взрывной сети, монтаж-демонтаж секций монорельса; КОВ-25 оборудован гидрофицированным манипулятором к перфоратору ПК-75.

ПВ-1000, являющегося вспомогательной машиной комплекса, предназначенной для перемещения людей и грузов с одного горизонта на другой, аварийно-спасательных работ, может быть использован для монтажа-демонтажа секций монорельса и производства взрывных работ.

Комплекс оснащен устройством верхнего и нижнего переездов. Все машины унифицированы.

Серийное изготовление комплекса машин было организовано на Пермском заводе горношахтного оборудования.

Разработано три варианта сплошной системы для различных горно-геологических условий: с отбойкой руды из очистного пространства, с отбойкой руды из восстающих, с селективной выемкой руды.

Наиболее простым из вариантов новых систем разработки является система с сплошной выемкой руды по простиранию одинарными прирезками и отбойкой руды из очистного пространства.

Очистная выемка в блоке начинается от флангового восстающего и ведется прирезками по простиранию рудного тела на

всю длину блока, которая определяется условиями устойчивости вмещающих пород. Первая прирезка обуривается горизонтальными скважинами непосредственно из флангового восстающего. Отбойка руды ведется слоями снизу вверх. Высота отбиваемого слоя принимается из расчета размещения в выработанном пространстве отбитой руды и обеспечения проветривания блока и может изменяться от 1-2 до 4-5 м и более. Порядок работ в каждом выемочном слое принимается следующий:

бурение скважин глубиной 2,5-12 м (в зависимости от геологического строения рудного тела);

заряжание скважин и монтаж взрывной сети;

демонтаж секций монорельса на высоту отбиваемого слоя;

подъем комплекса в верхний этажный (подэтажный) штрек;

взрывание скважин и проветривание блока;

выпуск отбитой за цикл руды.

Очистные работы во второй и всех последующих прирезках начинаются с монтажа монорельса сверху вниз в призабойном очистном пространстве на всю высоту этажа с одновременным приведением в безопасное состояние забоя в зоне работы очистного механизированного комплекса. После этого начинается отбойка очередной прирезки снизу вверх.

Этот вариант системы отличается простотой конструкции, но может быть использован лишь при высокой устойчивости вмещающих пород.

При применении варианта системы с выемкой руды спаренными прирезками с отбойкой из восстающих с помощью очистного механизированного комплекса производится отбойка двух смежных прирезок, расположенных по обе стороны от бурового восстающего.

Ширина прирезок, отбиваемых одновременно, может быть различной и определяется условиями залегания рудного тела, характером его изменчивости и мощностью.

Наиболее широкое распространение получил вариант системы спаренными прирезками. Данная технология была испытана на Чадакском, Кочкарском и Дарасунском месторождениях сотрудниками ВНИПИГорцветмета и ИПКОНа с участием Ирриредмета.

Испытания показали достаточно высокую эффективность новой технологии в сравнении с традиционными системами разработки. Наиболее высокие результаты были получены на Кочкарском месторождении (табл. 5, 16).

Наряду с этим выяснилось, что, как самим машинам, так и разработанным системам, присущи серьезные недостатки. Значительные конструктивные недоработки и низкое качество изготовления проходческого агрегата КПВ-6 привели к тому, что после испытаний от его использования вообще отказались. Для проходки восстающих после некоторой конструктивной доработки

Показатели	Система разработки	
	горизонтальными слоями с закладкой	спаренными прирезками по простиранию с использованием КОВ-25
Средняя выемочная мощность, м	2,39	1,6
Производительность блока, т/мес	550	2025
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	2,1	6,6
Потери руды, %	5,8	3
Разубоживание, %	58,2	53

сотрудниками НИПИГормаша был приспособлен транспортный агрегат ПВ-1000. Очистной агрегат КОВ-25, оснащенный перфоратором ПК-25, недостаточно эффективен и нуждается в оборудовании более производительной буровой машиной. Стоимость комплекса оказалась очень высокой, и многие рудники отказались от его применения именно по этой причине.

Конструктивное исполнение системы разработки спаренными прирезками также имеет ряд недостатков. При подготовке блока на двух горизонтах проводят полевые штреки и заезды на жилу через 7,5 м по простиранию. При такой схеме подготовки, например в условиях Дарасунского рудника, при высоте этажа 50 м на 1 м³ очистной руды приходится 0,38 м³ подготовительных выработок по породе.

Технология горных работ на базе комплекса машин с монорельсовым перемещением, безусловно, является перспективным направлением совершенствования технологии разработки месторождений жильного типа.

Все отмеченные недостатки новой технологии, несомненно, сдерживают ее развитие и основными направлениями ее совершенствования являются модернизация конструкций самих агрегатов, оснащение их более производительными буровыми машинами, удешевление, а также совершенствование систем разработки в направлении снижения удельной протяженности проходческих выработок по пустым породам.

Одновременно с применением монорельсовых комплексов в стадии опытно-экспериментальных работ находятся разработки механизированных комплексов на базе гидрофицированных и пневмобаллонных крепей.

Из двух вариантов комплексов на основе механизированных крепей более перспективным представляется комплекс на базе пневмобаллонных крепей, разработкой которого в течение ряда лет занимаются сотрудники Днепропетровского горного инсти-

тута, Читинского филиала ВНИПИГорцветмета и ИПКОНа б. АН СССР с привлечением специализированных организаций.

Техническая характеристика пневмогидравлической механизированной крепи

Число секций:	
распорной крепи	2-11
промежуточных	2-10
Способ перемещения крепи	Шаганием
Привод хода	Пневматический (или гидравлический)
Шаг передвижения, мм	Не более 1000
Габариты, мм:	
длина по простиранию	Не более 4000
высота по падению:	
минимальная	7000
максимальная для одного подэтажа (в зависимости от угла наклона)	От 21000 до 27000
то же, для одного горизонта	От 42000 до 54000
ширина по мощности очистного пространства:	
минимальная	800-1000
максимальная (по раздвижности крепи)	1600
Максимальные размеры транспортируемого узла, мм	2000×1200×700
Масса, т	Не более 25
Максимальная масса транспортируемого узла, кг	Не более 1500

Основные преимущества механизированного комплекса на базе пневмобаллонных крепей по сравнению с комплексом машин с монорельсовым перемещением: более высокая безопасность работ, поскольку призабойное пространство (место работы забойщиков) надежно закреплено, имеется возможность покинуть забой в любой момент независимо от того, работает или нет механизированный подъем, состояние забоя контролируется рабочими непосредственно, и любая опасность обрушения или отслоения висячего бока или груди забоя может быть своевременно обнаружена и устранена, любые изменения мощности, угла наклона или простирания могут быть оперативно учтены в период отбойки, забой может оперативно опробоваться.

Область применения данной технологии по сравнению с технологией на базе машин с монорельсовым перемещением существенно расширяется за счет возможности обработки жил в условиях средней, а при определенной доработке конструкции - и недостаточной устойчивости вмещающих пород. Открывается перспектива разработки варианта технологии механизированной выемки тонких жил с последующей закладкой выработанного пространства и с обрушением вмещающих пород, а также конструкции комплекса, приемлемой для разработки тонких и маломощных жил наклонного и пологого залегания.

Начиная с 1976 г. выполнены испытания отдельных элементов пневмогидравлического комплекса, а также экспериментального образца комплекса ПКЖ-1. В результате испытаний установлена работоспособность конструкции и целесообразность создания очистного комплекса на базе пневмобаллонной механизированной крепи для разработки тонких и маломощных (до 2 м) крутонаклонных жил.

На основании проведения опытных работ и анализа результатов испытаний различных конструкций для механизированной выемки тонких крутонаклонных жил была разработана технологическая схема выемки жил сплошным забоем по простиранию, основанная на применении механизированной пневмогидравлической крепи КПГ-1000/1,6.

К настоящему времени разработана проектно-конструкторская документация на опытный образец комплекса для механизированной выемки крутонаклонных жил мощностью до 1,6 м в устойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, позволяющий проходить локальные участки мощностью до 2 м.

Основу комплекса составляет пневмогидравлическая механизированная крепь, обеспечивающая поддержание в безопасном состоянии призабойного пространства, ограждение его от выработанного пространства, создание компактного аккумулирующего пространства для отбитой руды, безопасное перемещение рабочих и производство работ по всей длине вертикального (наклонного забоя). Секция пневмогидравлической крепи соединяется в единую технологическую линию, длина которой зависит от отрабатываемой высоты этажа или панели и может регулироваться числом соединенных между собой секций.

Эффективность добычи руды с применением механизированных комплексов на базе пневмогидравлических крепей по сравнению с традиционной технологией, а также с новыми экспериментальными технологиями ожидается за счет высокой степени механизации основных технологических процессов, обеспечения безопасных условий труда, практического исключения из технологического цикла таких трудоемких процессов, как проходка восстающих, крепление очистного пространства, подготовка рабочего места к работе (разравнивание руды, сооружение полков и др.).

В табл. 5.17 приведены данные, полученные при сравнении применяемой и экспериментальной систем разработки. Показатели по технологии на базе пневмобаллонных крепей рассчитаны на основании экспериментальных работ с учетом совершенствования конструкции комплексов и элементов технологии. Показатели по КОВ-25 и селективной выемке с применением самоходного оборудования получены в результате опытных работ и поэтому представляются несколько заниженными. Тем не менее, в целом технология выемки тонких и маломощных жил на базе пневмогидравлических крепей представляется весьма перспек-

Т а б л и ц а 5.17

Система разработки	Вынимаемая мощность, м	Разубоживание руды, %	Средняя производительность труда по системе, м ³ /чел-смену
С магазинированием руды	1-2	20-74	2,9
Потолкоуступная с распорной крепью	1-2	13,6-80	1,7
Горизонтальными слоями с закладкой:			
со скреперной доставкой	1,6-1,7	44,5	1,7
с доставкой ПТМ	2,3	63,7	2,3
Сплошная по простиранию	1,7-2	58-74	2
Вертикальными прирезками с применением КОВ-25	1,6	53	6,6
Селективная выемка на базе самоходного оборудования	0,86	26,8	5,1
Сплошная по простиранию с применением пневмобаллонных комплексов	1-1,6 (до 2)	5-10	До 15

тивной, потому что эффективное применение систем на базе КОВ-25 и малогабаритной самоходной техники более жестко ограничено требованиями горно-геологических и горнотехнических условий.

Кроме того, с налаживанием производства комплексов и их элементов практически на всех рудниках найдут широкое применение отдельные силовые элементы в качестве временных крепей, а также укороченные комплексы для отработки локальных участков.

Для этого представляется перспективным испытание комплексов, состоящих всего из 3-5 пневмобаллонных элементов с гидравлическим устройством для перемещения, которые могли бы укорачиваться или наращиваться в зависимости от изменения контура оруденения в плоскости жилы.

Для успешного и эффективного применения силовых пневмобаллонных элементов и укороченных комплексов на их основе в условиях золотодобывающих рудников необходимо выполнить исследования, направленные на усовершенствование конструкции, разработку устройств для транспортирования, перемещения в очистном пространстве, монтажа и демонтажа, разработку технологических схем применения в различных условиях, оценку эффективности и рациональной области применения.

К сожалению, работы по доведению комплекса и отдельных его элементов до внедрения были приостановлены из-за отсутствия скоординированной программы работ институтов и заводов, находящихся в различных государствах СНГ, а также сложностей финансирования этих работ за счет коллективных средств заинтересованных предприятий.

В целом же большинство разработчиков механизированных комплексов и технологии горных работ на их базе несколько переоценивают перспективу и область применения их на золоторудных месторождениях, так как в недостаточной мере учитывают специфику этих месторождений.

Золоторудные месторождения, как правило, отличаются неравномерностью распределения содержания, резкими изменениями мощности рудных тел по простиранию и падению, наличием апофиз, нередко с кондиционной рудой. В этом случае очистная выемка часто ведется с оставлением внутри блока породных целиков или с некондиционной рудой в пережимах рудного тела.

Применение для отработки подобных рудных тел механизированных очистных комплексов явно нецелесообразно, так как неизбежно приведет к частым переносам комплексов, потерям или повышенному разубоживанию руды.

При возобновлении работ по совершенствованию комплексов потребуются более реальный анализ сырьевой базы после проведения эксплуатационно-разведочных работ по блокам, где предполагается их применение, или, во всяком случае, расчет допустимых объемов пережимов или участков некондиционных руд при сплошной валовой отработке.

Только в этом случае заявка машиностроительным заводам на серийный выпуск комплексов станет реальной.

ТЕХНОЛОГИЯ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ ТОНКИХ ЖИЛ НА БАЗЕ ПЕРЕДВИЖНОГО ВИБРОКОНВЕЙЕРА

В Читинском филиале Гипроцветмета разработан, изготовлен и испытан секционный виброконвейер ВКП-2 и технологическая схема его применения для селективной выемки тонких жил (рис. 5.45). Виброконвейер совмещает функции разделяющего перекрытия и доставочного устройства.

В очистном пространстве устанавливают виброконвейер, который состоит из гидрофицированных секций ВГК-1. В период отбойки рудной части очистного забоя борта конвейера открыты, и отбитая на него руда доставляется в рудоспуск. На период отбойки пустой породы борта конвейера закрываются, и отбиваемая порода размещается в зазорах между конвейером и боками выработки, частично заваливая конвейер. После взрыва при помощи подъемных гидроцилиндров конвейер поднимают на поверхность размещенной в очистном пространстве породы, и далее цикл повторяется.

Опытно-промышленные работы по испытанию технологии выполнены на Тасеевской шахте Балейского ГОКа.

В процессе испытаний комплекса были выявлены и оперативно устранены некоторые недостатки в конструкции конвейера. В целом испытания доказали перспективность данной технологии

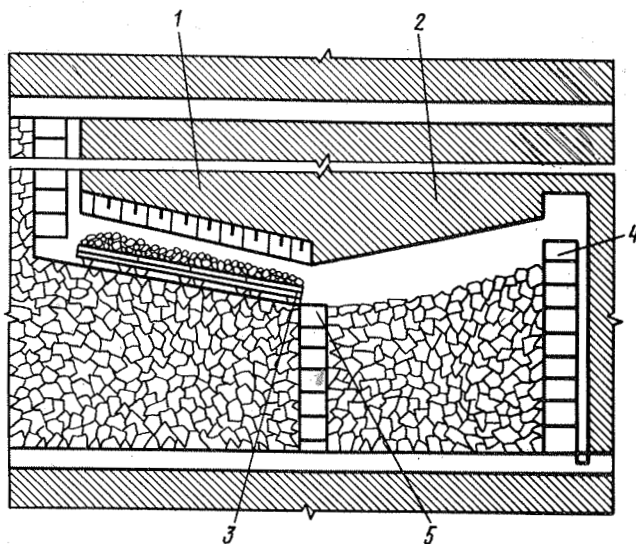


Рис. 5.45. Схема расположения виброконвейера ВКП-2 в очистном забое:
 1 - забой после взрывания руды; 2 - массив руды; 3 - виброконвейер; 4
 восстающий; 5 - рудоспуск

Т а б л и ц а 5.18

Показатели	Система разработки	
	базовый вариант	новый вариант
Мощность рудного тела, м	0,37	0,37
Ширина очистного пространства, м:		
по жиле	-	0,6
общая	1,2	1,75
Разубоживание руды, %	69	38
Потери руды, %	7,8	2,1
Производительность забоя, м ³ /мес:		
по руде		378
по породе и руде	690	1138
Производительность труда забойного рабочего по горной массе, м ³ /смену	2,63	6
Себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб.	25,57	27,41
Выход конечного продукта с 1 т руды, %	100	200
Себестоимость единицы конечного продукта, %	100	53,6

и целесообразность доведения конструкции виброконвейера до промышленного производства.

Технико-экономическое сравнение испытываемого варианта системы производилось по отношению к широко применяемой на Тасеевской шахте потолкоуступной системе разработки с распорной крепью (табл. 5.18).

Промышленные испытания новой технологии на базе виброконвейеров в целом выявили ее высокую эффективность по сравнению с традиционной технологией, применяемой на Тасеевской шахте.

Анализ сырьевой базы Тасеевской шахты позволил авторам сделать вывод, что 30% подсчетных блоков, отнесенных к забалансовым при отработке их по системе с раздельной выемкой, могут быть переведены в балансовые. Кроме того, все балансовые запасы, сосредоточенные в жилах мощностью менее 0,6 м, также могут быть эффективно отработаны с применением данной технологии.

К сожалению, исследования по усовершенствованию и внедрению данной технологии продолжения не получили из-за нерешенности вопросов финансирования исследований и конструкторских работ и организации серийного производства оборудования, хотя изготовление работоспособного виброконвейера возможно даже в условиях рудничных мастерских.

ТЕХНОЛОГИЯ НА БАЗЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НОВЫХ МЕТОДОВ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД

На современном этапе развития золотодобывающей промышленности актуальное значение приобретает разработка с применением технологии безвзрывной выемки тонких жил для более полной механизации процессов горных работ и снижения разубоживания руды.

Как за рубежом, так и в России перспективными способами разрушения признаны следующие: выбуривание тонких жил скважинами, сочетание выбуривания скважинами с разрушением массива вдавливанием клина гидравлическим путем и различные механические способы (с гидравлическим ударным рабочим органом, с режущим инструментом, с молотковыми рабочими органами и др.). Испытания этих способов на подземных горных работах в ЮАР, КНР, США позволили снизить первичное разубоживание до 22% и достичь производительности за цикл до 26 т/ч. Однако широкого применения разрабатываемые технологии не получили из-за еще низкой эффективности, которая объясняется сложностью оборудования, малой изученностью процессов разрушения, недостаточной точностью бурения (даже при применении пилот-скважины отклонение достигает 15-20 см при глубине скважины 50-60 м), что является очень важным при выемке

тонких жил, особенно в слабых вмещающих породах и наклонном залегании рудного тела.

Основные усилия направлены на создание высокопроизводительного бурового оборудования и разработку технологии механического разрушения с использованием эффекта саморазрушения напряженных горных пород.

На отечественных рудниках технология выбуривания тонких жил даже не испытывалась, что связано с отсутствием соответствующего бурового оборудования и финансирования на проведение исследований.

При разработке мраморных карьеров (ПО "Саянмрамор") испытывалась технология выпиливания мраморных блоков посредством гибкого рабочего органа, представляющего собой гирлянду из втулок, армированных техническими алмазами. При скорости движения рабочего органа 40 см/с скорость выпиливания в зависимости от структуры массива составляла 4-8 м³/ч.

Технология выпиливания для выемки тонких жил может оказаться эффективной, однако для этого потребуется модернизировать станок и рабочий орган для условий подземных работ с учетом стесненности горных выработок, изменения угла наклона жилы, повышенной трещиноватости пород, наличия тектонических нарушений и др. Также потребуется оптимизировать параметры выпиливаемых панелей и конструктивные элементы выемочных единиц, разработать схемы выпиливания в зависимости от мощности жилы, содержания металла.

По сравнению с другими, в том числе с буровзрывным, способами возможна более полная механизация процесса, снижение объема горных выработок, меньшая металлоемкость оборудования и относительно небольшие затраты материальных и трудовых ресурсов.

По сравнению с традиционной системой разработки с магнитинированием руды при технологии выпиливания тонких жил ожидается снижение объема буровых работ в 3,3 раза, расхода ВВ в 6,8 раза, сокращение прихвата вмещающих пород в 4,8 раза. При этом возможно улучшение условий проветривания, снижение динамического воздействия на массив, повышение устойчивости обнажений вмещающих пород, достижение минимальных потерь и разубоживания руды.

По-видимому, создание этой технологии в сравнении с созданием очистных комплексов потребует меньше времени и затрат, а поэтому при появлении возможности заслуживает первоочередного включения в соответствующие программы работ.

6. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

6.1. ПРОБЛЕМЫ И ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ

Проблемы управления геомеханическими процессами возникают по мере увеличения глубины подземных горных работ. Верхние горизонты (до 100-300 м), как правило, отрабатываются по системам с открытым выработанным пространством и магазинированием руды. При применении этих систем разработки пустоты подземных камер обычно погашают обрушением налегающих пород. Однако часто этого не делают, и тогда происходит последовательное накопление их объемов. Накопление пустот и обрушение налегающих пород способствуют активизации процессов сдвижения подрабатываемых горных массивов и земной поверхности, которые наиболее интенсивны в зонах выветрелых пород и тектонической нарушенности массивов. Поэтому возникает проблема определения параметров сдвижения и разработки мероприятий для охраны зданий, сооружений и горных объектов от вредного влияния подземных разработок.

По мере увеличения глубины разработки возрастает напряженное состояние горного массива и наблюдаются случаи вредных проявлений горного давления в виде обрушений на отдельных участках пород в кровле выработок и камер, разрушений целиков. Поэтому актуальной является также проблема оценки напряженного состояния горных массивов и расчета устойчивых конструктивных элементов систем разработки с учетом фактического напряженного состояния горных пород.

При достижении больших глубин (более 300 м) вследствие действия высоких гравитационно-тектонических напряжений и имеющейся склонности крепких горных пород к хрупкому разрушению начинается проявление горного давления в динамических формах. Это вызывает необходимость разработки методов прогноза и контроля горных ударов, изыскания и применения безопасных способов ведения горных работ в удароопасных условиях.

Поэтому по мере возникновения указанных проблем, на золотодобывающих рудниках решаются задачи: управления сдвижением горных пород и земной поверхности; изучения напряженного состояния массива горных пород и изыскания методов определения допустимых параметров систем разработки; обеспечения безопасного ведения горных работ в условиях удароопасности.

6.2. УПРАВЛЕНИЕ СДВИЖЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Основными задачами изучения сдвижения горных пород и земной поверхности является прогнозирование его характера, параметров и разработка методов охраны подрабатываемых объектов от вредного влияния подземных разработок.

К основным формам проявления процесса сдвижения горных пород относятся: обрушение, при развитии которого до земной поверхности образуются провалы и воронки; сдвиг по контактам пород и поверхностям тектонических нарушений, вызывающий на земной поверхности образование трещин с уступами и другие неравномерности сдвижения; прогиб и сдвижение с разрывом сплошности пород, приводящие к образованию трещин в массиве горных пород; плавные сдвигения, являющиеся следствием прогиба или перемещения отдельных структурных блоков пород.

На характер, величины и параметры процесса сдвижения влияют четыре группы факторов.

Первая группа характеризует важнейшие свойства массива горных пород. К ней относятся: структурные особенности массива (слоистое, грубослоистое или неслоистое строение, трещиноватость, наличие тектонических нарушений), физико-механические свойства пород, обводненность вмещающих пород.

Вторая группа характеризует степень подработанности массива горными работами. К этой группе относятся размеры выработанного пространства (размер по падению, простиранию, выемочная мощность), а также глубина залегания и угол наклона залежи.

К третьей группе относятся системы разработки и порядок отработки месторождения, характеризующие интенсивность развития процесса сдвижения.

В четвертую группу входят факторы, составляющие особенности отдельных месторождений и способов их отработки: совместная разработка открытым и подземным способами, наличие многолетней мерзлоты, гористый рельеф местности.

С учетом опыта и условий подземной отработки золоторудных месторождений сотрудниками Иргиредмета и ВНИМИ разработана классификация рудных залежей по условиям залегания и составу вмещающих пород (табл. 6.1).

Характер, формы проявления, параметры и величину процесса сдвижения определяют по принадлежностям месторождения (его участка или отдельной залежи) к соответствующему классификационному типу согласно табл. 6.1.

Под влиянием горных выработок образуются три области сдвижения и деформирования толщи пород (рис. 6.1):

область обрушения (отделение от массива отдельных блоков и кусков и их перемещение в выработанное пространство с полным нарушением естественного строения массива и связей между блоками пород);

Тип	Общая характеристика типа	Состав толщи вмещающих пород
I. Слоистый или сланцеватый массив горных пород	<p>А. Рудные тела, залегающие согласно со слоями осадочных пород или с направлением сланцеватости метаморфических пород</p> <p>Б. Рудные тела, несогласно залегающие со слоями осадочных пород или с направлением сланцеватости метаморфических пород</p>	<p>Породы осадочного происхождения: песчаники, песчано-глинистые, глинистые сланцы, алевролиты, конгломераты. Метаморфические породы: кварц-биотитовые, хлоритовые, кварц-серицитовые, кварцит-серицит-хлоритовые сланцы, кварцевые песчаники, вторичные кварциты. Рассланцованные эффузивные породы: порфириды; почти параллельно залегающие слои чередующихся осадочно-метаморфических, метаморфических и эффузивных пород; тальк-хлоритовые, углисто-глинистые и кремнисто-углистые сланцы, известняки, листвениты; сплошные малорассланцованные эффузивные породы; порфириды, диабазы</p>
II. Грубослоистый массив горных пород	<p>Рудные тела, залегающие ориентировочно - согласно с чередующимися слоями интрузивных и метаморфических пород, эффузивных и метаморфических пород</p>	<p>Сочетание пород, примерно параллельно залегающих с рудным телом (зоной): сланцы и граниты; туфы, сиенит-диоритовые порфириды, сланцы и фельзиты; кварц-серицит-хлорит-карбонатные породы, порфириды и их туфы, плагιοграниты</p>
III. Неслоистый массив горных пород	<p>Рудные тела в массивах прочных, преимущественно сплошных пород</p>	<p>Сплошные массивы, представленные одной разновидностью пород: интрузивных - граниты, гранодиориты, габбро-диориты, диориты, плагιοграниты; эффузивных - туфы андезитового состава, лавобрекчи, андезитовые и диоритовые порфириды; метаморфических - кварцево-серицитовые, кварцевые и кварц-карбонатные породы; сочетание массивов пород сложных тектонических форм: интрузивные и метаморфические породы - известняки (мраморы); гранодиориты и роговики; интрузивные и эффузивные породы: порфириды, диориты, кварцевые порфириды и кератофиры; граниты, гранодиорит-порфиры, гранит-порфиры и диабазовые порфириды; интрузивные, эффузивные и метаморфические породы - углисто-глинистые диабазовые порфириды, известняки, габбро-диабазы, габбро-диориты, мрамор и плагιοклазовые порфириды; андезитовые порфириды; мраморизованные известняки и габбро-кварцевые диориты, туфогенные песчаники, туфы, алевролиты и сланцы</p>

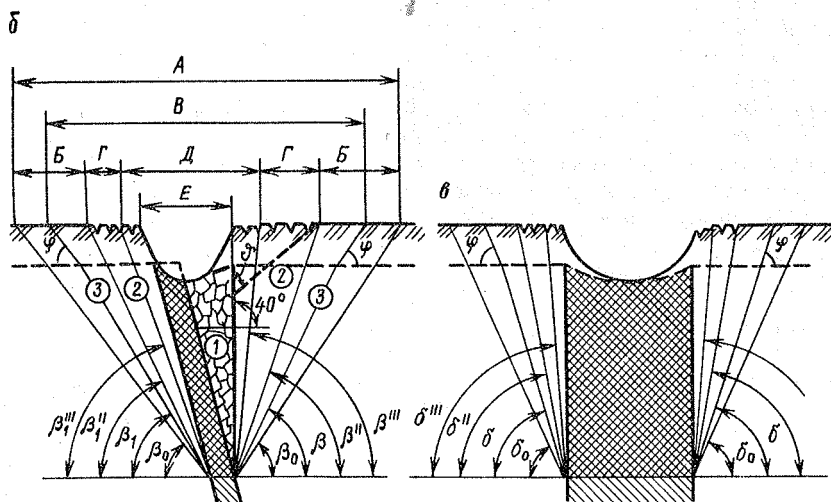
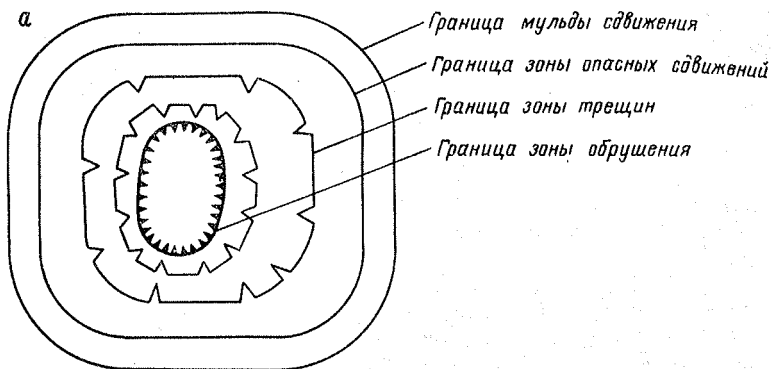


Рис. 6.1. Зоны сдвига нарушенного горного массива:
 а - план поверхности; б - разрез вкrest простираия; в - разрез по про-
 стирианию

область трещин (перемещение горных пород в сторону выработанного пространства с сохранением связей между блоками); расположена между областью обрушения и областью плавных сдвигов; характеризуется значительными деформациями пород и большим числом трещин разрыва;

область плавных сдвигов (перемещение пород в форме прогиба слоев или пластического течения пород без разрыва сплошности); располагается по периферии области трещин.

По характеру и величинам деформации земной поверхности в мульде сдвига (А) различают следующие зоны (см. рис. 6.1):

Д - зона обрушения (часть мульды сдвижения, где земная поверхность подверглась разрыву сплошности с образованием провалов (*Е*), террас и крупных трещин). За границу зоны обрушения на поверхности принимают контур трещин (террас) с раскрытием или смещением краев на 0,25 м и более.

Г - зона трещин (часть мульды сдвижения, где земная поверхность подверглась сдвижению с разрывом сплошности и образованием трещин). За внешнюю границу зоны трещин принимают контур крайних, хорошо различимых трещин на земной поверхности.

Б - зона плавных сдвижений (часть мульды сдвижения, где земная поверхность подверглась сдвижению без разрыва сплошности). За внешнюю границу этой зоны принимают контур точек с оседаниями 15 мм или со следующими значениями деформаций: наклоны $0,5 \cdot 10^{-3}$ и растяжения $0,5 \cdot 10^{-3}$ (при среднем интервале 15-20 м).

В - зона опасных сдвижений (часть мульды сдвижения, в которой деформация земной поверхности достигает значений, опасных для зданий, сооружений и других объектов).

Границей зоны опасных сдвижений считается контур, построенный по крайним ее точкам, в которых деформации земной поверхности достигают критических значений. За критические деформации земной поверхности приняты следующие величины: растяжение $\varepsilon = \pm 2 \cdot 10^{-3}$ (2 мм/м); наклон $i = \pm 4 \cdot 10^{-3}$ (4 мм/м); кривизна $k = \pm 0,2 \cdot 10^{-3}$ (0,2 мм/м).

В случаях подсечения горными выработками тектонических нарушений и разрушений упора целиков, потолочин, закладки выше горизонта подсечения процесс сдвижения проявляется помимо вышеперечисленных форм в виде смещения крупных блоков пород по плоскости сместителя в сторону выработанного пространства. На земной поверхности образуется зона боковых смещений, за границу которой принимают контур крайней террасы.

Процесс сдвижения земной поверхности в зоне влияния подземных разработок развивается неравномерно. Общая продолжительность наиболее характерных периодов его развития зависит от глубины ведения горных работ, формы и размеров рудных тел, систем разработки и других горно-геологических факторов.

Под общей продолжительностью процесса сдвижения понимается период, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в состоянии движения. Началом этого процесса, определяемого по данным наблюдений, считается дата, когда наибольшее оседание точек земной поверхности в мульде сдвижения достигает 15 мм, а окончанием - менее 50 мм в год после прекращения горных работ.

Общая продолжительность процесса сдвижения земной поверхности включает в себя следующие периоды его развития:

начальный - от проявления первых признаков сдвижения земной поверхности (оседания 15 мм) до момента, когда деформации земной поверхности достигают критических значений;

период активных сдвижений - время от момента появления над рассматриваемым участком критических деформаций земной поверхности до окончания отработки рудного тела;

период затухания - от окончания отработки рудного тела до окончания процесса сдвижения земной поверхности.

В условиях неполной подработки земной поверхности, при отработке слепых рудных тел, при камерно-столбовых системах разработки и системах с закладкой выработанного пространства возможны длительные задержки в развитии процесса сдвижения или сохранение устойчивого состояния земной поверхности на длительные сроки. В указанных условиях продолжительность процесса сдвижения земной поверхности не регламентируется и устанавливается непосредственными инструментальными наблюдениями и при участии специализированных организаций (рис. 6.2).

Период затухания сдвижения земной поверхности в условиях полной подработки начинается после окончания очистных работ.

Период затухания, год...	1-1,5	1,5-2,5	2,5-3,5	3,5-5
Конечная глубина раз-				
работки, м	До 100	101-200	201-500	Более 500

По степени трещиноватости породы условно разделяются на следующие группы со средними размерами структурных блоков пород, м:

- сильнотрещиноватые - менее 0,15;
- средней трещиноватости - 0,15-0,5;
- слаботрещиноватые - более 0,5.

Границы зон влияния подземных разработок на земной поверхности определяются относительно выработанного пространства по граничным углам β_0 , β_{01} , γ_0 , δ_0 , углам сдвижения β , β_1 , γ , δ , воронкообразования ν - в коренных породах (см.

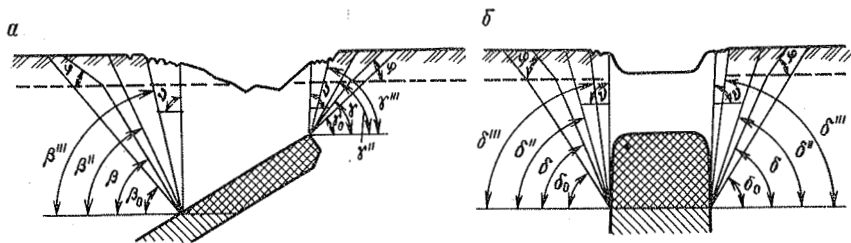


Рис. 6.2. Углы, определяющие границы зон влияния очистной выемки при наклонном и пологом залегании рудных тел:

а - разрез вкрест простирания; б - разрез по простиранию

рис. 6.1 и 6.2). В наносах и выветрелых породах границы зоны опасных сдвижений определяют углом сдвижения φ . Углы разрывов φ'' и обрушения φ''' в наносах и выветрелых породах не выделяются, так как их принимают равными соответственно углам разрывов и обрушения в коренных породах. Породы относятся к выветрелым, если их коэффициент крепости $f < 3$ (по шкале М.М. Протождяконова).

Граничными углами, углами сдвижения, разрывов, обрушения, воронкообразования определяют соответственно границы мульды сдвижения, зоны опасных сдвижений, трещин, обрушения, воронкообразования.

Углами сдвижения называют внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по простиранию или вкрест простирания рудного тела горизонтальными линиями и линиями, последовательно проведенными в коренных породах и наносах и соединяющими границу выработанного пространства с границей зоны опасных сдвижений на земной поверхности.

С помощью следующих углов определяют:

β_0, β, β'' и β''' - границы соответствующих зон висячем боку рудных тел от нижней границы выработанного пространства;

$\gamma_0, \gamma, \gamma''$ и γ''' - границы соответствующих зон висячем боку пологих рудных тел от верхней границы выработанного пространства;

$\beta_{01}, \beta_1, \beta_1''$ и β_1''' - границы соответствующих зон лежащем боку рудных тел от нижней границы выработанного пространства;

$\delta_0, \delta, \delta''$ и δ''' - границы соответствующих зон по простиранию рудных тел от нижней границы выработанного пространства.

Углы сдвижения в коренных породах в условиях полной отработки на месторождениях с неизученным процессом сдвижения определяют по табл. 6.2.

Границы зон влияния подземных горных разработок определяют следующим образом:

на план поверхности наносят контур очистных выработок (фактических или проектных), под влиянием которых образуется зона;

по простиранию и вкрест простирания рудного тела строят вертикальные разрезы, характеризующие форму и элементы его залегания;

на разрезах от характерных, наиболее выступающих внешних точек рудного тела под соответствующими углами в коренных породах проводят линии до контакта коренных пород с наносами (выветрелыми породами) и продолжают их в наносах под теми же углами или, где это оговорено, под углами φ ;

полученные на разрезах точки пересечения линий с земной

Т а б л и ц а 6.2

Тип месторождения	Коэффициент крепости пород f	Угол наклона рудных тел, градус	Углы сдвижения, градус			
			δ	β	$\gamma (\alpha < \alpha_n)$	$\beta_1 (\alpha > \alpha_n)$
I-A (слоистое строение пород, согласное залегание)	Любой	0-75	δ_p	β_{p+5}	δ_p	β_{1p} , но не более 65
		Более 75				-
II и III (грубослоистое и неслоистое строение пород)	8 и более	0-29	δ_p	δ_p	-	-
		30-90				
II и III (тонкие жилы мощностью менее 3 м)	Более 8	0-90	75	70	70	β_{1p} , но не более 70

Примечание. Значения расчетных углов δ_p , β_p и β_{1p} определяются согласно "Временным правилам охраны..." [3].

поверхностью переносят на план поверхности и соединяют их плавной кривой, которая является границей соответствующей зоны влияния.

Все промышленные (наземные и подземные) сооружения, общественные и жилые здания и другие объекты, попадающие в зону опасных сдвижений, подлежат охране от вредного влияния горных разработок.

Порядок оформления и утверждения мер охраны, предупреждения организаций, ответственных за сохранность и нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов, устанавливается в соответствии с "Инструкцией о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок" (М., Недра, 1986).

Все сооружения по своему значению, конструктивным особенностям, условиям эксплуатации и характеру повреждений при подработке разделяются на три категории охраны: I, II, III [3].

В зависимости от категории охраны устанавливаются коэффициенты безопасности и размеры предохранительных берм при построении предохранительных целиков.

Безопасной глубиной разработки считается такая, ниже горизонта которой горные работы не вызывают в подрабатываемых сооружениях и других объектах деформаций, превышающих допустимые. Безопасную глубину очистных работ H_6 рассчитывают, умножая коэффициент безопасности K_6 на среднюю выемочную

Т а б л и ц а 6.3

Категория охраны	Ширина предохранительной бермы, м	Коэффициент безопасности K_6 (при $f > 5$)
I	20	150
II	10	100
III	5	50

мощность рудного тела m . Размеры предохранительных берм и значения коэффициента безопасности в зависимости от категории охраны приведены в табл. 6.3.

Мероприятия по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок выбирают в зависимости от категории охраны объекта, ожидаемых деформаций земной поверхности, конструктивных особенностей сооружения, характера эксплуатации объекта, установленного оборудования, гидрогеологических условий.

Защита подрабатываемых объектов может осуществляться путем оставления предохранительных целиков, применения горных, конструктивных и вспомогательных мероприятий.

Здания, инженерные и технические сооружения в зависимости от своего назначения и конструктивных особенностей делятся на следующие группы: гражданские (административные и жилые) здания; инженерные сооружения; железные дороги; линии электропередач и открытые понизительные подстанции; санитарно-технические сети.

В особую группу выделяют водные объекты - пруды, реки, водохранилища и др.

Основное требование к мероприятиям, обеспечивающим охрану объектов, - деформации земной поверхности в районе подрабатываемых объектов не должны превышать допустимых величин для данных объектов.

Допустимыми деформациями земной поверхности считаются такие, при которых здание (сооружение) может получить повреждения, не нарушающие его эксплуатацию по прямому назначению (допустимые повреждения) [3].

По назначению, сроку службы и расположению относительно очистных работ горные выработки делятся на следующие категории охраны:

I категория - основные вскрывающие месторождения, срок службы которых определяется сроком отработки вскрываемых ими запасов;

II категория - горные выработки, срок службы которых определяется временем отработки отдельных эксплуатационных участков;

III категория - в основном подготовительные выработки; в выработках такого рода нарушения, вызываемые влиянием очистных работ, бывают значительными; нарушения устраняют по-

средством ремонтных работ или, если ремонт нецелесообразен, проводят новые выработки.

Возможность нормальной и безопасной эксплуатации горных выработок оценивается величиной допустимых деформаций окружающего их массива.

В качестве допустимых принимаются деформации, при которых горная выработка получает повреждения, позволяющие после соответствующего ремонта вновь эксплуатировать ее по прямому назначению.

К числу мероприятий, обеспечивающих надежность и безопасность эксплуатации горных выработок, относятся:

расположение выработок вне зоны вредного влияния горных работ;

применение рациональных видов крепи;

оставление предохранительных целиков;

выбор рационального местоположения выработки;

поддержание нарушенных горных выработок в рабочем состоянии.

Границы предохранительного целика (зоны) определяются плоскостями, проведенными под углами сдвига или разрывов от границ охраняемой площади, на которой расположен объект, подлежащий охране.

Границу охраняемой площади от отдельных зданий и сооружений определяют на плане следующим образом. Вокруг охраняемого объекта через его угловые точки строят прямоугольник, стороны которого ориентируют по простиранию и вкрест простирания рудного тела. Параллельно сторонам полученного прямоугольника строят предохранительную берму, внешние границы которой являются границами охраняемой площади (рис. 6.3, а, б).

Для группы зданий и сооружений границы охраняемой площади представляют на плане многоугольник, стороны которого параллельны и перпендикулярны простиранию рудных тел или сторонам охраняемых объектов и расположены от них на расстоянии, равном ширине бермы (рис. 6.3, в).

Для протяженных объектов, ориентированных диагонально линии простирания рудного тела, границы охраняемой площади строят параллельно сторонам охраняемых объектов на расстоянии от них, равном ширине берм.

Для капитальных горных выработок (слепые стволы, камеры, квершлагги и др.) охраняемую площадь строят на горизонтальной плоскости, расположенной выше кровли выработки при $f \geq 5$ и утроенной при $f < 5$. Предохранительную берму откладывают от проекции выработки на эту плоскость (рис. 6.4). Ширину бермы принимают по табл. 6.3.

Размеры предохранительных целиков определяют безопасной глубиной подработки H_b . Стволы, башенные копры и другие особо ответственные сооружения охраняются предохранительными целиками без учета безопасной глубины подработки.

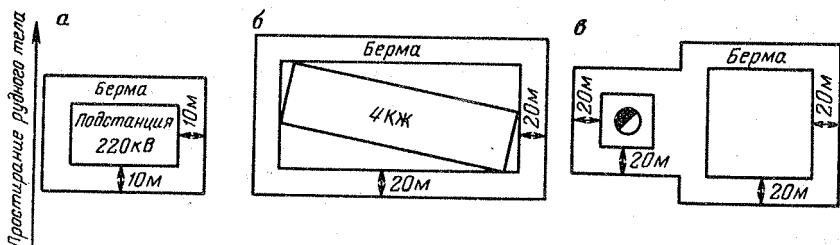


Рис. 6.3. Схемы построения охраняемой площади для зданий

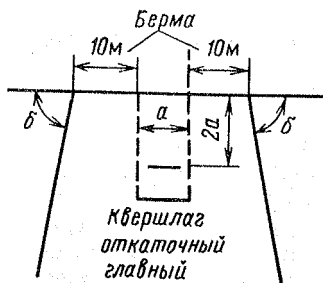


Рис. 6.4. Схема построения охраняемой площади для капитальной горной выработки

Отработка предохранительного целика разрешается при наличии специального проекта, который утвержден в порядке, установленном Инструкцией Госгортехнадзора РФ.

Построение предохранительных целиков производится одним из следующих способов: способом проекций с числовыми отметками, способом вертикальных разрезов, способом перпендикуляров.

Горными мерами охраны называются мероприятия по применению способов выемки руды, обеспечивающих устойчивое состояние вмещающих пород и плавное сдвигание их и земной поверхности без разрыва сплошности и возникновения опасных деформаций.

К горным мерам относятся:

- применение систем разработки с полной закладкой выработанного пространства, особенно твердеющими смесями;
- применение комбинированных систем разработки с закладкой и оставлением искусственных и естественных целиков;
- неполная по площади или по мощности выемка руды;
- применение специального расположения горных выработок, порядка и последовательности отработки запасов руды.

Применение полной закладки выработанного пространства является одной из наиболее эффективных горных мер охраны.

Для защиты зданий и сооружений, расположенных в зонах плавных сдвижений, блоковых сдвижений, мелких трещин применяются конструктивные мероприятия.

К основным конструктивным мерам защиты относятся:

усиление отдельных конструктивных элементов или сооружений в целом (крепление стен тяжами, установка связей и др.);
разрезка сооружений на отсеки;

выравнивание наземной части сооружений при помощи домкратов;

для подземных трубопроводов установка компенсаторов, усиление сварных швов, разрезка или вскрытие труб для снятия напряженного состояния и т.д.

Для предупреждения несчастных случаев с людьми, аварий и внезапного выхода из строя технологического оборудования в период активной стадии процесса сдвига должны проводиться вспомогательные мероприятия: засыпка зон обрушения (провалов, воронок, зияющих трещин); изменение характера эксплуатации объекта и систематические инструментальные наблюдения за охраняемыми объектами в период подработки.

Засыпка пустыми породами провалов и воронок предотвращает появление оползней и выполаживание углов наклона провалов и воронок.

Работы по засыпке зон обрушения ведутся по специальной инструкции, утвержденной главным инженером рудника, в которой должны предусматриваться меры по обеспечению безопасности работ.

Для определения величин деформаций охраняемых объектов и выяснения эффективности мер охраны маркшейдерская служба рудника должна производить инструментальные наблюдения за состоянием подработанных объектов в соответствии с "Инструкцией по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений" (М., Недра, 1988). Инструментальные наблюдения сопровождаются визуальными с фиксацией всех вновь появившихся в охраняемых объектах трещин, перекосов и прочих замеченных деформаций.

6.3. ИЗУЧЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДОПУСТИМЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Классификация методов изучения напряженного состояния горных пород, изложенных в книгах А.А. Кораблева, Г.И. Кузнецова, Н.П. Влоха, А.Д. Сатурина, М.В. Курлени, В.С. Ямщикова и других ученых, представлена на рис. 6.5.

Среди *теоретических методов* выделяют аналитические, численные и инженерные [18].

Аналитический метод основан на представлении о породном массиве как о сплошной среде, что позволяет использовать в расчетах напряженного состояния общие

принципы механики сплошных сред и математический аппарат дифференциального и интегрального исчисления. Решение задач аналитическим методом предполагает также связи между напряжениями и деформациями в массиве, что позволяет использовать положения теории упругости и теории пластичности.

Численные методы основаны на представлении о породном массиве как о дискретной среде, состоящей из отдельных частиц, каждая из которых имеет все свойства сре-

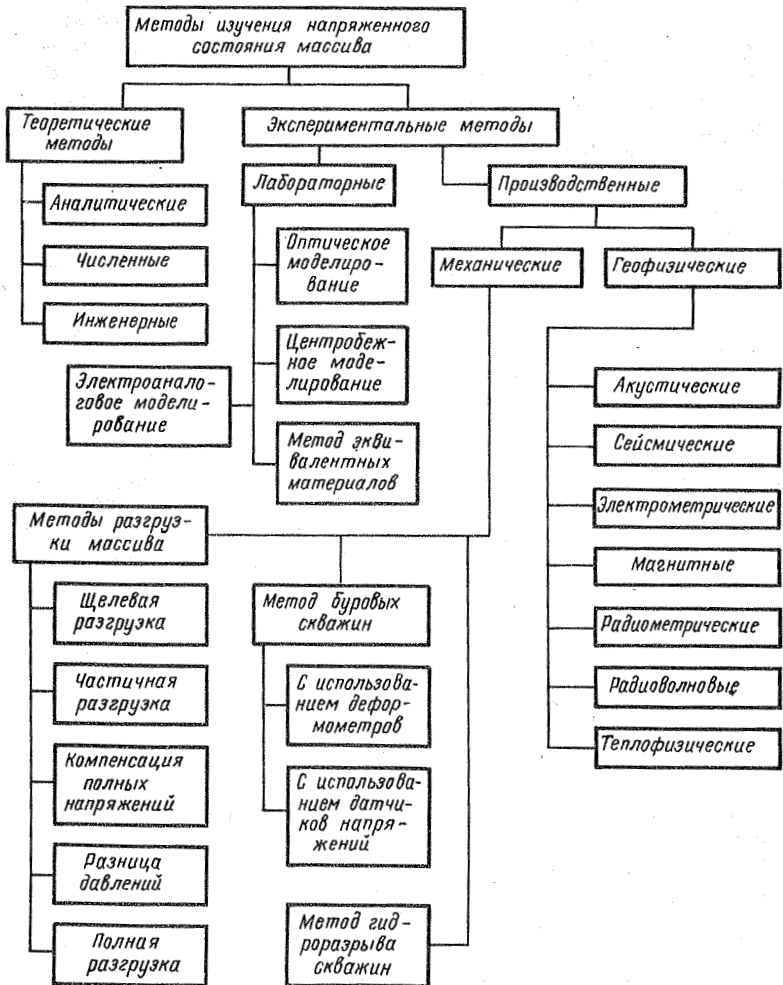


Рис. 6.5. Классификация методов изучения напряженного состояния горного массива

ды. Среди численных методов наиболее известны: метод конечных разностей (МКР), метод конечных элементов (МКЭ), метод граничных элементов (МГЭ).

Инженерные методы основаны на совмещении теоретических решений с данными экспериментальных исследований, позволяющих вводить поправочные коэффициенты, дополняющие и корректирующие математическую модель.

Экспериментальные методы подразделяются на две большие группы - лабораторные и производственные (натурные). В комплексе с аналитическими и экспериментальными лабораторные методы имеют большое значение в изучении напряженного состояния горных пород, так как позволяют проверить и уточнить принципиальные положения аналитических расчетов, сузить область исследований в натуральных условиях. Они подразделяются на методы оптического, центробежного, электроаналогового моделирования и метод эквивалентных материалов. Производственные экспериментальные методы включают в себя механические и геофизические. Механические методы основаны на измерении процесса деформирования горных пород, а физические (геофизические) - на измерении изменений физических свойств горных пород (акустических, электрических, тепловых, магнитных и др.).

На золотодобывающих рудниках для исследований напряженного состояния горных пород применяются следующие методы:

численные (метод граничных интегральных уравнений);

лабораторные (метод эквивалентных материалов, оптическое моделирование);

экспериментальные механические (методы частичной и щелевой разгрузки, датчики напряжений и др.);

экспериментальные геофизические (акустический, сейсмический, электромеханический и др.).

Указанные методы применяются, как правило, в комплексе друг с другом. Их комплексное использование обусловлено общим подходом к изучению напряженно-деформированного состояния горных массивов. Сначала определяют первоначальные напряжения горного массива месторождений, прочностные и упругие свойства пород. Затем, принимая результаты этих исследований в качестве граничных условий, изучают закономерности перераспределения первоначальных напряжений вокруг выработок и очистных камер с использованием методов моделирования. На основе выявленных закономерностей напряженно-деформированного состояния (НДС) прорабатываемого массива и целиков обосновываются и применяются определения рациональных параметров конструктивных элементов систем разработки, оценивается их устойчивость и потенциальная удароопасность. Параллельно с этими исследованиями или после их выполнения проводят натурные определения НДС в горных выработках и целиках, сравнивают величины фактических напряжений

в них с данными моделирования и оценивают соответствие принятой физико-математической модели состоянию реального массива. После чего производят корректирование принятых методик расчета рациональных параметров конструктивных элементов систем разработок.

Следует отметить, что при оценке потенциальной удароопасности горных выработок и целиков исследования проводят другим способом, в большей степени полагаясь на натурные определения НДС (см. разд. 6.6).

Первоначальные напряжения в горных массивах золоторудных месторождений определяли с использованием методов частичной и щелевой разгрузок по методикам, разработанным в Институте горного дела б. Минчермета СССР (Н.П. Влох, А.Д. Сатурин).

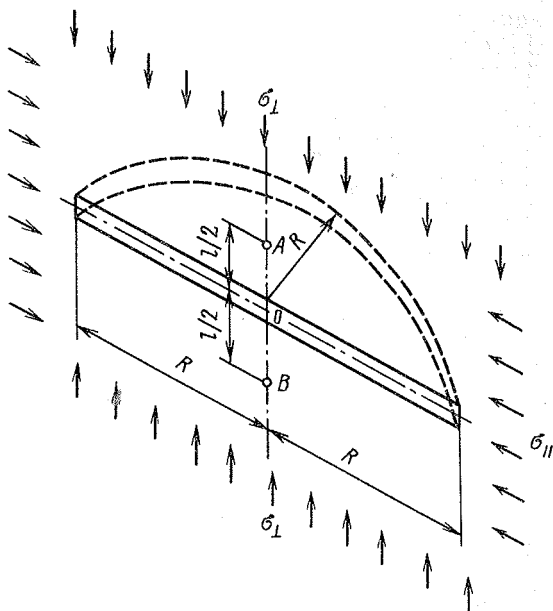
При методе частичной разгрузки на поверхности выработки устанавливают тензодатчики приборы на поверхности выработки треугольной розетки. В центре розетки бурят скважину. Скважина разгружает массив, что дает возможность установить значения и направления главных действующих напряжений. Метод разгрузки массива целесообразно применять в крепких монолитных горных породах.

Следует отметить, что при измерении напряжений по методу с частичной разгрузкой массива получается большой разброс данных из-за влияния мелкой трещиноватости, так как база измерения мала (3-5 см).

Меньший разброс данных при базе измерений 30 см достигается при определении напряжений по методу щелевой разгрузки. Оценка действующего напряжения в элементе массива производится посредством изменения его напряженного состояния при создании щели и измерения при этом деформаций распорных реперов, установленных перпендикулярно этой общей щели. В практике применяют вариант щелевой разгрузки, изображенный на рис. 6.6.

В боку выработки бурят шпур глубиной 15 см, диаметром 4 см и устанавливают специальный шаблон, который закрепляют в шпуре с помощью конуса через крайнее отверстие. Через второе крайнее отверстие бурят второй шпур такой же глубины и шаблон закрепляют вторым конусом. Затем бурят два отверстия диаметром 2 см для распорных реперов (точки А и В) на расстоянии 20 см друг от друга также по специальному шаблону. После этого в отверстиях устанавливают распорные репера и с помощью микрометра (точность 0,01 мм) измеряют расстояния между ними. Убрав измерительный инструмент, попарно бурят шпуры через специальные отверстия первого шаблона, изменяя глубину шпуров так, чтобы щель имела форму полудиска радиусом $R = 30$ см. Оставшиеся переминышки разбивают специальным пробойником. После этого снова измеряют расстояния между реперами и вычисляют деформацию щели как разницу между двумя замерами.

Рис. 6.6. Схема измерения деформаций при разгрузке массива щелью



Напряжения, действующие на обнажении перпендикулярно щели σ_{\perp} , вычисляются по формуле

$$\sigma_{\perp} = \frac{U_{AB} E \pi}{8R - \pi l [1 - K_{\perp(\perp)ср} + \mu K_{\parallel(\parallel)ср}]}, \quad (6.1)$$

где U_{AB} - деформация участка AB после образования щели, см; E - модуль упругости массива горных пород, МПа; R - половина длины щели, см; l - расстояние между центрами отверстий для установки реперов, см; $K_{\perp(\perp)ср}$ и $K_{\parallel(\parallel)ср}$ - средние значения коэффициентов концентрации напряжений на участках OA и OB в направлениях соответственно перпендикулярно и параллельно щели; μ - коэффициент Пуассона.

Для измерения напряжений выбирают участки в двух взаимно перпендикулярных выработках с монолитными слаботрешиноватыми породами (рис. 6.7). Как правило, в штреке измеряют напряжения, действующие по простиранию рудного тела $\sigma_{пр}^i$ (вертикальные разгрузочные щели), и вертикальные $\sigma_{в}^{pri}$ (горизонтальные разгрузочные щели). В кварцшлага - напряжения, действующие вкрест простирания рудного тела $\sigma_{п}^i$ (вертикальные разгрузочные щели), и вертикальные $\sigma_{в}^{pi}$ (горизонтальные разгрузочные щели).

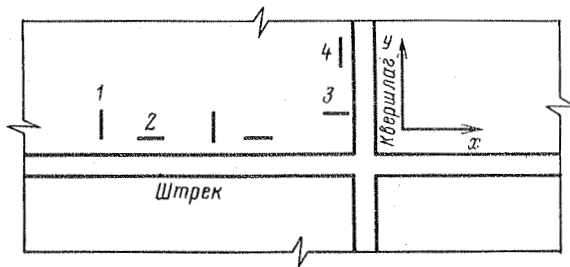


Рис. 6.7. Схема расположения разгрузочных щелей:

1-4 - разгрузочные щели для измерения напряжений, соответственно $\sigma_{\text{п}}^i$, $\sigma_{\text{пр}}^i$, $\sigma_{\text{в}}^i$, $\sigma_{\text{в}}^{\text{пр}i}$,

$$\sigma_{\text{п}}^i, \sigma_{\text{в}}^i$$

Вертикальные $\sigma_{\text{в}}$ напряжения в массиве горных пород вычисляются по формулам

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{\text{в}}^1 &= (\sigma_{\text{в}}^{\text{пр}i} - \sigma_{\text{п}}^i K_{\text{п}}) / K_{\text{в}(\text{пр})}, \\ \sigma_{\text{в}}^{11} &= (\sigma_{\text{в}}^{\text{п}i} - \sigma_{\text{пр}}^i K_{\text{пр}}) / K_{\text{в}(\text{п})}, \end{aligned} \right\} \quad (6.2)$$

где $\sigma_{\text{п}}^i$, $\sigma_{\text{пр}}^i$, $\sigma_{\text{в}}^{\text{пр}i}$, $\sigma_{\text{в}}^{\text{п}i}$ - напряжения в i -й точке, МПа; $K_{\text{п}}$, $K_{\text{в}(\text{пр})}$, $K_{\text{пр}}$, $K_{\text{в}(\text{п})}$ - коэффициенты концентрации напряжений.

Для дальнейших расчетов принимаем

$$\sigma_{\text{в.ср}} = (\sigma_{\text{в}}^1 + \sigma_{\text{в}}^{11}) / 2, \quad (6.3)$$

где $\sigma_{\text{в.ср}}$ - среднее значение вертикальных напряжений массива горных пород, МПа.

Продольные $\sigma_{\text{пр}}$ и поперечные $\sigma_{\text{п}}$ напряжения в массиве горных пород определяют по следующим формулам:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{\text{пр}} &= \sigma_{\text{пр}}^i - \mu(\sigma_{\text{в.ср}}^{\text{пр}i} - \sigma_{\text{в.ср}} - \sigma_{\text{п}}^i), \\ \sigma_{\text{п}} &= \sigma_{\text{п}}^i - \mu(\sigma_{\text{в.ср}}^{\text{п}i} - \sigma_{\text{в.ср}} - \sigma_{\text{пр}}^i), \end{aligned} \right\} \quad (6.4)$$

где $\sigma_{\text{в.ср}}^{\text{пр}}$ и $\sigma_{\text{в.ср}}^{\text{п}}$ - средние значения вертикальных напряжений, измеренных на боках соответственно штрека и квершлага, МПа.

Методы частичной и щелевой разгрузок сравнительно нетрудоемки, оперативны, позволяют получить достаточно надежные результаты и поэтому широко используются на золоторудных месторождениях.

Для изучения закономерностей НДС горных массивов применяют моделирование на эквивалентных материалах, оптическое и математическое.

Моделирование методом эквивалентных материалов основано на замене естественных горных пород природы такими искусственными материалами в модели, показатели физико-механи-

ческих свойств которых находятся в определенных соотношениях с аналогичными показателями тех же свойств породы натуры [35].

Эти соотношения определяются на основании общих положений теории механического подобия и обеспечивают достижение близкой аналогии в протекании геомеханических процессов, происходящих в натуре и модели под действием гравитационных сил.

Метод эквивалентных материалов позволяет воспроизводить в модели различное строение толщи пород и полезного ископаемого и осуществлять в достаточном приближении к натурным условиям производство всех основных горнотехнических операций по выемке полезного ископаемого и креплению выработок.

Модели изготовляют на испытательных стендах, представляющих собой жесткие рамные металлические конструкции, или применяют поворотные стенды.

В качестве материала используют песчано-парафиновые смеси. Моделирование производится по методике ВНИМИ (Г.И. Кузнецов, М.Н. Будько, Ю.В. Васильев и др.).

Оптическое моделирование позволяет устанавливать распределение и значения напряжений в массивах пород и элементах сооружений любой конфигурации, когда деформации модели происходят без разрыва сплошности. Метод основан на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов, называемых оптически чувствительными, при приложении механических нагрузок приобретать оптическую анизотропию и проявлять способность двойного лучепреломления. Луч света, проходя через прозрачную кристаллическую среду, распадается на две взаимно перпендикулярные плоскополяризованные составляющие, распространяющиеся внутри среды с различной скоростью. При этом плоскости поляризации лучей, распространяющихся в нагруженной пластинке, совпадают с плоскостями главных напряжений σ_1 и σ_2 . Отставание одного луча от другого (линейная разность хода лучей Γ) пропорционально разности коэффициентов преломления и толщине пластинки d

$$\Gamma = d(n_1 - n_2) = cd(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (6.5)$$

где n_1 и n_2 - коэффициенты преломления соответственно до начала и после загрузки модели; c - относительный оптический коэффициент напряжений материала модели.

В соответствии с методикой оптического моделирования в качестве материала для моделей используется оптически активный уретановый эластомер (резина) СКУ-10.

Процесс моделирования заключается в определении коэффициентов концентрации K_n напряжений на контуре камер и в целиках от действия вертикальных σ_v и горизонтальных σ_h единичных нагрузок. Нагружение модели производится специальным устройством. После нагружения модели с помощью шахтного полярископа измеряют разности хода поляризованного света в

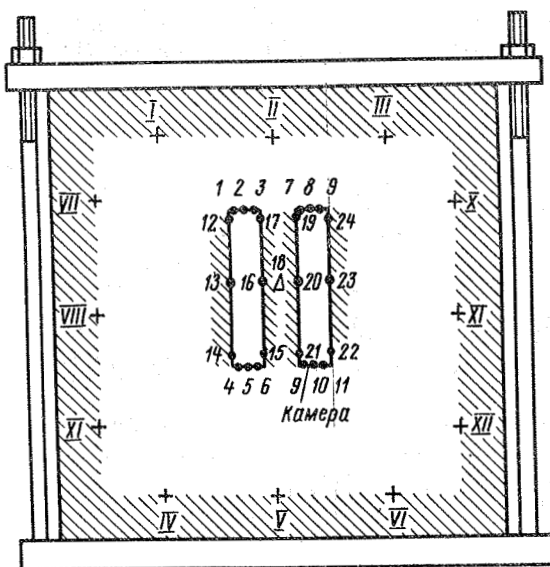


Рис. 6.8. Общий вид модели при оптическом моделировании:

1-24 - номера точек измерений на контуре камеры и междукамерном целике; I-XII - номера точек измерений в массиве модели

точках, расположенных на контуре камер $\Gamma_{k(n)}$, и в точках массива модели $\Gamma_{m(e)}$, (рис. 6.8). На основе полученных данных измерений вычисляют напряжения соответственно на контуре камер $\sigma_{k(n)}$ и в массиве модели $\sigma_{m(e)}$ по следующим формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_{k(n)} &= \Gamma_{k(n)} / (ct); \\ \sigma_{m(e)} &= \Gamma_{m(e)} / (ct), \end{aligned} \quad (6.6)$$

где c - оптическая постоянная материала модели, 1/МПа; t - толщина модели, м; n - 1, 2, 3 - номера точек измерений на контуре камер и в целиках; e - I, II, III - номера точек измерений в массиве модели.

Коэффициенты концентрации K_n определяют следующим образом:

$$K_n = \sigma_{k(n)} / \sigma_{\text{ср}} = \Gamma_{k(n)} ct / (\Gamma_{\text{ср}} ct) = \Gamma_{k(n)} / \Gamma_{\text{ср}}, \quad (6.7)$$

где $\sigma_{\text{ср}}$ - среднее значение напряжений в массиве модели.

По значениям коэффициентов концентрации определяют вертикальные составляющие вектора напряженности σ_n^H в исследуемых точках от совместного действия вертикальных и горизонтальных первоначальных напряжений (переход от модели к натуре):

$$\sigma_n^H = \sigma_b K_b + \sigma_r K_r, \quad (6.8)$$

где σ_b и σ_r - соответственно вертикальные и горизонтальные напряжения, измеренные в натуре вне зоны влияния горных работ, МПа.

По данным оптического моделирования можно оценивать НДС при сложных контурах одной или нескольких камер. Однако метод трудоемкий и не позволяет оперативно решать геомеханические задачи.

Поэтому в последние годы стало широко применяться математическое моделирование НДС численными методами с применением персональных компьютеров типа IBM-PC и др. Наибольшее распространение получил метод граничных интегральных уравнений. Исходными данными являются значения первоначальных напряжений горного массива и упругих свойств пород (E, μ), а также геометрическое положение горных выработок. Последнее вводится в память компьютера по координатам точек контура выработок. Существует программа "ELAST-2", разработанная в Институте горного дела СО АН РФ, по которой можно рассчитывать около 20 контуров различных выработок, а также учитывать влияние гористого рельефа земной поверхности. По программе определяются зависимости изменения основных геомеханических показателей подрабатываемого массива, целиков, горных выработок: среднего давления, объемной деформации, проекции вектора смещения на горизонтальную и вертикальную плоскости и др. Результаты расчетов ПЭВМ может печатать в виде таблиц или графиков. Анализ данных моделирования позволяет установить основные закономерности горного давления в целиках, боках выработок и камер, в подрабатываемом массиве и, в конечном итоге, оценить устойчивость и потенциальную удароопасность конструктивных элементов систем разработки.

Для оценки приращений напряжений в конструктивных элементах систем разработки применяют фотоупругие датчики горного давления, которые устанавливают в шпуров на глубину 0,5-1 м и закрепляют клеем на основе эпоксидных смол или цементно-песчаным раствором. Датчики имеют форму сплошного диска или диска с центральным отверстием. Изготавливают их из органического стекла, так как в органических материалах проявляются механическая и оптическая релаксации.

Измерения по фотоупругим датчикам производятся специальными полярископами типов ПШ-1, ПШ-2 или ОП-1, обеспечивающими дальность наблюдения в пределах 5 м. Чувствительность аппаратуры к измеренным относительным деформациям составляет $2 \cdot 10^{-5}$ при основной погрешности аппаратуры приблизительно 10 %.

При просвечивании с помощью полярископов фотоупругих датчиков белым поляризованным светом в нем возникает цветная картина изохром, пересекаемая темными линиями - изоклинами. Наблюдаемые в датчиках изохромы изоклины определяют величину направления главных деформаций и напряжений как в самом датчике, так и в горных породах, где он помещен. Измеренная полярископом относительная разность хода лучей поляризованного света $\Gamma_{п.с}$ в датчике зависит от деформации датчика,

связана в пределах упругости с разностью главных деформаций в фотоупругом тензодатчике и определяется по формуле

$$\Gamma_{п.с} = 2t_d C_d (\sigma_1 - \sigma_2), \quad (6.9)$$

где t_d - толщина датчика; C_d - оптический коэффициент напряжения для материала датчика; σ_1 и σ_2 - главные нормальные напряжения. На золотодобывающих рудниках применяют фотоупругие датчики из оптического стекла диаметром 36 мм и толщиной 1-3 см с центральным отверстием диаметром 5 мм. Датчики укрепляют в шпурах с помощью цемента. Наблюдения проводят по методикам, разработанным в ИГД черной металлургии и ИГД СО РАН.

Весьма перспективным для оценки напряженного состояния подрабатываемых горных массивов является метод профильных линий реперов. Сущность метода заключается в следующем. При подготовке блоков к очистной выемке в подходящих к ним горных выработках закладывают профильные линии реперов. Расстояние между реперами составляет 3-10 м. Профильные линии закладывают по простиранию и вкрест простирания залежи. В процессе выемки запасов происходят деформации массива, которые определяются маркшейдерскими инструментальными измерениями. Величины измеренных смещений реперов сравниваются со значениями деформаций, рассчитанными при математическом моделировании на ПЭВМ. Сравнительная оценка этих результатов позволяет уточнить математические и физические модели и привести их к более полному соответствию реальному массиву.

Сотрудниками Иргиредмета проводились измерения первоначальных напряжений горных массивов на Березовском, Дарасунском, Советском, Кочкарском, Кочбулакском и других месторождениях (табл. 6.4).

Анализ результатов измерений позволяет отметить, что первоначальное поле напряжений горного массива на золоторудных месторождениях значительно сложнее, чем теоретическое распределение напряжений по гипотезам А. Гейма и А.Н. Динника. Распределение измеренных напряжений хорошо согласуется с представлениями Н.П. Влоха, рассматривающего напряжения в массиве горных пород как функцию его структурного строения. Суть этих представлений сводится к тому, что массив горных пород является неоднородным, состоящим из элементарных объемов (структурных блоков), каждый из которых несет в себе информацию структурных особенностей рассматриваемого массива и его напряженного состояния.

При оценке первоначального напряженного состояния необходимо исходить из порядка неоднородности структуры исследуемого участка. При определении напряжений небольшого участка (эксплуатационный блок), неоднородность которого связана со структурными блоками, ограниченными системами

Т а б л и ц а 6.4

Напряжение	Глубина разработки, м	Теоретическое напряжение (по гипотезе А. Гейма), МПа	Результаты натурных измерений			
			Число единичных определенных напряжений	Напряжение, МПа	$\frac{\sigma_{пр}}{\sigma_{в}}$	$\frac{\sigma_{п}}{\sigma_{в}}$
<i>Березовское месторождение</i>						
Вертикальное	212	-5,9	42	-8,5±2,5	1,2	1,6
Продольное		-5,9	42	-10,4±3		
Поперечное		-5,9	42	-13,6±5,1		
Вертикальное	512	-14,3	27	-15,7±2,5	1,2	1,6
Продольное		-14,3	27	-18,9±3,4		
Поперечное		-14,3	27	-25,3±7,5		
<i>Дарасунское месторождение</i>						
Вертикальное	500	-12,5	363	-11,6±1,5	0,4	1,8
Продольное		-12,5	224	-4,1±1,4		
Поперечное		-12,5	224	-20,8±4,4		
Вертикальное	700	-17,5	140	-14,3±1	1,3	1,7
Продольное		-17,5	75	-19±2,1		
Поперечное		-17,5	75	-24,1±2,9		
<i>Кочкарское месторождение*</i>						
Вертикальное	295	-7,5	-	9,5	2,6	3,3
Продольное		-7,5	-	-25,2		
Поперечное		-7,5	-	-31,3		
Вертикальное	512	-12,5	-	-10	2,2	4,7
Продольное		-12,5	-	-22		
Поперечное		-12,5	-	-47		
<i>Советское месторождение</i>						
Вертикальное	340-440	-10,9	436	-8,2±1,1	1,1	2,2
Продольное		-10,9	436	-9,2±1		
Поперечное		-10,9	436	-18,2±6		
<i>Каульдинское месторождение</i>						
Вертикальное	240-270	-6,9	112	-7,2±0,9	0,7	1,3
Продольное		-6,9	30	-4,8±1,4		
Поперечное		-6,9	30	-9,7±2,1		
<i>Кочбулакское месторождение</i>						
Вертикальное	215-245	-6,2	45	-6,2±1	0,7	1,3
Продольное		-6,2	45	-4,6±1,9		
Поперечное		-6,2	45	-8±2,4		

*По данным исследований сотрудников Пермского политехнического института,

трещин, необходимо проводить серию измерений в пределах нескольких однородных структурных блоков.

Только средние значения из единичных измерений будут

характеризовать напряженное состояние указанного участка данного порядка.

При оценке более крупного участка горного массива (например, шахтного поля) необходимо проводить серию измерений напряжений в структурных блоках, раскрывающих закономерность распределения напряжений в исследуемой части месторождения.

Для определения напряженного состояния всего рудного поля месторождения необходимо исследовать распределение напряжений в однородных структурных блоках большего порядка (ограниченных тектоническими структурами, порядок которых сопоставим с размерами рудного поля).

Напряженное состояние участков или всего рудного поля месторождения при невозможности выявления закономерности распределения напряжений по измерениям в структурных блоках первого и второго порядков на первом этапе можно характеризовать средними величинами напряжений этих блоков. В последующем, когда будут выявлены горные удары, конечно, эти средние величины требуется уточнить дополнительными специальными натурными исследованиями и геодинамическим районированием.

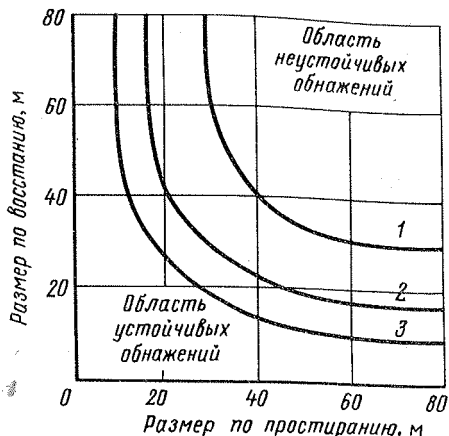
В участках рудного массива независимо от глубины могут наблюдаться напряжения различной величины, значительно отличающиеся от теоретических их значений. Причем напряжения горных пород могут достигать критических величин и вызывать проявления горного давления в динамической форме, т.е. горные удары.

В процессе отработки рудных тел напряжения рудного массива значительно возрастают. В зависимости от степени подработанности запасов различными системами разработки эти напряжения распределяются крайне неравномерно. Поэтому расчеты параметров целиков и решение других важнейших вопросов управления горным давлением должны производиться с учетом фактических напряжений.

6.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНЫХ РАЗМЕРОВ ОБНАЖЕНИЙ ПОРОД В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Вопросы определения предельных размеров обнажений пород на золоторудных месторождениях достаточно сложны и находятся пока в стадии исследования. На практике применяются номограммы ВНИМИ [32], которые составлены на основе анализа параметров устойчивых и обрушенных камер на многих рудниках страны. В частности, эти номограммы используются для определения ширины ленты при разработке жил (рис. 6.9). Номограммы составлены для условий разработки рудных месторождений на небольших глубинах (до 300 м). В сложных условиях на больших глубинах на участках с высокими напряжениями горного массива определение по ним предельных обнажений кровли может дать большую погрешность.

рис. 6.9. Номограмма для определения устойчивых обнажений пород кровли (ВНИМИ): кривые 1, 2, и 3 - при слабо-, средне- и сильнонарушенных породах соответственно



Для оценки обнажений пород кровли применяются методики определения возможных зон сдвижения (см. подразд. 6.2). Однако эти методики не в полной мере учитывают поддержание кровли целиками и фактор времени развития возможных процессов сдвижения и обрушения пород.

В Ирриредмете разработана методика оценки напряжений на боках очистных камер крутонаклонных рудных тел (см. подразд. 6.5) с учетом первоначальных напряжений и геометрических размеров камер по простиранию рудных тел. Весьма затруднительно интерпретировать случаи определения устойчивости пород при получении в расчетах величин растягивающих напряжений.

Развитие методов определения предельных размеров обнажений пород затрудняется из-за отсутствия надежных критериев оценки их устойчивости. В практике применяется в основном критерий сравнения расчетных напряжений с допустимыми и не учитываются такие основные геомеханические показатели, как интенсивность касательных напряжений, объемная деформация, векторы смещения, модуль сдвига и др.

В настоящее время применяется математическое моделирование НДС численными методами, которое позволяет оперативно и достаточно достоверно определять указанные выше показатели для различных геометрических размеров обнажений камер с учетом фактических напряжений и тектонической нарушенности массива. У исследователей появляется возможность провести расчеты для большого числа камер в различных горно-геологических и горнотехнических условиях, проанализировать случаи устойчивого и неустойчивого их состояния. На основе анализа результатов этих исследований возможно определить достаточно надежные критерии оценки устойчивости обнаженных пород и разработать методики расчета их предельных размеров.

6.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПУСТИМЫХ УСТОЙЧИВЫХ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ

Вопрос определения устойчивых размеров целиков исследовался многими авторами. Поэтому методов и методик расчета целиков разработано очень много. Большое распространение получили методы расчета на прочность подземных конструкций, основанные на определении напряжений вокруг горных выработок, используя теорию упругости, моделирование, замеры в натуре.

Однако с помощью этих методов далеко не полностью решают поставленный вопрос. Среди известных методов расчета нет ни одного, который отвечал бы всем требованиям производства. Обычно предлагаемые методы применимы для какого-то одного или ряда однотипных месторождений. Это обуславливается, по-видимому, разнообразием горно-геологических условий месторождений: элементами залегания и размерами рудных тел, тектонической структурой, физико-механическими свойствами и напряженным состоянием горного массива, геометрическими параметрами выработок и целиков, временем отработки запасов.

Наиболее полные аналитические методы расчета, выполненные С.Г. Борисенко, В.В. Жуковым, К.В. Руппенойтом и другими учеными, учитывают максимальное число факторов и находятся в стадии совершенствования. В условиях многогоризонтной и выборочной выемки запасов, характерных для золотодобывающих предприятий, приходится применять более простые методики расчета целиков. За основу, как правило, принимают формулы акад. Л.Д. Шевякова, куда вводят различные коэффициенты, учитывающие размеры, угол наклона залежи и другие факторы. Известны инженерные методики С.Г. Борисенко, Г.С. Гаркуши, А.М. Ильштейна, Г.Т. Нестеренко и др. Однако по этим методикам не всегда можно определить рациональные параметры целиков. В них не отражается зависимость взаимного влияния междуэтажного и междукамерных целиков на их несущую способность, определение размеров целиков ведется от геометрически суммарного действия вертикальных и горизонтальных напряжений ("средних нормальных напряжений"), хотя известно, что они часто уменьшают действие друг друга, особенно вблизи выработок. Такой подход к расчету целиков при отработке ценных руд, содержащих золото, может привести к определению неоправданно завышенных их размеров.

Для массивов рудных месторождений, наряду с гравитационными (литостатическими) напряжениями, характерно наличие значительных, намного превышающих их, напряжений тектонического происхождения. В таких случаях расчеты целиков ведутся не на вертикальную, а на горизонтальную нагрузку с учетом фактических величин первоначальных напряжений (Н.П. Влох, А.В. Зубков, В.М. Тубольцев и др.).

Сотрудниками Иргиредмета и Института горного дела черной металлургии (Екатеринбург) разработаны и внедрены методики расчета целиков с учетом указанных недостатков применительно к условиям разработки золоторудных месторождений.

Размеры целиков при отработке маломощных рудных тел (1-3 м) и средней мощности (3-20 м) определяются при решении двухмерной плоской и трехмерной объемной геомеханических задач.

Методика расчета междуэтажного и междукammerного целиков и оценки устойчивости обнажений камер, основанная на решении двухмерной плоской геомеханической задачи.

В условиях разработки крутонаклонных рудных тел высота междуэтажного целика (рис. 6.10)

$$h = h_1 + h_2 + h_3, \quad (6.10)$$

где h_1 - высота надштрекового целика, м; h_2 - высота целика, равная высоте штрека, м; h_3 - высота подштрекового целика, м.

Для определения высоты междуэтажного целика требуется в основном рассчитывать высоту подштрекового целика h_3 . Значение h_1 принимают в зависимости от параметров и конструктивных особенностей нарезки днища камеры, h_2 - от размеров применяемого технологического оборудования.

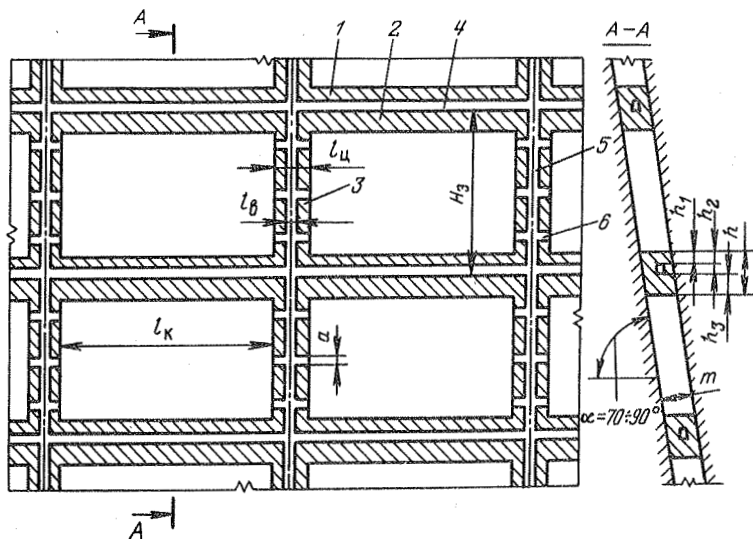


Рис. 6.10. Схема к расчету целиков при разработке крутонаклонных рудных залежей:

1, 2 и 3 - целики соответственно надштрековый, подштрековый и междукammerный; 4 - штрек; 5 - восстающий; 6 - сбойка в камеру

Условие устойчивости подрабатываемого массива на основе методики В.Ф. Трумбачева, Г.А. Каткова, Д.И. Беккера, переработанной для условий разработки крутонаклонных рудных залежей, имеет следующий вид:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_k &= [(K_{вк}\sigma_{в} + K_{гк}\sigma_{г}) - \sigma_{п}]k_3 + \sigma_{п} \leq \sigma_{доп}k_{\phi}, \\ \sigma_6 &= K_{вс}\sigma_{в} + K_{гс}\sigma_{г} < \sigma_{доп}, \end{aligned} \right\} \quad (6.11)$$

где σ_k и σ_6 - напряжения в центре кровли (контур подштрекового целика) и бока камеры, являющиеся наиболее опасными участками подрабатываемого массива, МПа; $K_{вк}$ и $K_{гк}$ - коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в кровле камеры; $K_{вс}$, $K_{гс}$ - то же, в боку камеры; $\sigma_{в}$ и $\sigma_{г}$ - напряжения в нетронутым массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально вкост простирания рудных тел, МПа; k_3 - коэффициент перехода от плоской к объемной геомеханической задаче; $\sigma_{доп}$ - предел прочности при сжатии или растяжении горных пород в массиве, МПа; k_{ϕ} - коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика (коэффициент Церна).

Коэффициент перехода от плоской к объемной геомеханической задаче k_3 вычисляется по следующим формулам, предложенным А.В. Зубковым:

$$\begin{aligned} k_3 &= 1 - e^{-L_{пр}/L_{п}} \quad \text{при } L_{пр} > L_{п}; \\ k_3 &= 1 - e^{-L_{п}/L_{пр}} \quad \text{при } L_{пр} < L_{п}, \end{aligned} \quad (6.12)$$

где $L_{пр}$ и $L_{п}$ - размеры выработанного пространства соответственно по простиранию и падению рудного тела, м.

Прочность пород в массиве $\sigma_{доп}$ определяется по формуле

$$\sigma_{доп} = \sigma_{об}k_c/k_{дл}, \quad (6.13)$$

где $\sigma_{об}$ - предел прочности при сжатии или растяжении горных пород в образце; МПа; k_c - коэффициент структурного ослабления; $k_{дл}$ - коэффициент длительной прочности.

Коэффициент формы k_{ϕ} вычисляют по формуле

$$k_{\phi} = \sqrt{h_3/m}, \quad (6.14)$$

где h_3 - высота подштрекового целика, м; m - выемочная мощность рудного тела, м.

Для определения коэффициентов концентрации напряжений $K_{вк}$, $K_{гк}$, $K_{вс}$, $K_{гс}$ в Иргиредмете по данным оптического моделирования разработаны специальные номограммы (рис. 6.11 и 6.12).

Значения $\sigma_{в}$, $\sigma_{г}$ определяют по данным натуральных измерений в горных выработках по методам полной, частичной, щелевой разгрузок и др.

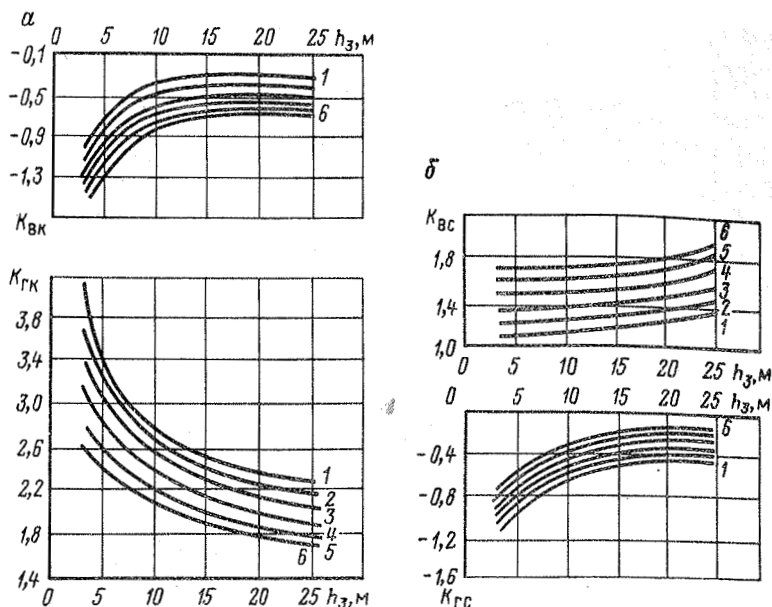


Рис. 6.11. Номограммы для определения коэффициентов концентрации напряжений $K_{вк}$, $K_{гк}$ (а) и $K_{вс}$, $K_{гс}$ (б) при отработке одного этажа: кривые 1, 2, 3, 4, 5 и 6 - при мощности рудного тела соответственно 1, 3, 5, 10, 15 и 20 м

Пределы прочности пород в образце при сжатии и растяжении находят по результатам их испытаний по известным методикам.

Коэффициент структурного ослабления рекомендуется определять по выражению

$$k_c = E_m/E_o = 1/(1 + 0,2N^{2,6}), \quad (6.15)$$

где E_m и E_o - модули деформации массива и образца породы соответственно, МПа; N - категория устойчивости массива.

Значение N принимают в зависимости от интенсивности трещиноватости горного массива и коэффициента крепости пород по табл. 6.5, разработанной в ИГД черной металлургии.

Коэффициент длительной прочности $k_{дл}$ предлагается определять по табл. 6.6, разработанной в Институте физики и механики горных пород АН Киргизстана [31], в зависимости от расчетного времени службы целика ω , необходимого для отработки блоков и погашения пустот. Время ω исчисляется с момента окончания отбойки руды в камере.

Таким образом, по формулам (6.11) оцениваются напряжения подштрекового целика и бока камеры. Рассматриваемые параметры междуэтажного целика должны обеспечивать устойчивость

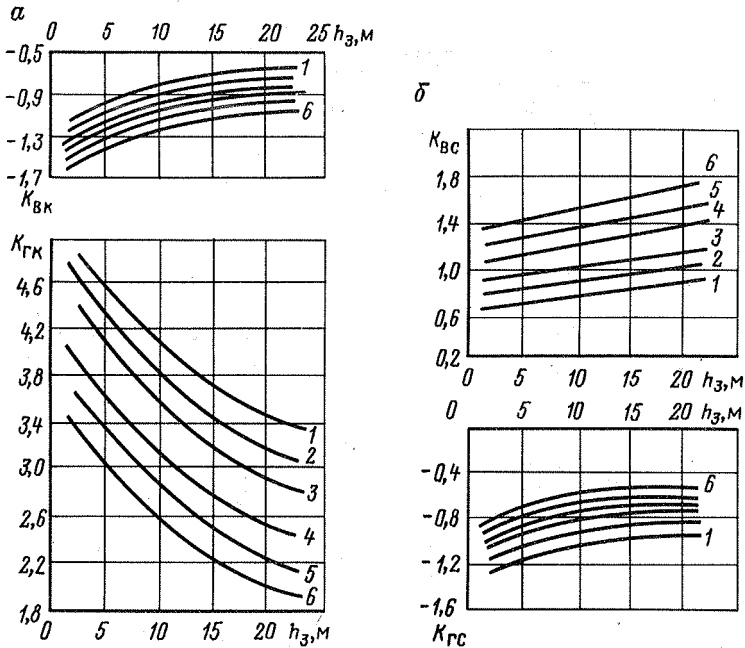


Рис. 6.12. Номограммы для определения коэффициентов концентрации напряжений K_{VK} , $K_{ГК}$ (а) и K_{VC} , $K_{Гс}$ (б) при обработке двух этажей: кривые 1-6 - см. рис. 6.11

подрабатываемого массива, когда расчетные напряжения в указанных участках будут меньше или равны допустимым. Если на этих участках расчетные напряжения будут получены выше допустимых, то необходимо подштрековый целик оставлять больших размеров и расчет повторить, добиваясь соблюдения неравенства (6.11).

Вместо увеличения размеров надштрекового целика иногда целесообразно оставлять междукамерные целики, при которых возрастает устойчивость как междуэтажного целика, так и боков камер.

Минимально допустимую ширину междукамерного целика определяют по формуле

$$l_{ц} = \frac{l_k H_2 \sigma_n k_1 k_2 k_3}{[\sigma_{доп} - \sigma_n (1 - k_3)] A} - \frac{(l_k - l_b) (h_1 + h_3)}{A} + l_b, \quad (6.16)$$

где l_k - длина камеры, м; H_2 - высота этажа, м; k_1 - коэффициент, учитывающий влияние вертикальных напряжений; k_2 - коэффициент, характеризующий влияние неравномерности распределения горизонтальных напряжений при различном числе обработанных этажей; l_b - ширина восстающего по направлению

Т а б л и ц а 6.5

Категория устойчивости массива скальных пород	Характер устойчивости массива пород	Характеристика трещин	Коэффициент линейной трещиноватости (число трещин на 1 м)	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова, f
1	Весьма устойчивый	Трещины закрытые или залечены прочным заполнителем	До 1+2	10
2	Устойчивый	Трещины почти все закрытые, без глинки трения и зеркал скольжения	До 2+3	8
3	Средней устойчивости	Трещины в основном без глинки трения, частично раскрытые, отсутствуют тектонические трещины зеркал скольжения	До 4+5	6
4	Неустойчивый	Трещины заполнены лимонитом, глиной трения, тектонические трещины, зеркала скольжения	-	-
5	Весьма неустойчивый	Зоны дробления, лимонитизации, крупные тектонические трещины	-	-

Т а б л и ц а 6.6

Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова	Время службы ω , год, при коэффициенте длительной прочности				
	1,3-1,4	1,4-1,6	1,6-2	2-3	3-5
5-6	-	До 2	2-3	3-6	6-10
7-10	До 2	2-4	4-6	6-10	10-20
11-13	2-4	4-6	6-10	10-20	Более 20
14-18	4-6	6-10	Более 10	10-25	Более 25

простираения рудного тела, m ; A - общая высота междукамерного целика с учетом проходки в нем сбоек, M .

$$K_1 = 1 + k_{вк} \sigma_{в} / (K_{гр} \sigma_{г}); \quad (6.17)$$

$$A = H_s - h - na, \quad (6.18)$$

где n - число просечек (сбок) в междукамерном целике; a - высота просечки, m .

Коэффициент k_2 принимают в зависимости от числа отрабатываемых этажей:

Число отработанных этажей.	2	3	4
Коэффициент k_2	0,86	0,9	0,93

Методика оценки напряжений в целиках, основанная на решении трехмерной (объемной) геомеханической задачи.

Напряжение в целике по методике Института горного дела черной металлургии определяется по формуле (рис. 6.13)

$$\sigma_{ц} = (A_1 + A_3) / (A_2 + A_4), \quad (6.19)$$

где $\sigma_{ц}$ - напряжение в целике, МПа; A_1, A_2, A_3, A_4 - компоненты напряжения в целике.

$$A_1 = U_p K_{сц}, \quad (6.20)$$

где U_p - смещение висячего и лежащего боков рудного тела относительно друг друга в результате образования выработанного пространства в месте расположения целика, но при его отсутствии, м; $K_{сц}$ - коэффициент, учитывающий реактивное противодействие целиков смещению вмещающих пород.

$$K_{сц} = 1 - \sqrt{1 - (1 - S_{ц}/S)^n}, \quad (6.21)$$

где $S_{ц}$ и S - площадь соответственно целиков и всего подра-

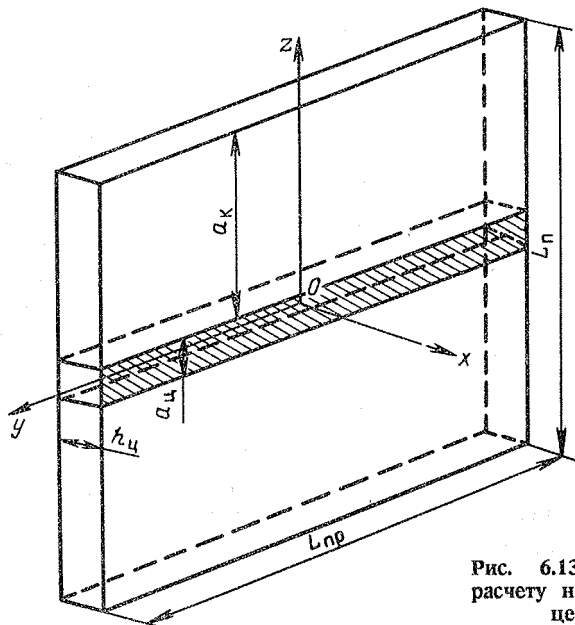


Рис. 6.13. Схема к расчету напряжений в целиках

ботанного пространства, включая целики, m^2 ; n - коэффициент, равный 1,2; 2,4; 3,4 соответственно при одном, двух, трех и более целиках.

$$A_2 = 2k_{вд} / (a_k + a_{ц}) \frac{1 - \mu_{ц}^2}{E_{п}}, \quad (6.22)$$

где $K_{вд}$ - коэффициент вдавливания целика во вмещающие породы (для $(a_k + a_{ц}) / a_{ц} = 10 \div 15$ $K_{вд} = 0,2 \div 0,25$); a_k - высота камеры, м; $a_{ц}$ - высота целика, м; $\mu_{п}$ - коэффициент Пуассона породы; $E_{п}$ - модуль упругости породы, МПа.

$$A_3 = \frac{h_{ц}}{E_{ц}} (1 + \mu_{ц}) [\sigma_{п}(1 - \mu_{ц}) - \mu_{ц} k_2 \sigma_{в}], \quad (6.23)$$

где $h_{ц}$ - толщина целика, м; $\mu_{ц}$ - коэффициент Пуассона пород целика, МПа; $E_{ц}$ - модуль упругости пород целика, МПа; $\sigma_{п}$ и $\sigma_{в}$ - первоначальные напряжения в массиве пород, соответственно горизонтальные, действующие вкост простирання рудных тел, и вертикальные, МПа; k_2 - коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика:

$$k_2 = 5 / (a_{ц}^2 / h_{ц}^2 + 5). \quad (6.24)$$

$$A_4 = \frac{h_{ц}}{E_{ц}} (1 + \mu_{ц}) [1 - \mu_{ц}(1 + k_1)], \quad (6.25)$$

где k_1 - коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика.

$$k_1 = \frac{a_{ц} / h_{ц}}{3a_{ц}^2 / h_{ц}^2 - 7a_{ц} / h_{ц} + 24}. \quad (6.26)$$

Смещение любой точки висячего бока относительно противолежащей ей точки лежачего бока определяют по зависимости

$$U_p = \frac{2 L_{п} \sigma_{п}}{E_{п}} R [(0,17 + 0,83) \sqrt{1 - (2z / L_{п})^{1,6}} (0,11 + 0,83) \times \\ \times \sqrt{1 - (2y / L_{п})^{1,6}}], \quad (6.27)$$

где $L_{пр}$ и $L_{п}$ - размеры выработанного пространства соответственно по простиранию и падению, м; R - коэффициент, учитывающий пространственное расположение целика в выработанном пространстве; z , y - координаты точки, где оценивается смещение вмещающих пород, м.

$$R = 1 - e^{-L_{пр} / L_{п}}. \quad (6.28)$$

Если напряжения в целике определимы при решении двухмерной задачи (аналитически или с использованием метода фотоупругости), то напряжения в нем с учетом трехмерности выработанного пространства рассчитывают по формуле

$$\sigma_{ц} = (\sigma_{ц}^{\infty} - \sigma_{п}) k_3 + \sigma_{п}, \quad (6.29)$$

где $\sigma_{ц}^{\infty}$ - напряжения в целике при решении двухмерной задачи, МПа; k_3 - коэффициент перехода от плоской к объемной задаче:

$$k_3 = R(0,17+0,83) \sqrt{1-(2y/L_{пр})^{1,6}}. \quad (6.30)$$

Эти зависимости можно использовать для определения напряжений в рудной кровле камеры, когда подштрековый целик имеет размеры более 3 м. В этом случае решают двухмерную задачу и в полученные результаты вводят поправку с учетом объемности выработанного пространства.

Вычислив по предлагаемой методике напряжения в целике для ряда параметров $a_{ц}$ и сравнив их с допустимыми, определяют минимально допустимые размеры.

Для предлагаемых методик расчета целиков и оценки устойчивости очистных камер в Иргиредмете разработаны соответствующие программы для микрокалькуляторов типа БЗ-34, МК-56 и других, ЭВМ типа "Искра-1256", ПЭВМ типа IBM PC.

Сотрудниками Иргиредмета и Института горного дела черной металлургии разработана методика определения размеров устойчивых междуканнерных целиков при применении камерных систем разработки. По этой методике рассчитывают напряжения в вертикальной и горизонтальной плоскостях. При расчете вертикальных напряжений в целике влияние первоначальных горизонтальных напряжений заменяется действием фиктивной вертикальной нагрузки, равной их действию по величине в вертикальной плоскости. И наоборот, при расчете горизонтальных напряжений - фиктивной нагрузкой, по величине равной значению напряжений от ее действия в горизонтальной плоскости (рис. 6.14).

Условие устойчивости междуканнерных целиков описывается по формулам

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{вц} &= \sigma_{в} K_{в(в)} + \sigma_{п} K_{п(в)} \leq \sigma_{сж}^M, \\ \sigma_{пц} &= \sigma_{п} K_{п(п)} + \sigma_{в} K_{п(в)} \leq \sigma_{сж}^M, \end{aligned} \right\} \quad (6.31)$$

где $\sigma_{вц}$ и $\sigma_{пц}$ - соответственно вертикальные и горизонтальные напряжения в междуканнерных целиках, МПа; $\sigma_{в}$ и $\sigma_{п}$ - первоначальные напряжения горного массива соответственно вертикальные и горизонтальные, действующие вкост простирания рудных тел, МПа; $K_{в(в)}$ и $K_{п(п)}$ - коэффициенты концентрации вертикальных напряжений в опасном участке МКЦ от действия первоначальных напряжений $\sigma_{в}$ и $\sigma_{п}$; $K_{п(п)}$ и $K_{п(в)}$ - коэффициенты концентрации горизонтальных напряжений в опасном участке МКЦ от действия первоначальных напряжений $\sigma_{п}$ и $\sigma_{в}$; $\sigma_{сж}^M$ - предел прочности при сжатии горных пород массива, МПа.

Коэффициенты концентрации напряжений определяются по формулам.

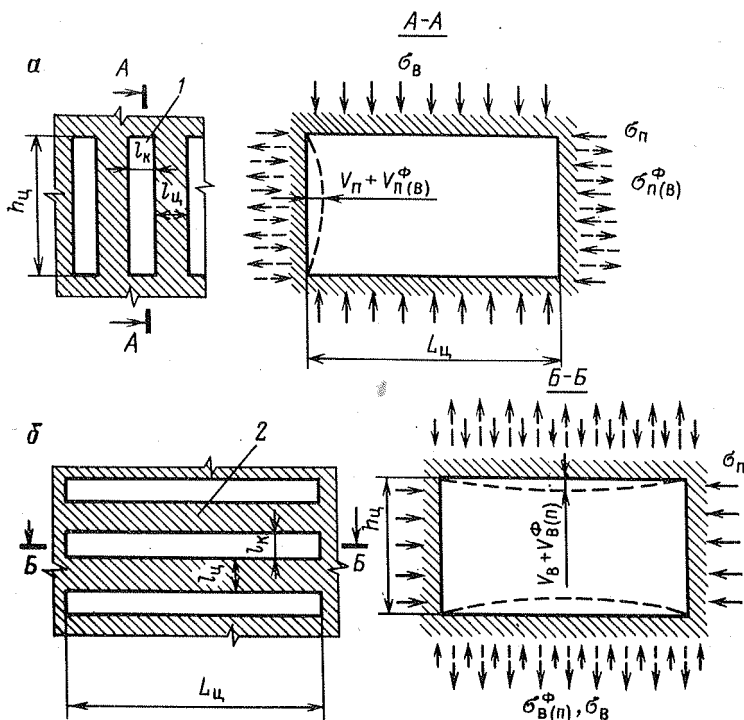


Рис. 6.14. Схемы к расчету размеров междукамерных целиков:
a и *б* - от действия горизонтальных и вертикальных нагрузок соответственно; 1 - камера; 2 - междукамерный целик

$$\left. \begin{aligned} K_{B(B)} &= [(1+l_k/l_{ц})(n_n+1)] / (n_n+l_k/l_{ц}+1), \\ K_{B(n)} &= [L_{ц}(1-2\mu)n_n l_k/l_{ц}] / [2h_{ц}(\mu-1)(n_n+l_k/l_{ц}+1)], \\ K_{n(n)} &= [(1+l_k/l_{ц})(n_B+1)] / (n_B+l_k/l_{ц}+1), \\ K_{n(B)} &= [h_{ц}(1-2\mu)(n_B l_k/l_{ц})] / [2L_{ц}(\mu-1)(n_B+l_k/l_{ц}+1)], \end{aligned} \right\} \quad (6.32)$$

где l_k - ширина камеры, м; $l_{ц}$ - ширина междукамерного целика, м; n_n и n_B - расчетные коэффициенты, учитывающие геометрические размеры камеры и целика; $L_{ц}$ - длина целика, м; $h_{ц}$ - высота целика, м; μ - коэффициент Пуассона. Коэффициенты n_n и n_B можно определить по формулам

$$\left. \begin{aligned} n_n &= [2,3(1-\mu^2)h_{ц}] / L_{ц}, \\ n_B &= [2,3(1-\mu^2)L_{ц}] / h_{ц}. \end{aligned} \right\} \quad (6.33)$$

Ширину междукамерного целика $l_{ц}$ определяем по выражениям

Т а б л и ц а 6.7

Глубина горных работ, м	Отработка одного этажа			Отработка двух и более этажей			Примечание
	Высота подштрекового целика, м	Высота надштрекового целика, м	Ширина междукammerного целика, м	Высота подштрекового целика, м	Высота надштрекового целика, м	Ширина междукammerного целика, м	
<i>Дарасунское месторождение</i>							
500	2	3	-	4	2	-	Надштрековый целик
700	2	4	-	5	2	-	Железобетонный целик
<i>Березовское месторождение</i>							
300	-	3	-	3	-	-	-
500	-	5	-	3	-	-	-
700	-	5	-	7	-	-	-
<i>Кочкарское месторождение</i>							
500	5	3	8	4	5	8	-
700	5	4	9	5	5	9	-

Т а б л и ц а 6.8

Глубина (горизонт), м	Высота междуэтажного целика, м			Ширина междукammerного целика, м			Запас руды в целиках, %			Уменьшение потерь руды, %		Уменьшение разубоживания руды при выемке целиков, %
	применяемая	рекомендованная	разница	применяемая	рекомендованная	разница	применяемая	рекомендованная	разница	при выемке целиков	при оставлении целиков	
112-212	7,5	10	-2,5	10,7	4	6,7	26,4	24	2,4	0,6	2,4	0,7
212-314	11,8	11	0,8	12	7	5	35,4	28,8	6,9	1,8	5,9	2,1
314-412	15,3	12	3,3	14,3	10,5	3,8	43	34	9	2,4	9	2,7
412-512	18,4	13	3,4	16	15	1	19,5	39,9	9,6	2,5	9,6	2,9
Среднее значение			1,8			4,1	38,6	31,7	7	1,8	7	2,1

$$\left. \begin{aligned}
 l_{ц(п)} &\geq \frac{l_k (\sigma_{сж}^M - n_n \sigma_n - \sigma_n + A \sigma_n)}{(n_n + 1) (\sigma_n - \sigma_{сж}^M)}, \\
 l_{ц(в)} &\geq \frac{l_k (\sigma_{сж}^M - n_n \sigma_v - \sigma_v + A \sigma_n)}{(n_v + 1) (\sigma_v - \sigma_{сж}^M)},
 \end{aligned} \right\} (6.34)$$

где $A = 1,15(1+\mu)(1-2\mu)$.

Предельную ширину МКЦ определяем по максимальному значению $l_{ц}$, рассчитанному по формулам (6.34).

На основе измеренных величин первоначальных напряжений, прочностных и упругих свойств пород по предлагаемым методикам были определены минимально допустимые размеры целиков для условий отработки маломощных рудных тел на Дарасунском, Березовском, Кочкарском месторождениях (табл. 6.7). Для условий разработки рудных даек мощностью 10 м Березовского рудника определены минимально допустимые размеры междуэтажных и междукамерных целиков для горизонтов 112-512 м (табл. 6.8). На руднике приняты к внедрению эти рекомендуемые параметры. Их внедрение и производство позволит уменьшить потери руды в целиках на 1,8-7%, снизить разубоживание руды при выемке целиков на 2,1%.

Для условий разработки Советского месторождения гор. 340-390 м, при разработке рудных зон шириной 100-200 м, камерами - 8 м, рекомендовано оставлять междукамерные целики 9-12 м.

На Березовском, Дарасунском, Советском и других месторождениях проведены специальные исследования по оценке надежности предлагаемых расчетов целиков и обнажений камер.

При устойчивом состоянии целиков расчетные параметры соответствуют фактическим размерам в шахтах. В тех случаях, когда расчетные параметры целиков превышали фактические размеры, целики, как правило, были неустойчивыми, т.е. разрушались.

Проведены инструментальные измерения напряжений в целиках, результаты которых показали соответствие измеренных и расчетных напряжений. Отклонения не превышали 15-40%, что находится в пределах точности измерений напряжений современными способами.

6.6. МЕТОДЫ ПРОГНОЗА И КОНТРОЛЯ УДАРООПАСНОСТИ

Известно, что горные удары происходят при определенном сочетании геологических и горнотехнических условий, вызывающих концентрированное скопление потенциальной энергии упругого сжатия горных пород и ее внезапное высвобождение

при мгновенном разрушении предельно напряженных областей вмещающих пород и рудных тел.

В зависимости от интенсивности проявления горные удары подразделяются на собственно горные удары, микроудары, толчки.

Собственно горные удары - мгновенное разрушение предельно напряженного целика, его части или части массива пород, проявляющееся в виде выброса породы в подземные выработки с тяжелыми последствиями (нарушение технологического процесса, разрушение крепи, смещение машин и др.).

Микроудар - мгновенное разрушение целика (или его части) или части массива пород, проявляющееся в виде выброса породы в подземные выработки без тяжелых последствий. Горные удары и микроудары, как правило, сопровождаются звуком, сотрясением массива (сейсмическим эффектом). Возможно появление пыли, шелушение пород на обнажениях и образование трещин в бетонной крепи выработок.

Внешние признаки, характеризующие удароопасность массива пород, - стрельяние, интенсивное заколообразование и шелушение.

Стреляние породы - отскакивание от краевой части массива линзообразных пластин породы с заостренными краями различных размеров с резким, похожим на выстрел, звуком.

Интенсивное заколообразование - явление возникновения заколов вслед за их оборкой. Оно происходит по ненарушенному массиву, не связано с видимой его трещиноватостью (слоистостью и сланцеватостью) и сопровождается, как правило, звуком. При этом образуются и отделяются плиты, по форме повторяющие контур выработки.

Шелушение - разрушение породы по контуру выработки на отдельные пластины, имеющие чаще всего чечевицеобразную форму с заостренными и рваными краями. Место шелушения в выработке выглядит "свежим" из-за постоянного осыпания пластин.

Проявлению горных ударов способствуют следующие факторы:

горно-геологические - физико-механические свойства пород, геологические нарушения, глубина залегания, землетрясения, слои песчаника, структура пород, мощность рудного тела, остаточные тектонические напряжения, современные движения, термические свойства пород, грунтовые воды, угол наклона рудного тела и др.;

горнотехнические - наличие целиков, системы разработок, способ управления кровлей, взрывные работы, способ проведения горных выработок, скорость подвигания очистного забоя, пространственная ориентировка выработок, размеры выработанного пространства, величина отставания или опережения забоя, близость подготовительных работ к очистным, зона опорного давления, нарушение очередности отработки и др.

Месторождения или их части подразделяются на неопасные, угрожаемые и опасные по горным ударам.

К угрожаемым по горным ударам относятся:

месторождения, в пределах которых имеются породы и руды с высокими упругими свойствами, способные к хрупкому разрушению под нагрузкой, а также достаточно высокие напряжения в нетронутом массиве;

месторождения, на которых при проведении горных работ происходили толчки и интенсивное заколообразование или горные удары на соседнем руднике (шахте) в пределах того же рудного тела с аналогичными геологическими условиями.

К опасным по горным ударам относятся части угрожаемых месторождений, начиная с глубины, на которой проявились микроудары и горные удары, а также, если в результате прогноза определены I-II категории удароопасности.

Заключение об отнесении месторождения, массива пород или их части к угрожаемым по горным ударам дает ВНИМИ или головной институт отрасли, обязательно сообщая об этом во ВНИМИ и в проектную организацию [9]. К опасным по горным ударам месторождения или их части относит комиссия по горным ударам по результатам специальных исследований.

По глубине разработки золоторудные месторождения условно можно разделить на четыре группы. В первую группу (глубина 600-800 м) входят месторождения Саралинского, Дарасунского, Бериккульского рудников, во вторую (400-600 м) - Коммунарковского, Березовского, Невьянского, Кочкарского, Токурского и Тасеевского рудников.

Шесть месторождений из перечисленных отнесены к категории угрожаемых по горным ударам: Кочкарское, Березовское, Дарасунское, Невьянское, Бериккульское, Константиновское. На Кочкарском, Березовском, Дарасунском месторождениях имеются отдельные участки, опасные по горным ударам.

Тасеевское месторождение отнесено к категории неудароопасных, так как породы (конгломераты) не склонны к горным ударам. На Саралинском, Токурском месторождениях исследования не проводились.

К третьей (глубина 200-400 м) и четвертой группам (200 м и менее) можно отнести месторождения рудников "Дукатский", "Карамкенский", "Любовь", "Миндякский", "Артемовский", "Северо-Енисейский", "Сарылахский", "Амазарский", им. Матрoва, "Кыллах", "Емельяновский".

Месторождения Енисейского, Миндякского и Артемовского рудников отнесены к категории неудароопасных.

На остальных месторождениях оценка потенциальной удароопасности не проводилась.

По требованиям действующей Инструкции по горным ударам [9] оценку потенциальной удароопасности необходимо проводить на каждом месторождении, где ведутся подземные горные работы. Такую оценку в ближайшие годы необходимо осуществить

на рудниках "Саралинский", "Токурский", "Юрский", "Любовь", "Карамкенский", "Дукатский", "Сарылахский", "Амазарский", им. Матросова, "Кыллах", "Емельяновский". На месторождениях Березовском, Дарасунском, Кочкарском, Быньковском, Константиновском, Берикульском, которые отнесены к категории угрожаемых по горным ударам, необходимо проведение исследований по совершенствованию методов прогноза и контроля удароопасности, изысканию эффективных мер борьбы с горными ударами.

Прогноз степени удароопасности участков горных пород заключается в комплексных исследованиях потенциальной удароопасности пород и оценке напряженного состояния приконтурного массива.

По степени удароопасности участки массива горных пород подразделяются на следующие категории:

I категория - участки с повышенной опасностью по проявлению горного удара. Визуальные признаки - горные удары, микроудары. Выработки подлежат обязательному приведению в неудароопасное состояние, должны быть приняты дополнительные меры, обеспечивающие безопасность людей, занятых на этих работах.

II категория - участки, опасные по проявлению горного удара. Визуальные признаки - толчки, стреляния, интенсивное заколообразование. При проявлении толчков выработки должны быть приведены в неудароопасное состояние. Проведение выработок и их эксплуатация должны производиться с выполнением мер безопасного ведения горных работ.

III категория - участки, не представляющие опасности по проявлению горного удара, могут эксплуатироваться без приведения в неудароопасное состояние. Визуальных признаков нет.

Прогноз степени удароопасности проводится в наиболее нагруженных участках:

участки массива, сложенные наиболее упругими вмещающими породами (кварцевые диориты, амфиболиты, гранодиориты, порфириты, граниты, плагиограниты, габбро-амфиболиты и др.);

участки на контактах пород;

геологические нарушения, разломы и участки, прилегающие к ним;

целики (подштрековые, надштрековые, охранные и др.);

обнажения висячего и лежащего боков после выемки запасов и образования незаложенных пустот;

безрудные зоны (непромышленные запасы), оставляемые в выработанном пространстве;

выступающие части массива, острые углы в местах сопряжений и т.п.;

все горные выработки, попавшие в зону опорного давления очистных работ.

Прогноз горных ударов И.М. Петухов, В.А. Смирнов, В.Ш. Винокур и другие разделяют на три вида.

1. Выявление потенциально удароопасных (угрожаемых) месторождений.

2. Региональный прогноз удароопасности в пределах шахтного поля на отдельных особо опасных месторождениях.

3. Локальный прогноз степени удароопасности отдельных участков в действующих очистных и подготовительных забоях и в поддерживаемых горных выработках.

Выявление угрожаемых месторождений позволяет одновременно предусматривать профилактические меры борьбы с горными ударами на стадиях проектирования и строительства горных предприятий, т.е. осуществлять борьбу с горными ударами с наименьшими затратами и наиболее надежно. Склонность месторождения к горным ударам зависит от прочностных и упругих свойств горных пород и полезного ископаемого, а также от напряжений, действующих в недронутом горными работами массиве, их способности в местах концентрации вызывать хрупкое разрушение горных пород вблизи выработок.

Региональный прогноз проводится на отдельных, наиболее опасных месторождениях (шахтных полях). Для его осуществления проводятся, главным образом, сейсмоакустические исследования на базе сейсмических (сейсмоакустических) станций. В павильонах на земной поверхности и в шахтных выработках устанавливаются сейсмические (сейсмоакустические) датчики, позволяющие регистрировать сейсмические (сейсмоакустические) волны в трех взаимно перпендикулярных направлениях. По результатам наблюдений определяют координаты толчков и горных ударов и их сейсмическую энергию. Одна из основных задач регионального прогноза - создание систем непрерывного автоматизированного контроля удароопасности в пределах обрабатываемого месторождения.

Локальный прогноз осуществляется в опасных зонах, установленных региональным прогнозом, и проводится вблизи горных выработок в процессе эксплуатации шахт и рудников. Формирование удароопасных условий связано с большим числом взаимосвязанных факторов, действующих как в пределах отдельной выработки, так и в пределах всего шахтного поля. Для определения степени удароопасности участков массива имеется несколько методов. Степень удароопасности оценивается на основе установления расстояния до максимума зоны опорного давления в данном месте и интенсивности нагрузок в указанном максимуме. При этом интенсивность нагрузок в максимуме зоны опорного давления характеризуется относительными величинами (например, выходом буровой мелочи, электросопротивлением, скоростью прохождения сейсмических волн, толщиной дисков, на которые раскалывается керн при бурении скважин и др.), коррелирующими с указанными нагрузками. Выявление мест возможных проявлений горных ударов входит в задачу служб прогноза, создаваемых на рудниках, а также отраслевых научно-исследовательских институтов.

Основными методами прогнозирования удароопасности горных пород является оценка напряженного состояния и изучение физико-математических свойств горной породы.

На золотодобывающих рудниках региональный прогноз удароопасности не проводился. На рудниках "Березовский", "Дарасунский", "Кочкарский" осуществляется локальный прогноз. Основными, применяемыми на этих рудниках, методами оценки напряженного состояния массива при прогнозировании удароопасности являются следующие: по дискованию керна буровых скважин, метод щелевой разгрузки, скважинным прочностно-метром БП-18, сейсмоакустический, электрометрический, с использованием деформометров.

Метод прогноза степени удароопасности по дискованию керна основан на способности керна разрушаться на диски различной толщины в зависимости от уровня напряжений в массиве. При этом, чем меньше толщина дисков, тем выше уровень напряжений. Полученный при бурении керн тщательно укладывается, документируется и обрабатывается. Порядок обработки и интерпретации (по номограмме) разработан во ВНИМИ.

По схеме щелевой разгрузки определяются фактические напряжения на контуре выработок и оценивается их удароопасность на основе сравнения измеренных величин напряжений с допустимыми, которые определяются по методике ВНИМИ.

Способ с применением скважинных прочностномеров БП-18 основан на оценке хрупкости горных пород при вдавливании штампа в торец скважины. При этом определяют склонность пород к динамическим проявлениям горного давления и степень удароопасности выработок. Склонность пород к проявлению горных ударов определяется по коэффициенту хрупкости пород

$$K_{xp} = P_1 h'_n / (P_2 h''_n), \quad (6.35)$$

где P_1 и P_2 - давление в гидросистеме соответственно на момент разрушения породы и после разрушения, МПа; h'_n - глубина внедрения пуансона на момент разрушения породы, мм; h''_n - глубина внедрения пуансона от начала опыта до разрушения породы, мм.

Согласно исследованиям ВНИМИ, при $K_{xp} > 3$ породы следует отнести к склонным к горным ударам.

Для определения степени удароопасности выработок вычисляют коэффициент удароопасности

$$K_{уд} = P / P_{max}, \quad (6.36)$$

где P - параметр среднестатистической величины усилия вдавливания пуансона, МПа; P_{max} - максимальное значение усилия вдавливания в зоне повышенной концентрации напряжений, МПа.

По вычисленному значению $K_{уд}$ и расстоянию от устья скважины до зоны максимальных напряжений по номограмме определяют категорию удароопасности исследуемого участка.

Сейсмоакустический метод осуществляется с помощью аппаратуры типа ЗИР-2, "Гроза-4", "Гроза-16". В последнее время выпущена принципиально новая аппаратура - десятиканальный измерительно-вычислительный комплекс "ГИВК Массив-1", предназначенный для решения широкого круга задач:

анализа и контроля динамических и квазистатических процессов, протекающих в массиве горных пород;

проведения необходимых расчетов в процессе измерения в автоматическом режиме и определения статических закономерностей динамических процессов;

определения координат, времени возникновения сейсмоочагов и проведения энергетической оценки толчков и горных ударов;

выполнение расчетов различных технологических схем разработок полезных ископаемых с учетом реально действующих динамических нагрузок в массиве горных пород.

Недостатком комплекса является то, что изготовитель не комплектует его ЭВМ.

В результате натуральных экспериментов с АСК "Массив" на комбинате "Ачполиметалл" предложены для пород Миргалимсайского месторождения критерии определения напряженного состояния пород на основании результатов регистрации скорости и ускорения мгновенных деформаций в процессе перераспределения горного давления. При исправной регистрации следует установить момент, когда время от взрыва до максимума скорости мгновенных деформаций сократится до 8-12 ч. После этого ведение горных работ возможно только с применением мер по разгрузке массива. Кроме того, по изменению скорости деформаций в массиве можно судить об уровне напряжений в нем.

Выпущена дальнейшая модификация аппаратуры "Массив-1" - "Массив-2" и ведутся исследования по разработке различных акустических систем контроля горного давления на базе сейсмоакустической и электромагнитной эмиссии.

Наибольшее применение получила аппаратура "Гроза-4". Аппаратура "Гроза-16" из-за низкого качества изготовления почти не используется. Не внедрены также и входящие в ее комплект приборы горного мастера.

Сейсмоакустический контроль за состоянием охранных целиков и на сопряжениях выработок осуществляется в следующем порядке.

В контролируемом объекте бурят скважину глубиной 1,5-2 м. Вторую контрольную скважину такой же глубины бурят на неудачноопасном участке массива с подобным строением. Это позволяет определить естественный сейсмоакустический фон.

В скважинах устанавливают блоки сопряжения с массивом (БСМ). В контролируемом объекте БСМ подключают к трем каналам аппаратуры "Гроза-4"; контрольный БСМ подключают к четвертому каналу.

На первом канале устанавливают "усиление - 40", "чувст-

вительность - 9"; втором канале - "усиление - 40", "чувствительность - 7"; третьем канале - "усиление - 40", "чувствительность - 1"; четвертом - "усиление - 40", "чувствительность - 9".

Наблюдения проводят в выходные дни и во время технологических пауз, т.е. когда отсутствуют помехи от работы горного оборудования. Цикл опроса по всем каналам должен быть 5-10 мин. Затем подсчитывают число импульсов по всем каналам, данные записывают в журнал наблюдений, и цикл повторяется. Продолжительность наблюдений должна быть не менее 3 ч.

Коэффициент удароопасности определяют по формулам

$$\left. \begin{aligned} B_{1,2} &= 0,31g \sum N_1 / \sum N_2, \\ B_{2,3} &= 0,31g \sum N_2 / \sum N_3, \end{aligned} \right\} \quad (6.37)$$

где $B_{1,2}$, $B_{2,3}$ - коэффициент удароопасности соответственно по первому и второму каналам, второму и третьему каналам; $\sum N_1$, $\sum N_2$, $\sum N_3$ - общее число импульсов по каждому из трех каналов за время цикла. Породы считаются удароопасными при $B < 1$.

Оценка удароопасного состояния массива пород по времени спада сейсмоакустической активности, вызванной взрывными работами, заключается в следующем. В массиве бурят три шпура глубиной 1,5-2 м в направлении главных напряжений. В шпуры вставляют геофоны и в течение 10-30 мин измеряют естественный сейсмоакустический фон. После проведения взрывных работ в массиве фиксируется резкое повышение сейсмоакустической активности, которая постепенно спадает, уменьшаясь до уровня естественного сейсмоакустического фона. Время спада, ниже которого не происходит горных ударов, определяют практическим путем и обозначают τ_0 .

Если время спада сейсмоакустической активности, вызванной взрывными работами, превышает τ_0 , то участок массива находится в неудароопасном состоянии.

При времени спада сейсмоакустической эмиссии более 40 мин участок относят к удароопасному, а при времени спада, равном или менее 40 мин, участок массива считают неудароопасным. Однако для уточнения параметра τ_0 необходимо проводить дальнейшие исследования.

Электрометрический прогноз горных ударов осуществляется в основном двумя методами: подземным электрическим зондированием (ПЭЗ) и электрическим каротажем скважин.

Контроль за состоянием очистных забоев по методу ПЭЗ проводится из вентиляционных штреков верхнего горизонта. Питающие и приемные электроды укрепляют в почве этих штреков согласно табл. 6.9.

Порядок выполнения работ следующий.

1. После каждого замера увеличивают расстояние между питающими электродами.

Т а б л и ц а 6.9

Диаметр выработ- ки, м	Рекомендуемые разности электродов при ПЭЗ, и коэффициенты k														
	Разносы питающей линии $AB/2$, м														
	0,5	0,7	1	1,2	1,5	2	2,5	3	4	5	6	7	9	11	13
	0,1 м														
2	3,8	6,6	15,5	22,8	36,6	68,9	120	203	414	683	1020	1431	2473	3870	5306
2,5	3,8	6,6	15,5	22,4	35,5	67,3	108	168	369	647	978	1369	2365	3685	5280
3	3,8	6,6	15,5	22,4	35,2	64,5	104	155	319	604	932	1322	2301	3571	5133
3,5	3,8	6,6	15,5	22,4	35,2	63,3	101	150	292	541	875	1269	2225	3457	4988
4	3,8	6,6	15,5	22,4	35,2	62,6	100	147	276	475	819	1200	2162	3372	4855
4,5	3,8	6,6	15,5	22,4	35,2	62,6	99	135	269	447	718	1133	2098	3285	4762
	0,25 м														
2	-	2,7	5,9	8,8	14,3	27,2	47	81	165	284	409	572	993	1511	2122
2,5	-	2,7	5,9	8,7	14	26	43	68	150	269	390	547	952	1473	2106
3	-	2,7	5,9	8,7	13,7	25,5	41	62	127	249	372	526	922	1424	2050
3,5	-	2,7	5,9	8,7	13,7	25	40	60	116	225	350	507	892	1382	1995
4	-	2,7	5,9	8,7	13,7	24,7	40	59	110	199	327	492	866	1348	1947
4,5	-	2,7	5,9	8,7	13,7	24,7	39	58	107	186	287	452	840	1314	1899

2. Кажущееся электрическое сопротивление рассчитывают по формуле

$$\rho_k = k \Delta U / I, \quad (6.38)$$

где k - коэффициент установки; ΔU - разность потенциалов приемной линии M , $MВ$; I - сила тока в массиве при подаче его через питающие заземления, $мА$.

3. Строят график значений ρ_k и, учитывая, что глубинность метода составляет $AB/3$, зону технической нарушенности и первую зону опорного давления. Поскольку геоэлектрический разрез является многослойным, то значение сопротивления по разрезу глубже зоны опорного давления

$$\rho_{нм} = \rho_{ср} = (\rho_3 + \rho_4 + \dots + \rho_n) / n, \quad (6.39)$$

где $\rho_3, \rho_4, \dots, \rho_n$ - сопротивления нижележащих слоев, находящихся на глубине более 3-7 м.

4. Определяют параметр, характеризующий интенсивность нагрузки

$$k_\rho = \rho_{нм} / \rho_{опд}. \quad (6.40)$$

5. На графике находят x_1 - расстояние до центра зоны максимума давления.

6. По номограмме (разработана во ВНИМИ), зная значения k_ρ и x_1 , определяют степень удароопасности участка.

При систематических наблюдениях по методу ПЭЗ изменение интенсивности нагрузки определяют следующим образом.

Сравнивают величины ρ_k первого замера с ρ_k последующих замеров на каждом разнесе и по выражению $(\rho_i/\rho_1 - 1)$ определяют изменение интенсивности нагрузки на каждом разнесе. Отрицательные значения величины $(\rho_i/\rho_1 - 1)$ соответствуют повышению уровня напряженного состояния массива и находятся в пределах $-1 < (\rho_i/\rho_k - 1) \leq |0,05|$. При значениях $(\rho_i/\rho_1 - 1)$, близких к минус 1, появляется возможность горного удара (от минус 0,95 и ниже). При положительных величинах $(\rho_i/\rho_1 - 1)$ массив разгружается.

При большой высоте выемочной толщи в восстающем (или ходе) в отработываемую ленту параллельно фронту забоя забуриваются шпуров максимальной глубины с интервалом 10-12 м. В этих шпурах устанавливают стационарные электрометрические установки (зонды), которые по мере подхода к ним забоя будут фиксировать момент подхода зоны опорного давления.

При уменьшении высоты отработываемой толщи менее 10-12 м электрический контроль достаточно производить только методом ПЭЗ из верхнего горизонта.

Каротажные исследования скважин позволяют контролировать

динамику горного давления на участках, где проведение ПЭЗ невозможно из-за ограниченных размеров объектов (в охранных целиках, на сопряжениях выработок и т.п.), а также состояние кровли, боков штреков и квершлагов.

В связи с большой дифференцированностью электрических свойств горных пород и возникающими при этом трудностями в сопоставлении результатов отдельных каротажных измерений между собой необходимо осреднять полученные данные и рассчитывать относительный параметр t_ρ по формуле

$$t_\rho = (\rho_i - \rho_{\text{ср}}) / \rho_{\text{ср}}, \quad (6.41)$$

где ρ_i - сопротивление пород в i -й точке скважины, Ом·м; $\rho_{\text{ср}}$ - среднее сопротивление пород по скважине, Ом·м.

Для относительной оценки напряженного состояния массива пород по каротажным данным используют параметр $K_{t\rho}$, определяемый из отношения

$$K_{t\rho} = t_{\rho_{\text{н.м}}} / t_{\rho_{\text{мин}}}, \quad (6.42)$$

где $t_{\rho_{\text{н.м}}}$ и $t_{\rho_{\text{мин}}}$ - соответственно безразмерный параметр t_ρ в ненарушенном массиве и максимуме зоны опорного давления.

Затем определяется электрометрический коэффициент удароопасности по формуле

$$K_3 = m t_{\rho_{\text{н.м}}} / t_{\rho_{\text{мин}}}, \quad (6.43)$$

где m - мощность пласта или высота выработки, м.

Критические значения K_3 по данным каротажных исследований, например для условий Дарасунского рудника, составляют: I категория удароопасности - $K_3 \geq 20$; II категория удароопасности - $10 \leq K_3 < 20$; III категория удароопасности - $K_3 < 10$.

Каротажные исследования скважин производятся в следующем порядке.

1. На выбранном участке бурят скважину (веер скважин) максимально возможной глубины, обычно 2-3 м.

2. В скважину вводят зонд. Седьмой дополнительный электрод (для градиент-зонда) заземляется на боку выработки.

3. Замеры производятся в модификациях кажущегося электросопротивления и полупроводникового эффекта. Этот переход осуществляется переключением тумблера на генераторе ИКС-50. Совместный анализ кривых ρ_k и δ_p позволит выделить аномалии, вызванные только горным давлением.

4. Переход к другим модификациям зонда (кровельный градиент-зонд, подошвенный градиент-зонд) осуществляется посредством переключения электродов с помощью блока коммутации.

5. После проведения замеров во всех модификациях зонда он продвигается по скважине с шагом 0,1-0,2 м. Измерения проводят при прямом и обратном ходе зонда.

6. Строят графики значений $(\rho_i - \rho_{cp}) / \rho_{cp}$, определяют параметры $t_{\rho_{н.м}}$ и $t_{\rho_{min}}$ и границы залегания зон опорного давления.

7. Используя полученные результаты, рассчитывают электрометрический коэффициент удароопасности K_z .

8. Дают заключение о степени удароопасности контролируемого участка и предлагают практические мероприятия по предупреждению динамических проявлений горного давления.

С помощью *деформометров* измеряют пластические деформации стенок скважин. Измерения проводят как в поперечном, так и в продольном направлениях горных выработок. Для перехода от измеренных деформаций к изменениям напряжений в массиве необходимо знать модуль упругости, коэффициент Пуассона, реологические параметры пород, а также продолжительность проведения эксперимента.

Для измерения деформаций стенок скважин используются самые различные деформометры (механические, индуктивные, струнные и др.).

На золоторудных месторождениях наиболее широко применяются фотоупругие датчики горного давления. Оценку потенциальной удароопасности производят на основе сравнения суммы первоначальных напряжений и приращений по фотоупругим датчикам с критическими напряжениями по проявлению горных ударов.

В Иргиредмете разрабатывается деформометр на основе электронного преобразования и измерения деформаций стенок скважин. Разрабатываемый метод сочетает в себе точность прямых методов и экспрессность геофизических и позволяет по абсолютным значениям деформаций и их изменений во времени судить о напряжениях, действующих в массиве, определять категории удароопасности массивов горных пород.

Следует отметить, что широко применяемые геофизические методы (электрометрический и сейсмоакустический) в условиях золоторудных месторождений пока ощутимых результатов не дают, так как разрабатывались в основном для угольных месторождений.

Породы золоторудных месторождений представлены, главным образом, породами интрузивного комплекса (кварцевые диориты, граниты и др.), которые склонны к накоплению напряжений и мгновенному высвобождению энергии (появление интенсивных акустических импульсов) в момент, предшествующий горному удару. Поэтому применение сейсмоакустических методов пока положительных результатов не дает. Электрическое сопротивление таких пород до сотен мегаом. Применяемая аппаратура для электрометрических наблюдений (ИКС-1, ИКС-50 и новая,

например АЭШ-1, разработанная ВНИМИ специально для шахт) имеет входное сопротивление не выше 1 МОм (микровольтметр), а генераторы могут работать стабильно при рабочих токах не менее 10 мА (ИКС-1) и 1 мА (ИКС-50). Для наблюдений в условиях золоторудных месторождений нужна принципиально новая аппаратура с входным сопротивлением не ниже 10 МОм (предпочтительно 100 МОм) и генераторы в диапазоне токов от микроампер до 10 мА и напряжением до 1000 В. Электрометрическая аппаратура, применяемая в настоящее время на золоторудных месторождениях, в принципе, неэффективна.

Для определения потенциальной удароопасности горных пород на золоторудных месторождениях по-прежнему используют весьма трудоемкие методы по дискованию керна, щелевой разгрузки и др. Состояние дел в области разработки, использования эффективных методов и методик прогноза и контроля горных ударов применительно именно к золотодобывающим рудникам находится на низком уровне и требует проведения специальных разработок с учетом особенностей пород.

Перспективными направлениями исследований в области прогноза и контроля горных ударов для подземных рудников золотодобывающей отрасли представляются следующие.

1. Разработка простых экспресс-методов локального (текущего) прогноза на базе прямых деформационных методов с электронным преобразованием и измерением абсолютных значений деформаций и их производных по времени. Разработка и внедрение таких методов позволит с малыми экономическими затратами, оперативно и с большой долей достоверности определять потенциальную удароопасность горных пород и устойчивость горных выработок.

2. Использование электрометрии на новой технической базе. Здесь необходима разработка специальной (микровольтметра с большим входным сопротивлением и генератора с широким пределом генерируемых тока и напряжения) аппаратуры, предназначенной именно для высокоомных пород золоторудных месторождений.

С целью определения места сейсмоакустики в комплексе (именно для золоторудных месторождений) исследования в этой области необходимо продолжить.

Необходимо проведение специальных исследований по выяснению возможности использования новых разработанных методов в условиях золотодобывающих рудников. В этом плане перспективно использование методов вызванной высокочастотной акустической эмиссии (в отличие от стандартной пассивной сейсмоакустики) и регистрации вибросейсмических колебаний.

На отдельных, наиболее опасных месторождениях с увеличением глубины горных работ необходимо проводить региональный контроль и прогноз удароопасности, так как формирование удароопасных условий связано с большим числом факторов, дей-

ствующих как в пределах отдельной выработки, так и в пределах всего шахтного поля. Поэтому локальный контроль на угрожаемых месторождениях не может полностью обеспечить безопасность ведения горных работ.

Исследования по перспективным методам необходимо проводить в комплексе с такими методами, как дискование керна, целевой разгрузки и т.д.

6.7. МЕТОДЫ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ УДАРООПАСНОСТИ

Основными причинами динамических проявлений горного давления на удароопасных месторождениях считаются высокое напряженное состояние горных пород и способность этих пород накапливать упругую энергию и упруго деформироваться. В настоящее время общие принципы разработки удароопасных месторождений заключаются в следующем.

1. Ведение горных работ без оставления целиков, применение систем разработки с закладкой.

2. Уменьшение способности породы к накоплению упругой энергии рыхлением, камуфлетными зарядами, разгрузочными скважинами и щелями.

3. Опережающая выемка удароопасных участков.

4. Управление удароопасностью при ведении горных работ путем выбора параметров буровзрывных работ, формы и сечения выработок, а также применения податливых крепей, оптимальной скорости очистной выемки.

На золотодобывающих рудниках в условиях удароопасности в большинстве случаев находят применение системы с закладкой выработанного пространства ("Кочкарский", "Березовский", "Северо-Енисейский" и др.).

В качестве закладки выработанного пространства применяют твердеющие, сухие (породами и песками) и гидравлические закладочные материалы.

Установлено, что песчаная и гидравлическая закладка не воспринимают нагрузку, достаточную для уменьшения высоких напряжений в целике, и практически не влияют на число и силу горных ударов. Положительные результаты получены при использовании твердеющей закладки, которая в конечной фазе готовности обладает практически нулевой сжимаемостью при нагрузках, не превышающих ее временное сопротивление сжатию, потому что прочность по мере твердения возрастает. Физико-механические свойства твердеющей закладки, и, прежде всего, ее прочность при сжатии и модуль упругости, можно в известной степени изменять и устанавливать в соответствии с характеристиками окружающих пород. Для условий разработки маломощных и тонких жил твердеющая закладка приводит к значительному удорожанию добычи руды. Целесообразно вместо

общей закладки пустот возводить железобетонные целики, которые бы выполняли роль твердеющей закладки.

На Дарасунском руднике применяется вариант системы с магазинированием руды и возведением железобетонных, надштрековых и подштрековых целиков. Целики рассчитываются по методике, разработанной в Иргиредмете совместно с Институтом горного дела СО РАН [27]. С применением указанной системы успешно разрабатываются жилы на удароопасных участках на глубине 700 м и более.

К недостаткам при применении систем с закладкой и возведением искусственных целиков относятся их значительная трудоемкость и повышенные затраты на закладочные работы.

Поэтому имеется тенденция к развитию второго общего принципа разработки удароопасных месторождений - уменьшение способности пород к накоплению упругой энергии. Этот принцип можно осуществить путем разгрузки целиков.

Снижение удароопасности в целиках осуществляется путем разгрузочного (камуфлетного) взрывания [27]. Оно нарушает монолитность целика, ослабляет его и увеличивает податливость, в результате чего целик имеет возможность упруго деформироваться. В эти перемещения вовлекается большой объем пород, и в виде работы на их перемещение постепенно реализуется большое количество энергии. В результате высокие напряжения, существовавшие до разгрузки, перераспределяются на близлежащие породы и закладку. Медленное и постепенное разрушение ослабленного целика - неперемutable условие предотвращения горного удара. Размеры, расположение и масса разгрузочных зарядов зависят от метода выемки, типа пород, напряженного их состояния и т.д. Однако целик должен быть разрушен до такой степени, чтобы все же сохранять несущую способность для обеспечения нормальной выемки.

В условиях отработки маломощных рудных тел, где очень ограничена площадь кровли, весьма проблематично осуществить камуфлетное взрывание, при котором бы не происходило заколообразование пород.

Предлагается снижать удароопасность путем создания податливого поддерживающего целика. Податливость достигается созданием условий деформации целика по наклонной трещине, которая образуется посредством взрывания ряда скважин в центральной части целика. Этот способ достаточно эффективен в условиях разработки крутонаклонных залежей средней мощности. Однако применить его в условиях маломощных и тонких жил из-за небольшой ширины целика 0,8-3 м технически невозможно.

В Пермском политехническом институте в процессе исследований горных ударов на Кочкарском месторождении предложено разрушать потолочины вертикальными разгрузочными щелями [27]. Рекомендована и испытана следующая технология создания щелей. В случае установления I категории удароопасности в

потолочине (как правило, при высоте целика 10-12 м) из очистной камеры проводят рассечки в сторону лежачего бока длиной 3-5 м). Из рассечек бурят веера скважин диаметром 100 м в плоскости, параллельной всей плоскости целика. По данным этого института, после создания вертикальных щелей целик становится неудароопасным. В потолочинах опытных блоков прекращались процессы интенсивного заколообразования, "стрельяния" и другие динамические проявления горного давления. Однако количественной оценки напряженного состояния потолочин до и после их разгрузки авторы в [28] не приводят. Расчеты по известным методикам показывают, что для разгрузки потолочины рассматриваемым способом при высоте этажа 50 м и на глубине 400-500 м требуется создавать вертикальные щели шириной 14 см. Максимально достигнутая ширина щели составила 1 см. При такой ширине щели напряжения в потолочине уменьшаются в пределах 10-15%. Достигнуть большей ширины щели в настоящее время не представляется возможным. Поэтому способ разгрузки целиков вертикальными щелями будет иметь ограниченное применение. Этот способ следует применять для разгрузки небольших целиков (охранных целиков восстающих, штреков, квершлагов и др.), где требуемая ширина щели значительно меньше, чем в потолочинах, а следовательно, эффективность разгрузки будет выше.

П.В. Егоровым, В.В. Ивановым, Л.А. Колпаковым и другими (КузПИ) был предложен способ проведения горных выработок на удароопасных участках массива [15]. Способ включает определение максимальных и минимальных напряжений в массиве горных пород, их ориентации и разгрузку пород в окрестности выработки путем проведения горных выработок. Расширение области применения способа возможно за счет его использования при любой ориентации максимальных сжимающих напряжений путем более эффективной разгрузки массива горных пород. Для этого опережающую щель проводят параллельно направлению максимальных действующих напряжений сжатия, при этом ширину щели $b_{щ}$ определяют по формуле

$$b_{щ} = b_1 \sigma_{\max} / \sigma_{\min}, \quad (6.44)$$

где b_1 - ширина выработки в направлении, перпендикулярном действию максимальных сжимающих напряжений, м; σ_{\max} и σ_{\min} - максимальные и минимальные напряжения на данном участке массива соответственно, МПа.

Впервые обоснована возможность уменьшить (разгрузить) горизонтальные напряжения в массиве горизонтальными разгрузочными щелями, что является преимуществом данного способа. Авторы предложили создавать щели параллельно направлению максимальных напряжений. Однако из теории сыпучей среды известно, что в соответствии с критерием устойчивости Кулона - Мора наиболее благоприятным условием деформирования

пород вдоль щели (разгрузки) является расположение щели под углом к направлению действия максимальных напряжений к минимальным.

В процессе отработки крутонаклонных маломощных и тонких жил происходит изменение геометрических размеров очистных камер, следовательно, и напряженного состояния прилегающего массива. Коэффициент концентрации горизонтальных напряжений в кровле камеры (потолочине) изменяется от 2 до 6. Такое изменение напряжений, конечно, следует учитывать при расчетах параметров разгрузочной щели.

Для уточнения параметров щелей сотрудниками Иргиредмета и ИГД СО РАН проведено математическое моделирование по программе "ELAST-2" (см. подразд. 6.3) применительно к условиям отработки жил Дарасунского месторождения на глубине 500 м. Моделировали три варианта отработки жил в пределах двух этажей с оставлением потолочины высотой 5 м: без создания разгрузочных щелей; при сооружении щелей в лежащем боку рудного тела; при создании щелей в лежащем и висячем боках залежи. Высота разгрузочных щелей в расчетах принималась равной 1 м, ширина - 5 м, что удовлетворяет требованиям математического моделирования по программе "ELAST-2".

При анализе результатов моделирования установлено следующее.

Среднее давление в центре целика σ_c при создании горизонтальных разгрузочных щелей в лежащем боку жилы уменьшилось с минус 52 МПа до минус 33 МПа (на 36,6%). При создании щелей в висячем боку оно снизилось до минус 30 МПа (на 42,3%). Среднее давление на контуре целика σ_c понизилось с минус 40 МПа соответственно до минус 16±30 МПа (на 60±25%) и минус 28 МПа (на минус 30%).

При образовании щелей центральная часть потолочины "разгружается". Наибольшие концентрации среднего давления и касательных напряжений перемещаются к концам щелей, т.е. в глубь массива. Наиболее равномерное распределение напряженного состояния отмечается в случае, когда созданы разгрузочные щели и в лежащем и в висячем боках жилы. При этом достигается максимальный эффект разгрузки. При создании щелей только со стороны лежащего бока отмечается крайне неравномерное распределение среднего давления и касательных напряжений, особенно в углах камеры верхнего этажа. В этом варианте отмечаются максимальные значения интенсивности касательных напряжений (39 МПа) и сдвига (22 МПа).

При создании щелей наблюдается поворот на угол 90-85° главных осей тензора напряжений σ_1 и σ_2 до направления действия первоначальных напряжений σ_n и σ_v , что в конечном итоге приводит к равномерному распределению напряжений в потолочине. Из теории сыпучей среды известно, что деформация вдоль трещин зависит от коэффициента сцепления, угла вну-

тренного трения, величин максимальных и минимальных напряжений пород, пространственного расположения трещины по отношению к действию максимальных напряжений. В соответствии с критерием устойчивости Кулона - Мора наиболее благоприятным условием деформирования пород вдоль трещины является расположение трещины под углом к направлению действия максимальных напряжений.

Угол наклона щели к максимальному сжатию, в данном случае к горизонтам, определяется по формуле

$$\alpha_{\tau} \leq \frac{1}{2} \left[\arcsin \frac{2C/\sigma_{\text{п}} + f_{\tau} (1 + \sigma_{\text{в}}/\sigma_{\text{п}})}{(1 - \sigma_{\text{в}}/\sigma_{\text{п}}) \sqrt{1 + f_{\tau}^2}} - \varphi \right], \quad (6.45)$$

где α_{τ} - угол наклона щели к максимальному сжатию, градус; C - коэффициент сцепления горных пород, МПа; f_{τ} - тангенс угла внутреннего трения пород; $\sigma_{\text{п}}$ и $\sigma_{\text{в}}$ - соответственно первоначальные горизонтальные (максимальные) и вертикальные (минимальные) напряжения пород (со знаком "плюс"), МПа.

Ширину разгрузочной щели вычисляют по выражению

$$l_{\text{щ}} = \frac{h_{\text{к}}}{4(K_{\text{г.доп}} - 1)^2} - a_{\text{к}}/2, \quad (6.46)$$

где $h_{\text{к}}$ - высота камеры, м; $a_{\text{к}}$ - ширина камеры до создания щели, м; $K_{\text{г.доп}}$ - допустимый коэффициент концентрации горизонтальных напряжений;

$$K_{\text{г.доп}} = \sigma_{\text{сж}}^{\text{об}} K_{\text{уд}} / \sigma_1, \quad (6.47)$$

где $\sigma_{\text{сж}}^{\text{об}}$ - предел прочности при сжатии пород в образце, МПа; $K_{\text{уд}}$ - коэффициент, характеризующий категорию удароопасности.

Таким образом, на основании изложенного установлено, что разгрузка потолочины горизонтальными щелями теоретически возможна. При образовании щелей наибольшие концентрации среднего давления и касательных напряжений перемещаются к концам щелей, т.е. в глубь массива. Наблюдается поворот на угол 80-85° главных осей тензора напряжений (σ_1 , σ_2) до направлений действия первоначальных напряжений ($\sigma_{\text{п}}$ и $\sigma_{\text{в}}$), что, в конечном итоге, приводит к более равномерному распределению напряжений в целике и повышению устойчивости потолочины в целом.

При разгрузке потолочины только в лежачем боку жилы наблюдается крайне неравномерное напряженное состояние целиков, особенно в углах камеры верхнего этажа. При этом отмечаются повышенные значения интенсивности касательных напряжений и сдвига. Поэтому разгрузку потолочины целесообразно осуществлять одновременно проходкой щелей как в лежачем, так и в всячем боках рудного тела. В этом случае достигается максимальный эффект разгрузки целика.

При создании щелей отмечается эффект разгрузки целика,

подобный эффекту разгрузки массива при увеличении выемочной мощности рудного тела.

Как показали расчеты, для условий Дарасунского, Березовского, Кочкарского месторождений для эффективной разгрузки потолочин на глубинах 500-700 м достаточно проводить разгрузочные щели длиной 6 м. Технология создания разгрузочных щелей заключается в следующем.

Вначале из специально проведенных ниш выбуривается ряд параллельных скважин диаметром 100 мм (рис. 6.15). Посредством взрывания скважин создается прорастающая трещина между скважинами, и таким образом формируется разгрузочная щель в целом. Скважины взрывают через одну. Ближние к контуру жилы скважины лучше оставлять пустыми, что исключает разрушение приконтурного массива камеры. Расстояние между скважинами, при котором происходит пробой (образование прорастающей трещины), определяется экспериментально. Для Дарасунского рудника расстояние между скважинами, гарантирующее образование прорастающей трещины, составляет примерно 0,7 м.

Специальные исследования по опережающей выемке удароопасных участков (третий принцип разработки удароопасных месторождений) на золоторудных рудниках не проводились.

При проведении капитальных, горнопроходческих, нарезных и других выработок применяются мероприятия четвертого принципа управления удароопасностью при ведении горных работ: отставание забоя, контурное взрывание скважин, применение крепи из набрызгбетона, шатровая форма сечения выработок, раз-

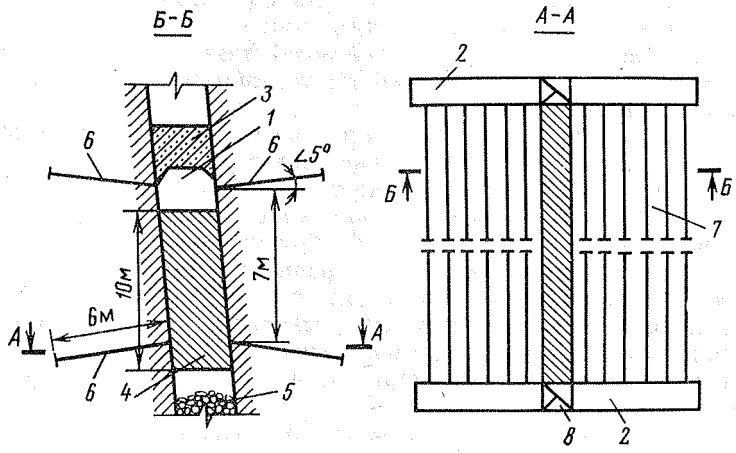


Рис. 6.15. Схема образования разгрузочных щелей:

- 1 - вентиляционный штрек; 2 - буровая ниша; 3-4 - целики соответственно надштрековый и подштрековый (потолочина); 5 - замагазинированная руда; 6 - разгрузочные щели; 7 - фланговый ходок; 8 - блоковый восстающий

грузка приконтурного массива камуфлетным взрыванием скважин и др.

Для обоснования технологических и конструктивных параметров указанных способов применяются известные методики ВНИМИ, ИГД СО РАН, Ирриредмета, Унипромеди, КузПИ, Пермского политехнического и других институтов.

Для обеспечения безопасного ведения горных работ на месторождениях, угрожаемых по горным ударам, проводится прогноз и контроль потенциальной удароопасности.

6.8. ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ

Улучшение управлением геомеханическими процессами может быть достигнуто на основе реализации долгосрочной программы исследований сдвижения горного массива, горного давления, горных ударов на различных золоторудных месторождениях. Основной целью исследований должно быть изучение состояния и особенностей горного массива, разработка методов и технических средств, а также методических положений по управлению геомеханическими процессами в разнообразных условиях. Изучение горного массива должно проводиться по программе геодинамического районирования, предусматривающей:

отбор образцов горных пород и определение их основных физико-механических свойств;

выявление блочной структуры горного массива в районе расположения месторождения по данным геоморфологии с выделением тектонически напряженных зон;

установление динамики взаимодействия блоков и реконструкцию главных напряжений по тектоно-физическим и геологическим данным;

оценку напряженного состояния нетронутого массива расчетными методами с учетом его блочного строения;

оценку параметров сдвижения, устойчивости горных выработок и целиков, потенциальной удароопасности массива или его участков по данным анализа структурного строения массива и его напряженного состояния, прочностных и упругих свойств пород, геометрии выработок и др.;

разработку основанного на результатах геодинамического районирования комплекса региональных профилактических мер по снижению вредных проявлений сдвижения пород, давления и горных ударов.

Для проведения геодинамического районирования шахтных полей требуется создание специальных карт с результатами исследований структур I и II порядков. Необходима надежная методика геодинамического районирования шахтных полей в специфических условиях золоторудных месторождений.

В период эксплуатации месторождения необходимо проведение комплекса исследований по оценке фактических параметров сдвига пород, горного давления и удароопасности и своевременная корректировка и осуществление мероприятий по безопасному ведению горных работ.

Для выполнения этих задач требуется постоянное совершенствование методов исследований и способов управления геомеханическими процессами, соответствующих разнообразным условиям рудников.

Перспективным направлением является совершенствование методов математического моделирования НДС горных массивов на ПЭВМ, особенно для условий изучения динамики взаимодействия структурных блоков.

Необходимо продолжение исследований по совершенствованию методов расчета предельных обнажений пород и рациональных параметров целиков в сложных горно-геологических и горно-технических условиях.

Далеко не в полной мере решены вопросы локального прогноза и контроля горных ударов, особенно в зонах тектонических нарушений.

Требуется совершенствование приборов и аппаратуры натуральных определений деформаций и напряжений горного массива. Для изучения горного давления наиболее перспективны методы оценки напряжений на больших базах (3-10 м и более) с использованием специальной измерительной техники. Для локального прогноза удароопасности будут совершенствоваться геофизические методы прогноза с применением электротомии и акустики, а также механические способы, в частности, аппаратуры Иргиредмета по изучению деформаций горных пород с электронным их преобразованием.

Необходимо продолжить исследования по разработке эффективных способов приведения горных выработок и целиков в неудароопасное состояние и на основе их создать ударобезопасные технологии выемки запасов на больших глубинах.

Перспективными направлениями по обеспечению безопасности работ могут быть следующие: замена рудных целиков искусственными; разгрузка целиков созданием элементов их "податливости" или щелями; создание способов управления закладочным массивом (разнопрочная закладка) и др.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Барнетт Дж.С.* Техника опробования и результаты разведки полиметаллической жилы "Эскис" и золото-медных сульфидных залежей в Эль-Робле, Колумбия / Сб.: Прикладная горнопромышленная геология. - М.: Мир, 1990, с. 57-59.
2. *Воларович Г.П., Иванов В.Н.* Методика разведки золоторудных месторождений. - М.: Недра, 1986.
3. *Временные правила охраны сооружений, природных объектов и горных выработок от вредного влияния подземных горных разработок на золоторудных месторождениях.* - Иркутск, Иргиредмет, 1993.
4. *Геолого-технологическая классификация золотосодержащих руд* / А.М. Глотов, С.Н. Храмченко, В.В. Лодейщиков и др. // Тр. Иргиредмета. - М.: Недра, 1971, вып. 22, с. 3-17.
5. *Глотов А.М., Казаченко Ю.А.* Геолого-технологическая типизация руд и принципы ее проведения на месторождениях редких металлов и золота // Тр. Иргиредмета. - М.: Недра, вып. 23, с. 19-33.
6. *Жарков В.А.* Экономическое развитие золотодобывающей промышленности капиталистического мира в 70-80 годах // Колыма. - 1986. - № 12. - С. 28-35.
7. *Зырянов А.Г.* Анализ зарубежного опыта работы золотодобывающей промышленности. - М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1985.
8. *Зырянов А.Г., Ивановский Э.С.* Состояние золотодобывающей промышленности в зарубежных странах. - М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1988.
9. *Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных к горным ударам.* - Л.: ВНИМИ, 1989.
10. *Использование результатов геологических и геостатических исследований при управлении качеством на золоторудном карьере Меркур (штат Юта)* / Сб.: Прикладная горнопромышленная геология / Л.Д. Кронзе, Т.Б. Фиддис, Дж.К. Гудуин и др. - М.: Мир, 1990, с. 80-106.
11. *Итоги науки и техники. Сер. Разработка месторождений полезных ископаемых. Т. 50.* - М.: ВИНТИ, 1990.
12. *Каждан А.Б.* Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. - М.: Недра, 1984.
13. *Казаченко Ю.А., Шиверских Л.В.* Влияние геологических факторов при выборе и обосновании рационального варианта эксплуатационной разведки и опробования // Советская геология. - 1987. - № 3. - С. 30-36.
14. *Казаченко Ю.А., Шиверских Л.В.* Достоверное оконтуривание - основа управления качеством руд / Сб.: Повышение эффективности использования недр при отработке золоторудных месторождений. - Иркутск, Иргиредмет, 1987, с. 17-31.
15. *К вопросу изучения механизма разрушения горных пород* / П.В. Егоров, В.В. Иванов, Л.А. Колпаков и др. / Сб.: Интенсификация технологических процессов на шахтах. - Кемерово, Кузбасс. политехн. ин-т, 1988, с. 4-23.
16. *Ковсленко В.Н., Куликова Н.М., Хайрюзов В.М.* Технология добычных работ при открытой разработке рудных месторождений с применением технологических схем раздельного взрывания с экранярующим слоем в зоне локтанта // Сборник научно-технических разработок иркутских академических, отраслевых и учебных институтов, рекомендуемых к внедрению в народное хозяйство в XII пятилетке. - Иркутск, 1986, с. 107-108.

17. *Методы и средства решения задач горной геомеханики* / Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, Н.А. Филатов и др. - М.: Недра, 1987.
18. *Михайлов Ю.В.* Экономическая целесообразность добычи крепких руд маломощных залежей выбуриванием. Обзор. - М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1992.
19. *Морозова В.Л.* Современное состояние и перспективы добычи золота в капиталистических странах // Бюллетень иностранной коммерческой информации (БИКИ). - 1988. - № 1. - С. 7-8.
20. *Мягков Ф.А., Быбочкин А.М.* Рудничная геология. - М.: Недра, 1986.
21. *Неганов В.П., Разкашиков С.П., Хайрюзов В.М.* Рациональные параметры буровзрывных работ для отбойки приконтурных целиков на карьерах // Цветная металлургия. - 1987. - № 7. - С. 8-10.
22. *Неганов В.П., Хайрюзов В.М., Разкашиков С.П.* Состояние, опыт применения и перспективы технологии заоткоски уступов на карьерах ВПО "Союззолото" // Материалы всесоюзной научно-технической конференции. - М.: ЦНИИЭИ, 1985, с. 50-51.
23. *Опыт применения раздельного взрывания с экранирующим слоем* / В.Н. Коваленко, И.М. Куликова, В.М. Хайрюзов и др. - М., ЦНИИЭИ промышленности стройматериалов, 1985. - Вып. 6. - С. 5-7.
24. *Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов.* - М.: Недра, 1980.
25. *Роджерс Д.С.* Открытие, оценка и разработка золоторудных тел на руднике Доум (Онтарио). Рабочая модель для месторождений архейского типа / Сб.: Прикладная горнопромышленная геология. - М.: Мир, 1990, с. 25-26.
26. *Сандлер Е.М., Королев Э.А.* Состояние золотодобывающей промышленности за рубежом // Цветная металлургия. - № 4. - 1988. - С. 82-84.
27. *Сосновский Л.И., Егоров А.Л., Машуков В.И.* Определение параметров искусственной потолочины при отработке крутопадающих маломощных рудных тел Дарасунского месторождения / Сб.: Напряженное состояние массива горных пород и управление горным давлением. - Бишкек, Илим, 1990, с. 302-309.
28. *Совершенствование технологии с применением самоходного оборудования на некоторых рудниках Урала и Сибири* / В.Г. Альбрехт, Г.Ф. Галкин, Б.М. Зентцев и др. // Цветная металлургия. - 1985. - № 4. - С. 21-26.
29. *Совершенствование взрывной отбойки при добычных работах на карьерах* / В.Н. Коваленко, И.М. Куликова, В.М. Хайрюзов и др. // Горный журнал. - 1985. - № 5. - С. 23-24.
30. *Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каскарьян Э.В.* Основы механики горных пород. - Л.: Недра, 1989.
31. *Указания по безопасному ведению горных работ на Миргалимсайском месторождении, угрожаемом по горным ударам.* - Л.: ВНИМИ, 1986.
32. *Указания по безопасному ведению горных работ на Дарасунском месторождении, склонном к горным ударам.* - Иркутск, Иргиредмет, 1991.
33. *Фианка М.Д., Издон М.М.* Теория и практика опробования в ходе подготовительных работ на золоторудном карьере Рилиф-Каньон в Першинг-Раунти, Невада / Сб.: Прикладная горнопромышленная геология. - М.: Мир, 1990, с. 106-136.
34. *Шиверских Л.В., Казаченко Ю.А.* Выбор и обоснование рационального варианта эксплуатационного опробования на золоторудных карьерах // Разведка и охрана недр. - 1986 - № 9. - С. 20-24.
35. *Braian E. Robertson, J.T. Vehkala, S.S. Kerr.* Alimak narrow vein Mining of Dome Mine // CJM Bulletin. - June 1990. - V. 83. - N 938. - P. 63-66.
36. *P. Larsen, R. Cyr, W. Quesnel.* Application of longhole drilling methods for narrow vein mining // CJM Bulletin. - 1990. - V. 83. - N 5. - P. 35-40.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	3
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СОСТОЯНИИ И РАЗВИТИИ МИРОВОЙ И ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ЗОЛОТОДОБЫЧИ ИЗ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ЕЕ ПРОБЛЕМАХ	5
2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА И ТИПИЗАЦИЯ ЗОЛОТЫХ РУД	38
3. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА И ОПРОБОВАНИЕ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	56
4. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ	102
5. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ	174
6. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	278
Список литературы	334

ПРОИЗВОДСТВЕННО-ПРАКТИЧЕСКОЕ ИЗДАНИЕ

Неганов Вадим Павлович
Коваленко Виктор Иванович
Зайцев Борис Маркович и др.

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Заведующий редакцией *Е.Г. Вороновская*
Редактор издательства *М.М. Титова*
Переплет художника *В.С. Поплавского*
Художественный редактор *В.С. Поплавский*
Технические редакторы *М.Л. Новикова, С.В. Павлова*
Корректоры *Л.Н. Пантелеева, Е.М. Федорова*
Операторы *Е.А. Чистова, Н.В. Боброва*
ИБ № 9822

Лицензия ЛР № 010145 от 24 декабря 1992 г. Подписано в печать с
репродуцированного оригинал-макета. 10.05.95. Формат 60×88^{1/16}. Гарнитура
"Пресс-роман". Печать офсетная. Усл.печ. л. 20,58. Уч.-изд. л. 22,39.
Тираж 1000 экз. Заказ № 3270 /4391-1.
Набор выполнен на компьютерной технике

АО "Издательство "Недра"
125047 Москва, Тверская застава, 3

Производственно-издательский комбинат ВИНТИ
140010, Московская обл. г. Люберцы 10, Октябрьский проспект, 403.