Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук

И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин

МЕТОДОЛОГИЯ ВЫБОРА ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Монография

Под общей редакцией доктора технических наук И. В. Соколова

Екатеринбург Издательство Уральского университета 2021

УДК 622.34 ББК 33.33.12 С59

Рецензенты:

проф., д-р техн. наук *Ю. И. Лель* (УГГУ); проф., д-р техн. наук *М. В. Рыльникова* (ИПКОН РАН); проф., д-р техн. наук *И. Н. Савич* (ГИ НИТУ «МИСиС»)

Соколов, И.В.

С59 Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений: монография / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин; под общ. ред. д-ра техн. наук И.В. Соколова; Мин-во науки и высш. обр. РФ. — Екатеринбург: Изд-во Урал. vн-та, 2021. — 340 с.

ISBN 978-5-7996-3135-2

Подземная геотехнология при комбинированной разработке рудных месторождений рассмотрена с позиций системного подхода с учетом влияния специфических факторов на ее технико-экономические показатели. Систематизированы и определены области эффективного применения способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений. Систематизированы и сконструированы рациональные варианты, оптимизированы параметры систем разработки переходных зон от открытых горных работ к подземным. Предложена методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений, основанная на учете специфических факторов и условий, образованных на стадии открытых горных работ, и обеспечивающая экономическую эффективность и безопасность отработки основных запасов, предназначенных для подземного способа.

Книга может быть полезна научным и инженерно-техническим работникам, занимающимся обоснованием комбинированной разработки рудных месторождений, а также преподавателям и студентам вузов.

Underground geotechnology in combined mining of ore deposits is considered from the perspective of a systematic approach of accounting the influence of specific factors on its technical and economic indicators. Schemes and methods of opening underground reserves in the combined mining of ore deposits are systematized, and the areas of their effective application are defined. Rational options are systematized and constructed, and the parameters of transition area mining systems from open-pit to undergroundmining have been optimized. A methodology for selecting underground geotechnology in the combined mining of ore deposits, based on specific factors and conditions formed at the stage of open mining, and ensuring economic efficiency and safety of development of the basic reserves intended for the underground method, is developed.

The book may be useful to research and engineering workers involved in the substantiation of the combined mining of ore deposits, as well as to teachers and university students.

УДК 622.34 ББК 33.33.12



Издание осуществлено при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, проект N 20-15-00038, не подлежит продаже.

ISBN 978-5-7996-3135-2

- © Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., 2021
- © Оформление. Изд-во Урал. ун-та, 2021

Введение

и счерпание потенциала открытой геотехнологии при освоении рудных месторождений актуализирует переход на подземный способ разработки, при этом некоторый период времени разработка ведется комбинированным способом, то есть с применением одновременно открытого и подземного способов разработки, как правило, по взаимосвязанным технологическим схемам. Анализ мирового опыта освоения 125 рудных месторождений комбинированным способом показал, что по последовательной схеме отрабатывается 80% и параллельной — 20%. Следует отметить, что на многих месторождениях, разрабатываемых по последовательной схеме, некоторый период также совмещались открытые и подземные горные работы. Так, на медноколчеданных месторождениях Урала этот период составил от 10 лет на Учалинском, до одного года на Молодежном. На кимберлитовых месторождениях Якутии реализуется практически «чистая» последовательная схема.

Показатели подземной геотехнологии (вскрытия и очистной выемки) при комбинированной разработке рудных месторождений зависят не только от традиционных, но и специфических факторов, обусловленных наличием карьера в непосредственной близости от подземных запасов. Установление характера и степени влияния, учет и актуализация положительных (использование карьера для целей вскрытия и очистной выемки) и нейтрализация негативных (активные аэродинамические и гидродинамические связи, повышенное горное давление) специфических факторов является необходимым условием обоснования подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. Такое обоснование, осуществляемое в рамках научно-методических основ комбинированной разработки, созданных под руководством член-корр. РАН Д. Р. Каплунова, долж-

но учитывать свойства и связи, присущие подземной геотехнологии в специфических условиях. Учет этой специфики требует уточнения и дополнения современной научно-методической базы.

Разнообразие условий и учет множества факторов определяет необходимость изыскания, конструирования и оценки большого количества вариантов геотехнологии. Так, конструирование технологии очистной выемки предполагает несколько принципиально различных способов изоляции подземных выработок от карьера. С учетом широкого варьирования геометрических параметров конструктивных элементов систем разработки, разнообразия комплексов геотехники число конкурирующих вариантов может достигать сотен. Способы и схемы вскрытия подземных запасов в специфических условиях комбинированной разработки также весьма разнообразны. Применение методов компьютерного экономико-математического моделирования позволяет решать задачу обоснования оптимальных параметров и конструкции подземной геотехнологии.

Системным недостатком стратегии освоения месторождения по параллельной схеме является некорректное решение задачи определения границы перехода на подземный способ, связанное с большим временным лагом (20—30 лет) между проектированием и достижением карьером предельного положения. Недостаток последовательной схемы заключается в том, что практически полная реализация потенциала открытой геотехнологии приводит к проблемам при освоении переходных зон, связанным с увеличением капитальных и эксплуатационных затрат на изолирование подземных горных выработок от карьерного пространства. Насущным является изыскание новых технологических схем для определения оптимальной стратегии освоения подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений, позволяющих использовать преимущества как открытого, так и подземного способов разработки.

Таким образом, обоснование методологии выбора подземной геотехнологии на основе установления и использования присущих ей закономерностей, проявляющихся в специфических условиях, позволяющей использовать карьерное пространство при вскрытии и нейтрализовать влияние негативных факторов при очистной выемке переходных зон и обеспечивающей оптимальную стратегию освоения подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений, представляет собой весьма актуальную научно-практиче-

скую проблему. Для ее решения нами использован новый методологический подход в исследовании переходных процессов, предложенный член-корр. РАН В.Л. Яковлевым. Эта монография является попыткой решения указанной проблемы на основе создания специальной научно-методической базы.

Монография подготовлена с использованием результатов фундаментальных исследований, выполненных в ИГД УрО РАН в рамках государственного задания № 075-00581-19-00 по теме № 0405-2019-0005, и материалов прикладных научно-исследовательских работ по технико-экономическому обоснованию и проектированию подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений.

Авторы с благодарностью вспоминают своего учителя проф., д-ра техн. наук Ю. В. Волкова, долгое время являвшимся научным руководителем тематики и научным консультантом их диссертаций, посвященных проблемам комбинированной разработки уральских медноколчеданных месторождений.

Авторы выражают искреннюю признательность сотрудникам лаборатории подземной геотехнологии ИГД УрО РАН и специалистам горных предприятий за полезные советы и практическую помощь в проведении исследований и подготовке монографии.

Глава 1. Анализ и обобщение мирового опыта и теории комбинированной разработки рудных месторождений

Научные основы и опыт формирования геотехнологической стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом

Анализ практики комбинированной разработки рудных месторождений

Обобщение теории комбинированной разработки рудных месторождений

1.1. Научные основы и опыт формирования стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом

обыча твердых полезных ископаемых комбинированным способом получила широкое распространение не только в России и странах СНГ, но и за рубежом [1, 2]. Под комбинированным способом разработки научной общественностью обычно понимается применение открытых (ОГР) и подземных горных работ (ПГР) на одном месторождении по взаимосвязанным технологическим схемам [3]. Известно, что комбинированная разработка возможна в виде двух принципиальных схем, характеризующих порядок ведения ОГР и ПГР во времени и отражающих общую геотехнологическую стратегию освоения месторождения [4]:

- параллельная разработка одновременно открытым и подземным способами;
- последовательная разработка с переходом от открытого способа к подземному (переход от подземного способа к открытому применялся крайне редко и в настоящее время неактуален).

Член-корр. РАН Д. Р. Каплунов показал, что научно обоснованный выбор стратегии комплексного освоения месторождений различными способами или их рациональным сочетанием во времени и пространстве должен базироваться на такой методологии проектирования, которая всесторонне учитывает и адекватно отображает проектируемый объект с прогнозными показателями освоения недр и технического прогресса [5]. Неверный учет или игнорирование значимых факторов при проектировании комплексного освоения месторождений является причиной принятия стратегически неверных решений.

Особенности и недостатки стратегических решений, свойственные проектам освоения рудных месторождений комбинированным способом, можно увидеть на примере уральских медноколчеданных месторождений:

- отсутствие системного подхода к комплексному освоению месторождений привело к раздельному проектированию ОГР и ПГР;
- проектирование ОГР производилось поэтапно по мере увеличения глубины разработки с учетом произошедших изменений в геотехнике и геотехнологии. Первый этап (40–50-х гг.)

- предшествовал началу освоения месторождений открытым способом, второй (рубеж 60-70-x гг.) направлен на реконструкцию карьеров с увеличением производственной мощности в 1,8-2,5 раза, третий (начало 80-x гг.) определил границы доработки карьеров (табл. 1.1);
- проектирование ПГР производилось либо поэтапно по мере увеличения глубины разработки (на Гайском месторождении было уже четыре этапа), либо в один этап при последовательной разработке относительно небольших подземных запасов Учалинского, Сибайского, Молодежного, Александринского месторождений;
- параллельная схема освоения Гайского месторождения ОГР и ПГР предусматривалась с целью увеличения производственной мощности горно-обогатительного комбината (ГОК) по металлу в условиях отсутствия технической возможности такого увеличения только за счет ОГР;
- при последовательной схеме освоения Учалинского, Сибайского и Молодежного месторождений более 70% запасов отрабатывались карьером, оставшиеся запасы дорабатываются подземным рудником;
- подземные запасы распределяются относительно дна карьера выше и ниже, соответственно: на Учалинском месторождении 15% и 85%, на Сибайском 30% и 70%, на Молодежном 45% и 55%;
- в проектах на доработку месторождений подземным способом выбор технологии не учитывает влияния специфических факторов, следовательно, задача обоснования подземной технологии фактически решена некорректно;
- месторождения являются пожароопасными. При выборе способа проветривания рудника это положение послужило основанием для принятия в качестве основного всасывающего способа проветривания;
- ПГР в период доработки карьеров осуществлялись по локальным проектам и характеризовались небольшим объемом добычи на Учалинском и Молодежном рудниках или полным его отсутствием на Сибайском;
- несмотря на проектирование последовательной схемы некоторый период ОГР и ПГР совмещались в силу недостаточной подготовленности подземных запасов к выемке. Этот период составил 13 лет на Учалинском и один год на Молодежном месторождении.

Таблица 1.1 Временные периоды и схемы комбинированной разработки уральских медноколчеданных месторождений

Способ		Месторох	ждение	
освоения	Гайское	Учалинское	Молодежное	Сибайское
	Откј	рытые горные работ	Ы	
Начало, год	1963	1958	1981	1949
Окончание, год	1998	2006	2003	2004
	Подз	емные горные работ	ГЫ	
Начало, год	1961	1993	2003	2005
Период совмеще-	35	13	1	
ния, лет	33	13	1	_
Схема разработки	параллель-	параллельно-	последова-	последова-
месторождения	ная	последовательная	тельная	тельная

Анализ показал, что одним из основных недостатков параллельной схемы является то, что ОГР достигают предельного положения через 20—30 лет после проектирования [6]. За такой период времени происходят существенные изменения в геотехнологии и геотехнике, знаниях о свойствах и закономерностях напряженно-деформированного состояния горного массива, а адекватный этим изменениям пересмотр параметров и конструкции карьера уже невозможен, поскольку утрачен сам объект разработки. Другими словами, появляются техническая возможность и экономическая целесообразность дальнейшего развития ОГР на данном месторождении, но потенциальные запасы для ОГР уже погашены ПГР (опыт Гайского и Учалинского месторождения подтверждает данный вывод).

Недостаток последовательной схемы состоит в том, что практически полная реализация преимуществ открытого способа разработки приводит к удорожанию подземного. Это связано с относительным увеличением подземных запасов, расположенных в переходной от ОГР к ПГР зоне, их освоение сопряжено с увеличением потерь полезного ископаемого, капитальных и эксплуатационных затрат на выполнение мероприятий по изолированию подземных горных выработок от карьера (Учалинское, Сибайское, Молодежное месторождения, кимберлитовые трубки Якутии).

В контексте изложенного важнейшее значение имеет обоснованность стратегических решений и выявление новых подходов при проектировании комбинированной разработки месторождений: масшта-

бы и способы освоения недр, организационно-технические решения по ведению горных работ [7]. При определении стратегии освоения месторождений комбинированным способом, на наш взгляд, необходимо руководствоваться идеей реализации преимуществ как открытого, так и подземного способов, при этом изыскивать такие подземные геотехнологии, которые способствовали бы полному раскрытию данных преимуществ.

1.2. Анализ и обобщение практики комбинированной разработки рудных месторождений

Анализ зарубежного и отечественного опыта комбинированной разработки 125 рудных месторождений показал, что данный способ используется в различных горно-геологических условиях залегания месторождений вне зависимости от добываемого полезного ископаемого.

При выполнении анализа особое внимание уделено следующим существенным для изучения признакам:

- геотехнологическая стратегия освоения всего месторождения, определяющая последовательность применения открытого и подземного способов (схему комбинированной разработки);
- горно-геологические (форма, размеры и угол падения залежи, объем и глубина распространения запасов) и горнотехнические условия (глубина карьера, производственная мощность подземного рудника) эксплутации месторождения;
- способ и схема вскрытия запасов, предназначенных для подземной разработки (далее подземных запасов), параметры вскрытия (шаг вскрытия, высота этажа);
- технология подземной добычи руды (система разработки и ее конструктивные и технологические параметры и особенности), способ изоляции подземных горных выработок от карьерного пространства, а также осложнения, отмеченные при отработке блоков.

Краткие сведения по горным предприятиям, осуществляющим разработку рудных месторождений комбинированным способом [1, 7, 8—46], представлены в табл. 1.2. Наиболее достоверные и типичные примеры рассмотрены ниже более детально.

Таблица 1.2

Краткая характеристика мирового опыта комбинированной разработки рудных месторождений

Рудник.	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
место-	характеристика	подземной разработки	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
рождение	месторождения	месторождения		
(страна)				
		Зарубежные горнодобывающие предприятия (месторождения)	предприятия (месторождения)	
1. Принс-	Месторождение меди.	Последовательный.	Прибортовые и придонные	Камерная выемка с открытым
Лайэлл	Длина залежи (ряд па-	Глубина карьера 156 м.	запасы вскрыты штольней	очистным пространством под дном
(Австралия)	(Австралия) раллельных линз)	Глубина доработки подзем-	из карьера и автоуклоном	карьера. Высота подэтажа — 13,7 м.
	по простиранию 360 м.	ным способом (ниже дна ка- с поверхности.	с поверхности.	Технология отработки основных за-
	Средняя мощность руд-	Средняя мощность руд-рьера) около 420 м. Подзем-	Основные подкарьерные за-	пасов — система подэтажного обру-
	ных тел 60–65 м, угол	ные запасы 400 млнт	пасы — двумя вертикальны-	шения с торцовым выпуском. Высо-
	падения 70—80°. Глуби-		ми стволами с поверхности.	та подэтажа -14 м. $\Pi = 15-20\%$,
	на залегания — 570 м		Высота этажа 70 м	P = 20-25%
2. Тыокто-	Месторождение поли-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Этажно-камерная с временным
ник Бор	металлов представле-	Глубина карьера 158 м.	вскрыты с бермы карьера	оставлением целиков и заклад-
(Австралия)	но штоком с вертикаль-	(Австралия) но штоком с вертикаль- Глубина доработки подзем-	наклонным съездом, кото-	кой первичных камер, что позволи-
	ным падением	ным способом — 150 м	рый служит для выдачи руды	рый служит для выдачи руды ло изолировать подземные работы
			из шахты. Производственная от открытых	от открытых
			мощность рудника 330 тыс.	
			т в год	
3. Брокен-	Месторождение медно-	Последовательный.	Запасы подкарьерного це-	Горизонтальные слои с закладкой
Хилл	цинковых руд высокой	Длина карьера по поверхно- лика вскрыты из карьера на-		снизу вверх. Высота подкарьерно-
(Австралия)	(Австралия) ценности. Мощность	сти 1200 м, глубина карьера	клонным съездом.	го блока 40—50 м. Отработка блоков
	рудных тел 30-60 м.	90 м. При переходе на под-	Нижележащие запасы вскры-	Нижележащие запасы вскры-производилась под потолочиной,
	Глубина залегания	земную разработку остав-	ты с поверхности вертикаль-	ты с поверхности вертикаль- равной 10 м. Для предотвращения
	1200 м. Вмещающие	лен временный подкарьер-	ю глу-	разрушения целика и подвижек ви-
	породы устойчивые	ный целик мощностью 40 м. бину месторождения	бину месторождения	сячего бока оставляли поддержи-
		В дальнейшем мощность це-		вающие целики толщиной 10 м
		лика уменышена до 10 м		по всей высоте блока

жде- Последовательный. ческих Глубина карьера 500 м. ее- Для изоляции подземных рье- работ от карьера оставлен ине пий целик ежь Последовательный. и, вы- Оставлен рудный изолирую- пий целик толщиной 10,5 м апасы пасы Последовательный. ко- Глубина карьера — 235 м. гра. Размеры карьера в плане уд- 1360×630 м. ти- Подземные запасы — 5ина 638,3 млн т ость 638,3 млн т ость 638,3 млн т ость Вазмеры карьера в плане ми, угол 1200×330 м. Глубина плане ми, угол 1200×330 м. Глубина плане карьера — более 60 м	Рудник, место- рождение	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
Последовательный. Тлубина карьера 500 м. Для изоляции подземных работ от карьера оставлен рудный целик Последовательный. Последовательный. Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т карьера в плане марьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — 60лее 60 м	(страна)				
ых пен ирую- 10,5 м не	4. Калгулайе	Мощное месторожде-	Последовательный.	Прибортовые и подкарьер-	Этажно-камерная система разработ-
Для изоляции подземных работ от карьера оставлен рудный целик Последовательный. Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Вазмеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера в плане карьера е плане базе, млн т	(Австралия)	ние полиметаллических	Глубина карьера 500 м.	ные (смежные с карьером)	ки с закладкой выработанного про-
работ от карьера оставлен рудный целик Последовательный. Оставлен рудный изолирую- щий целик толщиной 10,5 м. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Гараллельный. Размеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м		руд, простирающее-	Для изоляции подземных	запасы вскрыты из карьера	странства
рудный целик Последовательный. Оставлен рудный изолирую- щий целик толщиной 10,5 м Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Размеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м		ся в основании карье-	работ от карьера оставлен	штольнями, а остальные —	
Последовательный. Оставлен рудный изолирую- щий целик толщиной 10,5 м Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Размеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м		ра на длину 5 км и ши-	рудный целик	вертикальными стволами	
Последовательный. Оставлен рудный изолирующий целик толщиной 10,5 м Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Размеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м	,	priny i km			-
Оставлен рудный изолирую- щий целик толщиной 10,5 м Последовательный. Глубина карьера — 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Подземные запасы — 638,3 млн т Параллельный. Размеры карьера в плане 1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м	5. Ватукоула	Золотоносная залежь	Последовательный.	Законтурные запасы вскры-	Камерная система с закладкой.
ходящая в основание карьера. Общие запасы руды 10,9 млн т Месторождение меди- стых сланцев, выхо- длина главного руд- 1360×630 м. Ного тела по прости- подземные запасы рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° месторождение мед- ных руд. Мощность рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока	(Австралия)	средней мощности, вы-		ты из карьера наклонным	Вскрышные породы размещались
карьера. Общие запасы руды 10,9 млн т Месторождение меди- Глубина карьера — 235 м. тавного руд- 1360×630 м. Подземные запасы — ранию 2100 и глубина (38,3 млн т до 1800 м. Мощность рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° Месторождение мед- Вазмеры карьера в плане рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		ходящая в основание	щий целик толщиной 10,5 м	съездом	в отработанных камерах
месторождение меди- стых сланцев, выхо- дящее в дно карьера. Глубина карьера — 235 м. дящее в дно карьера. Размеры карьера в плане Длина главного руд- ного тела по прости- ранию 2100 и глубина до 1800 м. Мощность рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° Месторождение мед- ных руд. Мощность рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м		карьера. Общие запасы			
Месторождение меди- стых сланцев, выхо- дящее в дно карьера. Длина главного руд- ного тела по прости- ранию 2100 и глубина до 1800 м. Мощность рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° Месторождение мед- ных руд. Мощность рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		руды 10,9 млн т			
стых сланцев, выхо- дящее в дно карьера. Размеры карьера — 235 м. дящее в дно карьера. Размеры карьера в плане Длина главного руд- ного тела по прости- ранию 2100 и глубина до 1800 м. Мощность рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° Месторождение мед- ных руд. Мощность рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м	6. Чамбиши	Месторождение меди-	Последовательный.	Первая очередь подкарьер-	На первом этапе применялась систе-
дящее в дно карьера. Размеры карьера в плане Длина главного руд- 1360×630 м. ного тела по прости- подземные запасы — ранию 2100 и глубина 638,3 млн т до 1800 м. Мошность рудного тела 15—20 м, угол падения 30—70° ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячето бока	(Замбия)	стых сланцев, выхо-	Глубина карьера — 235 м.	ных запасов вскрыта наклон-	ных запасов вскрыта наклон- ма подэтажных штреков и частично
Длина главного руд- 1360×630 м. ного тела по прости- подземные запасы — ранию 2100 и глубина 638,3 млн т до 1800 м. Мощность рудного тела 15–20 м, угол падения 30–70° ных руд. Мощность рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		дящее в дно карьера.	Размеры карьера в плане	ным конвейерным стволом	камерно-столбовая (на восточном
ного тела по прости- ранию 2100 и глубина до 1800 м. Мощность рудного тела 15–20 м, угол падения 30–70° Месторождение мед- ных руд. Мощность рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- роды висячего бока		Длина главного руд-	1360×630 м.	(15°) и наклонным съездом	фланге). Отработка блоков — откры-
ранию 2100 и глубина 638,3 млн т до 1800 м. Мощность рудного тела 15–20 м, угол падения 30–70° а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		ного тела по прости-	Подземные запасы —	(10°) из карьера. Вторая оче-	тыми камерами длиной 36 м с остав-
до 1800 м. Мошность рудного тела 15–20 м, угол падения 30–70° а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мошность Размеры карьера в плане рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		ранию 2100 и глубина	638,3 млн т	редь — тремя вертикальны-	лением МКЦ шириной 6-8 м. Вы-
рудного тела 15–20 м, угол падения 30–70° а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		до 1800 м. Мощность		ми стволами с поверхности	сота подэтажа — до 16 м. Верхняя
угол падения 30—70° а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока		рудного тела 15-20 м,		на глубину 1021 м	часть открытых камер разбурива-
а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6–36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м					лась из карьера скважинами диаме-
а Месторождение мед- Параллельный. ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м					тром 57 мм
ных руд. Мощность Размеры карьера в плане рудных тел 6—36 м, угол 1200×330 м. Глубина падения — до 25°. По- карьера — более 60 м роды висячего бока	7. Нчанга	Месторождение мед-	Параллельный.	Выдача руды и породы про-	Система блокового принудительно-
1200×330 м. Глубина карьера — более 60 м	(Замбия)	ных руд. Мощность		изводится двумя вертикаль-	го обрушения. Участки (лавы) дли-
карьера — более 60 м		рудных тел 6-36 м, угол		ными стволами. Два на-	ной 720 и 330 м разбиты на блоки
ка		падения — до 25°. По-	карьера — более 60 м	клонных ствола служат для	длиной 120 и высотой 90 м
		роды висячего бока		подъема и спуска людей	
		слабоустоучивые		и материалов	

Рудник, место- рождение	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
(сграна) 8. Коффи- фонтейн (ЮАР)	Кимберлитовая трубка вертикального падения. Руды и вмещающие по- роды устойчивые	Кимберлитовая трубка Последовательный. вертикального падения. Глубина карьера — 240 м. Руды и вмещающие по- Подземные запасы расроды устойчивые ра и ниже его дна и распространяются на глубину 490 м	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом и спиральным съездом, пройденным из карьера. Производственная мощность рудника — 4 млн т в год	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным ство- Высота подэтажного обрушения. вскрыты вертикальным ство- Высота подэтажа — 30 м. Подка- лом и спиральным съез- рьерный целик не оставлялся. Изо- дом, пройденным из карьера. ляция создается за счет размещения Производственная мощность породной подушки на дне карьера рудника — 4 млн т в год путем его полного погашения
9. Финш (ЮАР)	Кимберлитовая крутопадающая (85—90°) трубка. Вмещающие породы средней устойвости	Последовательный. Глубина карьера — 423 м	Прибортовые запасы вскры- ты наклонным конвейерным стволом с поверхности про- тяженностью 1300 м. Под- карьерные запасы вскры- ты вертикальными стволами на глубину 760 м. Высота эта- жа — 80—110 м. Производ- ственная мощность рудни- ка — 5 млн т в гол	Прибортовые запасы вскры- На первом этапе применялась этаж- ты наклонным конвейерным но-камерная система для выемки за- стволом с поверхности про- пасов в этаже 240—570 в блоках выстяженностью 1300 м. Под- сотой 80 м, на втором — этажное карьерные запасы вскры- принудительное обрушение при выты вертикальными стволами соте этажа 110 м соте этажное при выственная мощность рудни- ка — 5 млн т в год
10. Палабо- ра (ЮАР)	Месторождение меди с вертикальным падением и длиной по простиранию 1,4 км	Последовательный. Глубина карьера — 760 м	Комбинация вертикального ствола с наклонным съездом	Система разработки с самообрушением. Подсечка блока площадью 2 га: 140×140 м. Этаж высотой 500 м соответствует толщине целика
11. Ягерс- фонтейн (ЮАР)	Кимберлитовая труб- ка с вертикальным па- дением. Размеры попе- речного сечения трубки по поверхности состав- ляет 433×308 м	Последовательный. Глубина карьера — 274 м	Первая очередь подкарьер- ных запасов вскрыта дву- мя вертикальными стволами на глубину 750 м. Высота эта- жа — 120–180 м	Первая очередь подкарьер- ных запасов вскрыта дву- мя вертикальными стволами пространством, до глубины 570 м — на глубину 750 м. Высота эта- системой этажного самообрушения жа — 120—180 м под уменьшающейся потолочиной, ниже 570 м — принудительное обрушение. Высота этажа — 120—180 м

Рудник,	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
MecTo-	характеристика	подземной разработки	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
рождение	месторождения	месторождения		
(страна)				
12. Премьер		Последовательный.	Подкарьерные запасы	Система разработки с открытым
(FOAP)	ка с вертикальным па-	Глубина карьера — 183 м	вскрыты двумя вертикаль-	очистным пространством. Порядок
	дением и глубиной за-		ными стволами на глуби-	отработки от центра к флангам.
	легания 1 км. Размеры		ну 580 м. Производственная	Система подэтажного обрушения.
	поперечного сечения		мощность рудника — 2,6 млн Высота подэтажа 15 м	Высота подэтажа 15 м
	трубки 840×375 м. По-		т в год	
	роды устойчивые			
13. Дютойт-	Кимберлитовая труб-	Последовательный.	Подкарьерные запасы вскры-	Подкарьерные запасы вскры-Система подэтажного обрушения.
стап	ка с углом падения 80°.	Глубина карьера —	гы веертикальными стволами	ты веертикальными стволами Ширина выемочных панелей — 30 м
(FOAP)	Овальная форма с раз-	120—200 м	с поверхности: рудоподъем-	
	мерами 230×400 м		ный ствол — на глубину зале-	
			гания месторождения 1200 м,	
			вспомогательные —	
			360 м	
14. Де Бирс	Вертикальная кимбер-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Система блокового обрушения. Вы-
(FOAP)	литовая трубка диаме-	Глубина карьера — 124 м	вскрыты наклонным и верти- сота блока 140 м	сота блока 140 м
	тром 450 м и глубиной		кальным стволами с поверх-	
	падения 1000 м		ности на глубину 620 м	
15. Ta6a-	Железорудное ме-	Параллельный.	Вскрывающие выработки:	Система подэтажного обрушения
зимби	сторождение. Длина	Глубина карьера — 250 м.	штольня и наклонный ствол,	с торцовым выпуском руды. Высота
(FOAP)	по простиранию 4500 м	по простиранию 4500 м Между карьером и рудником оборудованные конвейерами подэтажа — 10 м	оборудованные конвейерами	подэтажа — 10 м
	и ширина 300 м. Мощ-	оставлен целик	общей длиной 520 м. Высота	
	ность рудных тел 25-		этажа — 107 м	
	30 м, угол падения			
	45–70°. Руды крепкие			
	устойчивые			

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
16. Мсуали (ЮАР)	Месторождение хризо- тил-асбеста. Угол паде- ния 70–80°	Последовательный	Вскрытие осуществлено четырьмя стволами: один рудоподъемный и три вспомогательных	Вскрытие осуществлено четырь- Система подэтажного обрушения. мя стволами: один рудоподъем- Ширина забоев — 30 м ный и три вспомогательных
17. Джеф- фрил (Канада)	Рудное тело эллиптиче- Последовательный ской формы. Угол па- дения 60°	Последовательный	Вскрытие осуществлено вертикальным стволом. Производственная мощность рудника 3,5 млн т в год	Система подэтажного обрушения
18. Хогарт (Канада)	Железорудное место- рождение	Параллельный. Глубина карьера — 148 м	Вертикальный ствол глуби- ной 450 м	Система подэтажного обрушения
19. Тилт- Коув (Канада)	Медное месторожде- ние. Рудные тела имеют форму линз, их мош- ность 5—26 м, угол па- дения 50—60°	Медное месторожде- Параллельный. ние. Рудные тела имеют Глубина карьера — 50 м форму линз, их мощ- ность $5-26 \text{ м}$, угол падения $50-60^\circ$	Вертикальный ствол и на- клонный съезд	Варианты системы разработки с от- крытым очистным пространством. Длина камер — 46—124 м, ширина — 16—46 м, высота 45 м
20. Крэйтон (Канада)		Последовательный. Глубина карьера — 60 м	Рудовыдачной вертикальный ствол и спиральный уклон. В связи с обрушением бортов карьера вскрытие подкарьерной части осуществлялось с поверхности: пройден спиральный съезд (10°) на глубину 570 м	Рудовьдачной вертикальный Система блокового обрушения. Ствол и спиральный уклон. В связи с обрушением бортов карьера вскрытие подкарьер- ной части осуществлялось с по- верхности: пройден спираль- ный съезд (10°) на глубину 570 м
21. Экстал Майнинг (Канада)	Полиметаллическое месторождение	Последовательный Глубина карьера — 232 м. Под дном карьера оставле- на временная рудная пото- лочина	Вертикальный ствол глуби- ной 1050 м и спиральный съезд, пройденный из карье- целик отрабатывали горизо ра. Транспортирование руды производилась автосамосва- закладкой по наклонному съезду	Выемка запасов осуществлялась по системе подэтажного обрушения. Целик отрабатывали горизонтальными слоями с твердеющей закладкой

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
22. Элен (Канада)	Месторождение си- деритовых руд. Мощ- ность рудного тела 30—75 м, угол падения 70—80°. Вмешающие породы весьма устой- чивые	Последовательный. Глубина карьера — 45 м	Прибортовые запасы вскрыты рудовыдачной штольней, пройденной со дна карьера, центральным рудоспуском и вертикальным стволом глубокие горизонты вскрыты наклонным скиповым стволом на всю глубину (630 м) и слепым стволом на всю глубину (630 м) и слепым стволом на межлу 2 и 6 горизонтами	Подэтажные штреки и система с обрушением. Запасы верхних горизонтов отработаны открытыми камерами с отвыением МКЦ шириной 30 м. Длина блока — 135 м, высота около 200 м. Верхнюю часть камер высотой 45—50 м разбуривали из карьера нисходящими скважинами и обрушали. Нижние горизонты — этажное принудительное обрушение
23. Бран- суик (Канада)	Сульфидная полиметаллическая залежь мошностью до 183 м и углом падения 55–80°, выходящая в дно карьера. Вмешающие породы устойчивые	Последовательный. Глубина карьера — 120 м. Оставлен временный ба- рьерный (подкарьерный) целик толщиной 45 м и це- лик в бортах карьера	Для выдачи руды из карьера пройден наклонный съезд	Подэтажные орты и система с за- кладкой. В северной части карьера барьерный целик отработан откры- тыми камерами. С дна карьера про- ходили отрезную щель и отбивали слои веерами скважин. Целики от- рабатывали системой с закладкой. На долю с закладкой приходит- ся около 70% извлеченных запасов. Ширина камер — 15 м, МКЦ
24. Кинг и Джонсон (Канада)	Месторождения асбеста	Последовательный. Глубина карьера 90 м. Пред- усмотрено внутреннее отва- лообразование в карьерах ционным	Вскрытие подкарьерных за- пасов осуществлено двумя вертикальными стволами: скипо-клетевым и вентиля- ционным	Системы с обрушением. На дно карьера складировались хво- сты обогащения для подпора бортов, предохранения подземных горных работ и применения системы с об- рушением

и, ее	ıзра- цели-	аклад- ани- ись ура че- вались	I C BBI- BIDA- DIOM TA TA PBA3- PBEPA YCKO-	По- гра об- про- 8,5 м, изон- е слои
Технология подземной добычи, ее особенности и параметры	Камерно-столбовая система разработки: ширина камер — 18 м, целиков — 9 м и их высота — 9 м	Этажно-камерные системы с заклад-кой и частичным магазинировани-ем руды. Вскрышные породы размещались в камере и подавались из карьера через восстающий. Целики отбивались на прилегающие камеры	Главный вертикальный ствол Система блокового обрушения с вы- на глубину 250 м и вентиля- пионный — на 224 м Вертикальные стволы Подэтажное обрушение. Высота подэтажа — 9 м. Потери 15% и раз- убоживание — 30%. На дно карьера складывались породы крупнокуско- вой фракции	Камерная система разработки. Потолочину разбуривали из карьера (диаметр скважин — 225 мм) и обрушали на открытое очистное пространство. Ширина камер — 28,5 м, МКЦ — 13,5 м. На нижних горизонтах применяли горизонтальные слои с закладкой
юдземно	Камерно-столбовая система ботки: ширина камер — 18 м ков — 9 м и их высота — 9 м	Этажно-камерные систее кой и частичным магазии ем руды. Вскрышные породы разм в камере и подавались из рез восстающий. Целики на прилегающие камеры	рвого об уучки. Б. уучки. Б. гались с тте Брушень М. Потер 30%. Н породы породы	тема разуривали кин — 2 рытое очрина ка прина ка пторизо птор
собенис	но-стол ширина 9 м и их	о-камер настичні ы. шные под ре и под стающу	Система блоково пуском через дуч ботки располагал в 30 м по высоте Подэтажное обру подэтажа — 9 м. 1 убоживание — 30 складывались по вой фракции	ная сист тр скваэ тр скваэ и на отк тво. Ши — 13,5 м именяли
	Камер ботки: ков —	Этажно- кой и ча ем руды. Вскрыш в камере рез восст	ПОДЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕТВЕ	Камерная сі толочину ра (диаметр ск рушали на о странство. І МКЦ — 13.; тах применя
ности запасов	а- риной , прой-	ения аль- м ство- в 48 м 500 м	ий ствол нтиля-	жно тран- и дли-
и особен (земных	отный на нель ши отой 8 м рьера	торождо вертик: тетьевы кенным тубину (икальнь 0 м и ве а 224 м е стволь	ществле /мя авто рннелям
Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Автотранспортный на- клонный тоннель шириной 9—10 м и высотой 8 м, прой- денный из карьера	Вскрытие месторождения осуществлено вертикаль- ным скипо-клетьевым стволом, расположенным в 48 м от борга, на глубину 600 м Высота этажа — 45 м	Главный вертикальный ство на глубину 250 м и вентиля- ционный — на 224 м Вертикальные стволы	Вскрытие осуществлено из карьера двумя автотран- спортными тоннелями дли- ной 670 м
	Автот клонн 9–10 деннь	i e		Вскрытие из карьер спортным ной 670 м
ткрыто- ботки ія	ой ба-	поверх- ⁄бина авлены е цели-	2 м. на тол- ло цавалась я поро-	00 м. енная ой 12 м
ок и условия отк земной разрабо [,] месторождения	льный. ибортов ик	ий. Бера по 50 м. Гл. 0 м. Осл е рудны i 15 м	льный. зера — 9 уголочи льный. зера око ция соз, провани усера	льный. sepa — 2 жна врем голщино
Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Последовательный. Оставлен прибортовой ба- рьерный целик	Параллельный. Размеры карьера по поверх- ности 360×250 м. Глубина карьера — 110 м. Оставлены вертикальные рудные цели- ки толщиной 15 м	ость — Глубина карьера — 92 м. ость — Оставлена потолочина тол- ину Оставлена потолочина тол- шиной 27 м орождение Последовательный. , мощно- глубина карьера около и глуби- 350 м. Изоляция создавалась Угол паде- путем складирования поро-	Медно-никелевая руда. Последовательный. Мощность рудного тела Глубина карьера — 200 м. от 75 до 120 м. Угол па- потолочина толщиной 12 м потолочина толщиной 12 м
			Посл Глубі Оста Шинне е Посл Глубі 350 м	
Горно-геологическая характеристика месторождения	ообраз- естняка я 25°	е ура- ry круга по 135 м 45°, м при- образ-	имеет дли- ность — йину горождение м, мощно- и глуби- Угол паде-	зая руда ного тел Угол па-
рно-геологическ характеристика месторождения	іе пласт ежи изв падени	ождени ождени оом око. адения гор. 345 т линзорм	тело им мощнос г глубин 50 м местор 660 м, м 93 м и 1 150 м. Ул	сть рудн 120 м
Горно хар мес	Мощные пластообраз- ные залежи известняка с углом падения 25°	Месторождение ура- на. Имеет форму круга диаметром около 135 м и угол падения 45°, а ниже гор. 345 м при- обретает линзообраз- ную форму	Рудное тело имеет дли- ну 480, мощность — Глубина карьера — ' 45—96 и глубину Оставлена потолочио около 250 м пиной 27 м пиной 660 м, мощно- длиной 660 м, мощно- Глубина карьера ок стью до 93 м и глуби- ной — 450 м. Угол паде- путем складировани ния — до 90° ды на дне карьера	Медно-никелевая руда. Мощность рудного тела от 75 до 120 м. Угол па- дения — 75°
Рудник, место- рождение (страна)	-0.	de		
Pyz Me pow (crj	25. Крест мор (Канада)	26. Ганно (Канада)	27. Манро (Канада) 28. Крайг- монт (Канада)	29. Фрул- Стоби (Канада)

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
30. Киди- Криг (Канада)	Полиметаллическое месторождение. Средняя мощность рудных тел — 91 м, угол падения — 85°, глубиной распространения запасов — до 930 м	Последовательный. Глубина карьера — 231 м. Первый эксплуатационный ми и наклонным съездом, горизонт расположен на глу-бине 250 м. Оставлен под-карьерный целик толщи-ной 15 м.	Вскрытие осуществлено тремя вертикальными стволами и наклонным съездом, пройденным из карьера. Высота этажа — 120 м. Производственная мощность рудника — 5 млн т руды в год	С открытым очистным простран- ством камерно-целиковая — с за- кладкой. Отработка под дном карьера по системам с открытым очистным пространством 1/3 запасов этажа. Ширина камер — 18 м, МКЦ — 24 м. Высота подэтажа — 61 м
31. Флин- Флон (Канада)	Кругопадающая залежь сульфидной руды	Последовательный. Глубина карьера 84 м. Карьер и рудник разделены рудным пеликом толщинной 40 м	Вертикальные стволы	Подкарьерные запасы вынимались открытыми камерами высотой 60 м с размерами в плане 30×66 м. Верхняя часть камеры обурена из карьера. Запасы под целиком — этажно-камерной системой разработки с закладкой. Ширина камеры 30 м, длина 80 м, высота 60 м и ширина МКЦ 12—24 м
32. Алвин (Канада)	Медное месторожде- ние, представленное линзами мощностью 1,2—6 м и углом паде- ния 60°. Глубина зале- гания — 200 м	Последовательный	Вскрытие запасов произве- дено главным (8,5°) и вспо- могательным стволами, штольней и локальными на- клонными съездами	Подэтажные штреки. Высота под- этажа — 11 м
33. Вик- тория (Канада)	Крутопадающая (70—80°) залежь сидеритовой руды. Длина по простиранио — 360 м. Мощность 60—90 м. Руды и породы средней устойчивости	Последовательный. Глубина карьера 110 м	Наклонным скиповым стволом (22°), вертикальным стволом на всю глубину (630 м) месторождения и слепым стволом между 2 и 6 горизонтами	Подэтажные штреки и этажное обрушение. Камеры разделены породным целиком шириной 12—18 м. Размеры камеры — 340×60 м

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
34. Эринг- тон (Канада)	Крутопадающая желе- зорудная залежь мощ- ностью 30–60 м	Последовательный	Подземные запасы вскры- ты наклонным конвейер- ным стволом с поверхности до гор. 336 м и вертикальным стволом до гор. 275 м	Система разработки этажное само- обрушение. Высота блока — 60 м, длина — 75 м
35. Овэйсик (Турция)	35. Овэйсик Пластообразные и лин- Последовательный (Турция) зообразные залежи же- Оставлен рудный ц лезных руд	елик	Запасы вскрыты наклонным съездом	Камерные и слоевые системы разра- ботки с последующей твердеющей закладкой.
36. Карайба (Бразилия)	36. Карайба Месторождение мед- (Бразилия) ных руд. Содержание меди 1,4–1,5%	Последовательный. Глубина карьера — 200 м	Два вертикальных ствола пройдены на глубину 450 м. и горизонт откатки. Высота этажа — 80 м	Подэтажное обрушение. Высота подэтажа— 20 м
37. Мэй- ланго (Мексика)	Марганцевые руды. Содержание марган- ца 45%. Запасы — 1,5 млрдт	Последовательный	Вертикальные стволы	Система подэтажного обрушения. Высота подэтажа — 20 м
38. Эрцберг (Австрия)	Месторождение си- деритовых руд, состо- ящее из трех рудных тел. Руды средней кре- пости. Подземные за- пасы прослеживаются на глубину 300 м	Параллельный. Глубина карьера — 682 м. 1 Добытая руда из карьера до- 1 ставляется к рудоспускам и далее транспортируется к стволам	Вертикальные стволы, штольни, откаточный и за- кладочный горизонты	Применяют камерную систему разработки в двух вариантах: отработка камер наклонными слоями с закладкой вскрышными породами и отходами обогащения, маганизированием с отбойкой руды глубокими скважинами. Ширина камеры — 9 м, целика — 3 м и высота — 22 м

Рудник,	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
MecTo-	характеристика	подземной разработки	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
рождение	месторождения	месторождения		
(страна)				
39. Комото	Меднорудное место-	Последовательный.	Пять вертикальных ство-	Подэтажные штреки при кругом па-
(Конго)	рождение представле-	Глубина карьера — 168 м,	лов и два параллельных на-	дении и камерно-столбовая с после-
	но двумя сближенными	а рудника 618 м. На дно ка-	клонных съезда сечением	дующим извлечением целиков и ги-
	рудными телами мощ-	рьера складировались поро-	$6,4\times4,5$ м с односторонним	дрозакладкой — горизонтальном,
	ностью по 12 м каж-	ды крупнокусковой	движением. Производствен-	и подэтажное обрушение. Высота
	дое, углом падения — 25—90°	фракции	ная мощность рудника — 4 млн т в год	подэтажа — 10—14 м
40. Тайнагх	Полиметаллическое	Последовательный.	Подземные запасы вскры-	Камерно-столбовая система разра-
(Ирландия)	месторождение, пред-	Глубина карьера — 120 м.	гы наклонным съездом дли-	ботки с последующей закладкой.
	ставленное тремя мощ-	Предусмотрен изолирую-	ной 1067,5 м с уклоном 15%,	ной 1067,5 м с уклоном 15%, $ Ширина камер — 20 м, целиков — $
	ными крутопадающи-	щий рудный целик	пройденным из карьера ниже 10 м	10 м
	ми телами		пятого уступа	
41. Шабанье	41. Шабанье Месторождение хризо-	Последовательный	Вертикальный ствол, обо-	Первоначально применялись гори-
(Ботсвана)	тила, представленное		рудованный двумя скипами	зонтальные слои с твердеющей за-
	изолированными руд-		и клетями, и несколько вен-	кладкой. Затем перешли на подэ-
	ными телами		тиляционных стволов. Высо- тажное обрушение. Высота	тажное обрушение. Высота
			та этажа — 90 м	подэтажа — 9,5 м
42. Реоцин	Кругопадающая залежь Последовательный	Последовательный.	Наклонные съезды, пройден-	Наклонные съезды, пройден- Камерная система с сухой закладкой
(Испания)	полиметаллических руд	Глубина карьера — 236 м.	ные из карьера	первичных камер шириной 45 м, це-
		Оставлен временный руд-		ликов — 15 м. В качестве заклад-
		ный целик		ки используют пустую породу из ка-
				pьера
43. Ленгеде-	Пластообразная за-	Последовательный.	Два вертикальных ствола	Столбовая система разработки с об-
Бройштедт	лежь бурого железняка	Предельная глубина карьера и квершлаги	и квершлаги	рушением кровли. Выемочное поле
(ФРГ)	погружается на глуби-	составила 75,4 м		разделяют панельными штреками
	ну 110 м. Максималь-			на столбы размером 15×150 м
	ная мощность состав-			
	ляет 8 м			

Технология подземной добычи, ее особенности и параметры	Слоевая система с твердеющей за- кладкой при нисходящей выемке этажа.	Система блокового самобрушения и принудительного обрушения со дна карьера. Высота подкарьерного блока составляет 285 м	Подэтажное обрушение. Слой руды толщиной 1,6—1,8 м отбивают веерами скважин под утлом 100°. Высота подэтажа — 12—15 м	Подэтажное обрушение. Высота подэтажа— 6 м
Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Руда выдается на поверхность по наклонному съезилиной 1700 м с уклоном 15%. Воздухопадающий ствол, пройденный из карьера, и два воздуховыдающих ствола	Группа вертикальных ство- лов. Один из рудовыдачных стволов пройден из дна ка- рьера	Нижние горизонты место- рождения вскрыты 15 верти- кальными стволами. Высота этажа — 50 м	Вертикальные стволы и на- клонный спиральный съезд, пройденным с действующего гор. 400 м. Высота этажа — 40 м. Производительность рудника — до 300 тыс. т руды в год
Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Последовательный. Глубина карьера — 150 м. Оставлен рудный целик	Последовательный. Глубина карьера — 345 м	Последовательный. Глубина карьера — 230 м	Последовательный. Глубина карьера — 120 м. На дно карьера складирова- лись породы крупнокуско- вой фракции
Горно-геологическая характеристика месторождения	Урановое месторожде- ние, представлено суб- вертикальными стол- бами высотой 80—200 м и диаметром 10—30 м. Глубина залетания — 400 м	Месторождения мед- ных руд	Железорудное месторождение. Дли- на — 4 км, мощность от 25 до 180 м (сред- няя — 85 м). Угол пале- ния — 50—65°. Глуби- на залегания достигает 1800 м. Руды и породы устойчивые	Месторождение полиметаллических руд. Длина по простиранию — 200—250 м. Падение рудного тела почти вертикальное, мощность до 10 м
Рудник, место- рождение (страна)	44. Бер- нардан (Франция)	45. Кармен и Санто Томас (Филип- пины)	46. Кируна (Швеция)	47. Гарпен- берг (Швеция)

Рудник.	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
MecTo-	характеристика	подземной разработки	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
рождение (страна)	месторождения	месторождения		
48. Страсса (Швеция)	Залежь железистых кварцитов. Угол падения — от 45 до 70°	Последовательный. Глубина карьера — 70 м. Оставлен временный пото- лочный целик мощностью	Вертикальный стволы. Вы- сота этажа переходной зоны составила 50 м. Производ- ственная мощность рудни-	Придонные запасы извлечены по этажно-камерной системы разра- ботки. Ширина камеры — 54 м. По- толочина разбуривалась из карьера
49. Гренгес- берг (Швеция)	Железорудное месторождение длиной 4 км, средней мощностью —	30 м Последовательный. Глубина карьера — 100 м	ка — 1,2 млн т руды в год Вертикальные стволы: рудо- выдачной, глубиной 630 м, и два вентиляционных.	на высоту 25 м. Для отработки запасов, расположен- ных под карьером, применяли систе- му блокового обрушения. Часть запа-
	50 м и углом падения 65—70°. Руды устой- чивые		Высота переходной зоны — 100 м. На нижних горизон- тах — 60 м	сов обуривали со дна карьера. После отработки переходной зоны перешли на вариант этажного принудительного обрушения со сплошным поряд-ком выемки блока
50. Виска- рия (Швеция)	Медноколчеданное месторождение. Рудное тело средней мощности 5–25 м падает на глубину 200–250 м под углом 70–80°	Последовательный. Глубина карьера — 50 м	Запасы на глубине 200 м вскрыты наклонным съездом с поверхности. Высота эта-жа — 50–60 м. Добытая руда транспортируется на поверхность автосамосвалами	Запасы на глубине 200 м варианты камерной системы разравскрыты наклонным съездом с поверхности. Высота эта- жа — 50—60 м. Добытая руда транспортируется на поверхность автосамосвалами
51. Блэт- бергер (Швеция)	Железорудное место- рождение. Рудные тела с углом падения 55° и средней мощ- ностью — 28 м	Параллельный. Оставлен мощный подка- рьерный целик	Подкарьерные запасы вскры- ты одним вертикальным ство- лом и двумя наклонными (вентиляционными) ствола- ми. Высота этажа — 40 м	Подкарьерные запасы вскры- Система подэтажного обрушения. ты одним вертикальным ство- Высота подэтажа 5 м. Подэтажи отлом и двумя наклонными рабатывались от висячего бока к лескентиляционными) ствола- жачему. Потери руды составили 10% ми. Высота этажа — 40 м
52. Кананеа (Мексика)	Мощное крутопадаю- шее месторождение мел- но-порфировых руд. За- пасы свыше 1,5 млрд т	Мощное крутопадаю- Последовательный. пее месторождение мед- Глубина карьера — 200 м. но-порфировых руд. За- Оставлена подкарьерная поласы свыше 1,5 млрд т толочина толщиной 40 м	Вертикальные стволы и на- клонный съезд	Подэтажные штреки. Высота подкарьерного блока — 95 м. Потолочина и междукамерные целики погашались одним взрывом

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
53. Амери- кен-Гелл (США)	Золоторудное место- рождение	Последовательный. Оставлен временный руд- ный целик	Законтурные запасы вскры- ты из карьера автотранспорт- ным уклоном	Законтурные запасы вскры- Камерная и слоевая системы разра- ты из карьера автотранспорт- ботки с твердеющей закладкой ным уклоном
54. Игл- Маунтайн (США)	Месторождение желез- ных руд представлено серией рудных тел, па- дающих под углом 45°	Последовательный. Глубина карьера — 210 м. Оставлялись рудные и по- родные целики	Запасы вскрыты двумя транспортными штольнями из карьера длиной 1130 м	Система подэтажного обрушения
55. Клай- мэкс (США)	Молибденовая руда. Руда сильно трещино- ватая	Параллельный. Глубина карьера — 104 м	Вскрытие рудной залежи осуществлено двумя штольнями и наклонным вентилянионным востающим	Система этажного обрушения
56. Санрайз (США)	Железорудное месторождение. Размер рудного тела в плане 480×180 м. Угол падения — $45-90^{\circ}$	Последовательный. Глубина карьера — 150 м	Рудное тело вскрыто тремя вертикальными стволами	Система этажного самообрушения. Руду обрушали непосредственно со дна карьера. Высота блока равнялась 120 м, позднее — 30—60 м
57. Кор- нуэлл (США)	Железорудное месторождение прослеживается на глубине 360 м, падает под углом 30° и имеет мощность 80 м	Последовательный	Рудная залежь вскрыта двумя наклонными стволами	Рудная залежь вскрыта двумя Система этажного самообрушения наклонными стволами
58. Barr (CIIIA)	Месторождение мед- ных руд	Параллельный. Глубина подземной разра- ботки — 1500 м	Комплекс вертикальных стволов с последующей их углубкой	Система этажного обрушения
59. Торнтон (США)	59. Торнтон Медная руда средней (США) устойчивости	Последовательный. Глубина карьера — 162 м	Вскрытие запасов осуществлено вертикальными стволами	Вскрытие запасов осуществле- Блоковое обрушение со дна карьера. но вертикальными стволами Камера прямоугольная 40×60 м

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
60. Барентон (США)	60. Барентон Месторождение (США) известняка	Последовательный	Вскрытие осуществлено штольнями из карьера. Отбойка руды ведется скважинами длиной 4,5 м и диаметром 50 мм	Камерно-столбовая система разра- ботки. Оставляемые целики имеют форму куба со сторонами 12 м
61. Пюха- салми (Финлян- дия)	Несколько залежей медно-цинковых руд. Длина рудного тела — 650 м и мощность — 25—70 м. Угол падения залежи — 50—60°	Последовательный. Длина карьера — 330 м, ши- рина — 225 м. Глубина ка- рьера — 120 м	Два вертикальных ствола глубиной 500 м и 537 м и спиральный съезд (8°) со дна карьера до горизонта 400 м. Производственная мощность рудника — 800 тыс. т в год	Два вертикальных ствола глу- Камерные системы разработки и си- биной 500 м и 537 м и спи- стема горизонтальных слоев с за- ральный съезд (8°) со дна ка- кладкой. Вскрышные породы исрьера до горизонта 400 м. пользовалась в качестве закладки Производственная мощность рудника — 800 тыс. т в год
62. Раута- ваара (Финлян- дия) 63. Вирт- салми (Финлян- дия)	Полиметаллическое рудное тело мощно- стью 8—25 м падает под углом 40° на глубину 500 м Мелнорудное место- рождение. Мошность рудного тела — 30 м, длина по простира- нию — до 600 м. Запа- сы под дном карьера — 1,2 млн т	Последовательный. Последовательный. Глубина карьера — 50 м. Оставлен подкарьерный целик	Три вертикальных ствола и наклонный съезд с поверхности до горизонта 476 м Вскрытие осуществлено спиральным съездом из карьера и фланговыми вентилящионными восстающими. Добытая руда транспортировалась автосамосвалами по съезду и карьеру на обогатительнгую фабрику	Три вертикальных ствола и наклонный съезд с поверх- меры с подэтажной отбойкой. Параности до горизонта 476 м метры камеры: длина — 150—200 м, ширина — 7—23 м, высота — до 200 м. Высота подэтажа — 25 м дольным съездом из карьера Высота подэтажа — 18—23 м. Исным восстающими. Добы- пользовались карьерные станки для руда транспортировалась запасов автосамосвалами по съез- и уи карьеру на обогатитель- нтую фабрику
64. Мэмва (Южная Америка)	Крупнейшее месторож- Последовательный дение асбеста с углом падения 65°	Последовательный	Нижняя часть месторожде- ния вскрыта вертикальным стволом. Самый нижний го- ризонт — на глубине 150 м	Система подэтажного обрушения с отбойкой руды зарядами веерных скважин

рождение Месторождения (страна) Горнодобывающие пр 65. Енский Слюдяная жила дли- Последовательн (СССР) 65. Енский Слюдяная жила дли- Глубина карьере 8—20 м и крутым утлом падения Глубина карьере 66. Бакаль- Сидеритовая пластоо- Параллельно-пс ское, шх. бразная залежь мощно- тельный. Глубина карьере вая (СССР) падения — 60°. Глуби- Очистное прост на залегания — 800 м. полияллось после Крепость руды — 8—13, мерных запасов пород — 10—15 Последовательн 67. Горев- Крутопадающие лин- Глубина карьере ское (СССР) зообразные рудные тела 350—400 м. Под полиметаллического ра оставляется б месторождения. целик 68. Вишне- Пирохлоровая руда вогорское Угол падения — 15—45°. толщиной 60 м	ТКИ	Параметры и осооенности вскрытия подземных запасов	Гехнология подземной добычи, ее особенности и параметры
Слюдяная жила дли ной по простирании 53—83 м, мощностьи 8—20 м и крутым угл падения Сидеритовая пласто бразная залежь мощ стью 2—100 м и угло падения — 60°. Глуб на залегания — 800 м Крепость руды — 8—пород — 10—15 Крутопадающие лин (бразные рудные тел полиметаллическог месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—15—10—10—10—10—10—10—10—10—10—10—10—10—10—	месторождения		
Слюдяная жила длиной по простиранию 53—83 м, мощностью — 8—20 м и крутым углом падения Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 2—100 м и углом на залетания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Крутопадающие линообразные и пластообразные и пластообразные и пластообразные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	Горнодобывающие предприятия (месторождения) России и стран СНГ	сторождения) России и стран С	CHL
ной по простиранию 53—83 м, мощностью — 8—20 м и крутым углом падения Сидеритовая пластоо- бразная залежь мощно- стью 2—100 м и углом падения — 60°. Глуби- на залетания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Крутопадающие лин- р) зообразные и пласто- образные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.		Зскрывающие и вентиляци-	Вскрывающие и вентиляци-
53—83 м, мощностью — 8—20 м и крутым углом падения Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 2—100 м и углом на залетания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Крутопадающие линобразные и пластообразные и пластоомест	Глубина карьера — 72 м 📙	онные выработки заложены	ванием руды. Высота подкарьерно-
8–20 м и крутым углом падения Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 2–100 м и углом на залетания — 800 м. Крепость руды — 8–13, пород — 10–15 Крутопадающие линобразные и пластообразные и пластооместоом		в основании карьера	го блока (открытой камеры) — 70 м,
падения Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 2–100 м и углом падения — 60°. Глубина залетания — 800 м. Крепость руды — 8–13, пород — 10–15 Крутопадающие линобразные и пластообразные и пластообразные толиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м.			ширина камеры — 20 м. Верхние
Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 2–100 м и углом падения — 60°. Глубина залегания — 800 м. Крепость руды — 8–13, пород — 10–15 Крутопадающие линобразные и пластообразные и пластообразные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.			подэтажи отрабатывались на откры-
Сидеритовая пластоо- бразная залежь мощно- стью 2—100 м и углом падения — 60°. Глуби- на залегания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Крутопадающие лин- 9) зообразные и пласто- образные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.			тое очистное пространство, ниж-
Сидеритовая пластоо- бразная залежь мошно- стью 2—100 м и углом на залегания — 80°. Глуби- на залегания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Крутопадающие лин- 9) зообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.			ний — в «зажиме»
бразная залежь мощно- стью 2—100 м и углом падения — 60°. Глуби- на залегания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Кругопадающие лин- узообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	Параллельно-последова-	Комплекс вертикальных	Подэтажное обрушение с торцовым
стью 2—100 м и углом падения — 60°. Глуби- на залегания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Кругопадающие лин- 3) зообразные и пластообразные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	тельный.	тволов и наклонный ствол,	стволов и наклонный ствол, выпуском под складированными
падения — 60°. Глуби- на залегания — 800 м. Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Кругопадающие лин- зообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	Глубина карьера — 300 м. $ \mathbf{q} $	оборудованный конвейерной	оборудованный конвейерной на дне карьера породами и этажное
на залегания — 800 м. Крепость руды — 8–13, пород — 10–15 Кругопадающие линобразные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.	Очистное пространство за-	линией. Производственная	принудительное обрушение с отбой-
Крепость руды — 8—13, пород — 10—15 Кругопадающие лин- 30образные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	полнялось после выемки ка- мощность рудника	лощность рудника —	кой руды на компенсационные ка-
пород — 10—15 Крутопадающие лин- зообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.		1,5 млн т руды в год	меры. Длина блока — 95 м,
Крутопадающие лин-) зообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.			ширина — 50 м, высота — 70 м
у) зообразные и пласто- образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	Последовательный.	Зскрытие подземных запасов	Вскрытие подземных запасов Отработка подземных запасов пред-
образные рудные тела полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.	Глубина карьера —	гредусмотрено наклонными	предусмотрено наклонными усмотрена системой с закладкой
полиметаллического месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.	350-400 м. Под дном карье- с	сьездами	и под защитой барьерного целика
месторождения. Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.	ра оставляется барьерный		
Пирохлоровая руда мощностью — 8–12 м. Угол падения — 15–45°.	целик		
мощностью — 8—12 м. Угол падения — 15—45°.	Параллельный.	Из карьера пройдены геоло-	Камерно-столбовая система разра-
	рный целик	горазведочные штольни	ботки. Высота камеры — до 15 м,
	толщиной 60 м		длина — 80 м и ширина — 10—15 м.
Крепость руды — 12-14			Иногда отработанные камеры за-
			полняли породами вскрыши

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
69—70. Железору Рудни- бразные : ки им. Ко- падения минтерна 90°. Мош и им. К. Либ- 35—200 м кнехта (СССР)	Железорудные пластоо- Параллельный. бразные залежи с углом Глубина карьера 230 м падения от 40 до 80– 90°. Мошностью — 35–200 м	Параллельный. Глубина карьера 230 м	Группа вергикальных ство- лов. Высота этажа — 70 м	Камерная система разработки с под- этажной отбойкой (25%) и подэтаж- ное обрушение (75%)
71. Рудник им. XX партсъезда (СССР)	Бедные железные руды являются вмещающи-ми породами относи-тельно богатых	Параллельный. Оставлена временная рудная потолочина мощностью 35 м	Вертикальные стволы	Камерная система с оставлением целиков под карьером: ширина камер — $25-30$ м, МКЦ — 20 м
72. Жезкан- ганское (Казахстан)	Месторожден Мощность ру от 12 до 27 м. дения — 10—1 на залетания 600—700 м	име меди. Последовательный. Подкарьерные запасы дных тел. Глубина карьера — 210 м. Вскрыты четырьмя верти-Угол па- Между карьером и рудни- кальными стволами с по-15°. Глуби- ком оставлен рудный целик верхности сразу на глубину толциной 30 м и контрфорс распространения запасов из отвальных пород высотой 90 м для поддержания борта	Подкарьерные запасы вскрыты четырьмя верти- кальными стволами с по- верхности сразу на глубину распространения запасов	Камерно-столбовая твердеющая или сухая с закладкой без захода людей в очистное пространство. Для изоляции подземных выработок от карьера оставлен целик толщиной 30 м
73. Миндяк- ское (СССР)	73. Миндяк- Золотоносные лин- Последовательный. ское (СССР) зы мощностью 6—30 м Глубина карьера — 1 и углом падения — 20— Оставлен охранный 70°. Вмещающие поро- мощностью 20—40 м ды неустойчивые	Последовательный. Глубина карьера — 124 м. Оставлен охранный целик мощностью 20—40 м	Вертикальные стволы	Система подэтажного обрушения. Запасы охранного целика отрабаты- вались системами с закладкой

Технология подземной добычи, ее особенности и параметры	Последовательный. Глубина карьера — 30—95 м. клонный съезд, пройденные ра голщиной 30 м вертикальный ствол и шесть ра голщиной 30 м вертикальный ствол и шесть вертикальный ствол и шесть вертикальный ствол и шесть вертикальных рудоспусков. Последовательный. Последовательный. Глубина карьера — 200 м. Стволов и штольни, прой- ние с отбойкой руды на компенсаная потолочина толщиной емки прибортовых запасов. Оставлена предохранитель- денные из карьера, для вы- ние камеры. При отработке ная потолочина толщиной емки прибортовых запасов. Оставлян навал производственная мощность учины и МКЦ. Толщина обрушенной рудника — 4,5 млн т в год руды составляла 40—50 м	Четыре вертикальных ствола Этажное принудительное обруше- ние, этажно-камерная система раз- работки. На участках взаимного влияния подземных и открытых гор- ных работ применялась камерная система с временным оставлением целиков Вертикальные стволы Этажное принудительное обруше- ние. На участках взаимного влияния подземных и открытых горных работ применялась камерная система с за- кладкой
Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Капитальная штольня и на- клонный съезд, пройденные с из карьера. Вентиляционный у вертикальный ствол и шесть с капитальных рудоспусков. Высота этажа — 70 м Комплекс вертикальных стволов и штольни, прой- ленные из карьера, для вы- емки прибортовых запасов. Производственная мощность у рудника — 4,5 млн т в год р	Четыре вертикальных ствола и квершлаги. Высота этажа — 80 м. Производительная мощность рудника — 3 млн т руды в год н Вертикальные стволы
Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения		Последовательный. Глубина карьера — 200 м. Подземные запасы составляют около 70 млн т Параллельный. Средняя глубина карьера —
Горно-геологическая характеристика месторождения	Апатитовые руды. Мощность — 10—120 м. Угол падения — 30°. Простирание — 6олее 2000 м. Крепость руд — 6—10, пород — 8—12 Железорудное ме- сторождение. Мош- ность рудных тел от 4 до 200 м, глуби- на залетания — 6олее 1000 м. Угол падения — 60—70°. Крепость руды —	H - H
Рудник, место- рождение (страна)		76. Абакан- ское (СССР) 77. Риддер- Сокольное (Казахстан)

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
78. Тишин- ское (Казах- стан)	78. Тишин- Полиметаллическое ское (Казах- месторождение пред- стан) ми мощностью 5–70 м. Руды устойчивые, вменцающие неустойчивые породы	Параллельный. Глубина карьера более 200 м. Временный предохра- нительный рудный целик толщиной 60 м, а под ним сформирован искусствен- ный целик — 60 м	Поэтапное вскрытие: тремя вертикальными стволами до гор. 6; двумя стволами до гор. 10 и углубка их до гор. 16. Наклонный съезд и штольни, пройденные с борта карьера	Камерная с магазинированием руды и последующей закладкой (тверде- ющей первичных камер и гидроза- кладкой вторичных). Параметры ка- мер: высота — 60 и ширина — 10 м. Прорыв глин из карьера
79. Ауэр- баховское (СССР)	Месторождение желез- ных руд. Длина по про- стиранию — 75 – 80 м, мошность — 15 – 25 м, угол падения — 90° . Вмещающие породы крепкие и устойчивые	Последовательный. Глубина карьера — 40 м	Ствол шахты «Вентиляци- онная» и вентиляционный шурф глубиной 100 м	Этажно-камерная. Высота блока — 86 м. Толщина потолочины в блоке изменяется от 17 до 30 м. Потолочина разбуривалась карьерными станками. Потери — 7% и разубоживание — 5%
80. Алтын- Топканское (СССР)	80. Алтын- Полиметаллическая Гопканское руда. Мощность зале- (СССР) жи — до 60 м, паде- ние — кругое. Руды и породы крепкие и устойчивые и устойчивые	Параллельный. Глубина карьера — 250 м. Оставлен барьерный целик толщиной 50—100 м	Два вертикальных ствола, две штольни и наклонный съезд под углом 12—14°. Высота этажа — 70 м	Два вертикальных ствола, две рарианты камерной системы раз- штольни и наклонный съезд работки: с магазинированием руды под углом 12–14°. Высота и закладкой. Для закладки использу- этажа — 70 м рушением
81. Естю- нинское (СССР)	Месторождение железных руд. Мощность рудных тел — 15—80 м, угол падения — 45—55°. Глубина залежи — 600 м. Руды и породы устойчивые	Последовательный. Глубина карьера — 140 м. Создана предохранительная породная полушка из глинистых фракций толшиной 30 м	Три вертикальных ствола. Высота этажа — 60 м. Произ- водственная мощность руд- ника — 1,2 млн т в год	Три вертикальных ствола. Высота этажа — 60 м. Произ- водственная мощность руд- ника — 1,2 млн т в год ника — 1,2 млн т в год мечено проникновение глины в под- земные горные выработки

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
82. Каула- Котсель- ваара (СССР)	Медно-никелевое пласто-образное ме- сторождение, пада- ющее под углом 30— 50° и мощностью от 5–10 до 40 м	Параллельный. Глубина карьера — 153 м. Оставлен барьерный целик толщиной 30—40 м	Наклонный ствол и капи- тальная штольня	Камерная с закладкой. Отрабатыва- лись МКЦ и МЭЦ слоевым обруше- нием. Барьерный целик отработан камерной системой с закладкой
83. Рудник Кировский Юкспор (СССР)	Месторождение апатитов. Горизонтальная мощность — 100—350 м, угол падения — 28—35°. Руды устойчивые. Покрывающие отложения мощностью до 40 м	ине апа- Параллельный. онтальная Оставляется временная руд- 100—350 м, ная потолочина толщиной — 28—35°. не менее 20 м ивые. По- отложения о 40 м	Вертикальные стволы и ка- питальные штольни	Этажно-камерная с последующим обрушением потолочин и целиков. Ширина камер целиков — 14—16 м. Высота блока — 60 м, ширина — 45 м. Проникновение холодного воздуха в очистное пространство через замагазинированную руду и обрушенные породы
84. Рул- ник «Запо- лярный» (СССР)	Медно-никелевое месторождение. Угол падения — 50–60°, средняя мощность — 5—40 м. Руды и породы крепкие и достаточно устойчивые	Последовательный. Рудные тела находятся от карьера на расстоянии 20—250 м. Максимальная мощность изолирующего целика 20—30 м	Подземные запасы вскры- ты двумя штольнями, двумя вертикальными (скиповым и клетевым) стволами, авто- транспортным и конвейер- ным уклонами	Подэтажные штреки с твердеющей закладкой. Параметры блока: высота 60 м, ширина равна мощности рудного тела. Перешли на подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды
85. Тулукуй (СССР)	Урановое жильное месторождение. Руды низкой прочности и устойчивости	Параллельный. Глубина карьера 256 м. За- пасы расположены в борту карьера. Сформирован ис- кусственный барьерный це- лик и оставлена рудная кор- ка толщиной 3—5 м	Законтурные запасы вскры- ты штольнями из карьера	Камерные и слоевые системы разработки с твердеющей заклад-кой при отработке месторождения сверху вниз. Оставлена рудная корка и сформирован искусственный барьерный целик

Рудник, место-	Горно-геологическая характеристика	Порядок и условия открыто- подземной разработки	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
рождение (страна)	месторождения	месторождения		
86. Шалым	Магнетитовая лин-		ные стволы	Системы подэтажных ортов и этаж-
(CCCP)	за мощностью 50 м	Глубина карьера — 110 м	и штольни	ного принудительного обрушения.
	и углом падения ээ—/э			Бысота камер — до 100—120 м. 110д- готовительные выработки проходи-
				лись из карьера
87. Запад-	Железорудное место-	Параллельный.	Главный вертикальный ствол	Главный вертикальный ствол Система этажного принудительно-
ный Кара-	рождение. Рудное тело	Глубина карьера — 258 м.	з центре и два вентиляцион-	в центре и два вентиляцион- го обрушения и подэтажных штре-
жал	мощностью $20-50$ м,	Оставлена временная руд-	ных ствола на флангах ме-	ков. Потолочина обурена из карьера
(Казахстан)	углом падения 30—	ная потолочина толщиной	сторождения. Высота эта-	и обрушена после выемки основных
	40° залегает на глуби-	12-15 M	жа 60 м. Производственная	запасов
	ну 600 м. Крепость руд		мощность рудника — 2,4 млн	
	и пород 10—12		т руды в год	
88. Тырны-	Вольфрамо-молибде-		лавная штольня, ствол шах-	Главная штольня, ствол шах- Система этажного принудительно-
аузкое, руд-	аузкое, руд- новая крутопадающая	Глубина карьера — 300 м.	ты «Капитальная», два сле-	го обрушения с одностадийной вы-
ник Молиб-	ник Молиб- мощная залежь седло-	Оставлены рудные барьер-	пых ствола и вентиляцион-	емкой. Часть запасов отрабатывает-
цен (Россия)	ден (Россия) видной формы. Глуби-	ные потолочины		ся системой подэтажных штреков.
	на залегания — 900 м		Высота этажа — 60-75 м	Ширина камеры — 30–40 м
				и длина — до 100 м
89. Зыря-	Кругопадающая поли-	Параллельный.	Нетыре вертикальных ствола.	Четыре вертикальных ствола. Камерно-целиковая система разра-
новское	металлическая залежь,		Высота этажа — 60 м	ботки непосредственно под цели-
(CCCP)	мощностью до 90 м,	305-435 м. Оставлен подка-		ком. Позднее — этажно-камерная
	разведано до глубины	рьерный рудный целик тол-		с сухой закладкой и этажное прину-
	650 м	щиной 30 м		дительное обрушение. В качестве за-
				кладки использовалась дробленая
				порода вскрыши

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
90. Горобла- годатское (СССР)	Месторождение железных руд мощно- стью 10–70 м и углом падения 25–55°. Дли- на по простиранию — 2 км, глубина — 700 м	Параллельный. Глубина карьера — стволов. П 150–170 м. Оставлен предо- мощность хранительный целик толщи- руды в год ной 200–250 м	вертикальных роизводственная рудника— 3 млн т	Этажное (подэтажное) принуди- тельное обрушение; этажно-камер- ная система и подэтажные штреки. На участках влияния подземных ра- бот на ОГР используют технологию камерной выемки
91. Запо- лярное, руд- ник «Север- ный» (Россия)	91. Запо- Пластообразная за- лярное, руд- лежь медно-никелевых ник «Север- руд мощностью до 45 м и углом падения 55°. (Россия) Крепость руды — 8–12, породы — 10–14	Последовательный. Глубина карьера — 120 м	Два автотранспотных укло- на (5,5°) вскрывают залежь на глубину 300 м, три вен- тиляционных и один закла- дочный восстающий. Высота этажа — 60 м	Подэтажные штреки с твердеющей закладкой. Высота подэтажа равна 15 м. Ширина камеры — до 30 м
92. Соко- ловское (Казахстан)	Железорудные зале- жи длиной 5,5 км, сред- ней мощностью — 70 м части) — 250 м и углом падения — 45—90°. Глубина зале- гания — 1200 м. Крепо- сти руды — 10—14, по- род — 10—12	оа (в северной	Запасы вскрыты двумя центральными вертикальны- ми стволами и двумя фланстволами . Производственням мощность рудника — до 7—9 млн т руды в год (с развитием горных работ)	Система принудительного обруше- ния, камерная, со взрыводоставкой и подэтажные штреки
93. Лебя- жинское (СССР)	Железорудное месторож- Последовательный дение протяженностью Предельная глубин 1,5 км и глубиной зале- гания 500 м. Мощность рудных тел — 6—50 м, угол падения — 50—75°. Крепость руды — 8—12, пород — 6—14	а карье-	Вскрытие осуществлено четырьмя вертикальными стволами. Производственная мощность рудника — 1,6 млн т руды в год	Вскрытие осуществлено че- тырьмя вертикальными ство- лами. Производственная мощность рудника — 1,6 млн труды в год ными станками

Рудник, место-	Горно-геологическая характеристика	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности вскрытия полземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
рождение (страна)	месторождения	месторождения		
94. Аннен-	Пласто- и линзообраз-	Последовательный.	Шесть вертикальных ство-	Камерная система разработки с за-
ский	ные залежи медно-	Глубина карьера — около	лов (в том числе два скипо-	кладкой выработанного простран-
(Казахстан)	свинцовых руд с углом	100 м	вых) при центральной схеме	ства
	падения 25—45°		вскрытия. Высота	
			этажа — 90 м	
95. Куржун-	95. Куржун- Месторождение маг-	Последовательный.	Четыре вертикальных ствола	Четыре вертикальных ствола Системы этажного принудительно-
кульское	нетитовых руд. Глуби-	Глубина карьера — 120 м	при фланговой схеме вскры-	при фланговой схеме вскры- го обрушения и подэтажного обру-
(Казахстан)	(Казахстан) на залегания — 700 м.		тия. Высота этажа — 60 м.	шения
	Крепость руды — 8—10		Производственная мощность	
			рудника — 3,5 млн т в год	
96. Тейское	96. Тейское Железорудное ме-	Последовательный.	Комплекс вертикальных	Этажно-камерная система разработ-
(CCCP)	сторождение длиной	Глубина карьера —		ки. Использован карьер (дренажные
	по простиранию 1,5 км,	по простиранию 1,5 км, 400-425 м. Глубина подзем- водственная мощность руд-		стволы) для проведения подготови-
	глубиной залегания —	ных горных работ — 1100 м.	ника — 3 млн т в год	тельных выработок
	800 м, мощностью —	Подземные запасы состав-		
	5-300 м и углом паде-	ляют 79 млн т		
	ния 40-80 м. Крепость			
	руд и пород — 8—10			
97. Трубка	Месторождение алма-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Применяется слоевая система
«Интерна-	зов. Падение трубки	Глубина карьера — 585 м.	вскрыты двумя вертикаль-	с твердеющей закладкой и комбай-
циональная»	циональная» вертикальное, сечение	Под дном карьера предусмо-	Под дном карьера предусмо- ным (клетьевой и скиповой)	новой выемкой слоев тупиковыми
(Россия)	в плане — 100×70 м	трен барьерный целик мощ- стволами на глубину 1075 м.		заходками по камерно-целикой схе-
		ностью 31,4 м	Высота этажа — 90 м	ме в восходящем порядке. Параме-
				тры заходок: ширина — $5.0-5.4$ м;
				высота — $4,0-4,75$ м

Рудник,	сая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
место- рождение (страна)	характеристика месторождения	подземнои разраютки месторождения	вскрытия подземных запасов	осооенности и параметры
98. Трубка	Месторождение алма-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Горизонтальные слои с твердею-
«Мир» (Россия)	зов. Падение трубки— вертикальное тлубина	Глубина карьера — 525 м. По всей плошали уаръе-	вскрыты двумя вертикаль-	щей закладкой и система подэтаж- пого объущения вучен и вменизмиму
(I OCCHA)	залегания — 1215 м	по всей площади карвс- ра создано железобетон-	ным стролами на глуои- ну 1050 м. Высота этажа —	пого сорушения руды и вмещающих пород.
		ное перекрытие толщиной	100 м. Производственная	Проблемы с гидравлическими усло-
		2 м, на котором сформиро-	мощность рудника — 1 млн	виями и связями с карьером
		ван льдопородный целик,	т в год	
		пригруженный насыпными породами, высотой 50 м		
99. Трубка	Месторождение ким-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Подэтажное обрушение с торцовым
«Айхал»	берлитов. Падение	Предельная глубина карье-	вскрыты двумя наклон-	выпуском руды и горизонтальные
(Россия)	трубки вертикаль-	ра — 320 м. Под дном карье- ными и одном вертикаль-	ными и одном вертикаль-	слои с закладкой
	ное, сечение в плане —	ра оставлен барьерный	ным стволами с поверхно-	
	200×70 м, глубина зале- целик	целик	сти на глубину 520 м. Высота	
	гания — 900 м		этажа — 100 м. Производ-	
			ственная мощность рудни-	
			ка — 500 тыс. т руды в год	
100. Трубка	Месторождение алма-	Последовательный.	Подкарьерные запасы	Варианты этажного принудитель-
«Удачная»	зов. Две рудных тела	Глубина карьера — 640 м.	вскрыты наклонными съез-	ного обрушения: с одностадийной
(Россия)	вертикального падения.	вертикального падения. На дне карьера сформиро-	дами из карьера. Запасы	выемкой и компенсационными ка-
	Глубина залега-	вана предохранительная по-	нижних горизонтов — тре-	мерами. Подготовка днища тран-
	ния — 1400 м	родно-рудная подушка	мя вертикальными ствола-	шейная
			ми. Высота этажа — 100 м.	
			Производственная мощность	
			рудника 2,5—4 млн т в год	

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
101. Кыш- тымское (жила № 175) (Россия)	Жильное месторождение гранулированного кварца средней мощностью 8—15 м и углом падения 30°	Жильное месторожде- Последовательный. ние гранулированно- Предельная глубина карье- го кварца средней мош- ра — 60 м. Между карьером ностью 8—15 м и углом и рудником оставлен барьер- ный целик мощностью 5 м	Вскрытие подземных запасов произведено штольней и автоуклоном с поверхности. Производственная мощность рудника — 25 тыс. т в год	Вскрытие подземных запасов Первоначально — камерно-целипроизведено штольней и автоуклоном с поверхности. Перешли на подэтажно-камер-Производственная мощность ную с последующим обрушением рудника — 25 тыс. т в год вание — 13.8%
102. Гайское (Россия)	102. Гайское Мощное крутопадаю- Россия) шее медноколчеданное месторождение	Параллельный. Вскрытие осуществлялось Предельная глубина карьера — 330 м. Первоначально между карьером и рудником следующей углубкой пяти был оставлен рудный целик стволов), квершлаги и намощностью до 100 м, который в процессе отработки раз Максимальная глубина был заменен искусственным вскрытия — 1390 м. Произмассивом ника — 4,5 млн т в год ника — 4,5 млн т в год		Этажно-камерная система разработ-ки с последующей твердеющей закладкой. Высота этажа 80 м, ширина — 20 м, длина — 40—50 м. Барьерный целик — 50—100 м. При отработке этажа 670/750 м образовались аэродинимические связи с карьером в результате обрушения пород висячего бока из-за отставания закладочных работ
103. Учалин- ское (Россия)	103. Учалин- Месторождение кол- ское чеданных медно-цин- (Россия) ковых руд длиной по простиранию 1,4 км, средней мощностью — 57 м и углом падения — 80—85°. Глубина залегания — 460 м	Месторождение кол- чеданных медно-цин- ковых руд длиной по простиранию 1,4 км, Глубина карьера — 336 м. бредней мощностью — На дне карьера создан истолни и транспор ния — 460 м Подземные запасы располо- жены в бортах и дне карьера 1,7 млн т в год прозовитета в медно праводств на праводств рудника праводств на праводств рудника праводств на праводств рудника праводств на праводств на праводств рудника праводств на праводства на праводств на праводства на праводства на праводства на праводства на праводства на праводст	- Т- 300 м. 30н- груп- тов та эта- seн-	Для ускоренного вскры- тия из карьера проходи- тия из карьера проходи- ли штольни и транспорт- ный съезд на гор. 144 и 300 м. 40 м на северном фланге; шири- Вскрытие нижних горизон- тов предусматривается груп- той вертикальных стволов ка — 80 м. Производствен- ная мощность рудника — 1,7 млн т в год

Рудник,	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
MecTo-	характеристика	подземной разработки	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
рождение	месторождения	месторождения		
(страна)				
104. Ma-	Изумрудно-берилли-	Последовательный.	Вскрыто тремя вертикаль-	Горизонтальные слои с закладкой
лышевское	евое месторождение.	Глубина карьера — 120 м	ными стволами с поверхно-	под искусственным перекрытием,
(Россия)	Угол падения — $60-90^{\circ}$.		сти. Производственная мощ- созданным на дне карьера	созданным на дне карьера
	Запасы месторожде-		ность рудника — 250 тыс. т	
	ния — $11,5$ млн т		руды в год	
105. Сибай-	Медноколчеданное ме-	105. Сибай- Медноколчеданное ме- Последовательный (Но-	Прибортовые запасы вскры-	Камерная — с последующей тверде-
ское	сторождение. Угол па-	вый Сибай). Параллельный. ты штольнями из карьера.	ты штольнями из карьера.	ющей закладкой. Подэтажное обру-
(Россия)	дения залежи —	(Нижняя залежь). Глуби-	Подкарьерные запасы — вер- шение	шение
	45-55°, средняя мощ-	на карьера — 500 м. Запа-	тикальными стволами с по-	
	ность — 70 м	сы, подлежащие подземной	верхности на глубину 670 м.	
		доработке, располагаются	Высота этажа — 80 м. Произ-	
		в бортах и дне карьера	водственная мощность руд-	
			ника — 1 млн т в год	
106. Mo-	Медноколчеданное ме- Последовательный.	Последовательный.	Прибортовые участки вскры-	Прибортовые участки вскры- Камерная с твердеющей закладкой
лодежное	сторождение представ-	Глубина карьера — 248 м.	вались штольнями. Подка-	и применением самоходной техни-
(Россия)	лено двумя рудными	Оставлен рудный целик	рьерные запасы вскрыты ав-	ки. Ширина камер — 15–20 м
	телами крутого и по-	мощностью 10-20 м	тоуклоном (7°) из карьера	
	логого падения, име-		и наклонным съездом (7-9°)	
	ющими линзообраз-		с поверхности. Высота эта-	
	ную и пластообраз-ную		жа — 60 м. Производствен-	
	формы. Длина залежей		ная мощность рудника —	
	660 м, мощ-		400 тыс. т в год	
	$_{\rm HOCTb} - 5 - 75 \mathrm{M}$, глуби-			
	на залегания — 450 м			

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
107. Саткин- ское, шахта «Маг- незитовая» (Россия)	107. Саткин- Пластообразная залежь ское, магнезита мощностью шахта «Маг- 30—50 м и углом панезитовая» дения — 25—40°. Кре- (Россия) пость руды — 10	107. Саткин- Пластообразная залежь Поспедовательно-парал- ское, магнезита мощностью лельный. шахта «Маг- 30–50 м и углом па- Глубина карьера — 300 м. незитовая» дения — 25—40°. Кре- Ниже дна карьера оставлен (Россия) пость руды — 10 целик 25 м	На первом этапе вскрытие осуществлялось двумя транспортными штольнями и наклонным съездом из карьера. На втором этапе — тремя вертикальными стволами на глубину 600 м. Производственная мощность рудника — 1 – 2,4 млн т в год	На первом этапе вскрытие осуществлялось двумя транс- сой. В перспективе горизонталього двумя транс- кой. В перспективе горизонталь- портными штольнями и на- перспективе горизонталь- портными штольнями и на- премя по штольням в карьер вертикальными стволами на глубину 600 м. Производ- ственная мощность рудни- ка $-1-2,4$ млн т в год
108. Олене- горское (Россия)	Месторождение желе- Зистых кварцитов. Глу- Блубина бина залегания рудного Для сох тела — 800 м. Значи- тельные прибортовые на време и подкарьерные запасы 40—60 м	Последовательный. Глубина карьера — 400 м. Для сохранения устойчиво- сти бортов карьера оставле- на временная потолочина 40—60 м	Прибортовые запасы вскры- ты штольнями из карьера и спиральным съездом. Под- карьерные запасы — верти- кальными стволами. Высота этажа — 60 м. Производ- ственная мощность рудни- ка — 4,5 млн т в год	Этажно-камерная система разработ- ки. При отработке прибортовых за- пасов руда выдается через штольни в карьер
109. Красно- каменское (Россия)	(09. Красно- Железорудное место- каменское рождение. Средняя (Россия) мощность залежи — 50-60 м. Руды крепкие	Последовательный	Производственная мощность Системы с обрушением рудника — 2 млн т руды в год	Системы с обрушением
110 Алек- сандрин- ское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Мощеность рудных тел — 2—50 м, глубина залегания — 310 м. Подземные запасы — 5,5 млн т	Поспедовательный. Глубина карьера — 160 м	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из ка- рьера и вентиляционными восстающими. Высота эта- жа — 50 м	Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды

Продолжение табл. 1.2

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
111. Джу- синское (Россия)	Медно-цинковое месторождение. Мощность рудных тел — $3-20$ м, угол падения — $65-80^{\circ}$	Последовательный. Глубина карьера — 260 м	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальны-ми стволами с поверхности и наклонным съездом из карьера. Высота этажа — 60 м. Производственная мощность рудника — 200 тыс. т руды в год	Подхарьерные запасы вскрыты двумя вертикальны- комплексов КОВ-25 и переносным ми стволами с поверхности оборудованием. Высота блока — 60 м, длина камеры — 50 м, ширина рьера. Высота этажа — 60 м. $MKII - 6-8$ м, мощность потолочи- Производственная мощность ны — 6—8 м. Потери — 13,5%, разурдника — 200 тыс. т руды боживание — 11%
112. Сафья- новское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Подземные запасы — 11 млнт	Последовательный. Глубина карьера — 300 м	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности. Производственная мощность рудника 500 тыс. т в год	Камерная система с закладкой
113. Юби- лейное (Россия)	Медноколчеданное ме- сторождение состоит из шести рудных тел, три из них осваиваются подземным способом	Параллельный	Месторождение вскрыто дву- мя наклонными съездами, пройденными с поверхно- сти и борта карьера, и тре- мя вертикальными стволами для нижнего рудного тела. Производственная мощность рудника — до 3 млн т в год	Месторождение вскрыто дву- Камерная система с закладкой выра- мя наклонными съездами, пройденными с поверхно- сти и борта карьера, и тре- мя вертикальными стволами для нижнего рудного тела. Производственная мощность рудника — до 3 млн т в год
114. Запал- но-Озерное (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Запасы подземной разработки около 41 млн т	Последовательный	Производственная мощность рудника— 2 млн т в год	Производственная мощность Камерная система с закладкой вырарудника — 2 млн т в год ботанного пространства

Продолжение табл. 1.2

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
115. Тар- ньерское (Россия)	Медно-цинковое месторождение. Мошность рудных тел — 4—80 м, угол падения — 65—90°. Подземные запасы — 6,4 млн т	Последовательный. Глубина карьера — 160 м	Прибортовые запасы вскры- ты наклонными съездами из карьера. Подкарьерные запасы — двумя вертикаль- ными стволами. Высота эта- жа — 80 м	Прибортовые запасы вскры- Камерная система с закладкой выра- гы наклонными съездами ботанного пространства из карьера. Подкарьерные запасы — двумя вертикаль- ными стволами. Высота эта- жа — 80 м
116. Кама- ганское (Россия)	Медноколчеданное ме- сторождение. Глубина залегания рудных тел — 280 м. Подземные запа- сы — 2,4 млн т	Последовательный. Глубина карьера — 135 м	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вентиляционными восстающими. Производственная мощность рудника — 300 тыс. т руды в год	Камерная система с закладкой выра- ботанного пространства
117. Дукат (Россия)	Серебросодержащее месторождение	Последовательный. Оставлена потолочина	Вскрытие штольней с по- верхности. Производствен- ная мощность рудника — 750 тыс. т руды в год	Подэтажно-камерная с сухой за- кладкой
118. Киро- вогорское (Россия)	Месторождение железистых кварцитов. Мощность рудных тел — 10—110 м, угол падения — 10—90°	Поспедовательный. Глубина карьера — 250—550 м	Вскрытие осуществлено в два этапа: первый этап (до отм. —10 м) — двумя автосъездами и вертикальными вентиля- ционными стволами; второй этап (до отм. —350 м) — тремя вертикальными стволами стволами стволами	Вскрытие осуществлено в два этажно-камерная с выпуском руды этап (до отм. — 10 м) — двумя автосъездами ное в крест простирания рудного и вертикальными стволами; второй пространством и выпуском руды на траншейное днище, расположентремя вертикальными ное по простиранию рудного тела стволами

Продолжение табл. 1.2

Рудник,	Горно-геологическая	Порядок и условия открыто-	Параметры и особенности	Технология подземной добычи, ее
место-	характеристика месторожления	подземной разработки месторождения	вскрытия подземных запасов	особенности и параметры
(страна)				
119. Ковдор-	119. Ковдор- Флогопитовое место-	Последовательный.	Два вертикальных ствола	Этажно-принудительное обруше-
ское	рождение.	Глубина карьера — 270 м	до глубины 660 м и штольни	до глубины 660 м и штольни ние с отбойкой руды в зажатой среде
(Россия)	Главная залежь — мощ-			и одностадийной выемкой
	ное крутопадающее			
	рудное тело, залегаю-			
	щее на глубину 800 м			
120. Ньорк-		Последовательный.	Подкарьерные запасы	Система разработки с открытым
пахкское	тит-нефелиновых руд.	Глубина карьера —	вскрыты двумя штольнями	очистным пространством и выпу-
(Россия)	Мощность рудных за-	100—400 м	из карьера. Производствен-	ском руды на траншейное днище
	лежей — 8—50 м. Угол		ная мощность рудника —	
	падения — 0—45°. 06-		1,7 млн т руды в год	
	щие запасы нижнего			
	яруса месторожде-			
	ния — 55,7 млн т			
121. Олений	121. Олений Месторождение апа-	Последовательная.	Подземные запасы вкры-	Рудные залежи мощностью
Ручей	тит-нефелиновых руд.	Глубина карьера —	гы тремя штольнями, с кото-	ты тремя штольнями, с кото- до 35 м — система с открытым
(Россия)	Девять основных руд-	400—600 м	оых пройдены слепые стволы	рых пройдены слепые стволы очистным пространством с оставле-
	ных тел нижнего яру-		и автоуклоном	нием целиков. Мощные рудные за-
	са мощностью 8-80 м			лежи — система с принудительным
	с углами падения 25—			обрушением руды и вмещающих по-
	45°, не имеющих выхо-			род, выпуском руды на траншейное
	да на земную поверх-			днище и отбойкой специальных по-
	ность			родных секций для погашения
				(заполнения) пустот

Окончание табл. 1.2

Рудник, место- рождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Порядок и условия открыто- подземной разработки месторождения	Параметры и особенности вскрытия подземных запасов	Технология подземной добычи, ее особенности и параметры
122. Коашва (Россия)	(Россия) Месторождение апатит-нефелиновых руд. Длина залежи по простиранию 3 км, по падению — до 2,5 км. Выделено четыре рудных тела в главной рудной зоне и два — в нижней зоне. Мощность рудных тел изменяется от 8 до 90 м. Угол падения — 30–50°	Последовательная. Глубина карьера— 300 м	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальны- ми стволами и наклонным съездом из карьера, а также штольнями и вентиляционными восстающими в юго- западном борту карьера	Вскрыты тремя вертикальны- рьера — система с открытым очист- ми стволами и наклонным съездом из карьера, а также питольнями и вентилящион- пее 50 м) — подэтажное обрушение сторцовым выпуском руды или вызападном борту карьера пуском на траншейное днище
123. Имени В. Гриба (Россия)	Месторождение алма- зов. Мощность зале- жей — $80-200$ м. Угол падения — $85-90^\circ$	Последовательная. Глубина карьера — 350–800 м верхности Оставлен барьерный целик мощностью 50 м	Верхикальные стволы с по- верхности	Камерная, с твердеющей закладкой
124. Сарбай- ское (Казахстан)	124. Сарбай- Железорудное меское сторождение. Руде (Казахстан) ные тела мощностью от 3 до 250 м и утлом падения 30°-90°	Последовательная. Глубина карьера — 620 м. Созданы внутренние отвалы пустых пород высотой 110—260 м	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными ствола-ми на глубину 900 м. Производственная мощность рудни-ка — 6—10 млн т руды в год	Подкарьерные запасы вскрыты (система этажного принудительного тремя вертикальными ствола- ми на глубину 900 м. Производ- кой и площадным выпуском руды. Ственная мощность рудни- ка — 6—10 млн т руды в год (16%)
125. Горкит- ское и Та- рыннахское (Россия)	125. Горкит- Железорудное ме- зкое и Та- сторождение. Мош- рыннахское ные рудные тела кру- гого падения (75–90°), залегают на глубину до 1000 м. Руды и поро- ды устойчивые	Последовательная. Глубина карьера — 200—450 м	Пять вертикальных стволов и четыре наклонных съезда из карьера. Высота эта-жа — 100 м. Производственная мощность рудника — до 12 млн т в год	Система этажного принудительно- го обрушения на компенсационные камеры с отбойкой параллельно- сближенных скважин и площалным двухсторонним выпуском руды

1.2.1. Анализ опыта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений

Крупнейшим алмазодобывающим предприятием мира является рудник «Финш» (ЮАР), разрабатывающий кимберлитовую трубку эллиптической формы с горизонтальной площадью 179 тыс. м². Глубина залегания трубки более — 900 м. Верхняя часть месторождения отработана карьером до глубины 388 м, нижняя — осваивается подземным рудником [1]. Прибортовые запасы вскрыты наклонным (конвейерным) и вертикальным (вентиляционным) стволами с поверхности, подкарьерные запасы — двумя вертикальными стволами с поверхности на глубину 760 м (рис. 1.1). Высота этажа составляет 80—110 м. Добыча руды осуществляется с применением систем этажного или подэтажного обрушения. Производственная мощность рудника — 5 млн т руды в год [11—13].

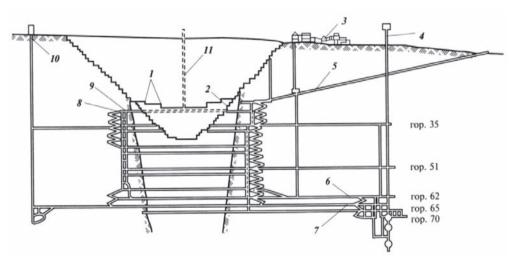


Рис. 1.1. Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Финш» (ЮАР): 1— рабочие уступы карьера; 2— контур карьера; 3— обогатительная фабрика; 4— рудовыдачной ствол; 5— наклонный ствол; 6— горизонт дробления; 7— транспортный горизонт; 8— вентиляционные восстающие; 9— рудоспуск; 10— вспомогательный ствол; 11— вентиляционный ствол

Рудник «Чамбиши» (Замбия) разрабатывает месторождение медистых сланцев мощностью 15-20 м, углом падения $30-70^{\circ}$ и глубиной залегания 1800 м. Верхняя часть залежи отработана карьером на глу-

бину 235 м. Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта наклонным (конвейерным) стволом и наклонным съездом, пройденными из карьера. Вторая очередь вскрыта вертикальными стволами с поверхности на глубину 1020 м (рис. 1.2). Применяется система подэтажных штреков [1, 9, 17].

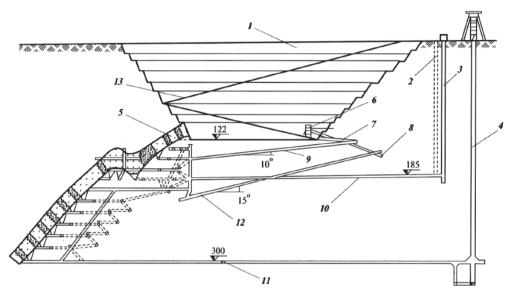


Рис. 1.2. Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Чамбиши» (Замбия):

1— карьер; 2, 3— вентиляционные стволы; 4— рудовыдачной ствол; 5— рудное тело; 6— перегрузочный бункер в карьере; 7— портал наклонного съезда; 8— перегрузочная станция; 9— наклонный съезд; 10, 11— квершлаг; 12— конвейерный уклон; 13— карьерный съезд

Месторождение медных руд, разрабатываемое рудником «Принс-Лайэл» (Австралия), представлено рядом параллельных линз с углом падения 70—80°, средней мощностью — 60 м и глубиной залегания — 570 м. Предельная глубина карьера составила 156 м. Прибортовые и придонные запасы вскрыты штольней из карьера и автоуклоном с поверхности. Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами на всю глубину залегания месторождения (рис. 1.3). Высота этажа составляет 70 м. Первоначально при отработке целика применялась подэтажно-камерная система разработки, основные подземные запасы отрабатываются подэтажным обрушением с торцовым выпуском [1, 2, 9, 11].

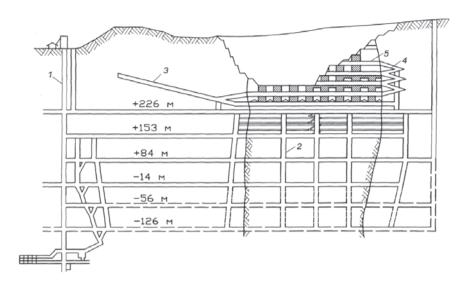


Рис. 1.3. Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Принс-Лайэл» (Австралия): 1 — рудовыдачной ствол; 2 — рудоспуск; 3 — автоуклон с поверхности; 4 — спиральный съезд; 5 — штольня

Кимберлитовая трубка «Удачная» (Россия, Якутия) представляет собой столбообразную залежь с субвертикальным падением, разветвляющуюся на два конусообразных рудных тела — западное и восточное — со средними размерами 320×220 м и 305×190 м, соответственно. Запасы кимберлита разведаны до глубины 1400 м [19]. Верхняя часть трубки отработана открытым способом до глубины 640 м. Размеры карьера по дну 630×260 м. Подкарьерные запасы трубки вскрыты тремя вертикальными стволами (скиповой, клетевой, вентиляционно-вспомогательный), пройденными с поверхности на глубину 1000 м (рис. 1.4). С целью ускорения строительства рудника и вскрытия верхнего этажа пройдены наклонные съезды из карьера (30 и 150 м выше дна карьера) [20]. Высота этажа составляет 100 м. Такая схема вскрытия характерна для всех подземных рудников АК «АЛРОСА»: «Интернациональный», «Мир» и «Айхал» [21-24]. Проектом предусмотрена технология отработки прибортовых запасов — подэтажное обрушение, основных запасов — этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой под предохранительной подушкой. Производственная мощность рудника — 4 млн т руды год [25].

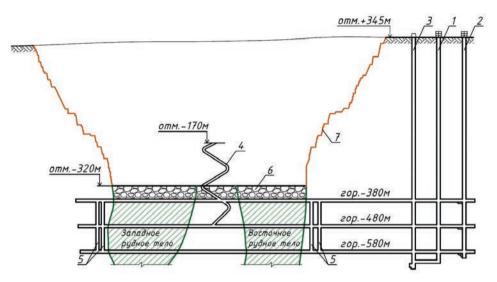


Рис. 1.4. Схема вскрытия подземных запасов трубки «Удачная»: 1 — скиповой ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — вспомогательный ствол; 4 — наклонный съезд; 5 — лифтовой восстающий; 6 — рудная подушка; 7 — контур карьера

Молодежное медноколчеданное месторождение (Россия, Урал) включает два рудных тела крутого и пологого падения. Протяженность рудных тел — 660 м, мощность рудных тел — 5-75 м, глубина залегания — 450 м. Предельная глубина карьера составила — 248 м. Распределение подземных запасов: в бортах — 42%, ниже дна карьера — 58%. Прибортовые участки вскрыты штольнями, подкарьерные запасы автотранспортным уклоном из карьера под углом 7° и вентиляционно-вспомогательным наклонным съездом с поверхности под углом 9° (рис. 1.5). Высота этажа — 60 м. Между карьером и ПГР оставлен рудный целик мощностью 10-20 м. Применяется этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой. Производственная мощность рудника — 400 тыс. т руды в год [30, 31]. Вскрытие подземных запасов на других медноколчеданных месторождениях Урала (Александринском, Сафьяновском, Джусинском, Тарньерском, Камаганском, Юбилейном, Султановском) осуществлено или предполагается осуществить автоуклонами в сочетании с вертикальными стволами или вентиляционными восстающими [1, 4, 34–36].

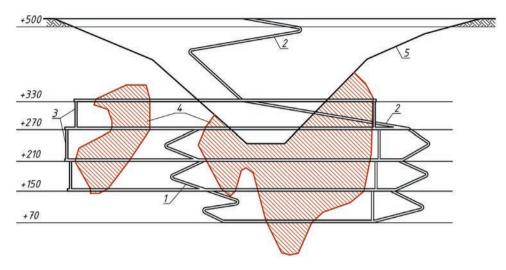


Рис. 1.5. Схема вскрытия подземных запасов Молодежного месторождения:

1 — автоуклон; 2 — наклонный съезд; 3 — восстающие; 4 — рудное тело; 5 — карьер

Интересный опыт комбинированной разработки получен при освоении Гайского медноколчеданного месторождения (Россия, Урал). С целью вовлечения в эксплуатацию богатых руд линзы «Стержневая» с высоким содержанием меди (до 12%), залегающей на глубине 170-380 м, и увеличения мощности предприятия разработка месторождения велась параллельно ОГР и ПГР. При последовательной схеме к отработке линзы приступили бы через 10-12 лет после начала ОГР. Одновременно со строительством карьера на северном борту велось строительство подземного рудника. Первая ступень вскрытия (при высоте этажа 60 м) включала гор. 170-440 м. Месторождение вскрыто вертикальными стволами: сдвоенными скиповым и клетевым, закладочным и фланговыми вентиляционными (рис. 1.6). Для доставки самоходного оборудования (СО) в шахту с верхнего уступа карьера пройден наклонный съезд [18]. Карьер глубиной 330 м отработан в 1999 г. За весь период из карьера было добыто 40,8 млн т руды и извлечено более 155 млн м³ вскрыши. Параллельная схема ведения ОГР и ПГР предопределила применение твердеющей закладки отработанных камер. Первоначально между карьером и подземным рудником был сформирован рудный целик мощностью до 100 м, который впоследствии был отработан карьером. Исследованиями института «Унипромедь» установлена минимальная безопасная толщина искусственного целика, равная 50 м, который был сформирован в процессе подземной отработки. Вторая ступень вскрытия включала горизонты 440—685 м (при высоте этажа 80 м) [4, 8, 30].

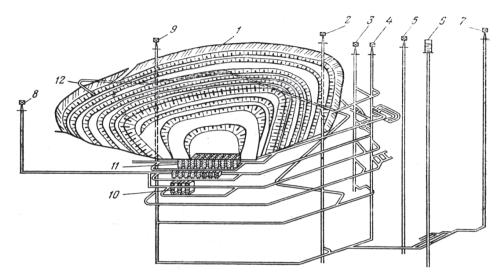


Рис. 1.6. Схема вскрытия подземных запасов Гайского месторождения:

1 — карьер; 2-9 — вертикальные стволы; 10 и 11 — действующие и заложенные камеры, соответственно; 12 — наклонный съезд

Осваиваемое комбинированным способом по параллельной схеме Тишинское полиметаллическое месторождение (Казахстан), представлено крутопадающими линзообразными телами мощностью 5—70 м. Вмещающие породы неустойчивые (коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову — 6—8), руды более устойчивы (коэффициент крепости — 8—10). Глубина карьера более 200 м. Между карьером и подземным рудником был сформирован временный рудный целик толщиной 60 м, под ним ПГР — искусственный толщиной 60 м. Осуществлено поэтапное вскрытие тремя вертикальными стволами до гор. 6 и двумя стволами до гор. 10 с их последующий углублением до гор. 16. Наклонный съезд для доставки СО и штольни с целью вскрытия прибортовых запасов пройден из карьера (рис. 1.7). Добыча руды ведется камерной системой с твердеющей закладкой. Высота камер — 60 м, ширина — 10 м [10, 11].

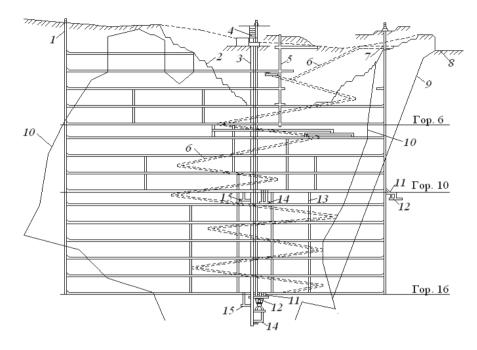


Рис. 1.7. Схема вскрытия подземных запасов на Тишинском руднике: 1, 3, 4, 5 и 7— вертикальные стволы шахт «Западная вентиляционная», «Тишинская», «Вентиляционная», «Разведочно-эксплуатационная» и «Ульбинская» соответственно: 2— контур карьера; 6— наклонный съезд; 8— р. Ульба; 9— охранный целик; 10— контур рудного тела; 11— насосная; 12— водосборники; 13— рудоспуск; 14, 15— рудные и породные дозаторные камеры

Примером комбинированной разработки одного месторождения по параллельной и последовательной схемам является освоение Учалинского медно-цинкового месторождения (Россия, Урал). Длина залежи по простиранию 1,4 км, глубина по падению — до 530 м, мощность рудных тел колеблется от 2 м до 140 м (в среднем — 57 м), угол падения — 80–85°. Верхняя часть месторождения отработана карьером до глубины 324 м. Запасы месторождения, подлежащие подземной разработке, составляли на начало ПГР около 30 млн т и расположены в основном в прикарьерной части (до 80%). Запасы в бортах и в основные подкарьерные запасы вскрыты группой вертикальных стволов на всю глубину залегания месторождения (рис. 1.8). Для доставки СО и транспорта руды в начальный период эксплуатации рудника (до ввода скипового ствола) с поверхности пройден наклонный

съезд, сбитый с карьером. Высота этажа — 80 м. Отработка месторождения ведется этажно-камерной системой с закладкой. Производственная мощность рудника — 1,4 млн т руды в год [4,37].

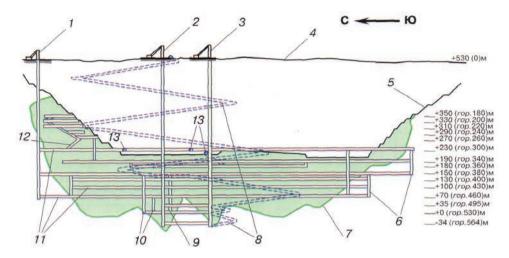


Рис. 1.8. Схема вскрытия подземных запасов Учалинского месторождения: 1, 2, 3— стволы «Северный вентиляционный», «Скиповой», «Клетевой», соответственно; 4— земная поверхность; 5— контур карьера; 6— вентвосстающие; 7— контур рудного тела; 8— наклонные съезды; 9— породоспуск; 10— рудоспуски; 11— откаточные штреки; 12— участковый наклонный съезд; 13— штольни из карьера

Анализ опыта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений показал, что реализация последовательной (80%) либо параллельной (20%) схем ведения ОГР и ПГР обусловливает возможность применения различных вариантов вскрытия подземных запасов. Под вариантом вскрытия понимаем любое сочетание способа и схемы, отличное от других. Их большое разнообразие определено многообразием условий залегания месторождений и горнотехнических условий их разработки.

Вскрытие вертикальными стволами доминирует над другими способами (50%), при этом стволы располагаются, как правило, на промплощадке открытого рудника вне зоны сдвижения горных пород и проходятся сразу на всю глубину разведанных запасов (без углубки). Наклонные стволы при кажущейся очевидности условий применения (угол наклона ствола близок к генеральному углу наклона борта карье-

ра $30-45^\circ$), применяются крайне редко (1%). Причиной, по-видимому, является меньшая надежность скипового или конвейерного подъема руды по наклонным стволам на поверхность в сравнении со скиповым или клетевым подъемом по вертикальному стволу или с автомобильным транспортом по автоуклону. Вскрытие горизонтальными (штольни) и слабонаклонными (до 10°) выработками (автоуклоны) распространено довольно широко (25%). Комбинированный способ, определяемый как сочетание различных способов вскрытия, например вертикальным стволом и автоуклоном, применяется также достаточно широко (24%).

Карьер использовался в качестве вскрывающей выработки в 64% случаев (при последовательной схеме — 50%, параллельной — 14%), а именно:

- *главной* (36%) при вскрытии автоуклоном или штольней, при этом руда выдается на поверхность по карьерным съездам карьерным транспортом (при последовательной схеме 33%, параллельной 3%);
- вспомогательной (28%) при вскрытии стволами с поверхности (при последовательной схеме 17%, параллельной 11%).

При последовательной схеме особенностями вскрытия являются:

- применение специальных выработок пройденных из карьера (наклонных съездов, штолен, уклонов, вентиляционных восстающих) с целью ускорения подготовки запасов к выемке в период строительства главных вскрывающих выработок (вертикальных стволов) с поверхности;
- временное использование в качестве главных вскрывающих выработок наклонных съездов и штолен для транспортирования руды в карьер до ввода в эксплуатацию главных вскрывающих выработок (вертикальных стволов);
- необходимость завершения вскрытия и подготовки к выемке подземных запасов до окончания ОГР с целью недопущения разрыва в добыче. По крайней мере, в проектах всегда провозглашается такая цель, хотя на практике она достигается весьма затруднительно;
- сохранение бортов карьера в устойчивом состоянии весь срок существования рудника при вскрытии главными автоуклонами, при этом устье автотранспортного уклона чаще всего располагается на одном из нижних уступов карьера с целью минимизации его длины;

- применение штолен, автоуклонов и вентиляционных восстающих, пройденных с уступов карьера для вскрытия локальных участков месторождения;
- производство углубочных ОГР в пределах подземных запасов, расположенных непосредственно под дном и в бортах карьера, вследствие отставания вскрытия и подготовки от проектных сроков.

Реализация параллельной схемы требует значительно больше начальных капитальных вложений, чем последовательная, где капитальные затраты растянуты во времени. Для параллельной схемы характерно:

- вскрытие подземных запасов вертикальными стволами в период эксплуатации карьера. Наклонные съезды проходятся с поверхности или верхних уступов карьера и используются как вспомогательные выработки;
- вскрывающие выработки подземного рудника используются для транспортирования и подъема руды, добытой ОГР в период доработки (эксплуатации глубоких горизонтов) карьера, крайне редко (2%).

В связи с тем, что современная подземная технология добычи связана с широким применением СО, современные способы и схемы вскрытия подземных запасов предусматривают проведение соответствующих выработок для их доставки — наклонных съездов. Анализ позволил считать, что тенденции развития схем и способов вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке связаны с совершенствованием схем транспорта и подъема горной массы и заключаются в использовании:

- карьерного пространства для вскрытия запасов в бортах и под дном карьера штольнями и уклонами как при параллельной, так и последовательной схемах ведения ОГР и ПГР. Для подъема руды целесообразно применять подземное СО и внутрикарьерный транспорт. Перегрузочные пункты оборудуются в карьере, в качестве перегрузочного средства используется экскаватор [31, 35];
- новых видов транспортных средств большой грузоподъемности — автосамосвалов с комбинированным дизель-электрическим приводом, троллейвозов, автопоездов, способных осуществлять транспортирование руды из шахты на поверхность без перегрузки в карьере [38, 39];

- стволов подземного рудника для выдачи руды, добытой в период разработки глубоких горизонтов карьера (или его доработки).
 Схема вскрытия основана на проходке из карьера транспортных штолен, уклонов и капитальных рудоспусков, перепуске и погрузке руды в рудничные транспортные средства, дальнейшее транспортирование ее в общерудничной транспортной системе [3, 40, 41];
- комбинации вертикальных стволов, проходимых с поверхности и уклонов (штолен) из карьера при последовательной схеме. Последние используются как для подготовки прикарьерных запасов к выемке, вентиляции, доставки людей, СО и материалов с целью ускорения ввода в эксплуатацию подземного рудника, так и для выдачи руды [36]. При этом количество вертикальных стволов может быть уменьшено до одного, а их функции сведены только к подъему руды.

Основные достоинства современных схем вскрытия подземных запасов основаны на использовании карьерного пространства как положительного специфического фактора при комбинированной разработке и СО. По сравнению с традиционным вскрытием с поверхности повышение эффективности обеспечивается за счет:

- снижения объемов и затрат на горно-капитальные работы (ГКР);
- сокращения срока строительства рудника, окупаемости капитальных вложений и ускорения подготовки запасов к выемке;
- оптимизации эксплуатационных затрат на процессы добычи, связанные со вскрытием (транспорт, подъем, доставка людей, материалов, оборудования и др.).

1.2.2. Анализ опыта отработки подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений

Отработка блоков № 13, 14, 15 в борту и под дном карьера на Высокогорском руднике (Россия, Урал) осуществлялась системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационное пространство (рис. 1.9). После обрушения потолочин и междукамерных целиков (МКЦ) произошло соединение подземных очистных выработок с карьерным пространством. Зона обрушения при этом составила 8 тыс. м^2 . Происходило незначительное осыпание карьерных уступов. При этом отработка блока № 14 была осложнена в связи с тем, что при выпуске руды образовывались аэродинамические связи (AAC)

с поверхностью. Толща обрушенной руды была 40-50 м. При всасывающе-нагнетательном способе проветривания на шахте «Магнетитовая» из зоны обрушения поступало от 12 до 37% воздуха. Температура в выработках снижалась до минус 5-8 °C в феврале-марте 1964 и 1965 гг. при температуре воздуха на поверхности минус 25 °C [42].

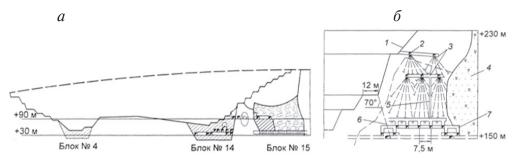


Рис. 1.9. Отработка подземных запасов на Высокогорском руднике: a — продольный разрез; δ — опытный блок: I — борт карьера; 2 — штольня; 3 — буровые орты; 4 — закладочный массив; 5 — отрезной восстающий; 6 — сброс; 7 — штрек

Аналогичные явления были зафиксированы на руднике им. С. М. Кирова комбината «Апатит» (Россия, Мурманская область) [33, 43]. Месторождение представляет собой залежи апатитовых руд длиной по простиранию более 2 км, мощностью — 10—120 м и углом падения — 30°. Участки месторождения отрабатывали по параллельной схеме. Рудные тела в борту карьера разрабатывали системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры (рис. 1.10). Для обеспечения нормальных условий в выработках скреперования сооружались бетонные или деревянные изолирующие перемычки, однако в отдельных забоях сохранялась отрицательная температура, снижалась производительность труда.

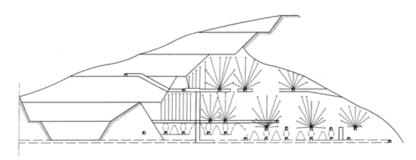


Рис. 1.10. Отработка подземных блоков на руднике им. Кирова

Разработка прибортовых и подкарьерных запасов Учалинского медноколчеданного месторождения (Россия, Урал) ведется этажно-камерной системой с твердеющей закладкой. На северном фланге месторождения в границах подкарьерных запасов на гор. 340 м в период ведения ОГР (параллельная схема), ПГР был создана искусственная изолирующая потолочина толщиной 8-9 м (рис 1.11, a). Мощность потолочины и нормативная прочность закладки (4,0 МПа) определялись исходя из условия последующей подработки ее камерами шириной 10 м [4, 28]. Запасы северного фланга в этаже 340/380 м были отработаны без осложнений. Ниже потолочины для предотвращения разрушения искусственного целика взрывными работами оставили рудный целик мощностью 5-10 м. Подкарьерные запасы южного фланга месторождения отрабатывали по последовательной схеме после постановки карьера в предельное положение. Применялась этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой в двух вариантах: без оставления предохранительного целика и под рудной потолочиной мощностью 16 м (рис. 1.11, δ). Выемка осуществлялась с гор. 380 м камерами высотой 40 м, шириной 10–15 м. Кровля камер крепилась канатными анкерами. Отмечены некоторые трудности при проветривании очистных работ в зимний период [29].

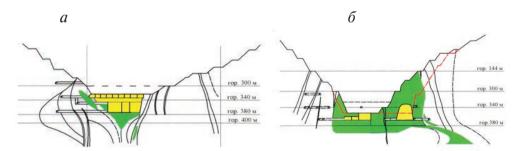


Рис. 1.11. Отработка подкарьерных запасов на Учалинском месторождении: a — северный фланг; δ —южный фланг

На Лениногорском руднике при отработке подкарьерных блоков системой с обрушением, несмотря на относительно большую (более $100\,\mathrm{m}$) глубину расположения откаточных выработок от поверхности, произходило их интенсивное обмерзание [10]. На рабочих местах скреперистов температура воздуха снижалась до $-5\,^\circ\mathrm{C}$ при скорости движения воздуха в $0,55-0,6\,\mathrm{m/c}$. Почти на $40\,\%$ снизилась производительность труда.

При отработке подземных участков вблизи карьерного пространства установлено отрицательное влияние ААС на производительность и себестоимость рудничной вентиляции. Опыт проветривания всасывающим способом на отечественных рудниках Лениногорского, Норильского, Зыряновского, Нижнетагильского и других комбинатов показал, что подсосы «накоротко» составляли 40-70 % дебита вентиляторов главного проветривания (ГВУ). Подсосы ухудшали проветривание, способствовали увеличению затрат на вентиляцию. Не всегда успешен был переход на комбинированный способ проветривания [44]. Например, на Лениногорском руднике в зимний период проветривание осуществляли за счет депрессий ГВУ на обычных вентиляционных путях блока и нагнетательного вентилятора, установленного на откаточном горизонте. Из-за непостоянной толщины слоя отбитой руды в блоках при ее выпуске изменялось сопротивление столба отбитой руды, в связи с этим и количество воздуха, подсасываемого с поверхности в подземные выработки. Струя, нагнетаемая ГВУ по откаточным выработкам, не сумев преодолеть противотока с поверхности, превращалась в эжекционную и содействовала проникновению воздуха с поверхности через зону обрушения. Аналогичные явления наблюдались на Юкспорском руднике. На рудниках комбината «Апатит» потери напора на доставку воздуха к горным vчасткам составляли 60-90 % развиваемой вентиляторами депрессии. На рудниках Кривбасса фактические величины непроизводительных подсосов воздуха через зону обрушения составляют от 0,5% на руднике им. Коминтерна, где зона обрушения практически засыпана, до 55,3% — на руднике им. Ленина от общего количества выдаваемого воздуха [8].

Интересен опыт отработки медного месторождения Палабора (ЮАР), представленного свитой вертикальных медноносных карбонатных интрузий длиной $1400\,\mathrm{m}$, шириной $800\,\mathrm{m}$ со средним содержанием меди $0.8\,\%$ [14]. Месторождение отработано карьером до глубины $760\,\mathrm{m}$, далее ведутся ПГР до глубины $1300\,\mathrm{m}$. Применяется система разработки блокового самообрушения. При этом организован один этаж высотой $500\,\mathrm{m}$, что фактически соответствует толщине подкарьерного целика. Организуется предварительная подсечка блока площадью $2\,\mathrm{ra}$ ($140\times140\,\mathrm{m}$).

Также определенный интерес представляет освоение кимберлитовых месторождений ЮАР: Коффифонтейн, Ягерсфонтейн, Де Бирс,

Премьер, Финш, где реализована последовательная схема комбинированной разработки [12, 32]. На данных месторождениях подкарьерный целик не оставлялся. На первом этапе ПГР применялась камерная система с открытым выработанным пространством. Отбойка и выпуск руды осуществлялись на открытое выработанное пространство камер, соединенных с карьерным пространством. На втором этапе по мере заполнения выработанного пространства обрушенными породами — система с обрушением, причем вначале подэтажное обрушение с высотой подэтажа до 30 м, затем этажное — с высотой этажа до 110 м. Некоторые рудники перешли на систему блокового самообрушения.

Изучение опыта показало, что выемка подземных запасов, расположенных выше (прибортовые запасы) и ниже (подкарьерные запасы) дна карьера [1, 27], осуществляется по трем классам систем разработки: с открытым очистным пространством, с закладкой выработанного пространства, с обрушением руды и вмещающих пород.

При параллельной схеме выемка осуществляется, как правило, с закладкой и под мощным рудным целиком (Гайское, Тишинское, северный фланг Учалинского месторождения). При последовательной схеме верхней границей подземного блока является карьер, т.е. налегающие породы отсутствуют, поэтому при анализе возникала некоторая неопределенность с идентификацией классов систем разработки, особенно на зарубежных предприятиях. Это связано с тем, что в отечественной научно-технической литературе при отнесении системы разработки к классу пользуются, как правило, классификацией акад. М. И. Агошкова, где в качестве классифицирующего признака принято состояние очистного пространства выемочного участка во время его разработки [45]. В источниках, описывающих зарубежный опыт, состояние выработанного пространства после окончания очистной выемки указывалось не всегда или неясно, хотя оно в значительной степени влияет на полноту извлечения полезного ископаемого из недр, состояние рудничной атмосферы и, в конечном счете, на эффективность подземной геотехнологии [46].

Технологии отработки подземных запасов при комбинированной разработке весьма разнообразны, и их выбор зависит от постоянных и переменных горно-геологических, горнотехнических, экономических и геоэкологических, а также специфических факторов (табл. 1.3).

 $\begin{tabular}{l} $\it Taблицa \ 1.3 \\ \end{tabular}$ Применяемые системы разработки подземных запасов

Система подземной разработки, %	Схема комбиниро	ванной разработки
	Параллельная	Последовательная
С естественным поддержанием	8	11
очистного пространства, в том числе:		
подэтажные штреки;	_	11
– камерно-столбовая	8	_
С искусственным поддержанием	36	37
очистного пространства, в том числе:		
 камерная с твердеющей закладкой; 	36	24
 горизонтальные слои с закладкой 	_	13
С обрушением руды и вмещающих	56	52
пород, в том числе:		
– этажное принудительное обрушение;	48	26
подэтажное обрушение	8	26
Итого	100	100

Видно, что классы систем разработки по схемам комбинированного способа распределены достаточно равномерно. Например, доля систем с обрушением составляет 56 и 52%, а систем с искусственным поддержанием очистного пространства — 36 и 37% соответственно при последовательной и параллельной схемах. При выборе систем разработки учитывются такие факторы, как ситуационное значение величины извлекаемой ценности руды и пространственное расположение запасов относительно карьера. Характерными конструктивными и технологоическими особенностями очистной выемки подземных прикарьерных блоков являются:

- применение более чем в половине случаев (55% случаев) рудного разделительного целика независимо от класса системы разработки и схемы комбинированного способа. Целик, как правило, впоследствии погашается ОГР или ПГР;
- засыпка карьера пустыми породами с целью поддержания бортов карьера в устойчивом положении и облегчения процесса обрушения (16%);
- ограниченное использование (4%) на бурении взрывных скважин карьерного оборудования при кажущейся очевидности;
- варианты систем с обрушением руды и вмещающих пород со значительным влиянием климатических условий на техникоэкономические показатели (ТЭП); с открытым очистным про-

- странством высоким уровнем потерь руды в оставленных целиках или при их последующей отработке;
- ухудшение ТЭП вследствие отрицательного влияния ААС, нарушения вентиляционного режима, усложнение конструкции системы разработки, повышенное горное давление, низкий уровень извлечения руды;

Рассмотрение данных особенностей показывает, что при последовательной схеме непосредственная близость карьера является основной причиной возникновения и действия негативных специфических факторов, таких как:

- повышенное горное давление, действующее в прикарьерной части горного массива (в конструктивных элементах подземного блока и сопряженных с ним барьерных целиках) [1, 33];
- высокая вероятность образования AAC и гидравлических связей между подземными выработками и карьером [10, 44].

При этом многие исследователи указывают на потенциальную возможность использования карьерных коммуникаций и оборудования ОГР для целей подземной разработки как на положительный фактор.

Параллельная схема характеризуется большей удаленностью подземных очистных выработок от карьера и снижением влияния вышеуказанных факторов. Опыт разработки Гайского, Тишинского и Учалинского (северный фланг) месторождений свидетельствуют об этом. Реализация параллельной схемы практически предопределяет применение мощных барьерных целиков, разделяющих ОГР и ПГР. Подземные технологии при отработке запасов под барьерными целиками мало чем отличаются от технологий, применяемых для глубинных (удаленных от карьера) запасов. Основная задача здесь сводится к верному определению параметров барьерного целика, выбор системы разработки определяется обычным (неспецифичным для комбинированной разработки) набором традиционных (постоянных и переменных) факторов.

Отрицательное влияние ААС на ТЭП подземной отработки прикарьерных блоков в условиях Среднего Урала (шахта «Магнетитовая») через влияние климатических условий установлено В. А. Щелкановым [42].

Для системы разработки этажного принудительного обрушения методом регрессионного анализа получены эмпирические зависимости среднемесячной производительности труда забойного рабочего P'_{yy}

(т/чел-смену) и себестоимости добычи 1 т руды по участку C'_{yq} (руб/т) от среднемесячной температуры воздуха t (°C):

$$P'_{vq} = 47,98 + 0,935t - 0,0025t^2;$$
 (1.1)

$$C'_{\text{vq}} = 0.9 - 0.13t + 0.005t^2$$
. (1.2)

Показано, что участковая себестоимость (включающая процессы ПНР, отбойка и выпуск) добычи руды на приграничных участках вследствие отрицательного воздействия климатических условий на 65—70% выше, чем в глубинных блоках (в зимние месяцы в два раза), а производительность труда забойного рабочего в 1,5 раза ниже.

1.3. Обобщение теории комбинированной разработки рудных месторождений

Развитию теории комбинированной разработки посвящены труды ряда отечественных ученых: М. И. Агошкова, К. Н. Трубецкого, Д. Р. Каплунова, П. Э. Зуркова, А. А. Вовка, Г. И. Черного, Б. П. Юматова, Д. М. Казикаева, В. В. Куликова, В. А. Щелканова, М. Г. Новожилова, Г. М. Малахова, М. Ф. Шнайдера, В. К. Вороненко, Т. М. Мухтарова, Ю. В. Волкова, В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой, Ю. В. Демидова, В. А. Юкова, Н. П. Крамскова и др.

Наиболее интенсивное развитие теория комбинированной разработки получила в период с конца 60-х до середины 70-х годов XX века. Именно в этот период вышли в свет фундаментальные труды, посвященные многим аспектам этого способа разработки. Само определение комбинированного способа как применения на одном участке месторождения открытого и подземного способов добычи в различных сочетаниях было дано А. А. Вовком и Г. И. Черным в 1965 г. [47].

Б. П. Юматовым рассмотрены вопросы определения границы ОГР и ПГР, минимальной мощности потолочин между карьером и сводами подземных камер [48]. Рекомендовано при расчете мощности подкарьерной потолочины, величину, полученную по формулам, корректировать с учетом мощности слоя разрушенных пород от предыдущих взрывов в карьере.

Совместной разработке месторождений двумя способами (открытым и подземным) одновременно посвящены работы

- Д. М. Казикаева [2, 49]. В них рассмотрены геомеханические вопросы, возникающие при доработке карьеров подземными горными работами, дается методика расчета толщины потолочин над камерами по факторам горного давления и действия взрывов, дана систематизация вариантов вскрытия при комбинированной разработке.
- В. В. Куликов определил комбинированную разработку как первоначальную отработку верхней части месторождения открытыми горными работами и после их окончания переход на подземные работы [50].
- П. Э. Зурков одним из первых ученых определил характерные особенности открыто-подземного способа разработки [51]:
 - наличие перехода от открытых разработок к подземным, и в период перехода близкое соприкосновение во времени и пространстве двух резко противоположных методов разработки месторождения;
 - совпадение во времени периода доработки карьера с периодом развития подземных работ в шахте;
 - необходимость комплексной увязки и рационального планирования во времени и пространстве горных работ двух взаимно конкурирующих методов разработки месторождения;
 - необходимость своевременного выполнения комплекса организационно-технических мероприятий, обеспечивающих высокую безопасность переходных работ.

Им разработана классификация открыто-подземных методов разработки переходных этажей, в основу которой положен способ поддержания борта карьера. Так, для отработки крутопадающих месторождений возможны три класса: с полным обрушением бортов карьера по всему периметру, с обрушением по висячему боку и с сохранением бортов карьера.

Наибольшую стройность теории комбинированной разработки в 70-е годы XX века придал в своих трудах В. А. Щелканов [3, 52, 53]. Под комбинированной разработкой он понимает отработку запасов одного месторождения открытым и подземным способами по взаимосвязанным технологическим схемам. Под технологической схемой комбинированной разработки понимаются определенный порядок и последовательность ведения горных работ, при которых максимально учитывается специфика ОГР и ПГР. В зависимости от их степени совмещения во времени и пространстве могут создаваться те или иные

технологические особенности, оказывающие влияние на ТЭП и учитываемые коэффициентом эффективности технологической взаимосвязи $K'_{\text{иг тв}}$. Под технологическими особенностями понимается специфическое выполнение того или иного производственного процесса, влияющего на величину эксплуатационных затрат. Изменение себестоимости добычи 1 т руды будет зависеть от степени этого влияния и времени его воздействия. Себестоимость подземной добычи 1 т руды при комбинированной разработке с учетом влияния технологических особенностей определяется из выражения:

$$C'_{\text{III.TB}} = K'_{\text{III.TB}} C_{\text{III}},$$
 (1.3)

где $C_{\scriptscriptstyle
m III}$ — рудничная себестоимость добычи 1 т руды подземным способом в данных горно-геологических условиях без учета влияния ОГР:

 $K'_{\text{III,TB}}$ — коэффициент эффективности технологической взаимосвязи подземных работ при комбинированной разработке, определяется для каждой і-й технологической особенности по выражению:

$$K'_{\text{\tiny TB},i} = 1 + \left(\frac{C_{\text{\tiny III},i}}{C_{\text{\tiny III}}}\right) \left(\frac{C'_{\text{\tiny III},i} - C_{\text{\tiny III}}}{C_{\text{\tiny III}}}\right) \left(\frac{t'_{\text{\tiny III}}}{t_{\text{\tiny III}}}\right),$$
 (1.4)

где C_{m} — рудничная себестоимость добычи 1 т руды; $C_{\text{m}.i}$ и $C'_{\text{m}.i}$ — удельные затраты на i-й процесс при выполнении его обычным способом и, соответственно, с учетом изменения при комбинированной разработке;

 t_{m} и t'_{m} — время действия i-го процесса.

С середины 1980-х гг. теоретическому обоснованию технологических схем комбинированной разработки мощных рудных месторождений уделяется большое внимание. Одним из перспективных методов повышения эффективности и снижения экологических нарушений стал разработанный под руководством акад. М. И. Агошкова комплексный трехъярусный открыто-подземный способ добычи полезных ископаемых с единым выработанным пространством, которое используется для складирования пород вскрыши из зоны ОГР, что позволяет резко сократить эксплуатационные затраты на добычу, а также изъятие из сельскохозяйственного производства значительных площадей земельных угодий и загрязнение окружающей природной среды [8, 54, 55].

М. Г. Новожилов в своих работах дает теоретическое обоснование границ открытых, открыто-подземных и подземных работ при последовательной комбинированной разработке, характерной для мощных рудных месторождений [56, 57]. Выдвинут тезис о том, что при комбинированной открыто-подземной (последовательной) разработке всего месторождения в относительно короткий период осуществляется комбинированная разработка (параллельная или совместная) только части месторождения. Впервые вводится понятие переходной зоны как части месторождения, где одновременно осуществляется выемка ОГР и ПГР. При наличии переходной зоны границей перехода на подземные работы является конечная отметка открыто-подземных работ в этой зоне. При отсутствии переходной зоны граница перехода с ОГР на ПГР соответствует конечной глубине карьера.

Исследования комбинированного способа разработки в условиях Криворожского железорудного бассейна позволили Г. М. Малахову и В. А. Лубенцу [58] сделать вывод о целесообразности создания барьерных естественных или искусственных целиков из твердеющей закладки. Авторы подчеркивают, что для каждого рудника существует свое оптимальное решение частной задачи выбора технологии, зависящей от условий залегания, качества руды, физикомеханических свойств руд и вмещающих пород, параметров системы разработки [59].

М.Ф. Шнайдер и В.К. Вороненко посвятили исследования определению принципов и особенностей совместной разработки рудных месторождений открытым и подземным способами [10]. Ими доказано, что кроме постоянных и переменных факторов, обязательный учет которых влияет на выбор систем подземной разработки (по В. Р. Именитову [60]), необходимо принимать во внимание и такой фактор, как наличие или отсутствие налегающих пород над подземным участком. Особенностью ПГР здесь является наличие ААС подземных выработок с поверхностью, их ведение связано с трудностью создания комфортных температурных условий, поэтому к системам предъявляют требование максимальной отработки запасов блока без выхода обрушения на поверхность. Отработка руд в дне карьера также делает районы подземной разработки аккумулятором ливневых и грунтовых вод, что требует специальной дренажной системы. Для предотвращения проникновения воздуха в подземные выработки подчеркнута необходимость их тщательной изоляции [44].

- По Т. М. Мухтарову комбинированная разработка это способ отработки одного месторождения по единой технологической схеме, представляющей комбинацию элементов открытого и подземного способов ведения работ с учетом взаимной компенсации снижения технико-экономических показателей лимитирующих процессов [61]. Проанализировав методику выбора эффективных вариантов комбинированной разработки, предложенную В. А. Щелкановым в работе [3], он пришел к выводу, что лучшие ТЭП разработки обеспечиваются при совмещении ОГР и ПГР в горизонтальной плоскости и при одновременном их выполнении. Такое совмещение логически больше соответствует раздельному ведению работ двумя способами. Таким образом, более выгодным получается вариант с более слабой технологической взаимосвязью способов разработки.
- В. Н. Калмыков [62, 63] развил теорию комбинированной разработки методическими положениями по обоснованию параметров систем разработки прикарьерных запасов с закладкой. Под переходной зоной он понимает запасы, расположенные в пределах первого придонного этажа. Ее мощность равна размерам выемочного блока, т.е. для прибортовых длина блока, а придонных высота этажа. Условия эксплуатации этих запасов охарактеризованы как неблагоприятные.
- Ю. В. Демидовым с целью обеспечения возможности комплексного проектирования и повышения эффективности производства, а также для сравнительной оценки и выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке месторождений предложена соответствующая классификация [64, 65]. В качестве классифицирующего признака принят способ разделения выработанных пространств, образующихся в результате открытой и подземной выемки запасов при комбинированной разработке месторождений. Переходная зона, разделяющая ОГР и ПГР, неизбежно будет образована, какими бы системами не отрабатывалась рудная залежь. Сделан вывод, что выбор системы подземной разработки зависит от способа разделения выработанных пространств независимо от того, совмещаются ли работы в вертикальной или горизонтальной плоскостях.
- М. В. Рыльниковой [66, 67] разработано теоретические и методические положения геомеханического обоснования параметров комбинированной геотехнологии отработки прибортовых и подкарьерных запасов медноколчеданных месторождений. Обосновано применение в переходной зоне комбинированной геотехнологии, основанной

на использовании элементов открытого, подземного и физико-химического способов с определением границ экономической целесообразности их применения по максимуму совокупного дохода от эксплуатации запасов всего месторождения.

Вопросы терминологии, теории и практики комбинированного способа разработки подробно рассмотрены в монографии Д. Р. Каплунова, В. Н. Калмыкова и М. В. Рыльниковой «Комбинированная геотехнология» [1]. Авторы вводят понятие комбинированной технологии, характеризуемой существенными признаками — последовательностью выполнения технологических процессов ОГР и ПГР и возможностью их совмещения в пространстве и времени, а также направлением развития фронта работ и состоянием горного массива (рис. 1.12). Во всех случаях предполагается наличие единой схемы вскрытия и подготовки запасов, обеспечивающей эффективное освоение месторождения на всех этапах эксплуатации. В монографии также вводится понятие «комбинированная геотехнология» как раздел горных наук, занимающийся исследованиями технологий добычи твердого минерального сырья, сочетающих элементы физико-технической (открытой и подземной) и физикохимической геотехнологий. Понятия «комбинированная технология», «комбинированный способ», «комбинированная разработка» являются синонимами, в равной степени относящимися к разделу горных наук «Комбинированная геотехнология».

Ю.В. Волков считал, что термин «комбинированный способ разработки» относится ко всему месторождению и включает открытый и подземный способы разработки, а термин «комбинированная гео*технология*» — только к участку месторождения, отдельному блоку, где совмещаются (комбинируются) процессы ОГР и ПГР. Например, когда верхнюю часть блока разбуривают из карьера, а выпуск руды ведут в подземные горные выработки. Вопрос формирования единой терминологии, определяющей сущность комбинированного способа разработки месторождений, он считает одним из важных в теории и практике. Имеющиеся разночтения в определении одних и тех же терминов, по мнению автора, сдерживают создание нормативной и методологической базы проектирования комбинированного способа разработки. Подчеркивается особая роль проектирования как определяющего этапа освоения месторождения, связывающего геотехнологию как науку и горные технологии как практику горного дела.

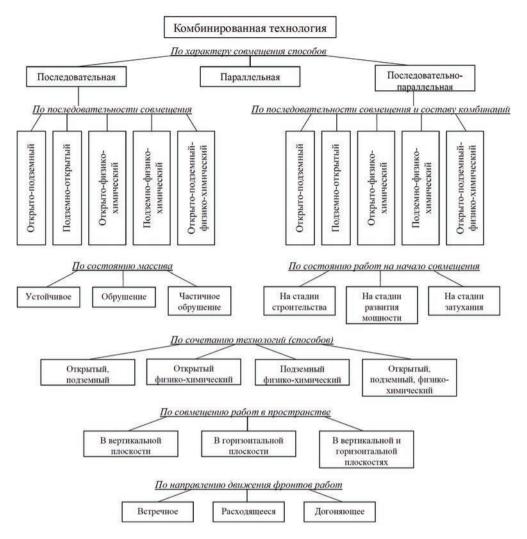


Рис. 1.12. Классификация способов комбинированной технологии

В последние годы ИПКОН РАН на основе системного подхода развивает модульный принцип проектирования [68, 69]. Под проектом горного предприятия подразумевается проект развития горнотехнической системы как совокупности горных конструкций, технических и технологических подсистем в открытых, подземных, физико-химических и специальных методах добычи, взаимодействующих с вмещающими участками недр. Выделены основные свойства системы: эмерджентность, сложность, разнообразие, структурность.

Горнотехническая система комплексного освоения недр состоит из подсистем: вскрытие, подготовка, очистная выемка, транспорт, подъем, переработка руды, складирование и утилизация отходов, использование выработанного пространства. Каждая из этих подсистем описывается в виде образующего макромодуля системы, состоящего в свою очередь из элементов — модулей более низкого порядка. Таким образом, геотехнологический модуль включает конструкцию элемента горнотехнической системы во взаимодействии с участком недр, набор технологических процессов, обеспечивающих выполнение заданной функции, и комплекс горно-технологического оборудования, используемого для реализации составляющих процессов. Условием эффективной работы модулей является корректное определение входных и выходных параметров, в рамках которых оптимизируются их собственные характеристики.

Данный модульный принцип проектирования горнотехнических систем по существу близок к разработанному под руководством Ю.В. Волкова и используемому лабораторией подземной геотехнологии ИГД УрО РАН методу обоснования и выбора систем подземной разработки [30, 70, 71]. В основу методологических принципов выбора технологии также положен системный подход, сущность которого заключается в исследовании организационных систем с учетом сложного взаимодействия элементов между собой и с внешней средой, определяющей область функционирования систем. Под системой понимается подземный рудник, состоящий из подсистем вскрытия, подготовки и добычи (очистная выемка), включающих большое число элементов, объединенных в виде упорядоченной структуры. Этими элементами являются процессы технологического комплекса: подготовительно-нарезные работы, бурение, отбойка, выпуск и доставка, транспорт, вентиляция, закладка, обогащение, металлургический передел. Характерной чертой системы является наличие единой цели функционирования всех составляющих элементов — обеспечение наиболее эффективной работы рудника (ГОКа), только с позиции которого возможно оценить любое техническое решение. Эффективным методом исследований является компьютерное экономикоматематическое моделирование, позволяющее выбрать оптимальный вариант геотехнологии и соответствующие ему параметры по критерию прибыли.

Выводы по главе 1

В результате анализа и обобщения практики и теории комбинированной разработки рудных месторождений можно сделать следующие выводы, определяющие направления исследований.

- 1. В настоящее время объектами при изучении комбинированного способа разработки являются совместное вскрытие карьерного и шахтного полей, состояние рудного и породного прикарьерных массивов, геомеханические параметры конструктивных элементов системы разработки (барьерных целиков, МКЦ, потолочин и т. п.). При этом не до конца разработана методология конструирования и выбора оптимальных параметров подземной геотехнологии (вскрытия и технологии очистной выемки) при комбинированной разработке, основанная на ее главной особенности использовании карьерного пространства, и учитывающая влияние негативных специфических факторов, что требует разработки соответствующей научно-методической основы.
- 2. Изыскание и выбор подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений предполагает разработку и технико-экономическое сравнение большого количества конкурирующих вариантов, что предопределяет необходимость создания экономико-математических моделей, реализуемых на персональном компьютере, позволяющих учесть влияние множества действующих факторов и объективно оценить варианты геотехнологии.
- 3. Обоснование геотехнологической стратегии освоения рудного месторождения комбинированным способом сводится, в основном, к определению границ способов разработки и комплексному проектированию разработки переходной зоны комбинированными технологиями при традиционном нисходящем порядке ОГР и ПГР. Представляется актуальным выявление новых методических подходов к обоснованию стратегии освоения месторождения путем применения подземной технологии, основанной на восходящем порядке выемки, что позволяет использовать преимущества и открытого, и подземного способов разработки. В основе изыскания подземной геотехнологии должна лежать специальная научно-методическая база, адекватная теории и практике комбинированной разработки.

Подтверждение актуальности и правильности выбранных направлений исследований можно найти в трудах член-корр. РАН Д. Р. Каплунова, определившего три области научных исследований в теории проектирования освоения недр [5, 27]:

- 1) методологическая включает в себя горно-геологическую и технико-экономическую оценку месторождений горнотехнических систем, обоснование их типа и структуры и выбор методов моделирования и оптимизации параметров, исследование взаимосвязей между подсистемами и элементами горнотехнических систем;
- 2) геотехнологическая предполагает выбор способа разработки месторождения или его части, обоснование параметров горнотехнических систем на базе сочетаний различных геотехнологий, обоснование технологических схем предприятия в целом, а также схем вентиляции и транспорта, технологических схем и параметров вскрытия и подготовки;
- 3) технико-экономико-экологическая предусматривает обоснование критерия оптимальности и установление зависимостей между элементами горнотехнической системы и их стоимостными оценками, обоснование параметров горнотехнических систем на различных этапах их функционирования.

Таким образом, объектом исследования является подземная геотехнология при комбинированной разработке рудного месторождения, понимаемая как горнотехническая система, состоящая из подсистем вскрытия и очистной выемки, предметом — ее конструкция и параметры.

Целью исследований является обоснование методологии выбора эффективной и безопасной подземной геотехнологии, обеспечивающей оптимальную стратегию комбинированной разработки рудных месторождений. Идея состоит в том, что эффективность и безопасность подземной геотехнологии достигается использованием карьерного пространства при вскрытии и изолированностью подземных горных выработок при очистной выемке путем применения изолирующих массивов в переходной зоне и восходящей выемки при освоении основных запасов.

Для достижения цели решались следующие задачи:

анализ и обобщение современной теории и опыта подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений;

- исследование специфических условий и факторов, установление принципов изыскания подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений;
- систематизация, разработка методики расчета, конструирование и моделирование вариантов и оптимизация параметров вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудного месторождения на основе принципа использования карьерного пространства;
- систематизация, разработка методики расчета, конструирование и моделирование вариантов и оптимизация параметров подземной технологии отработки переходной зоны на основе принципа изолированности подземных выработок от карьерного пространства;
- исследование особенностей, конструирование, моделирование и оценка эффективности восходящей выемки подземных запасов при обосновании стратегии комбинированной разработки рудного месторождения;
- разработка и оценка технологических решений, внедрение которых повышает эффективность и безопасность подземной геотехнологии при комбинированной разработке месторождений.

Глава 2. Исследование влияния специфических факторов на эффективность подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

Определение специфических условий и границ подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

Обоснование принципа изолированности при изыскании подземной геотехнологии. Установление степени и способов изоляции подземных горных работ от карьера

Установление влияния специфических факторов на технико-экономические показатели подземной геотехнологии

2.1. Определение специфических условий и границ подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

С позиций системного подхода в рамках новой терминологии горных наук [72] можно определить объект исследования как «горнотехническую систему подземной геотехнологии, состоящую из подсистем вскрытия и извлечения (очистная выемка) подземных запасов, объединенных целью безопасного и эффективного освоения месторождения комбинированным способом». В монографии Ю. В. Волкова, И. В. Соколова [30] дано определение подземной геотехнологии как совокупности схем и методов вскрытия, подготовки, систем разработки и геотехники, используемых при освоении месторождения подземным способом, в нашем случае — при освоении подземных запасов, расположенных в специфических условиях комбинированной разработки. Объект существует (формируется и развивается) в непосредственной близости от карьера, который является главным конструктивным элементом горнотехнической системы, обусловленным окружающей средой, и привносит специфику в его функционирование (рис. 2.1). Следовательно, основным формальным признаком, идентифицирующим исследуемую горнотехническую систему (объект исследований), основным специфическим условием его функционирования следует считать наличие вблизи него карьерного пространства. На рисунке видно, что объект реализуется как в данном специфическом условии, действующем посредством специфических факторов, так и в неспецифических, традиционных для подземной разработки внешних условиях, проявляемых в виде постоянных и переменных факторов.

Под карьерным пространством понимается открытое выработанное пространство, формируемое (при действующем карьере, что характерно для параллельной схемы) или уже сформированное ОГР (карьер находится в предельном положении при последовательной схеме), а также выработанное пространство, заполненное разрыхленными (как правило, вскрышными) породами. Известны случаи подземной разработки под карьером, заполненным вскрышными породами с различной целью — для изолирования (рудник «Кируна» [74]) и внутреннего отвалообразования (рудник «Удачный» [75]), создания рабочей площадки для размещения рудного склада и перегрузочного

пункта в карьерный автотранспорт (рудник «Молодежный» [31]), рекультивации (шахта «Магнезитовая» работает под заполненным Гологорским карьером [76]). Также известны случаи заполнения нижней части карьера глинистыми породами для изолирования подземных выработок (шахта «Естюнинская» [77], рудник «Мир» [78]). Причем с точки зрения подземной геотехнологии формальное отличие последовательной от параллельной схемы состоит в степени близости или, наоборот, удаленности карьерного пространства от подземных горных выработок [4, 48, 79].

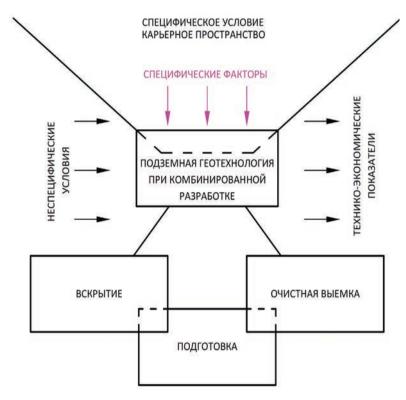


Рис. 2.1. Горнотехническая система «Подземная геотехнология при комбинированной разработке месторождения» и внешние условия

Подсистема «Вскрытие подземных запасов при комбинированной разработке» — это совокупность подземных горных выработок, открывающих технически рациональный и экономически целесообразный доступ к месторождению (его части), их пространственное расположение и технология проведения, а также реализация основной функ-

ции — транспортирование руды на поверхность в специфических условиях близости карьерного пространства.

Подсистема «Извлечение (очистная выемка) подземных запасов при комбинированной разработке» — это совокупность подготовительно-нарезных и очистных выработок в сочетании с основными и вспомогательными технологическими процессами, обеспечивающая технически рациональное и экономически целесообразное извлечение запасов месторождения (его части) в специфических условиях близости карьерного пространства.

Системный анализ показывает, что подготовка (разделение месторождения по высоте и простиранию на выемочные участки) не является самостоятельной подсистемой и стоит на более низком иерархическом уровне, потому что обусловлена параметрами вскрытия при разделении месторождения по вертикали (высотой этажа) и параметрами очистной выемки при разделении по горизонтали (шириной блока). Подготовка является составной частью подсистем вскрытия и очистной выемки, которые сопрягаются через нее как конструктивно, так и технологически.

Изучение объекта, функционирующего в специфических условиях, осуществлено путем раскрытия его свойств (характеристик) и связей (закономерностей), проявляющихся в результате взаимодействия со специфической внешней средой, обусловленной карьерным пространством [80]. Сам по себе карьер не оказывает воздействия на объект, но является причиной возникновения специфических факторов, действующих уже на сам объект непосредственно. Анализ и обобщение опыта комбинированной разработки [1—4, 7—10, 44, 47—52, 73] показали, что специфическими для подземной геотехнологии являются факторы:

- а) *положительные*, основанные на использовании карьерного пространства для:
 - вскрытия подземных запасов, расположенных в бортах и под дном карьера штольнями и уклонами соответственно;
 - реализации основных (транспортирование руды на поверхность) и вспомогательных (спуск и подъем людей, доставка материалов и СО, вентиляция, водоотлив и т. д.) технологических процессов вскрытия;
 - применения карьерного технологического (бурового, доставочного и транспортного) оборудования при отработке подземных запасов;

- складирования пустой породы при проведении вскрывающих и подготовительных выработок;
- размещения перегрузочных комплексов, вентиляционных и водоотливных установок;
- размещения специального оборудования при применении методов химико-технической геотехнологии при выемке подземных запасов;

б) негативные:

- повышенное горное давление в прикарьерной части месторождения;
- высокая вероятность образования AAC и гидравлических связей между подземными горными выработками и карьерным пространством.

Очевидно, что *положительные* факторы, основанные на использовании карьерного пространства, являются лишь *потенциальными* (вероятными), их еще нужно актуализировать, перевести в реально действующие. А для этого необходимо сделать творческую работу, обосновать необходимость и эффективность их использования. Возможно поэтому для обоснования и проектирования подземной геотехнологии при комбинированной разработке месторождения (в силу отсутствия научно-методической базы для ее конструирования и оценки, которые бы четко ориентировали исследователя или проектировщика в данной проблеме) не всегда принимаются технические решения, направленные на реализацию очевидных преимуществ использования карьера.

В свою очередь, *негативные* факторы являются актуализированными (реально действующими) всегда и вне зависимости от иных обстоятельств и обусловлены лишь фактом наличия карьера вблизи подземного блока.

Считаем, что особенность обоснования подземной геотехнологии при комбинированной разработке состоит в необходимости учета специфических факторов и управления путем устранения ими (что практически вряд ли возможно) или снижения влияния негативных и актуализации положительных. Разумеется, специфические факторы действуют наряду с другими традиционно учитываемыми горно-геологическими, горнотехническими, экономическими, но только в среде, вызывающей их действие — повторимся, при наличии карьерного пространства.

Исходя из этого концептуальный подход к определению основного формального признака, идентифицирующего объект, подтверждает

правильность такого предположения, что фундаментальным свойством подземной геотехнологии при комбинированной разработке является близость подземных горных выработок и карьерного пространства. Именно от близости (или удаленности) карьера от подземных горных выработок зависит уровень воздействия на объект специфических факторов. Так, при последовательной схеме очистная выемка реализуется в условиях непосредственной близости от карьерного пространства, и чем ближе находится подземный блок к карьеру, тем более существенно влияние специфических факторов. Параллельная схема в данном контексте характеризуется большей удаленностью подземных горных выработок от карьера и снижением интенсивности влияния специфических факторов. Данное свойство связывает в единую систему карьерное пространство, являющееся основным специфическим условием функционирования объекта, специфические факторы, порождаемые данным условием и сам объект — подземную геотехнология при комбинированной разработке.

Подчеркнем, что в качестве объекта исследования нами рассматривается не комбинированная геотехнология разработки одного переходного участка месторождения сочетанием технологических процессов ОГР и ПГР, а подземная геотехнология разработки рудного глубокозалегающего месторождения, функционирующая в специфических условиях комбинированного способа разработки. С точки зрения подземной разработки основных запасов не столь важно, каким способом отработаны запасы переходного участка — открытым (возможно, с применением оборудования ПГР), открыто-подземным ярусом (ОПЯ) с применением комбинированной геотехнологии, подземным способом (вероятно с применением на бурении станков ОГР). Важно то, какой тип очистной выработки (открытая или подземная), определяемый способом погашения выработанного пространства, формируется при отработке переходного участка. Только способ погашения и соответствующий ему способ изолирования подземных очистных выработок от карьерного пространства определяет условия, в которых будет осуществляться подземная разработка нижележащих основных запасов — будет ли их выемка вновь (как при выемке переходного участка) сопряжена с действием специфических факторов или их действие будет нейтрализовано. С точки зрения вскрытия использование карьера как вскрывающей выработки важно не только для запасов переходного участка, но еще более существенно для основных подземных запасов. Использование оборудования ОГР для целей очистной выемки, например, транспортного, возможно при освоении как переходного участка, так и основных подземных запасов (создаваемые в ИГД УрО РАН универсальные транспортные средства пригодны для сквозного транспорта руды из подземных выработок через карьер на поверхность); только применение буровых станков ОГР ограничено запасами переходного участка, но не зависит от способа их разработки — ОПЯ или подземным. (Несмотря на выделение ОПЯ в отдельный способ, на наш взгляд, он относится к подземному с применением карьерного бурового оборудования).

Весьма важным в теории и практике комбинированной разработки является вопрос определения пространственных и временных границ ОГР, ОПЯ и ПГР (в терминах системного анализа — границы функционирования подземной геотехнологии). Существенный вклад в обоснование границ способов разработки внесли М. И. Агошков, Д. Р. Каплунов, А. А. Вовк, Г. И. Черный, Б. П. Юматов, М. Г. Новожилов, В. А. Шестаков, М. В. Рыльникова, Г. Г. Ломоносов, А. И. Гордеев, О. В. Петрова, А. В. Красавин, В. В. Глотов и др. Строго говоря, определение границ ОГР, ПГР и ОПЯ связано с принятой стратегией освоения месторождения комбинированным способом, понимаемой как долгосрочное целевое планирование в соответствии с принятой концепцией [81, 82], определяющей применение параллельной или последовательной схем. Современной концепцией является получение максимального совокупного дохода от применения ОГР, ОПЯ и ПГР, по величине которого устанавливаются соответствующие значения границ способов разработки и теоретически определяется оптимальная стратегия освоения месторождения комбинированным способом.

При *параллельной* схеме временными границами функционирования объекта является период одновременного ведения ОГР и ПГР. При их совмещении в вертикальной плоскости верхней границей объекта является нижняя граница барьерного целика, разделяющая ОГР и ПГР, или верхняя граница верхнего этажа подземного рудника, определяемая отметкой вентиляционного горизонта или кровлей очистной выработки (рис. 2.2). Нижняя граница устанавливается расчетным временем срабатывания барьерного целика и создания за этот период искусственного барьерного целика, исключающего влияние карьерного пространства на ПГР. Толщина последнего, как правило, равна высоте одного-двух этажей. При совмещении ОГР и ПГР в горизон-

тальной плоскости границей является боковая граница барьерного целика, определяемая конструкцией системы разработки. Временные границы функционирования объекта при *параллельной* разработке изменяются в широком диапазоне от 35 лет на Гайском месторождении до 13 лет на Учалинском и 1 года на Молодежном. Отработка двух последних, несмотря на проектирование последовательной схемы, некоторый период велась с совмещением ОГР и ПГР.

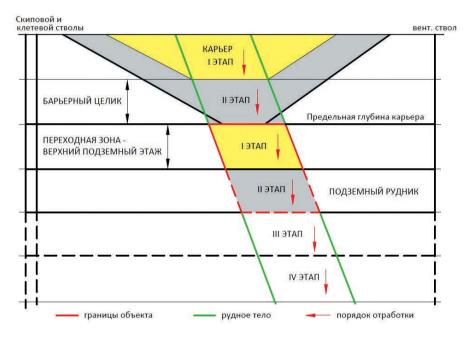


Рис. 2.2. Границы объекта при параллельной схеме комбинированной разработки месторождения

При *параллельной* схеме специфические *технологические* проблемы перехода на ПГР сводятся к обоснованию устойчивых параметров барьерного целика, а *стратегические* — к определению пространственных (высотной отметки) и временных границ начала освоения верхнего подземного этажа (при совмещении в вертикальной плоскости). Если определение технических параметров барьерного целика в принципе вопрос решенный, то определение границ верхнего подземного этажа при *параллельной* схеме — до сих пор дискуссионный.

Анализ показал, что основанием стратегии освоения месторождения по *параллельной* схеме является идея технической нерациональ-

ности (при отработке ограниченных по площади месторождений) или (и) экономической нецелесообразности (при отработке месторождений бедных руд) увеличения производственной мощности горного предприятия только за счет карьера при спросе, значительно превышающем выпуск продукции. При этом граница верхнего подземного этажа обусловливается только геолого-экономическими факторами, например на Гайском месторождении — пространственным положением линзы «Стержневой» с содержанием меди до 12 % [83, 84]. Разумеется, при этом выполняется прогнозный расчет времени срабатывания рудного барьерного целика между ОГР и ПГР и создания за этот период искусственного барьерного целика. Учитывая большие капитальные затраты для одновременного строительства карьера и подземного рудника, а также неопределенность, связанную с временным фактором, обоснование границ карьера и, соответственно, подземного рудника при параллельной схеме является весьма сложной стратегической проблемой. Ее решение представляется в принципе паллиативным. Не случайно в практике комбинированной разработки последних трех-четырех десятилетий не зафиксировано случаев проектирования параллельной схемы.

Таким образом, с точки зрения геотехнологической стратегии освоения месторождения, одним из основных недостатков параллельной схемы является то, что ОГР достигают предельного положения через 20-30 лет после проектирования (табл. 2.1). За такой период времени происходят существенные изменения, с одной стороны, геотехнологии и геотехники, с другой, — знаний о свойствах горного массива, а адекватный этим изменениям пересмотр параметров и конструкции карьера уже невозможен. Другими словами, появляется техническая возможность и экономическая целесообразность дальнейшего развития ОГР на данном месторождении, но утрачивается объект разработки, поскольку этот участок погашен ПГР. С технологической точки зрения, наоборот, ведение ПГР при параллельной схеме определяется в основном традиционными факторами и условиями, хотя необходим учет взаимного влияния сейсмического и газового воздействия взрывов ОГР и ПГР [85-88]. При параллельной схеме переход на ПГР мало проблематичен в силу низкой интенсивности влияния специфических негативных факторов. Опыт освоения подземных запасов Гайского, Учалинского (северный фланг) и Тишинского рудников подтверждают данные выводы [10, 28, 83].

Таблица 2.1 Этапы освоения уральских медноколчеданных месторождений комбинированным способом

Этап освоения		Место	рождение	
месторождения	Гайское	Учалинское	Молодежное	Сибайское
Тэт:	ап — начало о	своения место	рождения	
Проект ОГР				
Год выпуска	1958	1954	1975	1947
Глубина карьера, м	380	240	236	170
Мощность, млн т/год	1,0	2,5	1,2	1,7
Начало ГКР ОГР	1959	1954	1977	1948
Начало добычи ОГР	1963	1958	1981	1949
Проект ПГР				
Год выпуска	1958	_	_	_
Глубина, м	170-440			
Мощность, млн т/год	0,8			
Начало ГКР ПГР	1959	_	_	_
Начало добычи ПГР	1961	_	_	_
	II эта	п — развитие		
Проект ОГР				
Год выпуска	1976	1970	_	1966
Глубина карьера, м	330	240		440
Мощность, млн т/год	1,8	3,5		4,0
Начало ГКР ОГР	1978	1973	_	1969
Начало добычи ОГР	1980	1976	_	1973
Проект ПГР				
Год выпуска	1979	_	_	_
Глубина, м	440–670			
Мощность, млн т/год	3,5			
Начало ГКР ПГР	1980	_	_	_
Начало добычи ПГР	1984	_	_	_
	III эта	п — развитие		
Проект ОГР				
Год выпуска	_	1980	2000	1979
Глубина карьера, м	_	324	268	469
Мощность, млн т/год	_	2,5	0,6	2,0
Начало ГКР ОГР	_	1983	2001	1982
Начало добычи ОГР	_	1986	2001	1985
Окончание ОГР	1998	2006	2004	1999
Срок работы карьера	40 (22)	52 (26)	29	52 (20)
Проект ПГР				
Год выпуска	1991	1986	2003	1986
Глубина, м	670–910	1,4	0,4	1,5
Мощность, млн т/год	4,0			
Начало ГКР ПГР	1995	1988	2003	1987

0	_	2 1
Окончание	mana	, ,
Onomium	muun.	Z. I

Этап освоения		Место	рождение	
месторождения	Гайское	Учалинское	Молодежное	Сибайское
Начало добычи ПГР	2001	1993	2004	2002
	IV ə	гап — ПГР		
Проект ПГР				
Год выпуска	2005	_	_	_
Глубина, м	910-12-50	_	_	_
Мощность, млн т/год	7,5	_	_	_
Начало ГКР ПГР	2006	_	_	_
Начало добычи ПГР	2010	_	_	_

При последовательной схеме временные границы функционирования объекта определяются периодом от начала ПГР по отработке верхнего подземного этажа до момента, начиная с которого влияние карьерного пространства будет минимизировано до некоего приемлемого уровня. Пространственные границы: верхняя — это контур карьера в предельном положении, нижняя — соответствует вышеописанному условию (часто это нижняя граница верхнего подземного этажа). Параметры (высота) и способ погашения выработанного пространства (закладка, обрушенные породы, оставление целиков) смежного с карьером подземного этажа должны обеспечивать изолированность нижележащих этажей (основных подземных запасов) от карьера (рис. 2.3). При отработке прибортовых запасов внешней границей является борт карьера в предельном положении, внутренней — граница подземного блока, смежного с основными запасами. В свою очередь, разрыв между окончанием ведения ОГР и началом ПГР в идеале не должен нарушать ритмичность работы рудника по производству товарной руды.

Основанием *стратегии* освоения месторождения по *последовательной* схеме является идея реализации преимуществ открытого способа разработки относительно подземного за счет существенно более низких затрат на строительство и добычу, высокой производительности труда на технологических процессах; возможности варьировать конструктивные и технологические параметры карьера — глубину, производственную мощность, производительность технологических процессов, их модернизацию. Кроме этого, первоначальные капитальные затраты значительно меньше, чем при параллельной схеме, и в дальнейшем растянуты во времени, что весьма эффективно для их окупаемости. Недостатки *последовательной* схемы вытекают из его

особенностей: практически полная реализация преимуществ открытого способа разработки приводит к удорожанию подземного способа. Эти недостатки связаны с относительным увеличением запасов, расположенных непосредственно в бортах и под дном карьера, а их выемка сопряжена с увеличенными по сравнению с выемкой основных подземных запасов капитальными и эксплуатационными затратами. Такое увеличение связано с необходимостью выполнения мероприятий по изолированию подземных выработок от карьера (Учалинское, Сибайское, Молодежное месторождения, кимберлитовые месторождения Якутии). Кроме этого, при выемке прикарьерных запасов увеличиваются потери полезных ископаемых в силу их пространственной разобщенности, удаленности от подземных вскрывающих выработок и зачастую «размазанности» по бортам карьера.

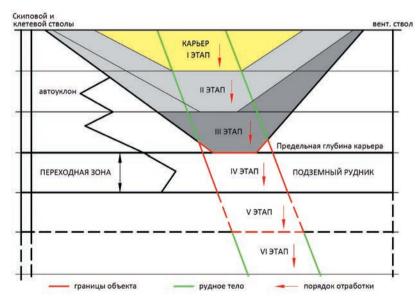


Рис. 2.3. Границы объекта при последовательной схеме комбинированной разработки месторождения

Таким образом, при *последовательной* схеме *стратегический* эффект освоения месторождения ОГР снижается за счет *технологического* ущерба при выемке подземных запасов. Определение границы перехода от ОГР к ПГР или ОПЯ (что с точки зрения подземной геотехнологии практически одно и то же) при последовательной схеме достаточно хорошо обосновано, в частности, для медноколчеданных

месторождений Урала [89—92]. Однако в рассмотренных работах определение эксплуатационных и капитальных затрат на открыто-подземную и подземную разработку осуществляется без учета специфических факторов, а традиционные сведены лишь к глубине горных работ, производительности рудника и некоторым показателям физико-механических свойств руды. Между тем, как видно, *технологические* проблемы ведения ПГР при последовательной схеме определяется высокой интенсивностью именно специфических факторов и решаются применением технологии, нейтрализующей или снижающей их действие до приемлемых значений. При этом положение верхней границы блока детерминировано глубиной карьера и малозначимо при обосновании подземной технологии очистной выемки.

Таким образом, сделан вывод, что не столь важно, каким способом отработаны запасы переходной зоны — ОГР, ОПЯ или ПГР. Главным является тип сформированной при этом очистной выработки (открытая или подземная), способы ее изолирования от карьерного пространства и ее погашения. Данное положение исчерпывающе показывает горнотехнические условия, в которых будет осуществляться подземная отработка нижележащих основных запасов: будет ли их выемка вновь сопряжена с действием негативных специфических факторов или их действие будет нейтрализовано. Именно поэтому переход от ОГР к ПГР на рудном месторождении нельзя считать завершенным практически, пока не будет снижено до приемлемого уровня действие негативных факторов, а теоретически (по определению подземного способа разработки [93]) — пока подземные очистные выработки не приобретут устойчивый замкнутый контур, следовательно, не будут изолированы от карьера.

Исходя из вышесказанного, нами определена *переходная зона* при комбинированной разработке месторождения как его часть по высоте (при совмещении ОГР и ПГР в вертикальной плоскости) или по простиранию (при совмещении ОГР и ПГР в горизонтальной плоскости), освоение (отработка и погашение) которой обеспечивает приемлемый уровень изолированности очистных выработок основных подземных запасов от карьерного пространства. Перечислим следствия из предложенного определения:

— при применении технологии, не предусматривающей изолирование основных запасов от карьера, переходная зона *не формируется*. В этом случае разработка подземных запасов факти-

чески производится путем формирования *открытой* очистной выработки, но с применением технологических процессов ПГР, то есть создается единое *открытое* выработанное пространство карьера и подземного рудника на всю глубину распространения запасов. Например, данная технология нашла применение при разработке кимберлитовых трубок ЮАР [9, 12, 94];

для отработки ОПЯ, рассматриваемого в качестве переходной зоны, необходимо применять технологию, которая обеспечивает приемлемый уровень изоляции нижележащих основных запасов от карьерного пространства. Практическое применение эффективной комбинированной геотехнологии сдерживается, на наш взгляд, нерешенностью вопроса изолированности очистных выработок, причем как при выемке переходной зоны, так и основных запасов.

Важнейшей задачей вскрытия является проведение горных выработок для обеспечения доступа к запасам месторождения (или его части) и последующая реализация основной функции — транспортирование руды на поверхность. Остальные функции (проветривание горных выработок, доставка людей, материалов и оборудования к местам ведения горных работ, водоснабжение, водоотлив и др.) являются вспомогательными. В условиях комбинированной разработки положительным фактором при вскрытии подземных запасов, расположенных в бортах и под дном карьера, является потенциальная возможность использования карьерного пространства.

Вариант вскрытия исчерпывающе описывается способом и схемой [113]. Способ вскрытия — это тип (вертикальный ствол, наклонный ствол, автоуклон, штольня) и количество главных вскрывающих выработок, схема — пространственное расположение (место заложения, глубина и угол наклона) главных и вспомогательных вскрывающих выработок.

Комплекс вскрывающих подземных горных выработок включает: вертикальные и наклонные стволы, автоуклоны, наклонные съезды, штольни; околоствольные выработки, камеры различного назначения; квершлаги; этажные полевые штреки (орты) концентрационных, основных и вентиляционных горизонтов; этажные рудоспуски и вентиляционно-ходовые восстающие. Работы по проведению и оборудованию (оснащению) вскрывающих выработок относятся к горно-капитальным и осуществляются за счет капитальных вложений

(инвестиций). Порядок проведения вскрывающих выработок самым тесным образом связан со стратегией освоения месторождения, является ее наглядным воплощением на практике.

При последовательной схеме вариант вскрытия соответствует геотехнологической стратегии, определенной по критерию максимума совокупного дохода в зависимости от установленной глубины перехода от ОГР к ПГР. Причем на практике глубина перехода (карьера) почти всегда увеличивается, причем не только из-за отставания сроков строительства и сдачи подземного рудника в эксплуатацию. Зачастую уже вскрытые и подготовленные к выемке подземные запасы отрабатываются ОГР путем углубочных работ ниже проектного дна карьера или в его бортах. Известны яркие примеры отработки подземных запасов открытым способом на уже построенных подземных рудниках (Учалинский, Сибайский, Удачный), что связано с существенно более низкими затратами на ОГР [29, 114]. Таким образом, подтверждается тезис о том, что в основе стратегии освоения месторождения по последовательной схеме лежит идея реализации преимуществ открытого способа разработки относительно подземного.

Вариант вскрытия Гайского месторождения является олицетворением стратегии освоения месторождения *по параллельной* схеме. Только необходимостью радикального (до двух раз) наращивания производственной мощности предприятия вызвано параллельное строительство и эксплуатация карьера и подземного рудника в 60-е годы XX века. Та же причина лежит в основе вскрытия и ярусной разработки нижних горизонтов и в настоящее время [92]. Параллельная схема, очевидно в силу больших капитальных затрат для одновременного строительства карьера и подземного рудника, сегодня не проектируется.

На основе анализа мирового опыта освоения рудных месторождений комбинированным способом обобщены особенности вскрытия подземных запасов.

1. При отработке крупных месторождений вскрытие производится вертикальными центрально-расположенными скиповым и клетевым стволами и фланговыми вентиляционными стволами, пройденными с поверхности, и наклонным съездом из карьера. Наклонный съезд предназначается для доставки СО и материалов, а до ввода в эксплуатацию скипового ствола используется для транспортирования руды в карьер. Штольни обеспечивают вскрытие и подготовку прибортовых запасов. Глубина распространения

- подземных запасов под дном карьера составляет более 200 м. Применяется этажный или ярусный порядок отработки.
- 2. Вскрытие при отработке средних и малых месторождений осуществляется с использованием двух вертикальных (клетевой и вентиляционный) стволов, пройденных с поверхности при применении рельсового оборудования; или двух уклонов (автотранспортного и вентиляционно-вспомогательного) или автотранспортного уклона и вентиляционного ствола при применении СО. Автотранспортный уклон предназначен для транспортирования руды в карьер весь срок существования рудника. Местом заложения вентиляционно-вспомогательного уклона или вентиляционного ствола является поверхность. Глубина распространения подземных запасов ниже дна карьера обычно составляет 300—400 м. Применяется этажный порядок отработки.
- 3. Глубина карьера (глубина перехода от ОГР к ПГР) обратно пропорционально влияет на количество подземных запасов: чем больше глубина карьера, тем меньше остается запасов для подземной разработки. При этом запасы верхнего подземного этажа, сопряженного с карьером, меньше запасов основных этажей за счет углубочных работ в карьере.
- 4. Ускоренное вскрытие и подготовка к выемке верхней части запасов обеспечивается проведением из карьера наклонного съезда и (или) штольни.
- 5. Параметры вскрытия подземного рудника: высота этажа, этажный или ярусный порядок вскрытия и отработки, наличие и количество концентрационных горизонтов определяются традиционными горно-геологическими и горнотехническими условиями подземной разработки, а не специфическими условиями комбинированной разработки.

Таким образом, можно сделать вывод, что на способ (тип и количество главных выработок) и схему (место заложения, глубина и угол наклона выработки) вскрытия подземных запасов существенно влияют следующие специфические факторы:

схема комбинированной разработки месторождения, обусловливающая возможность использования карьера для проведения главной вскрывающей выработки. Так, при параллельной схеме карьер используют крайне редко (4% случаев), при последовательной — в половине случаев; при параллельной схеме автотран-

- спортный уклон проходится с поверхности или с верхних уступов, а при *последовательной* с нижних;
- объем подземных запасов и их пространственное расположение относительно карьера — наличие прибортовых и подкарьерных запасов, глубина распространения под дном карьера и мощность рудного тела;
- *технология очистной выемки*: при системах разработки, допускающих обрушение вмещающих пород и, следовательно, бортов карьера, вскрытие подземных запасов производится, как правило, вертикальными стволами, которые проходятся с поверхности; при системах разработки, обеспечивающих сохранение очистного пространства в устойчивом состоянии, и, следовательно, бортов карьера, возможны различные способы и схемы вскрытия с использованием карьерного пространства.

С позиций системного подхода определена подсистема «Вскрытие рудных месторождений при комбинированной разработке» как совокупность взаимосвязанных элементов, действующих в специфических условиях карьерного пространства, направленных на достижение единой цели — обеспечения безопасного и эффективного доступа к запасам месторождения (или его части) и состоящих из:

- *конструктивных* комплекс выработок различных по типу (вертикальные, наклонные, горизонтальные и их сочетание) и функциональному назначению (главные и вспомогательные), их пространственное расположение;
- *технологических* технология их проведения, крепления и поддержания в устойчивом состоянии;
- функциональных основной (транспортирование и подъем руды) и вспомогательные (проветривание, водоотлив, доставка людей и оборудования, коммуникации) технологические процессы подземной добычи, обеспечиваемые соответствующими вскрывающими выработками;
- организационных порядок проведения выработок.

Каждый элемент вскрытия характеризуется соответствующими параметрами, понимаемыми как управляемые в определенном диапазоне технические и технологические характеристики. Параметры изменяются в зависимости от горно-геологических, горнотехнических и экономических факторов, в том числе специфических и в конечном счете определяют эффективность вскрытия. Важно подчеркнуть, что параметры должны быть рациональными (оптимальными) и ими можно управлять.

- 1. Конструктивные элементы вскрытия характеризуются следующими основными параметрами: количество, площадь и форма сечения, длина (глубина), угол наклона и объем выработок; высота этажа (яруса). Наиболее важными традиционными факторами, влияющими на параметры конструктивного элемента вскрытия, являются назначение выработки; размеры шахтного поля, глубина распространения и балансовые запасы месторождения; производственная мощность подземного рудника; технология подземной добычи; размеры оборудования или транспортных средств, размещаемых в выработке, зазоры, регламентируемые ФНиП; тип крепи. Специфическими факторами здесь являются: схема комбинированной разработки месторождения (параллельная или последовательная); место заложения выработки (карьер или поверхность); глубина карьера и распространения запасов под дном карьера; способ управления горным давлением при очистной выемке, обусловливающий состояние бортов карьера.
- 2. Тесно связан с конструктивными *организационный* элемент, характеризуемый таким параметром, как последовательность проведения вскрывающих выработок во времени. В свою очередь, она определяется вариантом стратегии освоения месторождения комбинированным способом, выраженным в *специфическом* факторе параллельной или последовательной схемы. Экономические факторы извлекаемая ценность руды и ее пространственное местоположение также являются факторами, определяющими стратегию. Традиционные природные и горнотехнические факторы соответствуют аналогичным факторам конструктивного элемента.
- 3. Технологические элементы вскрытия характеризуются скоростью и стоимостью проведения вскрывающих выработок, типом крепи. Наиболее существенные традиционные факторы при этом физико-механические свойства пород и напряженно-деформированное состояние горного массива; тип, сечение и длина (глубина) выработок; способ их проведения (буровзрывной или комбайновый); вид и состав комплекса, производительность и цена проходческого оборудования; срок существования выработки и стоимость крепи; цены на потребляемые ресурсы.

Специфическим фактором, оказывающим наибольшее влияние на данные элементы, является повышенное горное давление в прикарьерном горном массиве, создаваемое карьером.

- 4. Функциональные элементы вскрытия характеризуются следующими основными параметрами: вид и производительность систем внутришахтного транспорта (ВШТ) и подъема руды. Важнейшие традиционные факторы, влияющие на их величину, производственная мощность предприятия; вид и состав комплексов оборудования ВШТ и подъема; схема транспортирования руды; цена оборудования ВШТ и подъема, цены на потребляемые ресурсы. Специфические факторы:
 - возможность использования карьерной транспортной системы;
 - длина транспортирования, определяемая глубиной карьера.

Параметрами, характеризующими вспомогательные процессы: вентиляцию и водоотлив, — являются, соответственно, производительность вентилятора главного проветривания и насосной станции шахтного водоотлива. На производительность вспомогательных процессов существенно влияют такие традиционные факторы, как производственная мощность рудника, размеры шахтного поля, мощность и количество машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС), количество одновременно взрываемого ВВ, количество людей в шахте, газовость шахты, водопритоки в шахту и пр. Специфическим фактором является способ изоляции подземных горных выработок, направленный на устранение ААС и гидрологических связей и зависящий от технологии ПГР (с обрушением или поддержанием выработанного пространства).

С другой стороны, основные факторы можно разделить на:

- *внутренние*, зависящие от деятельности предприятия, горнотехнические, технико-экономические, в том числе специфические;
- *внешние*, не зависящие от деятельности предприятия, природные (горно-геологические), рыночные, макроэкономические, экологические.

Видно, что на параметры вскрытия влияет множество факторов, и учесть их все, вероятно, невозможно (в свете недавно разработанной теории «черный лебедь», показывающей огромную роль случайного фактора в экономике [115]). Однако стремиться к этому необходимо. Элементы, параметры и факторы подсистемы вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке обобщены и сгруппированы в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Элементы, параметры и факторы подсистемы вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений

Элементы	Параметры	Факторі	Факторы, влияющие на параметры вскрытия месторождения	ы вскрытия месторс	ождения
вскрытия	вскрытия	Природные	Горнотехнические	Экономические	Специфические
		Koj	Конструктивные		
Комплекс	Количество, пло-	Глубина распро-	Назначение выработки.		Схема комбиниро-
выработок	щадь и форма	странения,	Размеры шахтного поля.		ванной разработки.
и их про-	сечения, длина	мощность и угол	Производственная		Место заложения
странствен-		наклона рудного	мощность рудника.		вскрывающей вы-
ное располо-	наклона и объем	тела.	Технология подземной		работки.
жение	выработок	Балансовые запасы	добычи.		Глубина карьера
	Высота этажа	месторождения	Габариты оборудования		ираспространения
	(яруса)		и зазоры.		запасов под карье-
			Тип крепи		ром.
					Способ управления
					повышенным гор-
					ным давлением
		Opr	Организационные		
Порядок	Последователь-	Глубина распро-	Производственная	Извлекаемая цен-	Извлекаемая цен- Схема комбиниро-
вскрытия	ность проведения	странения рудно-	мощность рудника.	ность руды.	ванной разработки
	выработок	го тела.	Технология подземной	Пространствен-	
		Балансовые запасы	добычи	ное местоположе-	
		месторождения		ние запасов	
		Tex	Технологические		
Технология	Скорость и стои-	Физико-механиче-	Тип, сечение и длина	Цена комплек-	Повышенное гор-
проведения	мость проведения	ские свойства по-	(глубина) выработок.	са проходческого	ное давление в при-
выработок	выработок вскры-	род и напряженно-	Способ проведения.	оборудования.	карьерном массиве
	ТИЯ	деформированное	Состав и тип комплекса	Цены на потре-	
		состояние массива	оборудования	бляемые ресурсы	

Окончание табл. 2.

тые в в в в в в в в в в в в в в в в в в в	Элементы	Параметры	Факторі	Факторы, влияющие на параметры вскрытия месторождения	ы вскрытия месторс	эждения
Пород Пор	зскрытия	вскрытия	Природные	Горнотехнические	Экономические	Специфические
вырабо- крепи и крепость руды вырабо- и пород нспорт Вид и производи- Глубина распро- дъем тельность систем странения, зі — ВШТ и подъема мощность и угол овная руды тела зычная руды тела зыния ватансовые запасы месторождения месторождения производитель- выделение ядови- тых газов на место- тых газов на место- заботок лятора главно- рождении затный го проветривания Опасность само- зот- им шахтного во- сили шахтного во- ательные доотлива ность. кции и максимальный приток воды приток воды приток воды приток воды	_	СТОИ	Устойчивость	Срок существова-	Цена крепи	Повышенное гор-
вырабо- и пород нспорт Вид и производи- Глубина распро- одъем тельность систем странения, ы— ВШТ и подъема мощность и угол овная руды тела. рыгия руды тела. овная рождения порветривания опасность само- оот- и насосной стан- возгорания руды. от- вотолива ность. кции ность. ность. кции и максимальный приток воды приток воды		крепи	и крепость руды	ния, тип и назначение		ное давление в при-
нспорт Вид и производи - Глубина распро- одъем тельность систем странения, одная руды подъема мощность и угол одная руды падения рудного тела. Бытия руды тела. Бытия ность венти торных ность венти тых газов на место- одот и пасосной стан возгорания руды. — вспо- ции шахтного во- ательные доотлива ность. Нормальный приток воды приток воды	e Bbipa60-		и пород	вскрывающей выра-		карьерном горном
Вид и производи- тельность систем ВШТ и подъема мощность и угол падения рудного тела. Балансовые запасы месторождения ность венти- то проветривания опасность само- и насосной стан- и и шахтного во- и доотлива ность. Нормальный и максимальный и приток воды	×			ботки		массиве
Вид и производительность систем руды подъема падения рудного тельность и угол падения рудного тела. Балансовые запасы месторождения местора главно- тых газов на местот пороветривания опасность само- пи пасосной стан- возгорания руды. Пии шахтного во- постыва ность. Ность носты возгорания руды. Пии шахтного во- пость. Нормальный и максимальный приток воды			Φy	Функциональные		
ВШТ и подъема мощность и угол падения руды падения рудного тела. Балансовые запасы месторождения месторождения тых газов на месторолятель- тых газов на местолятора главно- тых газов на местолятора главно- пи насосной стан- возгорания руды. пии шахтного во- силикозоопасность ность. Нормальный и максимальный приток воды)T	Зид и производи-	Глубина распро-	Производственная	Цена оборудова-	Использование ка-
руды падения рудного тела. Балансовые запасы месторождения месторождения месторождения тытора главно- тых газов на место- тятора главно- тых газов на место- на насосной стан- возгорания руды. Нормальный и максимальный приток воды		гельность систем	странения,	мощность предприятия. ния ВШТ и подъ-	ния ВШТ и подъ-	рьерной транс-
руды падения рудного тела. Балансовые запасы месторождения месторождения ность венти- тых газов на место- тятора главно- тых газов на место- пороветривания опасность само- пии шахтного во- силикозоопаснии шахтного во- силикозоопасностива ность. Нормальный приток воды	1	ЗШТ и подъема	мощность и угол	Вид и состав оборудова- ема.	ема.	портной системы.
- Производитель- Выделение ядови- тых газов на место- ность. Нормальный приток воды		уды	падения рудного	ния ВШТ и подъема.	Цены на потре-	Длина транспорти-
Балансовые запасы месторождения месторождения ность венти- тых газов на место- лятора главно- рождении. По проветривания опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- силикозоопасностия ность. Нормальный и максимальный приток воды	тнкция		тела.	Схема и длина транс-	бляемые ресурсы	рования, определя-
Производитель- Выделение ядови- ность венти- тых газов на место- лятора главно- рождении. го проветривания Опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- ность. ность. Нормальный и максимальный приток воды	крытия		Балансовые запасы	портирования руды		емая глубиной ка-
Производитель- Выделение ядови- ность венти- тых газов на место- лятора главно- рождении. го проветривания Опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- ность. ность. Нормальный и максимальный приток воды			месторождения			рьера
ность венти- тых газов на место- лятора главно- рождении. го проветривания Опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- ность. ность. Нормальный и максимальный приток воды	оветрива-	Производитель-	Выделение ядови-	Производственная	Цены на вспомо-	Способ изоляции
лятора главно- рождении. го проветривания Опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- ность. Нормальный и максимальный приток воды		ность венти-	тых газов на место-	мощность рудника. Раз- гательное обору-	гательное обору-	подземных горных
го проветривания Опасность само- и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- доотлива ность. Нормальный и максимальный приток воды		іятора главно-	рождении.	меры шахтного поля.	дование.	выработок, завися-
и насосной стан- возгорания руды. ции шахтного во- Силикозоопас- доотлива ность. Нормальный и максимальный приток воды		о проветривания	Опасность само-	Мощность и количе-	Цены на потре-	щий от технологии
ции шахтного во- Силикозоопас- доотлива ность. Нормальный и максимальный приток воды		4 насосной стан-	возгорания руды.	ство машин с ДВС.	бляемые ресурсы	подземной добы-
доотлива ность. Нормальный и максимальный приток воды		ции шахтного во-	Силикозоопас-	Количество одновре-		чи (с обрушением
Нормальный и максимальный приток воды		цоотлива	ность.	менно взрываемого ВВ.		или поддержани-
и максимальный приток воды	тнкции		Нормальный	Количество людей		ем выработанного
приток воды	крытия		и максимальный	в шахте		пространства)
-			приток воды			
BIIIAXTV			В шахту			

Анализ табл. 2.2 показывает, что 6 определенных элементов подсистемы вскрытия характеризуются 18 параметрами, которые, в свою очередь, зависят от более 70 факторов. Причем некоторые параметры и факторы разных элементов взаимообусловлены. Так, для характеристики конструктивного элемента достаточно задать параметры: количество, площадь и форма сечения, длина (глубина), угол наклона и объем выработок вскрытия. Однако чтобы задать их, необходимо знать 15 факторов, определяемых параметрами функциональных элементов подсистемы, например, вид и производительность транспортной системы и подъема. Следовательно, многообразие вариантов подсистемы и большое количество факторов предопределяют необходимость создания экономико-математической модели схем и способов вскрытия, реализованной на персональном компьютере, с целью оценки и выбора оптимального варианта.

2.2. Обоснование принципа изолированности при изыскании подземной геотехнологии. Установление степени и способов изоляции подземных горных работ от карьера

Для подтверждения выдвинутого предположения о том, что фундаментальным свойством подземной геотехнологии при комбинированной разработке является близость подземного блока и карьерного пространства, было выполнено исследование, базирующееся на следующих соображениях. Обычно близость (или обратную ее величину — удаленность) характеризуют расстоянием между отрабатываемым подземным блоком от карьерного пространства — это, как правило, толщина разделяющего их массива горных пород. Но, кроме этого, необходимо еще знать изоляционные свойства этого массива — целика или разрыхленных пород. Поэтому специфической технической характеристикой подземной геотехнологии при комбинированной разработке является изолированность подземного блока и карьерного пространства, учитывающая как расстояние между ними, так и изоляционные свойства разделительного массива, которые могут меняться в процессе очистной выемки. Современный словарь иностранных слов [95] трактует изолированность, или изоляцию (от фр. isolation)

как отделение кого-либо или чего-либо, лишение связи с окружающей средой.

Качественно изолированность отрабатываемого рудного блока от карьерного пространства можно охарактеризовать высокой, средней и низкой степенью. В первом приближении низкая степень соответствует случаю полного объединения выработанных пространств карьера и подземного блока, когда весь объем подземного блока в процессе очистной выемки становится частью общего с карьером выработанного пространства. При этом подземная очистная выработка становится по сути открытой, т.е. имеющей незамкнутый контур поперечного сечения. Низкая степень формально соответствует случаю, когда весь объем выработанного пространства подземного блока в период отработки и после погашения остается частью пространства подземного рудника, а очистная выработка — подземной. Мы говорим здесь о низкой степени, а не о нулевой в силу того, что полностью изолировать подземные очистные выработки не представляется возможным из-за наличия в разделяющем массиве трещин, скважин и т. д. [10, 96]. Очевидно, что средняя степень описывает промежуточные случаи, например, когда объединение выработанного пространства подземного блока с карьерным пространством происходит не по всему объему очистной выработки (при системах с открытым очистным пространством) или когда выработанное пространство подземного блока заполнено обрушенными породами. При этом очистная подземная выработка имеет незамкнутый контур поперечного сечения.

В результате анализа мирового опыта комбинированной разработки рудных месторождений установлено, что на многих рудниках ТЭП отработки прикарьерных блоков ухудшаются по сравнению с удаленными от карьера блоками. Ухудшение ТЭП нами было связано с низкой степенью изолированности [74, 75, 97] (табл. 2.3). При этом случай ухудшения ТЭП идентифицировался только при *прямом* указании в литературном источнике на ухудшение условий подземной разработки [98—100]. Все остальные случаи отнесены к нейтральному характеру воздействия [101]. Анализ также показал частоту конструктивных и технологических особенностей, характерных для выемки подкарьерных блоков: применение буровых станков $O\Gamma P - 19$ случаев; формирование разделительных целиков — 89; засыпка карьера пустыми породами — 10.

При формировании выборки, на наш взгляд, вполне допустимо из 125 случаев исключить проектные данные, а также малодостовер-

ные данные зарубежного опыта, поскольку в источниках отсутствуют надежные сведения об изменении ТЭП в зависимости от близости карьерного пространства. Поэтому статистический анализ выполнен для достоверного опыта отечественных рудников. Для образованной выборки n = 49 статистическими методами определялось влияние степени изолированности подземных блоков от карьерного пространства на ухудшение ТЭП. При этом за нулевую гипотезу принято предположение о том, что изолированность низкой и средней степени отрицательно влияет на ТЭП. Связь (сопряженность) между качественными признаками, которые не поддаются непосредственному измерению, определялась с помощью тетрахорического коэффициента сопряженности Пирсона r_a [102—103]. Исходные данные двух признаков: степень изолированности и ухудшение ТЭП — представлены в виде таблицы сопряженности признаков (табл. 2.4), в которой содержатся частоты a, b, c и d, соответствующие наличию (+) или отсутствию (-) каждого из признаков.

Tаблица 2.3 Характерные признаки отработки прикарьерных блоков подземным способом

M	Рудник, есторождение		Степені ировані			нение ЭП	I	обенно хнологі	I
		вы-	сред-	низ-	ней-	ухуд-	станки	разд.	засып-
		co-	няя	кая	траль-	шение	ОГР	цели-	ка ка-
		кая			ное			КИ	рьера
	Зарубежнь	іе горн	одобыва	ющие і	тредприя	тия (мес	сторожде	ния)	
1	Принс-Лайэлл			+	+			+	
2	Тьюктоник Бор	+			+			+	
3	Брокен-Хилл	+			+			+	
4	Калгулайе	+			+			+	
5	Эмперор	+			+			+	
6	Чамбиши		+		+			+	
7	Нчанга		+		+				
8	Коффифон- тейн		+		+				+
9	Финш		+		+				
10	Палабора	+			+			+	
11	Ягерсфонтейн			+	+			+	
12	Премьер			+	+				
13	Дютойтстап		+		+				
14	Де Бирс		+		+				

Продолжение табл. 2.3

	D		Стотого		Marca		00		
_M	Рудник, есторождение		Степені ировані		1	нение ЭП		обенно хнологі	
M	ссторождение		сред-		ней-		станки		
		вы- со-	няя	низ- кая	траль-	ухуд- шение	ОГР	разд. цели-	засып- ка ка-
		кая	1177	Кал	ное	шение	011	КИ	рьера
15	Табазимби	+			+			+	рэчри
16	Мсуали		+		+				
17	Джеффрил		+		+				
18	Хогарт		+		+				
19	Тилт-Коув		+		+				
20	Крэйтон		+		+				+
21	Экстал Май-	+			+			+	
	нинг								
22	Элен			+	+		+	+	
23	Брансуик			+	+				
24	Кинг и Джон- сон		+		+				+
25	Крестомор	+			+			+	
26	Ганнер	+			+			+	+
27	Манро		+		+			+	
28	Крайгмонт		+		+				+
29	Фруд-Стоби			+	+		+	+	
30	Кидд-Криг	+			+			+	
31	Флин-Флон	+			+			+	
32	Алвин	+			+			+	
33	Виктория		+		+				
34	Эрингтон	+			+				
35	Овэйсик	+			+			+	
36	Карайба		+		+				
37	Мэйланго		+		+				
38	Эрцберг	+			+			+	
39	Камото		+		+				+
40	Тайнагх	+			+			+	
41	Шабанье	+			+			+	
42	Реоцин	+			+			+	
43	Ленгеде-	+			+				
	Бройштедт								
44	Бернардан	+			+			+	
45	Кармен и Сан- то Томас	+			+			+	
46	Кируна		+		+				+
47	Гарпенберг		+		+				+

Продолжение табл. 2.3

		ı							14071. 2.3
	Рудник,	1	Степен			нение	I	обенно	
M	есторождение		ировані І	i		ЭΠ		хнологі	
		вы-	сред-	низ-	ней-	ухуд-	станки ОГР	разд.	засып-
		со- кая	няя	кая	траль- ное	шение	OIF	цели- ки	ка ка- рьера
48	Страсса	Кал		+	+		+	+	рвера
49	Гренгесберг		+		+		+	'	
50	Вискария	+			+		·		
51	Блэтбергер	+			+			+	
52	Кананеа			+		+		+	
53	Америкен-Гелл	+			+			+	
54	Игл-Маунтайн		+		+			+	
55	Клаймэкс	+			+				
56	Санрайз	+			+			+	
57	Корнуэлл	+			+			+	
58	Батт		+		+			+	
59	Торнтон			+		+			
60	Барентон	+			+			+	
61	Пюхасалми	+			+				
62	Раутаваара	+			+				
63	Виртсалми	+			+		+	+	
64	Мэмва		+		+				
	Горнодобываю	щие пр	едприят	ия (мес	сторожд	ения) Рос	ссии и ст	ран СН	Γ
65	Енский			+	+				
66	Бакальское		+			+			+
67	Горевское	+			+			+	
68	Вишневогор-	+				+		+	
69	им. Комин-		+			+		+	
	терна								
70	им. К. Либ-		+			+		+	
	кнехта								
71	им. XX парт-	+			+			+	
72	съезда Жезказганское	+			+			+	+
73									'
74	Миндякское Распумнорр	+	+		+	+		+ +	
75	Расвумчорр Высокогорское		+			+		+	
76	Абаканское	+	'		+	1		+	
77	Риддер-		+		'	+		+	+
' '	Сокольное		'			'		'	'
78	Тишинское	+				+		+	
			1		1	1	1	·	

Продолжение табл. 2.3

	Рудник,	l .	Степен	r	Изма	нение	Oc	обенно	оти
	гудник, есторождение		ировані			нение ЭП		хнологі	
"	сеторождение	вы-	сред-	низ-	ней-	ухуд-	станки	разд.	засып-
		CO-	няя	кая	траль-	шение	ОГР	цели-	ка ка-
		кая			ное			КИ	рьера
79	Ауэрбаховское		+			+	+	+	
80	Алтын-	+			+			+	
	Топканское								
81	Естюнинское			+		+		+	+
82	Каула-		+			+		+	
	Котсельваара								
83	Юкспорское		+			+		+	
84	Заполярное		+			+		+	
85	Тулукуй	+			+			+	
86	Шалым		+		+			+	
87	Западный	+			+		+	+	
	Каражал								
88	Тырныаузкое	+			+			+	
89	Зыряновское	+			+			+	
90	Гороблагодат-	+			+			+	
	ское								
91	Северный		+			+		+	
92	Соколовское		+			+		+	
93	Лебяжинское		+				+	+	
94	Анненский	+			+			+	
95	Куржункуль-		+		+			+	
	ское								
96	Тейское		+		+			+	
97	Интернацио-	+			+			+	
	нальная								
98	Мир	+				+		+	+
99	Айхал		+			+			
100	Удачная		+			+			+
101	Кыштымское	+			+			+	
102	Гайское	+				+		+	
103	Учалинское	+			+			+	
104	Малышевское	+			+			+	
105	Сибайское		+			+		+	+
106	Молодежное	+			+			+	+
107	Саткинское	+			+			+	+
108	Оленегорское	+			+			+	
109	Александрин-		+			+			+
	ское								

Окончание табл. 2.3

	Рудник,		Степені			нение	l	обенно	I
M	есторождение	изол	ировані	юсти	T	ЭП	те	хнологі	1И
		вы-	сред-	низ-	ней-	ухуд-	станки	разд.	засып-
		co-	няя	кая	траль-	шение	ОГР	цели-	ка ка-
		кая			ное			КИ	рьера
110	Дукат		+			+		+	
111	Кировогорское		+			+		+	
112	Ковдорское		+			+		+	
113	Олений Ручей		+			+		+	
114	Коашва		+			+		+	
115	Ньоркпахкское		+			+		+	
116	Краснокамен-	+			+			+	
	ское								
117	Джусинское	+			+			+	
118	Сафьяновское		+			+		+	
119	Юбилейное		+		+			+	
120	Западно-Озер-		+			+		+	
	ное								
121	Тарньерское		+			+		+	
122	Камаганское		+			+		+	
123	Имени		+			+		+	
	В. Гриба								
124	Сарбайское	+			+		+		+
125	Горкитско-Та-		+		+				+
	рыннахское								
	Частоты, п	56	58	11	93	32	9	89	20

Таблица 2.4 Сопряженность признаков для выборки n=49

Ухудшение ТЭП	Низкая и средняя	степень изолированности	Сумма
	(+)	(-)	
(+)	a = 19	b=4	a + b = 23
(-)	c = 4	d = 22	c + d = 26
Сумма	a + c = 23	b + d = 26	n = 49

Взаимосвязь между этими альтернативными признаками установлена по r_a , который определяется по формуле:

$$r_a = \frac{ad - bc}{\sqrt{(a+b)(c+d)(a+c)(b+d)}};$$
 (2.1)

$$r_a = \frac{19 \cdot 22 - 4 \cdot 4}{\sqrt{23 \cdot 26 \cdot 23 \cdot 26}} = 0,59.$$

Для проверки нулевой гипотезы используем χ-критерий Пирсона:

$$\chi^2 = nr_a^2. \tag{2.2}$$

В нашем случае $\chi^2=49\cdot 0.59^2=17.05$. Сравнение вычисленного значения χ^2 с критическим χ^2_{α} на уровне значимости $\alpha=0.05$ ($\chi^2_{0.05}=3.84$) показывает $\chi^2>\chi^2_{0.05}$ на наличие статистически значимой связи между степенью изолированности подземных очистных выработок и ухудшением ТЭП отработки подземных блоков на отечественных рудниках. Гипотезу о том, что изолированность низкой и средней степени отрицательно влияет на ТЭП отработки подземных блоков следует считать верной. Также можно считать, что технической характеристикой подземной геотехнологии при комбинированной разработке является изолированность подземного блока и карьерного пространства.

Количественно изолированность можно оценить показателем $k_{\rm u}=V_{\rm u}/V$, определяющим, какая часть подземного блока V отрабатывается путем формирования подземных (полностью изолированных) выработок $V_{\rm u}$, изменяемым от 0 до 1. Низкую степень характеризует $k_{\rm u}=0.05\div0.15$, что численно равно удельному объему нарезных выработок $q_{\rm hap}$ (доли ед.), поскольку только они проходятся с полной изоляцией; высокая — $k_{\rm u}\approx1$. Для высокой и низкой степени:

$$k_{\text{H}} = [(H - H^{\Pi})/H] (1 - q_{\text{Hap}}) + q_{\text{Hap}},$$
 (2.3)

где H^{Π} , H — высота переходной зоны и подземного блока, соответственно, м.

В первом приближении среднюю степень изолированности предлагаем оценить величиной некоторого объема пустот в разделительном массиве разрыхленных пород, т.е. их пустотностью $k_{\rm n}$, или связанным с ней коэффициентом разрыхления породы $k_{\rm p}=1+k_{\rm n}$. Чем больше $k_{\rm n}$ или $k_{\rm p}$, тем больше ААС и гидравлических связей имеется с карьерным пространством, следовательно, тем ниже уровень изолированности подземных выработок и наоборот. Известно, что для разных технологических видов разрыхленных пород $k_{\rm p}$ изменяется от 1,2 до 2,0 [104]. Допуская, что коэффициент изоляции связан с коэффициентом разрыхления функциональной зависимостью вида,

 $k_{\text{и}} = f(1/k_{\text{p}})$ и с учетом $q_{\text{нар}}$ для средней степени изолированности приближенно можно записать:

$$k_{\rm H} = 1/k_{\rm p} + q_{\rm Hap}.$$
 (2.4)

Расчеты показывают, что в случае изолированности подземных выработок массивом разрыхленных пород $k_{\rm u}$ может изменяться от 0,55 (при $k_{\rm p}=2$ и $q_{\rm пнв}=0,05$) до 0,98 (при $k_{\rm p}=1,2$ и $q_{\rm пнв}=0,15$). Естественно, на коэффициент разрыхления влияет кусковатость разрыхленного массива, характеризуемая средним размером куска $d_{\rm cp}$ и наличием фракции мелкого материала, заполняющего пустоты между крупными кусками. Кроме свойств разрыхленного массива, на степень изолированности влияет его толщина, являющаяся одним из основных параметров изолирующих массивов.

Известно несколько технически рациональных способов изолирования подземных горных выработок от карьерного пространства:

- рудным или породным монолитным массивом;
- искусственным монолитным массивом;
- массивом руд или пород в разрыхленном состоянии;
- специальными инженерными сооружениями.

Возможна отработка подземных блоков без изоляции.

Степень изолированности изменяется и от применяемого класса систем разработки. Например, применение монолитных массивов при системах с открытым очистным пространством практически обеспечивает $k_{\rm u}\approx 1.0$, при системах с обрушением — $k_{\rm u}=0.55\div 0.98$, при системах с закладкой $k_{\rm u}$ может изменяться от 0.52 (при $H^{\Pi}=0.5H$ и $q_{\rm hap}=0.05$) до 0.92 (при $H^{\Pi}=0.1H$ и $q_{\rm hap}=0.15$) (табл. 2.5). Кроме этого, не известны случаи отработки с обрушением под специальными инженерными сооружениями, созданными для целей изоляции, однако теоретически это возможно. Например, известно несколько технических решений по созданию на дне карьера льдо-породных перекрытий и отработки под ними с применением систем с обрушением [105]. Поэтому принят $k_{\rm u}=0.55-0.98$. При отработке подземного блока без изоляции, некоторая часть запасов выпускается под массивом отбитой руды, следовательно, $k_{\rm u}$ можно принять больше, чем $q_{\rm пнв}$.

Границы между степенями изолированности достаточно условны и должны определяться для конкретных технологии и способа изоляции. По (2.4) определяется значение $k_{\rm u}$ для системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород при любых способах изоляции и для всех систем разработки с изоляцией массивом разрых-

ленных пород, по (2.3) — для систем разработки с открытым очистным пространством и с закладкой выработанного пространства при любых способах изоляции за исключением изоляции массивом разрыхленных пород.

Таблица 2.5 Изменение $k_{\rm u}$ при разных способах изолирования и классах систем разработки

Класс систем		Способ	о изоляции	
разработки	монолитным	специальными	массивом по-	без изоляции
	массивом руд	инженерными	род в разрых-	
	или пород	сооружениями	ленном состо-	
			янии	
С открытым	~1,0	~1,0	0,55-0,98	0,05-0,55
очистным				
пространством				
С обрушением	0,55-0,98	0,55-0,98	0,55-0,98	0,05-0,55
руды и пород				
С закладкой	0,52-0,92	~1,0	0,52-0,92	0,05-0,52
выработанного				
пространства				

Таким образом, можно определить $k_{\rm u}$ как объемный показатель, по-казывающий долю запасов отрабатываемого в переходной зоне рудного блока, извлеченных с полной изоляцией. При оценке вариантов подземной технологии на стадии обоснования или проектирования, установив величину $k_{\rm u}$ и изменение эксплуатационных затрат при отработке подземных блоков под воздействием специфических факторов ΔC , можно выбрать оптимальный вариант в зависимости от извлекаемой ценности $\coprod_{\rm uзв}$ и эксплуатационных затрат на добычу без воздействия специфических факторов C по целевой функции прибыли Π p:

$$\Pi p = [\coprod_{_{\text{H3B}}} - (k_{_{\text{H}}} C + (1 - k_{_{\text{H}}}) (C + \Delta C)] V, \text{ py6.};$$
 (2.5)

$$\Pi p = [\coprod_{\text{M3B}} - (C + \Delta C (1 - k_{\text{M}}))] V, \text{ py6}.$$
 (2.6)

Методика определения входящих в (2.5) и (2.6) величин, основанная на учете изменения себестоимости технологических процессов (проходка ПНВ, отбойка, выпуск и доставка, проветривание) [106, 107] под влиянием специфических факторов путем введения соответствующих коэффициентов, разработана и представлена в главе 4.

От способа изолирования зависят и показатели извлечения запасов. Так, изоляция путем оставления рудных целиков ведет к повышенным потерям, а использование в качестве изолирующего слоя пустых по-

род в разрыхленном состоянии приводит к увеличению разубоживания. Противоречие, обусловленное, с одной стороны, необходимостью обеспечения изолированности подземного блока с целью улучшения его ТЭП и, с другой, требованием полноты отработки подземных запасов (извлечение всех целиков фактически является снижением изолированности) снимается созданием технологии, способствующей использованию положительных специфических факторов и устранению отрицательных. Такую технологию необходимо создавать на стадии изыскания и конструирования путем привнесения специфических технических элементов в конструкцию систем разработки и разработки организационных мероприятий, требующих соответствующих финансовых, материальных и временных затрат. При этом конструкция и параметры технологии являются предметом оптимизации.

2.3. Установление влияния специфических факторов на технико-экономические показатели подземной геотехнологии

Специфический фактор AAC между карьерным пространством и подземными горными выработками по-разному проявляется при различных способах изолирования. При этом фактор AAC влияет на следующие ТЭП подземной технологии [3, 10, 42, 44, 88]:

- изменение участковой себестоимости C'_{yy} в зависимости от климатических условий $(t_{6\pi})$ на рабочих местах в подкарьерном блоке;
- изменение себестоимости рудничной вентиляции $C'_{\text{вент}}$ изза увеличения дебита вентиляторов главного проветривания $Q'_{\text{руд}} = Q_{\text{руд}} + Q_{\text{ут}}$.

Если представить изолирующие массивы в виде вентиляционных перемычек, то утечки $Q_{\rm yr}$ через них можно определить по формуле [108]:

$$Q_{\rm yr} = K_i \cdot P \cdot \sqrt{\frac{h}{b}} , \, \mathrm{M}^3/\mathrm{c}, \qquad (2.7)$$

где K_i — коэффициент воздухопроницаемости перемычки, м^{3,5}/($H^{0,5} \cdot c$); P — периметр перемычки, м;

h — депрессия, обусловленная перемычкой, Π а;

b — толщина перемычки, м.

Из (2.7) видно, что величина утечек зависит от воздухопропускных свойств и размеров изолирующего массива, обусловливаемых способом изолирования. Депрессия, обусловленная перемычкой, зависит от коэффициента ее воздухопроницаемости.

Применение рудных или породных монолитных массивов, а также формирование искусственных монолитных массивов или специальных инженерных сооружений на дне карьера обеспечивает практически полное отсутствие утечек воздуха в силу их непроницаемости $K_i = 0$. Использование данных способов изоляции практически полностью устраняет влияние AAC, поскольку ни $t_{6\pi}$, ни $Q_{\text{руд}}$ не изменяются (рис. 2.4, a).

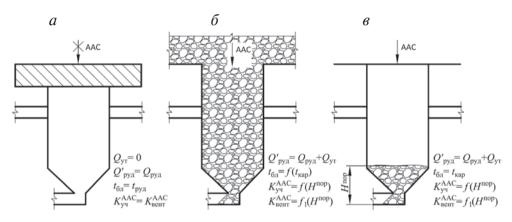


Рис. 2.4. Схема действия ААС при различных способах изоляции:

a — изолирование монолитным массивом; δ — массивом разрыхленных пород; ϵ — без изоляции

Наиболее полно AAC оказывают влияние при изолировании массивом пород в разрыхленном состоянии (см. рис. 2.4, δ). В случае отработки подкарьерного блока без изолирования отделение подземных выпускных выработок все-таки будет осуществляться толщей отбитой руды, постепенно уменьшающейся в процессе ее выпуска (см. рис. 2.4, δ). Таким образом, с точки зрения влияния AAC, технологию отработки без изолирования можно считать частным случаем изолирования массивом пород в разрыхленном состоянии. В этих случаях температура воздуха на рабочих местах в блоке может сравняться с температурой воздуха в карьере $t_{\rm fit} = f(t_{\rm kap})$, а объем утечек

(прососов) воздуха через выработанное пространство теоретически может равняться производительности вентилятора главного проветривания $Q_{_{
m VT}} = Q_{_{
m DVI}}$ (если вентиляционную струю «закоротит» через блок).

Влияние климатических условий на ТЭП отработки подкарьерных блоков в условиях разделения выработанных пространств массивом пород или руды в разрыхленном состоянии исследовали В. А. Щелканов, М. Ф. Шнайдер, В. К. Вороненко, Е. М. Денисов и др. [10, 42, 44]. Для условий шахты «Магнетитовая» Высокогорского РУ установлена зависимость ТЭП системы этажного принудительного обрушения на компенсационные камеры от климатических условий. После массового обрушения МКЦ и потолочин выработанное пространство было заполнено разрыхленной рудой и породой на высоту в среднем 40-50 м. В этих условиях влияние ААС на участковую себестоимость отработки блока C'_{vq} оценено как отрицательное с коэффициентом увеличения K_{vq}^{AAC} =1,65–1,7, причем в летние месяцы значение коэффициента составляет $K_{yq}^{AAC}=1,35-1,4,$ а в зимние — $K_{yq}^{AAC}=2,0-2,1.$ Сравнение проводилось с ТЭП отработки блоков, удаленных от карьера. Специальных исследований по этому вопросу больше не проводилось, поэтому допустимо использовать установленные зависимости (1.1) и (1.2) влияния ААС на ТЭП подземной технологии в схожих климатических и горнотехнических условиях.

Объем утечек $Q_{\rm yr}$, обусловливающий величину AAC и, следовательно, участковую себестоимость $C'_{\rm yq}$ определяется b по (2.7). При этом допускается постоянство других величин — периметр перемычки P равен площади подземного блока, воздухо-пропускные свойства K_i и депрессия b постоянны при фиксированных значениях b и $d_{\rm cp}$. Как известно среднегодовое изменение $C'_{\rm yq}$ под влиянием AAC при b=40 м оценивается коэффициентом $K_{\rm yq}^{\rm AAC}=1,7$. Следовательно, по (2.7) можно приближенно установить величину $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$ в зависимости от изменения толщины массива разрыхленных пород $H^{\rm nop}=b$ для систем разработки с обрушением руды и изоляцией массивом разрыхленных пород (табл. 2.6, рис. 2.5).

Под участковой себестоимостью C_{yq} понимаются суммарные удельные эксплуатационные затраты на 1 т добытой руды по процессам, осуществляемым в пределах добычного блока, а именно подготовительно-нарезным работам $C_{пнр}$, отбойке $C_{отб}$, выпуску $C_{вып}$ и доставке $C_{дост}$:

$$C'_{yq} = K_{yq}^{AAC} \cdot C_{yq} = K_{yq}^{AAC} \cdot (C_{nhp} + C_{ot6} + C_{bhin} + C_{docr}) \cdot$$
 (2.8)

Коэффи-	Толщина изолирующего массива пород, м									
циент	10	20	40	80	120	160	240	320		
$K_{ m yq}^{ m AAC}$	2,4	1,99	1,7	1,5	1,41	1,35	1,29	1,24		

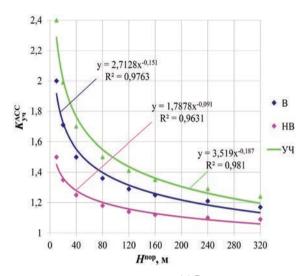


Рис. 2.5. Графики зависимости $K_{\rm BeHT}^{\rm AAC}$ при всасывающем (B) и нагнетательно-всасывающем (HB) способе проветривания и $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$ от $H^{\rm nop}$

Очевидно, что при изолировании естественными или искусственными монолитными массивами $K_{yq}^{AAC}=1$.

Проблеме проветривания подземных горных выработок в условиях ААС посвящены исследования Л. А. Ермолаева, М. Ф. Шнайдера и В. К. Вороненко [10, 16, 44]. Результаты этих исследований свидетельствуют, что проблема борьбы с утечками воздуха через выработанное пространство сохраняется и при отработке глубоких горизонтов, так как даже при глубине 2 500—3 000 м обрушенная горная масса самоуплотняется не полностью. Опыт эксплуатации рудников Норильского, Зыряновского, Лениногорского, Высокогорского и Криворожского комбинатов показывает, что при всасывающем способе проветривания подсосы через зону обрушения составляют 40—70 % дебита ГВУ [16]. Затраты на ГСМ, материалы, запчасти, электроэнергию, тепло и теплоносители в структуре затрат на рудничную вентиляцию составляют 90 %. Следовательно, увеличение себестоимости руднич-

ной вентиляции $C_{\text{вент}}^{'}$ под влиянием AAC при всасывающем способе проветривания можно ожидать в размере 50 %. Тогда коэффициент изменения себестоимости рудничной вентиляции приближенно можно принять $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}=1,5$ при рассмотренных выше условиях и b=40 м. При нагнетательно-всасывающем способе проветривания можно принять $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}=1,25$ [42]. С использованием того же подхода к определению коэффициента $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}$, что и к определению $K_{\text{уч}}^{\text{AAC}}$, установлены его значения в зависимости от $H^{\text{пор}}=b$ для различных способов проветривания (табл. 2.7, рис. 2.5).

. Таблица 2.7 Изменение $K_{\rm вент}^{\rm AAC}$ от толщины изолирующего массива пород

Коэффициент		Толщина изолирующего массива пород, м								
		10	20	40	80	120	160	240	320	
K ^{AAC} _{Beht}	всасывающий способ	2,0	1,71	1,5	1,36	1,29	1,25	1,21	1,17	
	нагнетательно-всасыва- ющий способ	1,5	1,35	1,25	1,18	1,14	1,12	1,1	1,09	

Таким образом, при расчете эксплуатационных затрат на вентиляцию рудника $C_{\text{вент}}'$ в зависимости от ААС при изолировании массивом пород в разрыхленном состоянии следует применять коэффициент $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}$:

$$C'_{\text{BeHT}} = K_{\text{BeHT}}^{\text{AAC}} \cdot C_{\text{BeHT}}, \qquad (2.9)$$

где $C_{\text{вент}}$ — себестоимость вентиляции рудника без утечек через AAC. При разделении двух выработанных пространств естественными или искусственными монолитными массивами $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}=1$.

Второй из негативных специфических факторов — *повышенное гор- ное давление* на конструктивные элементы системы разработки — является результатом существенного изменения геомеханической ситуации, вызываемой близостью подземных выработок и карьера, перераспределения действующих в прикарьерной части сил гравитационной и тектонической природы [49, 63, 66]. Влияние этого фактора необходимо учитывать при обосновании любого варианта технологии и способа изолирования. Выделить его влияние на себестоимость добычи руды не представляется возможным. Способы управления горным давлением традиционны: естественными или искусственными целиками, обрушением руды и вмещающих пород. Действие дан-

ного фактора учтено в систематизации и методике выбора оптимальной конструкции и параметров систем разработки переходной зоны от $O\Gamma P \ \kappa \ \Pi\Gamma P$.

Несомненно, положительным фактором является *использование мощных буровых станков ОГР*. При очевидной эффективности данного технического решения в мировой практике его применяли всего 9 раз (см. табл. 2.3). В период перехода на ПГР на железных рудниках Урала применялись станки канатно-ударного бурения при разбуривании потолочин из карьера. Производительность труда бурильщика при этом повышалась в 2-3 раза по сравнению с подземным бурением [109]. Использование карьерного бурового оборудования положительно влияет на снижение удельных эксплуатационных затрат на 1 т добытой руды на процессах: проходка ПНВ $C_{\text{пнр}}$ (через возможное уменьшение $q_{\text{пнр}}$ за счет исключения буровых подэтажей) и отбойка руды $C_{\text{отб}}$.

Снижение себестоимости на отбойке $C_{\text{отб}}$ достигается более высокой производительностью карьерного бурового станка $P_{\text{кар}}$ по сравнению с подземным $P_{\text{подз}}$. Допускается, что себестоимость взрывных работ $C_{\text{взр}}$ в обоих случаях одинакова. Следовательно, положительный эффект данного фактора реализуется при условии

$$C_{\text{6yp}}^{\text{Kap}} = \frac{C_{\text{M-C}}^{\text{Kap}}}{P_{\text{Kap}}} < \frac{C_{\text{M-C}}^{\text{под3}}}{P_{\text{под3}}} = C_{\text{6yp}}^{\text{под3}},$$
 (2.10)

где $C_{\text{бур}}^{\text{кар}}$, $C_{\text{м-c}}^{\text{кар}}$, $P_{\text{кар}}$ — себестоимость бурения, стоимость машино-смены и сменная производительность карьерного станка, соответственно,

 $C_{
m бур}^{
m подз},~C_{
m м-c}^{
m подз},~P_{
m подз}$ — себестоимость бурения, стоимость машиносмены и сменная производительность подземного станка, соответственно.

Сменная производительность бурения зависит от механической скорости бурения $v_{\text{бур}}$ и выхода руды с 1 п. м. скважины. Последний, в свою очередь, определяется параметрами БВР (линией наименьшего сопротивления W, расстоянием между концами скважин a, вместимостью скважины P и др.), которые должны рассчитываться по методикам, пригодным для ПГР [110] с учетом влияния ОГР [111].

Кроме вышеперечисленных факторов, использование карьерной буровой техники ограничено длиной и шириной рабочей площадки

или размерами дна карьера. Так, на Учалинском карьере площадь, которую можно использовать для разбуривания подземных блоков, составляет 60-80% от рудной площади месторождения, на Сибайском — около 30-40% (при ширине по дну карьера 40-80 м). При отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» возможно было использование буровых станков ОГР на площади по дну карьера до 90%. Однако складирование пород вскрыши на дно карьера не позволило принять для проектирования данное техническое решение. Использование карьерного станка по площади подземного блока учитывается коэффициентом β (например, для условий Учалинского рудника — 0,6-0,8, Сибайского — 0,3-0,4, Удачнинского — 0,85-0,9).

Также, применение карьерных станков ограничено технически возможной глубиной их бурения ($l_{\text{т.в}}$), что учитывается коэффициентом использования по высоте подземного блока α :

$$\alpha = \frac{H_{\text{бур}}^{\text{кар}}}{H}$$
 при $H_{\text{бур}}^{\text{кар}} \leqslant l_{\text{т.в}},$ (2.11)

где $H_{\text{бур}}^{\text{кар}}$ — высота подкарьерного блока, обуриваемая станком ОГР, м; H — высота подкарьерного блока, м.

Тогда коэффициент использования карьерного бурового станка по объему подземного блока $K_{\text{исп}}^{\text{кар}}$ определяется из выражения:

$$K_{\text{исп}}^{\text{кар}} = \beta \frac{H_{\text{бур}}^{\text{кар}}}{H} \tag{2.12}$$

Таким образом, удельные эксплуатационные затраты на бурение $C_{\text{бур}}$ с использованием буровых станков ОГР могут быть определены по формуле:

$$C'_{\text{6yp}} = K_{\text{исп}}^{\text{кар}} \cdot C_{\text{6yp}}^{\text{кар}} + (1 - K_{\text{исп}}^{\text{кар}}) \cdot C_{\text{6yp}}^{\text{подз}}$$
 (2.13)

Себестоимость на отбойке можно определить из выражения:

$$C'_{\text{or6}} = C'_{\text{6yp}} + C_{\text{B3p}}$$
 (2.14)

Удельные эксплуатационные затраты на подготовительно-нарезные работы при отработке подкарьерного блока с использованием карьерных буровых станков можно определить аналогично:

$$C'_{\text{nhp}} = K_{\text{ucn}}^{\text{kap}} \cdot C_{\text{nhp}}^{\text{kap}} + (1 - K_{\text{ucn}}^{\text{kap}}) \cdot C_{\text{nhp}}^{\text{nod3}},$$
 (2.15)

где $K_{\text{пнр}}^{\text{кар}}$, $C_{\text{пнр}}^{\text{подз}}$ — удельные эксплуатационные затраты на подготовительно-нарезные работы при использовании буровых карьерных или подземных станков соответственно.

Влияние фактора *применения карьерных буровых станков* на изменение удельных эксплуатационных затрат на отбойку и ПНР также можно оценить, используя соответствующие коэффициенты изменения затрат на данные процессы $K_{\text{бур}}^{\text{кар}}$ и $K_{\text{пнр}}^{\text{кар}}$.

$$C'_{\text{nhp}} = K_{\text{nhp}}^{\text{kap}} \cdot C_{\text{nhp}}, \qquad (2.16)$$

где $C_{\text{бур}}$, $C_{\text{пнр}}$ — удельные эксплуатационные затраты на отбойку и ПНР, соответственно, без применения карьерных буровых станков.

Расчет данных коэффициентов имеет смысл для конкретных типов бурового оборудования, схем отбойки и ПНР применительно к конкретному способу изолирования. Практически полностью данный фактор реализуется при отработке подземного блока без изоляции (рис. 2.6, a). При этом область его рационального применения ограничивается $l_{\text{т.в}}$ и β . Изолирование монолитным массивом руды ограничивает применение карьерной буровой техники толщиной изолирующего целика $H_{\text{п}}$ (рис. 2.6, δ). При изолировании массивом разрыхленных пород, искусственным монолитным массивом или специальными инженерными сооружениями, созданными на дне карьера, использование карьерных буровых станков для целей подземной разработки невозможно (рис. 2.6, δ и 2.6, δ). При этом $K_{\text{бур}}^{\text{кар}} = 1$, $K_{\text{пнр}}^{\text{кар}} = 1$.

Изменение эксплуатационных затрат на отбойку $C_{\text{отб}}$, ПНР $C_{\text{пнр}}$ и отработку подкарьерного блока $C_{\text{уч}}'$ от применения станков ОГР установлено на примере технологии без изоляции. В качестве буровых станков для ОГР и ПГР используются, соответственно, СБШ-190/250-62 и СОЛО-1006 РА. Для расчетов приняты следующие исходные данные [112]:

- этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой, ширина камер 15 м, высота 80 м, длина 60 м;
- удельный расход BB на отбойку 1.7 кг/м^3 ;
- сетка скважин при разбуривании блока веерами СОЛО-1006 PA 2.5×2.5 м, параллельными скважинами СБШ-190/250-62 4.0×4.0 м;
- сменная производительность на бурении СОЛО-1006 PA 50 м, СБШ-190/250-62 30 м;

- стоимость СОЛО-1006 PA 1824 тыс. руб., СБШ-190/250-62 1590 тыс. руб. (в ценах на начало 2000-х гг.);
- для станка СБШ-190/250-62 $l_{\scriptscriptstyle \rm T.B}=62$ м и высоте блока 80 м $\alpha=0.775$.

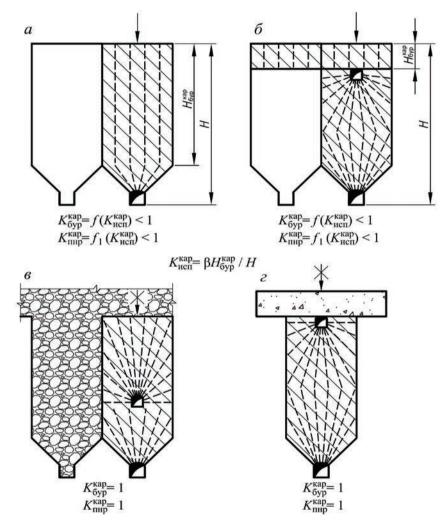


Рис. 2.6. Применение карьерных станков при разных способах изоляции:

- a без изоляции; δ изолирование рудным монолитным массивом;
- e массивом пород в разрыхленном состоянии; e искусственным монолитным массивом

Экономико-математическое моделирование (ЭММ) выполнено с использованием программы выбора систем подземной разработки

[30]. Изменение $K_{\text{бур}}^{\text{кар}}$, $K_{\text{пнр}}^{\text{кар}}$ (руб./т) на отбойку, ПНР и по блоку в целом $K_{\text{уч}}^{\text{кар}}$ от коэффициента β показано в табл. 2.8 и на рис. 2.7.

Таблица 2.8 Изменение удельных эксплуатационных затрат от **β**

β	$K_{\text{исп}}^{\text{кар}}$	<i>C</i> ′ _{отб}	$C_{ m orf}^{ m noд3}$	$K_{ m byp}^{ m kap}$	$C'_{\scriptscriptstyle{\Pi Hp}}$	$C_{ m пнp}^{ m подз}$	$K_{\rm nhp}^{\rm kap}$	C' _{yq}	$C_{_{\mathrm{y}_{\mathrm{q}}}}$	$K_{ m yq}^{ m \kappa ap}$
0,3	0,233	7,65		0,87	3,81		0,85	18,15		0,91
0,5	0,388	6,88		0,78	3,37		0,74	16,94		0,85
0,7	0,543	6,12	8,79	0,70	2,93	4,47	0,65	15,74	19,9	0,79
0,85	0,659	5,55		0,63	2,60		0,58	14,84		0,75
1,0	0,775	4,98		0,57	2,27		0,51	13,94		0,70

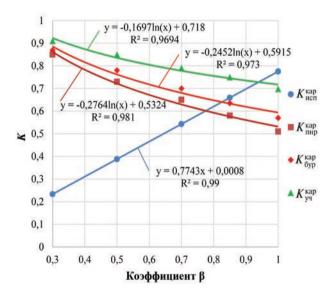


Рис. 2.7. Графики зависимости $K_{\text{исп}}^{\text{кар}}, K_{\text{бур}}^{\text{кар}}, K_{\text{пнр}}^{\text{кар}}$ и $K_{\text{уч}}^{\text{кар}}$ от β ($\alpha = 0,775$)

Следует отметить, что при выемке подкарьерного блока без изоляции наибольший эффект будет от использования карьерных станков с максимальной глубиной бурения. Так применение станка СБШ-250-55 с глубиной бурения 55 м вместо СБШ-190/250-62 приводит к уменьшению α до 0,69 при тех же параметрах БВР и к соответствующему (на 12%) снижению эффективности [112]. При изолировании рудным целиком эффективность применения карьерных буровых станков зависит от его толщины $H_{\rm II}$.

На основании выполненных исследований можно сделать вывод, что принцип *изолированности* наряду с безопасностью, полнотой из-

влечения запасов и эффективностью является *основным* при обосновании (изыскании, конструировании и выборе) подземной технологии в специфических условиях комбинированной разработки месторождений. Его использование позволяет более объективно и точно определить эффективный и безопасный вариант технологии очистной выемки переходной зоны. Например, применение в условиях рудника «Удачный» системы разработки с обрушением руды под массивом разрыхленных пород $H^{\text{пор}} = 45 \text{ м}$ при $k_{\text{p}} = 1,3$, $q_{\text{наp}} = 16 \text{ m}^3/1000 \text{ т}$, $k_{\text{u}} = 0,81$, $K_{\text{уч}}^{\text{AAC}} = 1,7$, увеличение участковой себестоимости составит 33 %. При разработке переходной зоны уральских медноколчеданных месторождений системами с закладкой под временным рудным целиком толщиной 20 м с последующим его обрушением при $q_{\text{наp}} = 40 \text{ m}^3/1000 \text{ т}$, $k_{\text{u}} = 0,79 \text{ и}$ $K_{\text{уч}}^{\text{AAC}} = 2,4$ увеличение участковой себестоимости — 29 %.

Таким образом, соблюдение принципа изолированности подземных очистных выработок от карьерного пространства и учет влияния специфических факторов при обосновании технологии разработки переходной зоны рудного месторождения существенно повышает объективность (за счет учета большего количества условий и факторов) и точность (путем привнесения количественных значений означенных характеристик) ее оценки. При этом конструкция и параметры очистной выемки являются предметом оптимизации.

Выводы по главе 2

- 1. Подземная геотехнология (вскрытие и очистная выемка) в условиях комбинированной разработки функционирует под воздействием специфических факторов, вызванных наличием карьерного пространства вблизи подземных горных выработок. Причем негативные специфические факторы (повышенное горное давление в прикарьерном массиве, ААС и гидравлические связи между карьером и подземными горными выработками) являются актуализированными и обусловлены лишь наличием карьера вблизи объекта вне зависимости от иных условий. Положительные (связанные с использованием карьерного пространства для целей вскрытия и очистной выемки) лишь потенциальными. Обоснование подземной геотехнологии необходимо производить, управляя ими: снижая до приемлемого уровня негативные и актуализируя положительные.
- 2. Специфическим факторами, влияющими на показатели вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке, яв-

ляются: схема ее реализации; место заложения вскрывающей выработки (карьер или поверхность); глубина карьера и распространения запасов под дном карьера; возможность использования транспортной системы карьера; способ изоляции очистных выработок в зависимости от применяемой технологии; способ управления повышенным горным давлением при очистной выемке, обусловливающий состояние бортов карьера.

- 3. При *параллельной* схеме подземная геотехнология мало проблематична в силу низкой интенсивности специфических факторов, а задача определения границ перехода на ПГР решается ситуационно (в зависимости от геолого-экономических условий) и некорректно (в силу системного недостатка связанного с большим временным лагом между проектированием и достижением карьером предельного положения 20—30 лет). При *последовательной* схеме интенсивность специфических факторов высокая, граница перехода детерминирована глубиной карьера, а эффективность подземной геотехнологии освоения переходных зон снижается из-за увеличения капитальных и эксплуатационных затрат.
- 4. Определена *переходная зона* при комбинированной разработке месторождения как его часть по высоте (при совмещении ОГР и ПГР в вертикальной плоскости) или по простиранию (при совмещении ОГР и ПГР в горизонтальной плоскости), освоение (отработка и погашение) которой обеспечивает приемлемый уровень изолированности очистных выработок основных подземных запасов от карьерного пространства.
- 5. Подтверждена статистически (коэффициент сопряженности Пирсона $r_a=0,6,\ \alpha=0,05$) на основании опыта отечественных рудников (n=49) гипотеза об отрицательном влиянии изолированности низкой и средней степени на ТЭП отработки подземных блоков. Количественно изолированность предложено оценивать показателем $k_{\rm u}=V_{\rm u}/V$, определяющим, какая часть подземного блока V отрабатывается путем формирования подземных (полностью изолированных) выработок $V_{\rm u}$, изменяемым от 0 до 1.
- 6. Негативный фактор AAC наиболее полно проявляется при изолировании массивом разрыхленных пород, при этом увеличение участковой себестоимости добычи и себестоимости рудничной

вентиляции приближенно можно оценить соответствующими коэффициентами в зависимости от толщины и свойств массива. Применение буровых станков ОГР реализуется при изолировании рудным монолитным массивом или без изолирования; снижение удельных эксплуатационных затрат на отбойку, подготовительно-нарезные работы по добычному участку оценено в зависимости от технологии и типа применяемого бурового станка.

7. Соблюдение принципа изолированности подземных очистных выработок от карьерного пространства и учет влияния специфических факторов при обосновании технологии разработки переходной зоны рудного месторождения существенно повышает объективность (за счет учета большего количества условий и факторов) и точность (путем привнесения количественных значений означенных характеристик) ее оценки.

Глава 3. Экономикоматематическое моделирование и оптимизация параметров вскрытия подземных запасов

Систематизация способов и схем вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений

Конструирование рациональных вариантов вскрытия подземных запасов

Обоснование критериев и разработка методики технико-экономической оценки вариантов вскрытия подземных запасов

Разработка блок-схемы и компьютерной программы выбора варианта вскрытия подземных запасов

Оптимизация параметров вскрытия подземных запасов на основе экономико-математического моделирования

3.1. Систематизация способов и схем вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений

ольшое количество и исключительное многообразие существующих способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке требует их систематизации для изыскания, конструирования, сравнительной оценки и выбора наиболее эффективных (оптимальных) вариантов. Научно обоснованная систематизация как теоретическая основа должна отражать современное состояние и перспективы развития объекта [116], в данном случае — способов и схем вскрытия. Кроме этого, необходимо в полной мере учитывать наиболее важные свойства подсистемы вскрытия подземных запасов в специфических условиях комбинированной разработки и условия применения, оказывающие значительное влияние на эффективность ее функционирования.

В настоящее время отсутствует единая точка зрения на определение единых классификационных признаков способов и схем вскрытия (табл. 3.1).

Таблица 3.1 Известные классификации способов и схем вскрытия при комбинированной разработке месторождений

№	Наименование	Классифицирующие	Признаки деления класса
п/п	классификации	признаки	на группы (и подгруппы)
1	Классификация	Способ транспортиро-	Схема вскрытия (тип вскрыва-
	схем совместного	вания (выдачи) горной	ющей выработки).
	вскрытия карьер-	массы на поверхность	1. Подземные вскрывающие
	ного и шахтного	из карьера и шахты при	выработки:
	полей при ком-	совместном вскрытии:	вертикальные стволы;
	бинированной	I. По общим карьерным	наклонные стволы;
	разработке ме-	или подземным выработ-	— штольни.
	сторождений	кам.	2. Карьерные (крутые тран-
		II. С частичным транс-	шеи) выработки.
		портированием горной	3. Карьерные и подземные
		массы по общим карьер-	вскрывающие выработки
		ным выработкам.	
		III. С раздельным транс-	
		портированием горной	
		массы из карьера и шахт-	
		ного поля	

Продолжение табл. 3.1

N C	11	17. 1	т.
№	Наименование	Классифицирующие	Признаки деления класса
п/п	классификации	признаки	на группы (и подгруппы)
2	Классификация способов вскрытия при освоении запасов комбинированной технологией	Способ формирования рудопотока: — простой; — сложный. Место формирования объединенного рудопотока: І. Карьер. II. Шахта	Способ выдачи руды на поверхность из карьера и шахты в зависимости от типа главной вскрывающей выработки. 1. Карьерными (сложный способ): — карьерный съезд — рудоспуск — штольня; — карьерный съезд — рудоспуск — вертикальный ствол — карьерный съезд — рудоспуск — наклонный ствол. 2. Подземными (сложный способ): — подземный съезд — карьерный съезд; — вертикальный ствол — карьер — карьерный съезд; — наклонный ствол — карьерный уклон
3	Классифика- ция способов вскрытия запасов за предельным контуром карьера при комбиниро- ванной разработ- ке месторожде- ний	По принципу использования карьерного пространства: І. В качестве главной вскрывающей выработки. ІІ. С частичным использованием в качестве главной вскрывающей выработки. ІІІ. В качестве вспомогательной вскрывающей выработки. ІV. Без использования карьерного пространства	Тип подземной вскрывающей выработки: 1. Стволами или штольнями из карьера (комбинацией выработок). 2. Стволами с поверхности и штольнями из карьера (комбинацией выработок). 3. Вспомогательными стволами, штольнями из карьера (комбинацией выработок) 4. Все выработки пройдены с поверхности
4	Классификация схем вскрытия месторождений при комбинированной разработке	По принципу совмещения (взаимодействия) технологий открытой и подземной разработки во времени (сочетания комбинируемых технологий во времени): І. Единая схема вскрытия. II. Раздельная схема вскрытия.	Тип вскрывающих выработок для карьера и рудника. 1. Общие для карьера и рудника: — вертикальные и наклонные стволы грузовые и вспомогательные; — магистральные горизонтальные и вертикальные (рудоспуски) выработки; — главные траншеи и конвейерные выработки в карьере. 2. Раздельные вскрывающие выработки для карьера и рудника:

Окончание табл. 3.1

No	Наименование	Классифицирующие	Признаки деления класса
п/п	классификации	признаки	на группы (и подгруппы)
			 – главные траншеи и конвей-
			ерные выработки;
			стволы, рудоспуски (поро-
			доспуски), горизонтальные вы-
			работки;
			2.1 Общие (частично общие)
			магистральные вентиляцион-
			ные выработки, дренажные
			выработки и скважины
5	Классификация	Место расположения ос-	Использование вскрываю-
	технологических	новных вскрывающих вы-	щих выработок в зависимости
	схем перехода	работок при отработке за-	от места расположения их:
	от открытых гор-	пасов переходной зоны:	1.1. Вскрытие штольнями.
	ных работ к под-	І. Карьер.	1.2. Вскрытие вертикальными
	земным	II. Поверхность и карьер.	и наклонными стволами.
		III. Поверхность	1.3. Вскрытие штольнями, вер-
			тикальными и наклонными
			стволами.
			2.1. Подготовка запасов пере-
			ходной зоны с помощью вспо-
			могательных штолен.
			2.2. Подготовка запасов пере-
			ходной зоны с помощью
			вспомогательных верти-
			кальных и наклонных
			выработок.
			2.3. Подготовка запасов пе-
			реходной зоны с помощью
			вспомогательных штолен,
			вертикальных и наклонных вы-
			работок.
			3.1. Транспортирование руды
			из карьера и шахты с помощью
			подземных выработок.
			3.2. Транспортирование руды
			только из шахты с помощью
			подземных выработок

Критическое рассмотрение классификаций позволило отметить следующее:

1. В качестве отличительного классифицирующего признака в классификации В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжъянова и др. [113] принят способ транспортирования (выдачи) горной массы на по-

- верхность из карьера и шахты при совместном вскрытии. В качестве признака деления класса на группы принята схема вскрытия, на подгруппы тип вскрывающей выработки, характеризующий способ вскрытия. Варианты схем вскрытия, представленные в классификации, предназначены только для параллельной схемы открыто-подземной эксплуатации месторождения и включают схемы вскрытия карьерных запасов.
- 2. В основе классификации Д. Р. Каплунова, В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой [1] в качестве деления на группы положен признак способ и место формирования объединенного рудопотока (карьер и шахта), внутри группы типа главной вскрывающей выработки. Первый способ можно охарактеризовать как выдачу на поверхность руды, добытой подземным способом карьерными вскрывающими выработками, второй выдачу руды, добытой открытым способом через подземные вскрывающие выработки. Классификация охватывает способы вскрытия, применяемые при комбинированной технологии отработки переходных зон, и не затрагивает вскрытие основных подземных запасов месторождения.
- 3. Основным отличительным признаком деления на классы в классификации Н. А. Ивашова [117] является использование карьерного пространства, а деления на группы тип подземной вскрывающей выработки. Отличительный признак, принятый при
 делении на группы вскрытие штольнями, отражает только
 вскрытие прибортовых запасов, не затрагивая подкарьерные.
 На наш взгляд, главный классифицирующий признак использования карьерного пространства в качестве вскрывающей выработки отражает сущность вскрытия, но лишь как особенность
 схемы, а не способа вскрытия.
- 4. В классификации Д. М. Казикаева [2] в основу деления на классы положен отличительный признак совмещения технологий открытой и подземной разработки во времени, а деления на группы тип вскрывающей выработки для карьера и рудника. Классификация позволяет выбрать тип главной вскрывающей выработки для единой и раздельной схем вскрытия карьера и рудника. Однако она не включает наиболее распространенные варианты, применяемые в настоящее время при последовательной схеме разработки месторождения. Также не отражено место заложе-

- ния вскрывающих выработок, как основная характеристика схемы вскрытия при комбинированной разработке.
- 5. В классификации Д. Р. Каплунова и В. А. Юкова [11] в качестве отличительного признака разделения на классы принято место заложения основных вскрывающих выработок при отработке запасов переходной зоны, на группы способ использования различных по типу вскрывающих выработок. Классификация отражает предназначение выработок (вскрытие, подготовка и транспортирование руды) при отработке запасов только переходной зоны, не касаясь основных подземных запасов. При этом не учитывается возможность транспортирования руды из шахты с помощью карьерного пространства.
- 6. В классификации А.С. Воронюка [118, 119] в качестве объекта рассматриваются способы и схемы вскрытия рудных месторождений при подземной разработке, и естественно, не анализируется комбинированная разработка с ее главной специфической особенностью расположением главных и вспомогательных вскрывающих выработок в карьере.
- 7. Ю. В. Демидов [64] классифицирует системы комбинированной разработки по признаку способа разделения выработанных пространств, образованных ОГР и ПГР, а в работе [65] излагает методические принципы проектирования схем вскрытия при комбинированной технологии разработки рудных месторождений, но не приводит их систематизации.

Таким образом, рассмотренные классификации не в полном объеме отражают опыт вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке, в основу их положены отличительные признаки, которые не в полной мере охватывают и учитывают основные свойства и важнейшие факторы, характеризующие способ и схему вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке и существенно влияющие на их выбор. Ими трудно пользоваться при конструировании конкретных вариантов вскрытия, поскольку нет практических рекомендаций по их формированию и технико-экономическому расчету.

Учитывая вышерассмотренные теоретические положения комбинированной разработки, особенности и факторы вскрытия подземных запасов, недостатки существующих классификаций предложена систематизация вариантов (понимаемых как любое сочетание спо-

соба и схемы, отличное от других) вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудного месторождения [120]. Она заключается в том, что в основу деления на способы вскрытия положен признак «тип главных вскрывающих выработок» (вертикальный, наклонный ствол, автотранспортный уклон, штольня), а на схемы вскрытия — основной признак «место заложения главных вскрывающих выработок» (земная поверхность или карьер) и дополнительный — «тип и место заложения вспомогательных вскрывающих выработок». Предложенные признаки отражают главную особенность схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений — использование карьера. Данные признаки являются информативными, поскольку однозначно и исчерпывающе определяют любой вариант вскрытия, что в совокупности с новизной является необходимым и достаточным условием для создания новой систематизации. В обобщенном виде систематизация приведена в табл. 3.2.

Таблица 3.2 Систематизация способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений

Способ вскрытия		Схема вскрытия	
Главная выра	ботка	Вспомогательная	выработка
Тип	Место	Тип	Место
	заложения		заложения
 Вертикальный ствол. 	А. Земная	1. Вертикальный	а. Земная
II. Наклонный ствол.	поверхность	ствол (восстающий).	поверхность.
III. Штольня, автотран-	Б. Карьер	2. Наклонный ствол	б. Карьер
спортный уклон.		(восстающий).	
IV. Комбинированный		3. Штольня, на-	
способ (сочетание		клонный съезд.	
различных по типу		4. Сочетание раз-	
выработок)		личных по типу	
		выработок	

Известно, что наиболее важным признаком классификации вариантов вскрытия является его способ, характеризующийся типом главной вскрывающей выработки. Применение каждого способа вскрытия соответствует определенным условиям, в нем учитываются многие аспекты разработки месторождения: горно-геологические, горнотехнические и экономические условия, его масштабность (крупное, малое, среднее), технология подземной добычи; от типа выработки зависит стоимость и время ее проведения. Именно поэтому в качестве

основного классифицирующего признака принят *тип главной вскрывающей выработки*, учитывающий и специфические условия комбинированной разработки — ее *схему*, *глубину распространения и объем запасов ниже дна карьера*.

В качестве признака разделения на группы принята характеристика схемы вскрытия — место заложения славных вскрывающих выработок: дневная поверхность или карьер. Этот признак отражает главную особенность и главное специфическое условие функционирования подсистемы вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке — наличие карьера в непосредственной близости от подземных запасов, возможность использования которого является главным специфическим фактором, определяющим преимущества схем вскрытия в данных условиях.

Разделение на варианты производится по признаку *типа и места заложения вспомогательных вскрывающих выработок*. Данный признак исчерпывающе дополняет вариант вскрытия. Известные нам (125 случаев) варианты вскрытия подземных запасов систематизированы в табл. 3.3. Варианты кодифицированы, например, IA3 б означает, что вскрытие подземных запасов при комбинированной разработке месторождений осуществляется главным вертикальным стволом, пройденным с поверхности, и вспомогательным наклонным съездом, пройденным из карьера.

Анализ показывает, что наиболее перспективными являются варианты вскрытия: IA1 a, IA4 (1a36), IIIБ3 a, III(AБ)3 б, IV(IAIIIБ)1 a (табл. 3.4).

Предлагаемая систематизация позволяет объяснить современное состояние, способствует определению тенденций развития, и, самое важное, нацеливает исследователя на изыскание и конструирование эффективных способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений. Например, анализ вариантов вскрытия малых и средних месторождений показывает тенденцию применения автоуклонов с использованием карьерного пространства и СО для транспортирования руды, а также преимущество более быстрого ввода в эксплуатацию запасов, и соответственно, быстрой окупаемости инвестиций перед значительно более низкими эксплуатационными затратами на подъем вертикальными стволами (при относительном равенстве объема ГКР).

Таблица 3.3

Систематизация рассмотренных вариантов вскрытия подземных запасов

	-од	IIIe-								MM.					a-	-x	ла-	>	K0-	,				
Параллельная схема	Техноло- Технология до-	бычи с обруше- нием вмещаю-	дотогород			Хогарт (Ка-	(Канада), нада), Батт	(США), руд-	ники им. Ко-	минтерна и им.	К. Либкнех-	ra (CCCP),	Ридддер —	Сокольное,	Западный Ка-	ражал (Казах-	стан), Горобла-	годатское РУ	(СССР), Соко-	ловское (Ка-	захстан)			
Паралл	Техноло-	гия до- бычи	жанием	очистно-	го про- странства	Ганнер	(Канада),	Зыря-	новское	(CCCP)														
Тоследовательная схема	Технология добычи с об-	рушением руды и пород				Ягерефонтейн, Премьер,	Дютойтстап, Мсуа-	ли (ЮАР), Джеффрил,	Кинг и Джонсон, Манро,	Крайгмонт, Флин-Флон	(Канада), Карайба (Бра-	зилия), Мэйланго (Мек-	сика), Шабанье (Ботсва-	на), Ленгеде — Бройштедт	(ФРГ), Кармен и Санто	Томас (Филиппины), Ки-	руна, Страсса, Гренгес-	берг (Швеция), Санрайз,	Торнтон (США), Мэмва	(Южная Америка), Мин-	дякское, Абаканское,	Естюнинское, Лебяжин-	ское (СССР), Куржун-	кульское (Казахстан)
Последов	Технология добы-	чи с поддержани- ем очистного про-	Странства			Жезканганское	(Казахстан), Ауэр-	баховское	(СССР), Аннен-	ский (Казахстан),	Тейское	(СССР), Сарбай-	ское (Казахстан)											
цения	выработок	вентиляционно- вспомогательных	Б. Карьер												ı									
Охема вскрытия месторождения	Место заложения вскрывающих выработок	вентиля вспомога	А. По-	верхность		1. Верти-	кальные	стволы																
ема вскрыт	аложения вс	главных (рудовыдачные)	Б. Карьер												I									
Č	Место з	гла видорудові	А. По-	верх-	ность								1 Ban	TINY OFF	INKAJIB-	пыи	CIPOIL							
Способ	вскры-	тия ме- сторожде- ния (тип	основных	вскрыва-	работок)									І. Верти-	кальный	СТВОЛ								

Продолжение табл. 3.3

Способ	Cx	ема вскрыті	Схема вскрытия месторождения	дения	Последог	Тоследовательная схема	Паралл	Параллельная схема
вскры-	Место за	эложения вс	скрывающих	Место заложения вскрывающих выработок	Технология добы-	Технология добычи с об-	Ī	Технология до-
тия ме- сторожде- ния (тип		главных (рудовыдачные)	вентиля	вентиляционно- вспомогательных	чи с поддержани- ем очистного про- странства	рушением руды и пород	гия до- бычи с поппер-	бычи с обруше- нием вмещаю-
основных	А. По-	Б. Карьер	А. По-	Б. Карьер			жанием	todou viihi
вскрыва-	верх-		верхность				очистно-	
ющих вы- работок)	ность						го про- странства	
			1. Верти-	3.Наклон-	Палабора (ЮАР),	Крэйтон (Канада), Ко-	Тилт-	
			кальные	ный съезд	Раутаваара (Фин-	мото (Конго), Кананеа	Koyb (Ka-	
			стволы	и штольни	ляндия), Брокен-	(Мексика),	нада),	
			4. Верти-	3. Штольни	Хилл (Австралия),	Коффифонтейн (ЮАР),	Гайское	
			кальные		Чамбиши (Зам-	Экстал, Майнинг (Ка-	(Россия),	
			стволы		бия), Кидд-Криг	нада), Гарпенберг (Шве-	Тишин-	ı
			и наклон-		(Канада), Пюхасал-	(Канада), Пюхасал- пия), Высокогорское РУ,	ское (Ка-	
			ный съезд		ми (Финл.), Трубка	шх. Магнетитовая	захстан)	
					«Интернациональ-	(CCCP).		
					ная», Горкитско-			
					Тарыннахское			
;	;		1		(Россия)	;		1
II. Ha-	2. Ha-		2. Ha-		«Заполярное»	Корнуэлл		Табазимби
клонный	клонный		клонный			(CIIIA)		(FOAP)
СТВОЛ	СТВОЛ		ствол					
	(скипо-							
	вой ствол			l			l	
	или кон-							
	вейер-							
	ный)							

Продолжение табл. 3.3

Параллельная схема	Технология до-	бычи с обруше- нием вмещаю-	Horor man											ı											I		
Паралле	Техноло-	гия до- бычи	жанием	очистно-	го про-	странства	Вишне-	вогор-	ское, Ту-	лукуй	(CCCP)														l		
Последовательная схема	Технология добычи с об-	рушением руды и пород					Александринское (Рос-	сия), Игл-Маунтайн	(CIIIA).																I		
Последов	Технология добы-	чи с поддержани- ем очистного про-	Cipanona				Тьюктоник Бор,	Эмперор (Австра-	лия), Брансуик	(Канада), Овэй-	сик (Турция), Тай-	нагх (Ирландия),	Реоцин (Испания),	Вискария (Шве-	ция).	Америкен-Гелл	(США), Енский,	Горевское, Север-	ный, Молодежное,	Тарньерское, Дукат	(Россия).	Бернардан (Фран-	ция), Виртсалми	(Финляндия), Ал-	вин, Крестомор	(Канада), Сафья-	новское (Россия)
сдения	к выработок	вентиляционно- вспомогательных	Б. Карьер				ı			3 Штольни												I			4. Штольни	и восстаю-	щие
крытия месторождения	скрывающи	вентиля	А. По-	верхность			3. Ha-	клонный	съезд	3. Ha-	КЛОННЫЙ	съезд										1. Верти-	кальный	ствол	1. Верти-	кальный	ствол
Схема вскрыт	Место заложения вскрывающих выработок (рудовыдачные) вентиляционновенных верхность верхность ность ноствол ность на ность ность на ность ность на ность на ность на на ность на на ность на на ность на																										
C	Место 3 (рудовь А. По- верх- ность — — — — — — — — — — — — — — — — — — —																										
Способ	вскры-	тия ме- сторожде- ния (тип	основных	вскрыва-	ющих вы-	работок)								111	Горизон	т оризон-	тальные	и наклон-	Hble Bbl-	раоотки							

Окончание табл. 3.3

Способ	Č	ема вскрыть	Схема вскрытия месторождения	дения	Последое	Последовательная схема	Паралл	Параллельная схема
вскры-	Место за	аложения вс	Место заложения вскрывающих выработок	к выработок	Технология добы-	Технология добычи с об-	Техноло-	Технология до-
тия ме- сторожде-	гла (рудовь	главных (рудовыдачные)	вентиля вспомог	вентиляционно- вспомогательных	чи с поддержани- ем очистного про-	рушением руды и пород	гия до- бычи	бычи с обруше- нием вмещаю-
ния (Тип основных	А. По-	Б. Карьер	А. По-	Б. Карьер	странства		с поддер- жанием	щих пород
вскрыва-	Bepx-		верхность				очистно-	
ющих вы- работок)	НОСТЬ						го про- странства	
		4.	1. Верти-	3. Наклон-	Барентон (США)	Расвумчорр (СССР)	urr. Mar-	Клаймэкс
		Штольня	кальный	ный съезд			незитовая	(США), Мо-
I	l		ствол	и штольни			(Россия)	либден (Рос- сия)
	3.		3. Ha-	3. Штольни	Кыштымское			
	Штольня		клонный		(жила № 175),			
I	или авто-	I	съезд		Фруд-Стоби (Ка-	I	I	I
	уклон				нада).			
		3. Наклон-	1. Верти-		Калгулайе (Ав-	Кируна (Швеция),	Алтын-	Юкспорское
		ный съезд	кальный		стралия), Труб-	Шалым (СССР),	Топкан-	(CCCP)
		и штольни	ствол		ка «Айхал», Тей-	«Удачная» (Россия)	ское	
IV. Ком-					ское, Юбилейное,		(CCCP),	
6иниро-				ļ	Западно-Озер-		Эрцберг	
ванный	1 Ben-				ное, Трубка «Мир»,		(Австрия)	
(сочета-	тикаль-				Учалинское, Оле-			
ние раз-	ный				Hel Openoe, Amy-			
ных по типу	ствол				синское, Сибай- ское (Россия)			
вырабо-		1. Верти-	ı	3. Наклон-		Де Бирс (ЮАР),	Каула-	Нчанга (Зам-
TOK)		кальный		ный съезд		Бакальское РУ (СССР),	Котсель-	бия), Блэтбер-
		ствол		и штольни	I	Финш (ЮАР), Эрингтон,	ваара	гер
						Виктория, Элен (Канада),	(CCCP)	(Швеция)
						Заполярный (СССР)		

Таблица 3.4

Перспективные варианты вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений

Окончание табл. 3.4

Вариант		Схема и сг	Схема и способ вскрытия		
вскрытия	Мест	о заложения в	lесто заложения вскрывающих выработок	боток	Условия и особенности применения схем
по системати- зации	главных (руд	рудовыдачных)	вентиляционно-	10ННО- ЭЛЬНЫХ	и способов вскрытия
	Поверхность	Карьер	Поверхность	Карьер	
III B3 a		III. Abto-	3. Наклонный		Последовательная схема;
		уклон	съезд		малые и средние месторождения; ценная руда;
					глубина распространения подземных запасов ниже
					дна карьера 150—350 м;
	l			I	технология очистной выемки с сохранением устойчи-
					вости выработанного пространства и боргов карьера;
					использование самоходного технологического обору-
					дования
III (А или Б)3 6 III. Штолы	III. Штольня	III. Штоль-	3. Наклонный		Последовательная или параллельная схема;
		НЯ	съезд		малые и средние месторождения; ценная руда;
					основные или локальные участки подземных запасов
				I	расположены в бортах карьера;
					гористый рельеф местности;
					технология очистной выемки, предусматривающая со-
					хранение устойчивости бортов карьера.
IV (IAIIIB)1 a	І. Вертикаль-	III. Abto-	1. Вертикальный		Последовательная или параллельная схема;
	ный ствол	транспорт-	ствол		крупные глубокозалегающие месторождения; техно-
		ный уклон			логии очистной выемки — с обрушением вмещающих
					пород и сохранением устойчивости выработанного
					пространства; использование самоходного технологи-
					ческого оборудования.
					Автоуклон используется для ускорения подготовки
					к выемке прикарьерных запасов и транспортирования
					руды в карьер до ввода в эксплуатацию главного (ски-
					пового) ствола

3.2. Конструирование рациональных вариантов вскрытия подземных запасов

Для условий последовательной схемы комбинированной разработки (глубина карьера — $260 \, \mathrm{m}$) глубокозалегающего ($500 \, \mathrm{m}$) крутопадающего (50°) мощного ($40 \, \mathrm{m}$) протяженного ($600 \, \mathrm{m}$) медноколчеданного месторождения, осваиваемого системами с закладкой выработанного пространства рудником с производственной мощностью $400 \, \mathrm{тыc.}$ труды в год сконструировано три варианта вскрытия.

1. Двумя вертикальными центрально расположенными стволами с поверхности — главным скиповым и вентиляционно-вспомогательным S=27,3 м², этажными квершлагами S=14,1 м² и одним концентрационным горизонтом S=9,6 м² с оборудованием у ствола дробильно-дозаторного комплекса (рис. 3.1). ВШТ руды по концентрационному горизонту — электровозный в вагонетках емкостью 4 м³. Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов S=16,6 м² до капитальных рудоспусков S=10 м² — ПДМ типа TOPO-007. Спуск CO — по стволу вспомогательному, между горизонтами — по участковым наклонным съездам.

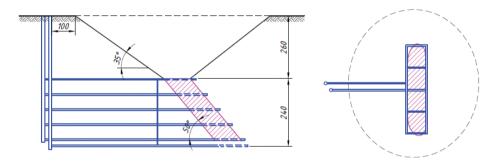


Рис. 3.1. Вариант вскрытия двумя вертикальными стволами

2. Наклонным S = 10,7 м² (угол наклона 18°) и вертикальным вентиляционно-вспомогательным S = 27,3 м² стволами с поверхности и этажными квершлагами S = 16,6 м² с оборудованием у ствола этажных дробильно-загрузочных комплексов (рис. 3.2). Подъем руды конвейерный [127]. ВШТ руды по штрекам и квершла-

гам эксплуатационных горизонтов до ствола — автосамосвалами TOPO-50. Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов $S=16,6~{\rm M}^2$ до погрузочных пунктов в автосамосвалы — ПДМ типа TOPO-007. Спуск CO — по вспомогательному стволу, между горизонтами — по участковым наклонным съездам.

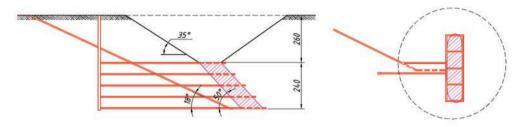


Рис. 3.2. Вариант вскрытия наклонным и вертикальным стволами

3. Автотранспортным из карьера и вентиляционно-вспомогательным уклонами S = 18,3 м² с поверхности (угол наклона 8°) и заездами на этажи (рис. 3.3). Транспортирование руды по эксплуатационным горизонтам и автоуклону до перегрузочного пункта в карьере производится автосамосвалами типа ТОРО-50, на поверхность — по карьерным съездам автосамосвалами типа БелАЗ. Перегрузочный пункт оборудуется на нижнем уступе карьера, применяется экскаватор типа ЭКГ-4. Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов S = 16,6 м² до мест погрузки в автосамосвалы — ПДМ типа ТОРО-007. Спуск СО — по вспомогательному уклону, перемещение между горизонтами — по участковым наклонным съездам.

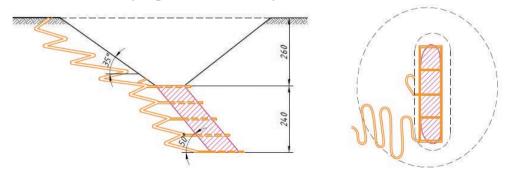


Рис. 3.3. Вариант вскрытия авто- и вспомогательным уклонами

Во всех вариантах шаг вскрытия — на всю глубину разведанных запасов. Проветривание осуществляется нагнетательным способом с установкой ГВУ в устье вентиляционно-вспомогательных выработок (ствола или уклона).

3.3. Обоснование критериев и разработка методики технико-экономической оценки вариантов вскрытия подземных запасов

Подземная геотехнология при комбинированной разработке месторождения, рассматриваемая в контексте комплексного освоения недр, должна включать в себя: полное использование полезного ископаемого; сочетание применяемых в процессе освоения различных способов; и основываться на применении комплексного и системного методов проектирования [68]. Кроме этого, технология, отвечающая современным требованиям к рациональному и комплексному освоению месторождений, должна обеспечивать: рациональную интенсивность разработки; оптимальную полноту извлечения запасов; минимизацию всех видов затрат, связанных со строительством и функционированием рудника; формирование качественных характеристик добываемого сырья, предопределяющих наиболее эффективное его использование; максимально возможную сохранность окружающей среды. Принципами обоснования критериев оценки эффективности технологии являются [121—122]:

- 1) научно-методический характер, состоящий в применении современных и конкретных методик, учете требований экономических законов развития производства и факторов (внутренние и внешние);
- 2) комплексность, охват всех элементов и сторон функционирования горного предприятия;
- 3) системный подход, рассматривающий объект как сложную динамическую систему, состоящую из элементов, связанных между собой и с внешней средой, объединенных общей целью;
- 4) объективность, конкретность, точность, базирование на достоверной, качественной и проверенной информации;
- 5) применение в качестве результативного показателя оценки интегрального критерия, учитывающего одновременное измене-

- ние совокупности факторов, оказывающих влияние на величину результата;
- 6) применение не единичных, а нескольких критериев, что обеспечивает всестороннее обоснование эффективности;
- 7) учет влияния факторов времени инфляцию, и различные виды неопределенности и риска;
- 8) использование экономико-математического моделирования (ЭММ), позволяющего определить количественное выражение взаимосвязей между результативным показателем и факторами, влияющими на его величину.

В соответствии с этим предлагается система критериев оценки вариантов подземной геотехнологии при комбинированной разработке:

- 1) объемные, или абсолютные (натуральные и стоимостные) объем выработок; стоимость горно-капитальных работ (ГКР), эксплуатационные затраты на добычу руды, валовая прибыль (недисконтированная);
- 2) относительные (частное от деления абсолютных показателей используется для характеристики их эффективности) стоимость 1 м³ ГКР, себестоимость добычи и обогащения 1 т руды, удельная прибыль;
- 3) при решении оптимизационных проектных и плановых задач горного производства применяют четыре основных критерия экономической эффективности [123]: прибыль или чистый дисконтированный доход (ЧДД); рентабельность или индекс доходности (ИД); внутренняя норма доходности (ВНД); срок окупаемости капвложений.

ЧДД являясь основным критерием, не позволяет оценить относительную эффективность капиталовложений, особенно в тех случаях, когда варианты различаются длительностью оцениваемого периода, сроками вложения капитальных затрат. Для учета этих факторов необходимо дополнительно использовать ИД. Показатель ВНД (предельного дисконта) необходим при выборе источника инвестирования, оценки конъюнктуры финансового рынка.

Поскольку субъектом экономической деятельности является ГОК, целесообразно эффективность вариантов определять на этом уровне [30]. ЧДД определяется как разность между дисконтированными суммами ежегодных положительных и отрицательных значений потока финансовых средств в течение оцениваемого периода (горизонта рас-

чета), приведенных к настоящему времени. В качестве шага расчета обычно принимается год. ЧДД до налогообложения (руб.) определяется в виде целевой функции:

ЧДД =
$$\sum_{t=0}^{T} (R_t - K_t - 3_t) \cdot \frac{1}{(1-E)^t} \to \max,$$
 (3.1)

где R_t — доход от реализации, получаемый на t-м шаге расчета, руб.;

 K_t — сумма капитальных вложений на том же шаге, руб.;

 3_t — сумма эксплуатационных затрат на том же шаге, руб.;

T — горизонт расчета, т. е. длительность оцениваемого срока, лет;

E — норма дисконта, доли единицы. Принимается различной для разных проектов — при разработке медноколчеданных месторождений с достоверно разведанными запасами (категории A, B, C_1) E = 0.06 - 0.12 [131].

Для определения ЧДД за вычетом налогов необходимо из состава эксплуатационных затрат исключить амортизационные отчисления [124]. ЧДД после налогообложения определяется по формуле:

ЧДД =
$$\left[\frac{\sum_{t=0}^{T} (R_{t} + A_{t})}{(1+E)^{t}} - \left(\frac{\sum_{t=0}^{T} 3_{t}}{(1+E)^{t}} + \frac{\sum_{t=0}^{T} K_{t}}{(1+E)^{t}} \right) \right] \cdot \frac{100 - H_{t}}{100},$$
 (3.2)

где A_t — амортизационные отчисления на t-м шаге расчета, руб.;

 H_t — ставка налога на прибыль, %.

При расчете валовой прибыли Пр за весь период строительства рудника и эксплуатации месторождения (руб.) формула (3.1) примет вид:

$$\Pi p = R - (K + 3) \rightarrow \max, \tag{3.3}$$

где R — доход от реализации продукции за весь период строительства рудника и эксплуатации месторождения, руб.;

К — сумма капитальных вложений на строительство рудника, руб.;

3 — сумма эксплуатационных затрат на добычу и обогащение, руб.

R равен извлекаемой ценности Ц_{изв} (руб.):

$$R = \coprod_{\text{\tiny M3B}} = Zc(1 - P)\varepsilon_0 Q_{\text{\tiny M3B}}, \qquad (3.4)$$

где Z — цена произведенного металла, руб./т;

с — содержание металла в балансовых запасах, доли ед.;

Р — коэффициент разубоживания руды, доли ед.;

 ϵ_0 — коэффициент извлечения металла в концентрат при обогащении, доли ед.;

 $Q_{\scriptscriptstyle ext{ iny M3B}}$ — извлекаемые запасы руды, т.

$$Q_{\text{M3R}} = Q(1-\Pi)/(1-P), \qquad (3.5)$$

где Q — балансовые запасы, предназначенные для подземной разработки, т;

 Π — коэффициент потерь руды, доли ед.;

З включают в себя удельные эксплуатационные затраты на процессы добычи и обогащение 1 т руды, входящие в структуру затрат по ГОКу и определяемые по себестоимости (руб./т): ПНР, $C_{\text{пнр}}$; отбойку, $C_{\text{отб}}$; выпуск и доставку, $C_{\text{вып}}$; закладку (профилактическое заиливание), $C_{\text{зак}}$; ВШТ, $C_{\text{вшт}}$; подъем, $C_{\text{под}}$; вентиляцию, $C_{\text{вент}}$, водоотлив, $C_{\text{вод}}$, транспорт до обогатительной фабрики, $C_{\text{тр.оф}}$; обогащение, $C_{\text{об}}$; прочие затраты, $C_{\text{пр}}$:

$$3 = \left(C_{\text{пнр}} + C_{\text{отб}} + C_{\text{вып}} + C_{\text{зак}} + C_{\text{вшт}} + C_{\text{под}} + C_{\text{вен}} + C_{\text{вод}} + C_{\text{тр.о.ф}} + C_{\text{об}} + C_{\text{пр}}\right) \times Q \frac{(1 - \Pi)}{(1 - P)}.$$
(3.6)

К определяется суммой денежных затрат на все виды строительных, проходческих, строительно-монтажных работ, приобретение стационарного и технологического оборудования и его монтаж (руб.):

$$K = K_{ctb} + K_{tkb} + K_{ok} + K_{thb} + K_{hk} + K_{co} + K_{tc} + K_{no} + K_{to},$$
 (3.7)

где $K_{\text{\tiny CTB}}$ — затраты на проходку стволов, руб.;

 K_{rkb} — затраты на проведение горизонтальных горно-капитальных выработок — квершлагов, руб.;

 ${\rm K_{ok}}$ — затраты на проведение околоствольных камер, руб.;

 $K_{\text{пнв}}$ — затраты на подготовительно-нарезные выработки (ПНВ), проходимые за счет ГКР, руб.;

 $K_{\text{нк}}$ — затраты на строительство надшахтного комплекса (копры, здания подъемных машин, компрессорные и др.), руб.;

 $K_{\rm co}$ — затраты на приобретение и монтаж подъемного и другого стационарного оборудования, руб.;

 ${\rm K_{\rm rc}}$ — капитальные затраты на приобретение транспортных средств, руб.;

 K_{no} — капитальные затраты на приобретение проходческого оборудования, руб.;

 ${\rm K_{ro}}$ — капитальные затраты на приобретение технологического (бурового, доставочного, взрывного) оборудования для очистных работ, руб.

Видно, что критерий ЧДД охватывает все виды капитальных и эксплуатационных затрат с учетом фактора времени, что позволяет сравнить необходимое число возможных вариантов. С позиций системного анализа ЧДД системы подземная геотехнология определяется суммой капитальных и эксплуатационных затрат по производственным процессам, входящим в подсистему вскрытия и эксплуатационных затрат по производственным процессам подсистемы очистной выемки, поэтому задача обоснования подземной геотехнологии должна решаться комплексно путем совместной оптимизации конструкции и параметров обоих подсистем.

В приведенных математических зависимостях (3.1—3.7) капитальные и эксплуатационные затраты являются функцией горно-геологических, горнотехнических, экономических и специфических (схема разработки, место заложения вскрывающих выработок, глубина карьера) факторов. Причем установленных аналитических зависимостей между указанными факторами и функцией для конкретных условий не существует.

Величину капитальных и эксплуатационных затрат при обосновании варианта вскрытия можно устанавливать либо по аналогии с действующими или проектируемыми предприятиями (что в принципе предполагает ошибку в силу уникальности любого месторождения), либо методами инженерных расчетов. Предлагаемая методика расчета ТЭП вариантов вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке разработана для условий уральских медноколчеданных месторождений. При расчете ТЭП варианта вскрытия в соответствии с систематизацией необходимо учитывать, кроме капитальных затрат на конструктивные и технологические элементы, также эксплуатационные затраты на основной функциональный элемент (процессы добычи, связанные со вскрытием) — транспорт и подъем руды. Суммарные капитальные затраты на строительство рудника и эксплуатационные затраты на процессы, связанные со вскрытием, Z (руб.) по сравниваемым вариантам определяются следующим образом:

1. Вскрытие вертикальным рудоподъемным стволом

$$Z_{\rm B} = (3_{\rm mon} + 3_{\rm BHIT} + 3_{\rm monn}^{\rm B}) + K_{\rm cB},$$
 (3.8)

где $3_{\text{под}}$ — эксплуатационные затраты на подъем руды по вертикальному (скиповому или клетевому) стволу, руб.;

З_{вшт} — эксплуатационные затраты на подземный ВШТ, руб.;

 $3_{\text{подд}}^{\text{в}}$ — затраты на поддержание вертикальных стволов, руб.;

 $K_{\rm cs}$ — капитальные затраты на строительство рудника при вскрытии вертикальным (скиповым или клетевым) стволом, руб. Определяется по (3.7).

 $3_{\text{под}}$ и $3_{\text{вшт}}$ можно определять по известной производственной мощности рудника $A_{\text{год}}$ с последующим дисконтированием и суммированием по годам в соответствии с (3.3) или по известному объему балансовых подземных запасов Q в данном шаге вскрытия:

$$3_{\text{под}_i} = A_{\text{год}} \cdot C_{\text{под}_i}, \ 3_{\text{под}_i} = Q \cdot C_{\text{под}_i}, \tag{3.9}$$

где $C_{\text{под}_i}$ — удельные эксплуатационные затраты на подъем 1 т добытой руды при i-м варианте вскрытия, руб./т,

$$3_{\text{вшт}_{i}} = A_{\text{год}} \cdot C_{\text{вшт}_{i}}, \ 3_{\text{вшт}_{i}} = Q \cdot C_{\text{вшт}_{i}}, \tag{3.10}$$

где $C_{\text{вшт}_i}$ — удельные эксплуатационные затраты на ВШТ 1 т добытой руды при i-м варианте вскрытия, руб./т.

$$3_{\text{подд}_{i}}^{\text{B}} = \sum_{j=1}^{n} K_{\text{ств}_{ij}} \cdot H_{\text{подд}_{ij}}^{\text{B}},$$
 (3.11)

где $H_{\text{подл}_{ij}}^{\text{в}}$ — норма отчислений на поддержание j-го ствола по i-му варианту вскрытия, доля ед.

$$K_{CTB_{i}} = \sum_{j=1}^{n} (H + H_{T_{i}} \cdot m_{T_{i}}) \cdot S_{CTB_{ij}} \cdot C_{CTB_{ij}},$$
 (3.12)

где n — количество вертикальных стволов;

H — глубина залегания рудного тела от поверхности, м. При параллельной схеме равна глубине расположения вентиляционного горизонта верхнего подземного этажа. При последовательной схеме и отсутствии прибортовых запасов H можно принять равной глубине карьера $H_{\rm k}$, при вскрытии прибортовых запасов — H равна глубине расположения вентиляционного горизонта верхнего подземного этажа;

 $H_{\mbox{\tiny 9T}_i}$ — высота этажа (яруса) при i-м варианте вскрытия, м;

 $m_{_{^{91}\!i}}$ — количество этажей (ярусов) при i-м варианте вскрытия, шт.;

 $S_{\text{ств}_i}$ — сечение j-го вертикального ствола при i-м варианте вскрытия, м 2 ;

 $C_{{\rm cr}_{ij}}$ — удельные капитальные затраты на проведение и оборудование 1 м 3 j-го вертикального ствола при i-м варианте вскрытия, руб./м 3 .

$$K_{\text{\tiny IKB}} = \sum_{i=1}^{n} L_{\text{\tiny KB}_{ij}} \cdot S_{\text{\tiny KB}} \cdot C_{\text{\tiny KB}_{ij}},$$
 (3.13)

где $L_{{}_{\mathrm{KB}_{ij}}}$ — длина квершлага при i-м варианте вскрытия j-м стволом, м;

 $S_{_{{\rm KB}_{ij}}}$ — сечение квершлага при i-м варианте вскрытия j-м стволом, ${\rm M}^2$;

 $C_{\kappa B_{ij}}$ — удельные затраты на проведение и оборудование 1 м³ кверш лага по i-му варианту вскрытия j-м стволом, руб/м³.

Если при расположении ствола в лежачем боку месторождения угол падения залежи α (град.) больше угла сдвижения вмещающих пород δ лежачего бока $\alpha \geqslant \delta$, тогда

$$L_{\text{KB}_{ij}} = \sum \frac{H + H_{\text{T}_{i}} \cdot m_{\text{T}_{i}}}{\text{tg}\delta} + b, \qquad (3.14)$$

где b — предохранительная берма у ствола, м. Принимается минимум 100 м от верхней бровки карьера.

Если $\alpha \leq \delta$, то

$$L_{\text{\tiny KB}_{ij}} = \sum \frac{H + H_{\text{\tiny 9T}_i} \cdot m_{\text{\tiny 9T}_i}}{\text{tg}a} + b. \tag{3.15}$$

$$K_{oK} = \sum_{j=1}^{n} V_{oK_j} \cdot C_{oK_j}$$
, (3.16)

где $V_{\text{ок}_i}$ — объем $\text{OK}\,j$ -го ствола при i-м варианте вскрытия, м 3 ;

 $C_{\text{ок}_i}$ — удельные затраты на проведение и оборудование 1 м³ ОК j-го ствола при i-м варианте вскрытия, руб./м³.

$$K_{_{\Pi HB}_{i}} = \sum_{i=1}^{m} L_{_{\Pi HB}_{i}} S_{_{\Pi HB}} \cdot C_{_{\Pi HB}_{i}},$$
 (3.17)

где $L_{\text{пнв}_i}$ — длина ПНВ (этажных откаточных и вентиляционных штреков (ортов) и восстающих, капитальных рудоспусков, нарезных выработок), проходимых за счет ГКР при i-м варианте вскрытия, м;

 $S_{\text{пнв}}$ — сечение ПНВ при *i*-м варианте вскрытия, м²;

 $C_{\text{пнв}_i}$ — удельные затраты на проведение и оборудование 1 м³ ПНВ по i-му варианту вскрытия, руб./м³.

Величина затрат на $K_{\mbox{\tiny HK}}$ и $K_{\mbox{\tiny co}}$ принимается по аналогам согласно проектным или фактическим данным.

Величина затрат на K_{TC}, K_{TO}, K_{TO} определяется по

$$\mathbf{K}_{\text{of}_{i}} = \sum_{j=1}^{K} \coprod_{ij} \cdot n_{\text{of}_{ij}} \cdot \mathbf{K}_{\text{pes}_{ij}},$$
 (3.18)

где k — количество типов оборудования, шт.;

 \coprod_{ij} — цена единицы оборудования j-го типа (транспортного, проходческого или технологического) при i-м варианте вскрытия, руб.;

 $n_{{
m of}_{ij}}$ — количество единиц оборудования j-го типа (транспортного, проходческого или технологического) при i-м варианте вскрытия;

 $K_{\text{рез}ij}$ — коэффициент резерва оборудования j-го типа (транспортного, проходческого или технологического) при i-м варианте вскрытия [125].

2. Вскрытие наклонным рудоподъемным стволом

$$Z_{\rm H} = (3_{\rm no, I}^{\rm H} + 3_{\rm BUIT}^{\rm H} + 3_{\rm no, I, I}^{\rm H}) + K_{\rm ch},$$
 (3.19)

где $3_{\text{под}}^{\text{н}}$ — эксплуатационные затраты на подъем руды по наклонному (скиповому или конвейерному) стволу, руб.;

 $3^{\scriptscriptstyle \rm H}_{\scriptscriptstyle \rm BШT} -$ эксплуатационные затраты на подземный ВШТ, руб.;

 $3_{\text{подл}}^{\text{н}}$ — затраты на поддержание наклонных стволов, руб.;

 $K_{\text{сн}}$ — капитальные затраты на строительство рудника при вскрытии наклонным (скиповым или конвейерным) стволом, руб. Определяется по (3.7).

Методика расчета данных величин аналогична методике приведенной для вскрытия вертикальными стволами (3.9—3.18) за исключением определения капитальных затрат на строительство наклонного ствола $K_{\rm ch}$:

$$\mathbf{K}_{\mathrm{cH}_{i}} = \sum_{j=1}^{n} \frac{H + H_{\mathrm{gT}_{i}} \cdot m_{\mathrm{gT}_{i}}}{\mathrm{tg}\beta_{ij}} \cdot S_{\mathrm{HC}_{ij}} \cdot C_{\mathrm{HC}_{ij}}, \tag{3.20}$$

где β_{ij} — угол наклона *j*-го наклонного ствола по *i*-му варианту, 15—40 град.;

 $S_{_{\mathrm{HC}_{ij}}}$ — сечение j-го наклонного ствола при i-м варианте вскрытия, M^2 ;

 $C_{{
m hc}_{ij}}$ — удельные затраты на проведение и оборудование 1 м 3 j-го наклонного ствола при i-м варианте, руб./м 3 .

3. Вскрытие автотранспортным уклоном

$$Z_{\rm cn} = (3_{\rm no, I}^{\rm a} + 3_{\rm K.T} + 3_{\rm nep} + 3_{\rm no, II}^{\rm a}) + K_{\rm ca},$$
 (3.21)

где $3^a_{\text{под}}$ — эксплуатационные затраты на подъем руды на поверхность по автотранспортному уклону, руб. В случае выдачи в карьер необходимо учитывать эксплуатационные затраты на перегрузку $3_{\text{пер}}$ в карьерный транспорт и дальнейший подъем по карьеру $3_{\text{к.т}}$;

 $3_{\text{подд}}^{\text{a}}$ — затраты на поддержание транспортных выработок, руб.;

 K_{ca} — капитальные затраты на строительство рудника при вскрытии автотранспортными уклонами, руб. Определяется по (3.7).

Методика расчета величин, входящих в (3.21), аналогична вышеприведенной (3.1—3.20). β_{ij} принимается в зависимости от применяемого оборудования от 5 до 15°.

Расчетная схема к определению параметров *конструктивного* элемента подсистемы вскрытие (длина выработок) в зависимости от глубины карьера и глубины распространения запасов представлена на рис. 3.4.

Расчет годовой производственной мощности рудника A выполняется по известной методике [113].

$$A = v \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_p / K_p, \tag{3.22}$$

где v — среднее годовое понижение очистной выемки по всей рудной площади, м;

 K_1 — поправочный коэффициент на угол падения рудного тела;

 K_2 — поправочный коэффициент на мощность рудного тела;

S — горизонтальная площадь рудного тела, M^2 ;

 γ_p — плотность руды в массиве, т/м³;

 $K_{\rm n}, K_{\rm p}$ — коэффициенты, учитывающие потери и разубоживание при добыче, соответственно.

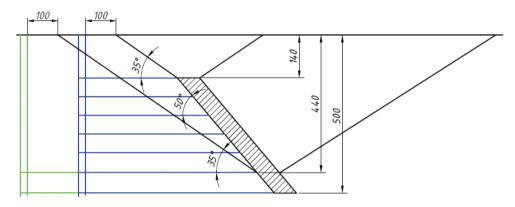


Рис. 3.4. Расчетная схема к определению длины выработок вскрытия при глубине карьера 140 м (синий цвет) и 440 м (зеленый)

Определение площади поперечного сечения главных вскрывающих выработок S от A производится по известным аналитическим зависимостям [125], установленным М. И. Агошковым и А. С. Воронюком:

– главного и вспомогательного стволов

$$S_{rc}$$
, $_{rc} = 23.4 + 3.6 \cdot A, M^2,$ (3.23)

транспортного квершлага

$$S_{KB} = 4.2 + 5.4 \cdot A, M^2,$$
 (3.24)

наклонного ствола

$$S_{\text{HC}} = 9.3 + 0.98 \cdot A, \, \text{M}^2.$$
 (3.25)

Минимальная площадь поперечного сечения вентиляционных стволов (квершлагов) проверяется по максимальной скорости движения вентиляционной струи v = 8 м/с по формуле:

$$S_{\text{BeHT}} = (Q_{\text{III}} / v) / k_{\text{BMD}}, \, \text{M}^2,$$
 (3.26)

где $Q_{\rm m}$ — потребное количество воздуха, м³/с. Исходя из опыта проектирования известно, что определяющим фактором является загрязнение воздуха выхлопными газами дизельного оборудования;

 $k_{\text{выр}}$ — коэффициент использования сечения под вентиляцию, 0.5-0.95;

$$Q_{\rm m} = 6.8 \cdot K_{\rm o, m} \cdot N_{\rm m} \cdot K_{\rm m}, \, {\rm m}^3/{\rm MиH},$$
 (3.27)

где $K_{\text{ол}} = 0.85$ — коэффициент одновременности [113];

 $K_{\rm n}$ = 1,2— коэффициент потерь, [113];

 N_{π} — суммарная номинальная мощность всех двигателей, кВт

$$N_{\pi} = n N_1 + m N_2, \text{ KBT},$$
 (3.28)

где n, m — число автосамосвалов и ПДМ соответственно, шт.;

 $N_{1,}$ N_{2} — мощность двигателя автосамосвала и ПДМ соответственно, кВт;

Площадь поперечного сечения автотранспортных уклонов определяется габаритами автосамосвалов, типоразмер и количество которых рассчитываются в зависимости от A и длины транспортирования L:

$$S_a = B (h + 0.175 B), M^2,$$
 (3.29)

где B и h — ширина и высота вертикальной стенки выработки, определяемая габаритами машины и необходимыми зазорами, м.

Расчетная величина площади поперечного сечения выработки в свету должна корректироваться с учетом крепи K = 1,05-1,1.

Расчетное число рабочих машин определяется по формуле и округляется до большего целого числа:

$$n = \Pi / \Pi_1, \text{ IIIT.}, \tag{3.30}$$

где Π — заданная сменная производительность рудника, т/смену.

 Π_1 — расчетная сменная производительность одной машины, т/смену.

$$\Pi = A / n_{\text{cmeH}}, \text{ T/cmeHy}, \tag{3.31}$$

где $n_{\rm cmeh}$ — количество смен в году, 252 (305) при 5 (6)-дневной неделе.

$$\Pi_1 = (60 t_{cm} Q k_{H}) / T_{p} k_{H}, \text{ T/cmeHy},$$
 (3.32)

где $t_{\rm cm}$ — сменная продолжительность работы машины, 7(6) ч/смену;

 $k_{_{\rm H}}$ — коэффициент неравномерности при транспортировании полезного ископаемого. $k_{_{\rm H}}$ = 1,2;

 $k_{\rm u} = 0.7 - 0.8$ — коэффициент внутрисменного использования работы машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой;

Q — расчетная загрузка автосамосвала, т,

$$Q = k_3 V \gamma_H, T, \tag{3.33}$$

где $k_3 = 0.8 - 0.95$ — коэффициент загрузки кузова по объему;

V— паспортная вместимость кузова автосамосвала, м 3 ;

 $\gamma_{\rm H} = \gamma_{\rm p}/(1,5-1,6)$ — насыпная плотность руды, т/м³, где $\gamma_{\rm p}$ — плотность руды;

 $T_{\rm p}$ — продолжительность одного оборота (рейса) автосамосвала составляет

$$T_{\rm p} = t_{\rm morp} + t_{\rm rp} + t_{\rm pastp} + t_{\rm mop} + t_{\rm pasth}, \,\text{MWH},$$
 (3.34)

где $t_{\text{погр}}$, $t_{\text{гр}}$, $t_{\text{разгр}}$, $t_{\text{пор}}$, $t_{\text{разм}}$ — затраты времени соответственно на погрузку, движение с грузом до пункта разгрузки, разгрузку, обратное движение порожняком, ожидание машин на разминовках, мин.

Время на погрузку определяется по производительности погрузочной техники $\Pi_{\text{погр}}$ плюс до $1{-}1,2$ мин.

$$t_{\text{погр}} = Q/\Pi_{\text{погр}}, \text{ мин.} \tag{3.35}$$

Продолжительность разгрузки автосамосвалов $t_{\text{разгр}} = 1$ мин.

Продолжительность движения машин (мин) в грузовом и порожняковом направлениях:

$$t_{\rm rp} = (60 L_{\rm rp})/(k_{\rm cx} v_{\rm rp}); t_{\rm nop} = (60 L_{\rm nop})/(k_{\rm cx} v_{\rm nop}),$$
 (3.36)

где $L_{\rm rp},\,L_{\rm nop}$ — длина откатки в грузовом и порожняковом направлениях, км;

 $v_{\rm rp}, v_{\rm nop}$ — скорость движения в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч;

 $k_{\rm cx} = 0.75$ — коэффициент, учитывающий среднеходовую скорость движения.

Продолжительность ожидания машин на разминовках при работе нескольких машин на однополосных транспортных выработках определяется

$$t_{\text{pasm}} = n_{\text{pasm}} t_{\text{o}}, \text{ мин},$$
 (3.37)

где $n_{\text{разм}}$ — число разминовок, шт.;

 t_0 — продолжительность ожидания на разминовках, 1—3 мин.

Таким образом, в соответствии с представленной методикой (3.1—3.37) определяются все параметры конструктивного элемента подсистемы вскрытия: количество, площадь и форма сечения, длина, угол наклона и объем выработок — технологического: скорость и сто-имость проведения выработок вскрытия — и функционального: эксплуатационные затраты на ВШТ и подъем. Установление их зависимости от специфических факторов — суть дальнейших исследований.

3.4. Разработка блок-схемы и компьютерной программы выбора варианта вскрытия подземных запасов

Экономико-математическое моделирование (ЭММ) с помощью ЭВМ продуктивно не только с точки зрения быстроты проведения эксперимента и получения результатов, но и потому, что позволяет эффективно оценивать различные гипотезы, выдвигаемые и проверяемые в процессе исследования [82]. Режим диалога между исследователем и ЭВМ обеспечивается за счет оперативного ввода управляющих воздействий, получения в наглядной форме характеристик отклика, изменения воздействий и поддерживается актуализацией модели.

Основным методом решения задач оптимизации является сравнение (перебор) вариантов, по каждому из которых для заданных условий рассчитываются ТЭП и величина принятого критерия оценки. Разработана блок-схема программы выбора варианта вскрытия, состоящая из 39 вычислительных и логических блоков [97]. Вариант вскрытия характеризуется определенным набором вскрывающих выработок. Каждая выработка характеризуется определенными, «привязанными» только к ней и зависящими от нее данными. В рамках одного эксперимента для всех вариантов вскрытия принимаются постоянными следующие факторы:

- горнотехнические: годовая производственная мощность предприятия, порядок и технология разработки запасов, потери и разубоживание, применяемое технологическое оборудование, высота этажа;
- горно-геологические: длина рудного тела по простиранию, мощность, глубина залегания, граничная глубина разработки, угол падения рудного тела, плотность руды;
- экономические: удельные затраты на производственные процессы;
- специфические: схема комбинированной разработки, глубина карьера.

На основе разработанных методики (3.1-3.37) и блок-схемы написана компьютерная программа «Выбор варианта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений» в приложении Excel пакета программ Microsoft Office. Расчет параметров вскрытия производится по элементам в 36 сформированных блоках-таблицах: конструктивный: «Производственная мощность», «Транспорт», «Сечение вентиляционных выработок», «Сечение автоуклона», «Вскрывающие выработки», «Квершлаги вертикальных стволов», «Концентрационный горизонт», «Квершлаги наклонных стволов», «Заезды на горизонт», «Штреки», «Длина выработок», «Объем выработок»; технологический: «Скорость проходки», «Продолжительность строительства», «Удельные капзатраты», «Капзатраты»; функциональный: «Удельные эксплуатационные затраты», «Эксплуатационные затраты» и «Затраты на вскрытие» [126]. Работа с программой состоит в выполнении 23 этапов, обобщенных ниже:

- группирование исходных данных по виду (роду): геологическая, горнотехническая, экономическая информация — в соответствующих блоках-таблицах исходных данных, являющихся изменяемыми параметрами;
- формирование блоков-таблиц нормативных исходных данных, являющихся неизменяемыми параметрами;
- установление экспертным путем диапазона изменяемого параметра и шага его изменения, установление границ изменения параметров;
- формирование вариантов путем создания расчетных блоков-таблиц, отображающих входные данные и результаты расчетов;

расчеты на персональном компьютере сформированной совокупности вариантов, визуализируемые в расчетных блокахтаблицах.

Оценка каждого варианта и их сравнение производятся по критериям: на первом этапе — по объему вскрывающих выработок и суммарным затратам на их проведение, на втором — по суммарным капитальным затратам на ГКР и эксплуатационным затратам на ВШТ и подъем руды, на третьем — по ЧДД, отражающим сумму доходов и всех затрат по производственным процессам, входящим в подсистему вскрытия.

Адекватность модели была проверена путем сравнения ТЭП (объема ГКР), полученных в результате ЭММ и достигнутых в ТЭО (проекте) доработки Молодежного месторождения (ИГД УрО РАН, Екатеринбург, 2003) [31]. Рассмотрено три варианта вскрытия месторождения глубиной 500 м и высотой этажа 60 м:

- 1) вентиляционно-вспомогательным вертикальным стволом $S = 15.9 \text{ м}^2$, проходимым с поверхности (отм.+490 м) до глубины гор.+70 м и автоуклоном $S = 17.4 \text{ м}^2$, проходимым из карьера (отм.+275 м) до гор.+70 м под углом 5,5 °, а также штольнями $S = 17.4 \text{ м}^2$ гор. +324 и +264 м;
- 2) вентиляционно-вспомогательным наклонным стволом $S = 14 \text{ m}^2$, проходимым с поверхности (отм. +490 м) до гор. +70 м под углом 25° и автотранспортным уклоном $S = 17,4 \text{ m}^2$ из карьера (отм. +252 м) до гор. +70 м под углом 5,5°, а также штольнями $S = 17,4 \text{ m}^2$ гор. +324 и +264 м;
- 3) вспомогательным уклоном с поверхности (отм.+468 м) до гор.+70 м под углом 7° (9° до отм.+350 м) и автотранспортным уклоном S = 14 м² из карьера (отм. +264 м) до гор.+70 м под углом 7°, а также штольнями S = 14 м².

Во всех вариантах транспортирование руды производится автосамосвалами по автотранспортному уклону в карьер и далее автосамосвалами типа БелАЗ на поверхность. В вариантах 1 и 2 — с помощью автосамосвалов МоАЗ-7405, в варианте 3 — EJC-20. Производственная мощность рудника принята 400 тыс. т руды в год.

Сравнение результатов ЭММ показало удовлетворительную сходимость с величиной проектных объемов ГКР — расхождение составляет не более 13% (табл. 3.5), что позволяет говорить об адекватности разработанной модели.

Tаблица 3.5 Соответствие результатов ЭММ проектным данным

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
	Объем ГКР,	M ³	
по ТЭО	125778	86162	95418
по ЭММ	138000	98000	105000
разница, %	+9,7	+13,7	+10,4

Разработанные методика (представленная 37 математическими зависимостями от 135 горно-геологических, горнотехнических, геоэкономических и специфических факторов), алгоритм и компьютерная программа представляют собой экономико-математическую модель [128] варианта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке медноколчеданных месторождений. На наш взгляд, она сохраняет свою пригодность в широком диапазоне изменения традиционных и специфических факторов для глубокозалегающих рудных месторождений.

3.5. Оптимизация параметров вскрытия подземных запасов на основе экономико-математического моделирования

Задачей ЭММ ставилось определение эффективного варианта вскрытия и оптимизация его важнейшего параметра — высоты этажа [129, 130]. При моделировании учитывались только вскрывающие выработки: стволы, уклоны, этажные квершлаги и заезды на горизонты, выработки концентрационного горизонта, капитальные рудоспуски. Подготовительные и нарезные выработки, проходимые за счет ГКР (доставочные и вентиляционные орты и штреки эксплуатационных и буровых горизонтов, вентиляционные восстающие), не учитывались. Некоторые исходные данные для ЭММ приведены на рис. 3.5.

Глубина заложения автоуклона принята на втором уступе выше дна карьера. Угол сдвижения пород лежачего бока β принят на 15° меньше нормативного из-за наличия карьера в соответствии с рекомендациями [132]. Предохранительная берма стволов на поверхности — 100 м

от верхней бровки карьера. Влияние высоты этажа исследуется в диапазоне от 20 до 120 м с шагом изменения 20 м. Удельные капитальные затраты на строительство вскрывающих выработок различного типа приняты по аналогам (рис. 3.6).

	Α	В	C			
13		Параметры рудника				
14	№	№ Наименование				
15	1	Годовая производительность рудника, тыс. т	400			
16	2	Длина рудного тела по простиранию, м	600			
17	3	Средняя мощность рудного тела, м	40			
18	4	Глубина карьера (начало расчёта), м	260			
19	5	Глубина вскрытия, м	500			
20	6	Глубина (начало заложения) автоуклона, м	230			
21	7	Угол падения рудного тела, град.	50			
22	8	Угол сдвижения вмещающих пород, град	50			
23	9	Предохранительная берма, м	100			
24	10	Угол наклона бортов карьера, град.	35			
25	11	Угол наклона бортов карьера, радиан	0,611			

Рис. 3.5. Блок-таблица «Параметры рудника»

	Α	В	C	D	
1		Удельные капитальные затра	ты		
2	№ Наименование		Ед. изм.	Значение	
3	1	На строительство вертикальных стволов	руб/м3	15 000,00	
	2	На строительство наклонных стволов	руб/м3	5 000,00	
	3	На строительство автотранспортных уклонов	руб/м³	3 500,00	
	4	На строительство штолен	руб/м3	3 500,00	
	5	На проведение околоствольных выработок	руб/м3	3 000,00	
	6	На проведение квершлагов	руб/м³	2 500,00	
	7	На проведение откаточных штреков	руб/м³	2 500,00	

Рис. 3.6. Удельные капзатраты на строительство горных выработок

Результаты расчетов суммарного объема и суммарных затрат на ГКР в зависимости от высоты этажа для рассмотренных вариантов вскрытия приведены на графиках (рис. 3.7).

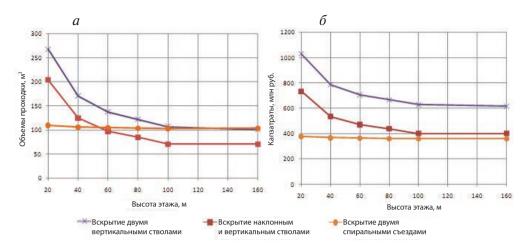


Рис. 3.7. Зависимости объема (a) и капзатрат (δ) на ГКР от высоты этажа

Проведенное ЭММ позволило установить область эффективного применения вариантов вскрытия в зависимости от *высоты этажа*:

- при высоте этажа менее 60 м по суммарному объему ГКР более рационален вариант вскрытия авто- и вспомогательным уклонами, свыше 60 м — наклонным и вертикальным стволами с поверхности;
- во всем диапазоне изменения высоты этажа 20—120 м очевидна эффективность варианта вскрытия авто- и вспомогательным уклонами суммарные капитальные вложения на ГКР меньше, соответственно, в 2,7—1,7 раза по сравнению с вертикальными стволами и в 1,9—1,1 раза по сравнению с наклонным и вертикальным стволами за счет меньших удельных капитальных затрат на проведение слабонаклонных выработок и ликвидации квершлагов. При этом суммарные капитальные затраты на ГКР при вскрытии авто- и вспомогательным уклонами слабо зависят от высоты этажа (разница 5,7%), в силу малой длины заездов на этажи (20 м).

Полученные результаты подтверждаются практикой вскрытия Молодежного месторождения. Принятый ТЭО (проектом) вариант поэтапного вскрытия запасов авто- и вспомогательным уклонами с высотой этажа 60 м позволил значительно (на 16 месяцев) сократить срок строительства и ввода в эксплуатацию рудника. Существенными обстоятельствами при выборе варианта вскрытия явились также значительный опыт и наличие высококвалифицированных кадров для

проходки слабонаклонных выработок $(5-7^\circ)$ с использованием CO, имеющиеся у Учалинского ГОКа.

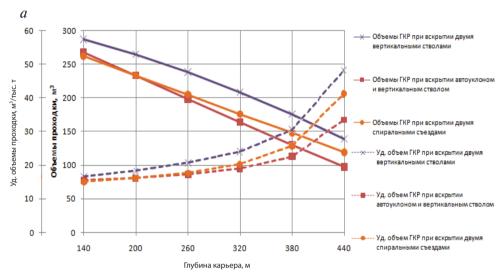
Использование наклонных стволов при кажущейся очевидности условий применения (угол наклона ствола близок к генеральному углу наклона борта карьера 25—40°) в настоящее время ограничено (2% случаев). Причиной, очевидно, является ненадежность и низкая эффективность скипового или конвейерного подъема по сравнению с автомобильным транспортом по автоуклонам или подъемом руды по вертикальным стволам при небольшой производственной мощности рудника. Поэтому для дальнейшего сравнения принят вариант вскрытия автуклоном из карьера и вертикальным вспомогательным стволом с поверхности.

Основным технологическим *специфическим* фактором, определяющим размеры и состояние карьерного пространства при комбинированной разработке, является *слубина карьера* $H_{\rm k}$. Поэтому весьма интересно проследить изменение ТЭП подсистемы вскрытия подземных запасов в зависимости от данного фактора. Причем сравнение вариантов вскрытия в зависимости от $H_{\rm k}$ необходимо проводить не только по объемным, но и удельным показателям. Если при исследовании влияния высоты этажа объем вскрываемых подземных запасов был постоянным, то при изменении $H_{\rm k}$ изменяется глубина распространения и, следовательно, объем запасов, предназначенных для подземной разработки. При этом величина капитальных затрат $K_{\rm B}$ при использовании карьера должна быть меньше, чем при традиционной схеме вскрытия ($K_{\rm Tp}$). Это общее условие применения карьера как вскрывающей подземные запасы выработки

$$K_{\rm \tiny R} < K_{\rm \tiny TD}. \tag{3.38}$$

При параллельной схеме заложение главных автоуклонов в карьере достаточно редко (5 случаев), применяется данная схема при освоении крупных глубокозалегающих рудных месторождений (Вишневогорское, Саткинское, Алтын-Топкан, Расвумчорр, Заполярное). Для разработки средних и малых крутопадающих месторождений характерно применение последовательной схемы, когда даже при наличии периода совмещения ОГР и ПГР (доработка нижних уступов) борта карьера уже поставлены в предельное положение и его можно использовать для вскрытия подземных запасов. Не говоря уже о чисто последовательной разработке, где *глубина карьера* определена фактически. Поэтому влияние $H_{\rm k}$ на изменение $K_{\rm b}$ при вскрытии подземных запасов установлено для рассмотренных выше условий последовательной разработки медноколчеданного месторождения.

Исследуемый параметр $H_{\rm K}$ изменялся в диапазоне от 140 до 440 м с шагом равным оптимальной высоте этажа 60 м (блок-таблица *Microsoft Excel* «Глубина карьера»). На данном этапе ЭММ учитывались все вскрывающие и горно-подготовительные выработки, проходимые за счет ГКР. Зависимости валовых и удельных объема и капзатрат на ГКР от $H_{\rm K}$ при различных вариантах вскрытия представлены на рис. 3.8, a и b соответственно.



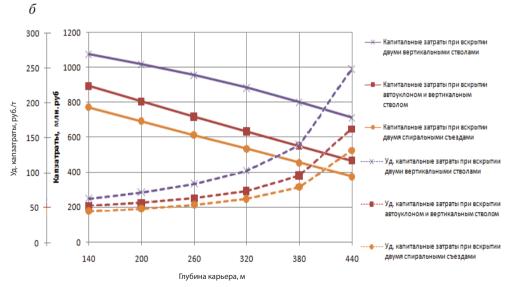


Рис. 3.8. Зависимость валовых и удельных объема (a) и капитальных затрат на ГКР (δ) от глубины карьера

В результате ЭММ установлено, что с увеличением H_{κ} :

- валовые объемы ГКР во всем диапазоне монотонно уменьшаются во всех вариантах. Это объясняется уменьшением количества вскрываемых горизонтов и, соответственно, уменьшением суммарной длины вскрывающих выработок. При $H_{\rm k}$ = 200 м варианты вскрытия двумя автоуклонами и автоуклоном и вертикальным стволом равноценны (233 тыс. м³);
- удельные объемы ГКР во всем диапазоне нелинейно увеличиваются во всех вариантах вскрытия. Это объясняется более быстрым уменьшением объема вскрываемых запасов относительно уменьшения объема ГКР. При $H_{\rm k}$ =140—260 м варианты вскрытия двумя автоуклонами и автоуклоном и вертикальным стволом практически равнозначны (16—17 м³/т);
- валовые капитальные затраты на ГКР во всем диапазоне монотонно уменьшаются во всех вариантах вскрытия. При этом вариант вскрытия автоуклонами эффективнее, в 1,4—1,8 раза варианта вскрытия двумя вертикальными стволами, и в 1,1—1,2 раза варианта вскрытия автоуклоном и вертикальным стволом;
- удельные капитальные затраты на ГКР во всем диапазоне нелинейно увеличиваются во всех вариантах при вскрытии автоуклонами в 2,9 раза (с 45 до 131 руб./т), вертикальными стволами в 3,8 раза (с 63 до 241 руб./т);
- эффективность варианта вскрытия автоуклонами достигается за счет меньших удельных капзатрат на проведение слабонаклонных выработок и ликвидации квершлагов.

Таким образом, в дополнение к определенным параметрам конструктивного (длина и объем ГКР) и технологического (стоимость ГКР) элементов подсистемы вскрытия следует установить основные параметры функционального элемента по критерию минимума суммарных капитальных затрат на ГКР и эксплуатационных затрат на ВШТ и подъем. В первом приближении достаточно провести анализ и сравнение вариантов без дисконтирования: двумя вертикальными стволами по (3.8), авто- и вспомогательным уклонами по (3.21).

Удельные эксплуатационные затраты на скиповой подъем руды по вертикальному стволу, подземный автотранспорт, электровозный

ВШТ, перегрузку руды и автотранспорт по карьеру приняты по аналогии в соответствии со структурой затрат по соответствующим участкам Гайского, Молодежного и Узельгинского подземных рудников. Данная информация представлена в блоке-таблице листа *Microsoft Excel* «Удельные эксплуатационные затраты» (рис. 3.9).

	В	С	D
2	Наименование	Ед. изм.	Значение
3	На подъём руды по вертикальному стволу	руб./т	43,0
4	На подъём руды по наклонному стволу	руб./т	23,0
5	На внутришахтный транспорт	руб./т-км	7,5
6	На транспортирование руды по горным выработкам	руб./т-км	27,0
7	На транспортирование руды по карьеру	руб./т-км	9,0
8	На перегрузку руды	руб./т	5,0

Рис. 3.9. Удельные эксплуатационные затраты на транспорт и подъем

Зависимости валовых и удельных суммарных капзатрат на ГКР и эксплуатационных затрат на ВШТ и подъем руды от H_{κ} по обоим вариантам вскрытия показаны на рис. 3.10, a, δ соответственно.

Анализ результатов ЭММ показал, что при увеличении H_{κ} :

- валовые эксплуатационные затраты на ВШТ и подъем руды при вскрытии двумя вертикальными стволами в 1,4-1,5 раза ниже по сравнению с вскрытием уклонами во всем диапазоне изменения H_{κ} ;
- в диапазоне $H_{\rm K}$ = 140—200 м по валовым суммарным капитальным затратам на ГКР и эксплуатационным затратам на ВШТ и подъем руды незначительно (на 3%) эффективнее вариант вскрытия двумя вертикальными стволами; в диапазоне $H_{\rm K}$ = 200—440 м эффективнее (до 1,5 раз) вариант вскрытия авто- и вспомогательным уклонами;
- удельные эксплуатационные затраты на ВШТ и подъем руды при вскрытии двумя вертикальными стволами ниже по сравнению с вскрытием уклонами на 20-25 руб./т во всем диапазоне изменения H_{κ} ;
- эффективность вскрытия авто- и вспомогательным уклоном достигается за счет меньших капитальных затрат на ГКР даже при больших эксплуатационных затратах.

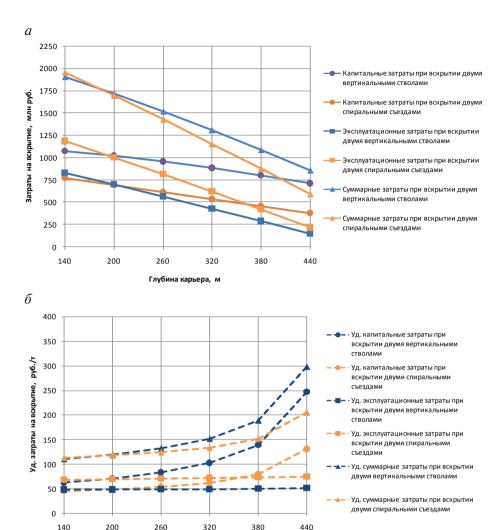


Рис. 3.10. Зависимости валовых (a) и удельных затрат (δ) от глубины карьера

Глубина карьера, м

Выводы по главе 3

1. Предложена систематизация способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений. В основу разделения на способы положен тип главных вскрывающих выработок, учитывающий специфические факторы: глубину распространения запасов под дном карьера, схему комбинированной разработки. На схемы — признак, характеризующий специфический фактор использования карьера и определяющий преимущества вскрытия в условиях комбинированной

- разработки место заложения главных вскрывающих выработок: земная поверхность или карьер. Дополнительный признак тип и место заложения вспомогательных вскрывающих выработок.
- 2. Создана экономико-математическая модель вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений, состоящая из методики расчета ТЭП, блок-схемы и компьютерной программы, отличающаяся учетом специфических факторов (схема комбинированной разработки, глубина карьера), позволяющая выбрать оптимальный вариант вскрытия по критериям ЧДД и суммарных капитальных затрат на ГКР и эксплуатационных затрат на ВШТ и подъем.
- 3. На основе ЭММ сконструированных вариантов вскрытия подземных запасов при последовательной схеме комбинированной разработки уральского глубокозалегающего крутопадающего мощного протяженного медноколчеданного месторождения, осваиваемого системами с закладкой выработанного пространства рудником с производственной мощностью 400 тыс. т руды в год, установлена эффективность вскрытия автотранспортным и вспомогательным уклонами во всем диапазоне изменения высоты этажа. Результаты ЭММ подтверждены опытом вскрытия Молодежного месторождения.
- 4. На основе ЭММ установлено в вышерассмотренных условиях влияние важнейшего специфического фактора *глубины карьера* при его изменении от 140 до 440 м на эффективность вариантов вскрытия. Так, в диапазоне $H_{\rm k}=140-200$ м по суммарным капитальным затратам на ГКР и эксплуатационным затратам на ВШТ и подъем руды незначительно (на 3%) эффективнее вариант вскрытия двумя вертикальными стволами; в диапазоне $H_{\rm k}=200-440$ м эффективнее (до 1,5 раз) вариант вскрытия автои вспомогательным уклонами за счет того, что большие эксплуатационные затраты не перекрывают эффект от существенно меньших капитальных затрат на ГКР.
- 5. Использование установленных зависимостей валовых и удельных суммарных капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие подземных запасов от специфицеских факторов позволяет выбрать оптимальный вариант вскрытия, более объективно оценить издержки при определении стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом, способствует установлению тенденций развития способов и схем вскрытия.

Глава 4. Экономико-математическое моделирование и оптимизация параметров технологии отработки подземных запасов

Систематизация вариантов технологии отработки переходной зоны подземным способом

Разработка методики технико-экономической оценки вариантов технологии отработки переходной зоны

Обоснование параметров и конструкции изолирующих массивов

Конструирование рациональных вариантов технологии отработки переходной зоны

Оптимизация параметров технологии отработки переходной зоны на основе экономикоматематического моделирования

4.1. Систематизация вариантов технологии отработки переходной зоны подземным способом

ринимая во внимание многообразие вариантов технологии отработки подземных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений (см. табл. 1.2) представляется полезным систематизировать их на основе предложенного принципа изолированности ОГР и ПГР с целью обоснования безопасных и эффективных вариантов.

В научной литературе существует несколько классификаций комбинированных способов разработки. Наиболее известны классификации российских ученых: Д. Р. Каплунова, В. А. Щелканова, Б. П. Юматова, П. Э. Зуркова, М. Ф. Шнайдера, В. К. Вороненко, Т. М. Мухтарова, В. Н. Калмыкова, Ю. В. Демидова, М. В. Рыльниковой, Ю. В. Волкова и др.

В работе [47] А. А. Вовк и Г. И. Черный предлагают вскрытие и отработку запасов проводить через штольни и использовать карьерные транспортные пути для доставки полезных ископаемых из зоны подземных работ, а карьерное пространство — для вентиляции подземных выработок.

- Б. П. Юматовым [48] впервые была предложена классификация комбинированных способов разработки. Он разделил все способы разработки на три группы по принципу совмещения ОГР и ПГР: открытые работы с переходом на подземные; подземные работы с переходом на открытые; одновременно открытые и подземные работы.
- П. Э. Зурковым [51] разработана классификация открыто-подземных методов разработки переходных этажей, в основу которой положен признак способа поддержания борта карьера. Выделены три класса открыто-подземных методов разработки: 1) с полным обрушением бортов карьера по всему периметру; 2) с полным обрушением бортов карьера по висячему боку и 3) с сохранением бортов карьера. Системы разработки переходного этажа с обрушением (1 и 2 классы), с открытым очистным пространством и навсегда теряемыми целиками руды или с закладкой (3 класс).

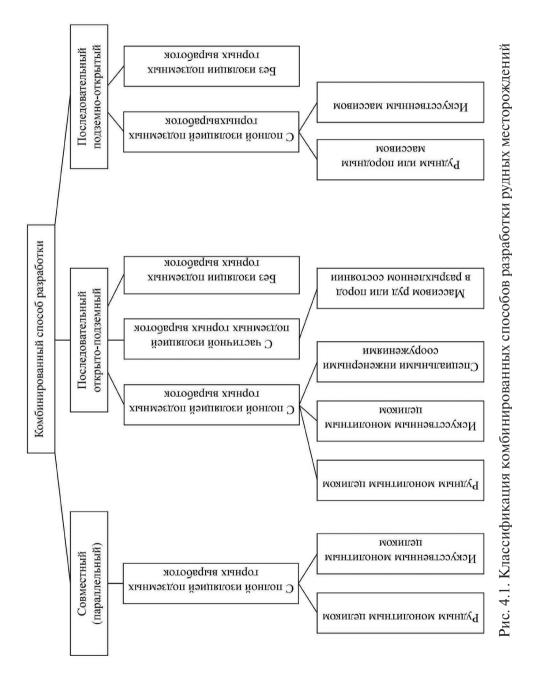
В классификации В.А. Щелканова [3, 52], получившей наиболее широкое распространение, вводятся количественные показатели, характеризующие степень совмещения ОГР и ПГР во времени и пространстве,

тесноту технологической взаимосвязи горных работ. К первой группе относятся предприятия с полным совмещением, ко второй — с частичным совмещением во времени (последовательно-параллельная разработка), к третьей — без совмещения работ во времени. Теснота технологической взаимосвязи зависит от степени влияния технологических особенностей на $T \ni \Pi$ подземной разработки и времени их воздействия.

- М. Ф. Шнайдер и В. К. Вороненко [8] разделяют способы комбинированной разработки на классы по признаку совмещения ОГР и ПГР во времени, а на группы в пространстве, а также по фактору наличия или отсутствия налегающих пород над подземным участком. Особенностью ПГР является наличие ААС подземных выработок с поверхностью. Ведение ПГР связано с трудностью создания комфортных температурных условий, поэтому к системам предъявляются требования максимальной отработки запасов блока без выхода обрушения на поверхность.
- Т. М. Мухтаровым [61] вводятся понятия признаков и возможных элементов комбинации ОГР и ПГР, и на основе коэффициента эффективности дается оценка сочетания технологических схем. Он показал, что комбинированная разработка месторождения ведет к снижению ТЭП лимитирующих, т. е. сочетающихся процессов ОГР и ПГР.
- В. Н. Калмыков [62] разработал полную классификацию способов разработки переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений. Все способы отработки переходных зон разделены на три класса по состоянию подрабатываемых бортов карьеров: обрушаемые; в устойчивом состоянии; обрушаемые на некоторых участках. Классы разделяются на группы по основному признаку способу управления подрабатываемых бортов карьера, а также по дополнительным признакам способу изоляции очистного пространства, степени совмещения способов разработки, использованию элементов ОГР и карьерного пространства.
- Ю. В. Демидовым [64] в качестве классифицирующего признака принят способ разделения выработанных пространств, образующихся в результате открытой и подземной выемки запасов при комбинированной разработке месторождений. Классы с оставлением скального разделительного целика, созданием искусственного целика, единым выработанным пространством ОПЯ и образованием искусственного перекрытия на дне карьера. Группы разделены по способу формирования или погашения разделительного целика. Сделан вывод, что

переходная зона, разделяющая ОГР и ПГР, неизбежно будет образована, какими бы системами не отрабатывалась рудная залежь. Выбор системы подземной разработки зависит от способа разделения выработанных пространств независимо от совмещения работ в вертикальной или горизонтальной плоскостях.

- М. В. Рыльниковой разработана классификация технологических схем выемки запасов переходной зоны комбинированными технологиями на основе разделения классов по признаку состояния массива борта карьера устойчивый и неустойчивый [67]. На группы по способу управления массивом борта, на варианты по технологическим особенностям фактором управления устойчивостью борта, способу разрушения массива, способу развития фронта очистных работ, системам разработки.
- Д. Р. Каплуновым и В. А. Юковым [6] способы разработки переходных зон дифференцируются в зависимости от их дислокации относительно карьера прибортовые и подкарьерные. Способы классифицируются по степени использования выработанного пространства и выработок карьера для вскрытия, подготовки и отработки переходных зон. Для отработки запасов применяются традиционные системы разработки.
- Д. Р. Каплунов, В. Н. Калмыков, М. В. Рыльникова [1] охватили все известные сочетания открытой и подземной физико-технической и физико-химической технологий и делят комбинированную технологию по характеру совмещения на последовательную, параллельную и последовательно-параллельную. Характеристикой комбинированной технологии являются такие признаки, как вариация, последовательность выполнения технологических процессов открытого и подземного методов добычи и совмещение в пространстве и во времени, направление развития фронта работ и состояние горного массива. Во всех случаях предполагается наличие единой схемы вскрытия и подготовки запасов, обеспечивающей эффективное освоение месторождения.
- Ю. В. Волковым [46] предложено комбинированные способы разработки разделить на три класса по признаку, характеризующему стратегию комбинированной разработки совмещение ОГР и ПГР во времени. На группы они делятся по признаку степени изоляции подземных горных выработок от карьерного пространства, на варианты по способу изоляции (рис. 4.1). Совместный способ применяется при полной изоляции рудным или искусственным целиком, последовательный при любой.



Анализ рассмотренных классификаций показал, что их можно сгруппировать в зависимости от подхода к основному классифицирующему признаку на две группы, назовем их условно геотехнологической и геомеханической. Представители геотехнологического подхода (В. П. Юматов, А. А. Вовк и Г. И. Черный, В. А. Щелканов) классифицируют способы комбинированной разработки по признаку совмещения ОГР и ПГР во времени и пространстве. При этом в более поздних исследованиях (М. Ф. Шнайдер и В. К. Вороненко, Т. М. Мухтаров, Ю. В. Волков, Ю. В. Демидов) большое внимание уделяется способам изоляции и формирования разделительных целиков. Но в данных классификациях недостаточно учитывается действие специфических факторов, отсутствует их количественная оценка.

Представители геомеханического подхода (П. Э. Зурков, Д. М. Казикаев, В. Н. Калмыков, М. В. Рыльникова, Д. Р. Каплунов и В. А. Юков) в качестве главного классифицирующего признака принимают состояние массива борта карьера и способ управления его состоянием. Данный признак обусловливает применение той или иной группы и варианта технологии. Но, с другой стороны, сами системы разработки классифицируются по тому же признаку — способу управления горным давлением (по акад. М. И. Агошкову), таким образом, фактически обусловливая способ управления состоянием борта карьера. На наш взгляд, при отнесении объекта (технологии) к классам, группам и вариантам необходимо использовать различные признаки, в противном случае неизбежны повторы, что в классификации недопустимо.

Поскольку технологически при параллельной схеме переход на ПГР мало проблематичен в силу низкой интенсивности действия специфических факторов, то и систематизация вариантов подземной технологии здесь тривиальна. Практически может быть сформирована лишь одна классификационная группа — технология с полной изоляцией подземных горных выработок. Причем данное положение справедливо при совмещении ОГР и ПГР как в вертикальной, так и горизонтальной плоскости. При параллельной схеме сами термины «переход», «переходная зона» во многом теряют смысл, поскольку не создается специфического условия — карьера вблизи подземной очистной выработки, что необходимо для проявления специфических факторов.

При последовательной схеме разработки крутопадающих глубокозалегающих рудных месторождений здесь и далее рассмотрена технология освоения переходной зоны *подкарьерной* части, а не *прибортовой*. Во-первых, именно здесь в полной мере проявляются специфические факторы, во-вторых, данные запасы, как правило, на порядок больше. По определению верхней границей переходной зоны является дно карьера в предельном положении, нижней — кровля очистной выработки основных запасов расположенных ниже переходной зоны. Следовательно, все запасы месторождения ниже дна карьера можно разделить на три части: переходная зона, основные запасы, запасы в выклинках. Каждая из них имеет свои вертикальные размеры: высоту H^{Π} , H^{O} , H^{B} соответственно (рис. 4.2).

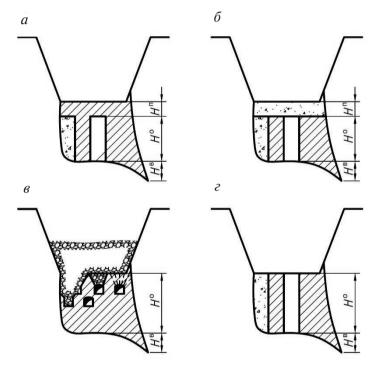


Рис. 4.2. Разделение подкарьерных запасов при способах изоляции: a — монолитным рудным; δ — искусственным массивом ϵ — разрыхленными породами; ϵ — без изоляции

Объектом нашей систематизации является *технология подземной разработки переходной зоны*. Член-корр. РАН В.Л. Яковлевым отмечено, что объективно определенная классификация должна основываться на наиболее существенных и важных в практическом отношении признаках, которые обязаны быть информативными [116].

На наш взгляд, основанием для разделения вариантов технологии выемки переходной зоны на классы и группы должна быть техническая характеристика их основного специфического свойства — изолированность подземных выработок от карьерного пространства — описываемая степенью и способом изоляции (табл. 4.1). В качестве количественного критерия отнесения объекта к классу может служить коэффициент изоляции $k_{\rm u}$ (см. табл. 2.5), к группе — коэффициенты, описывающие влияние специфических факторов на ТЭП соответствующих процессов (см. табл. 2.6—2.8). Варианты идентифицируются традиционно — по способу управления горным давлением.

Таблица 4.1 Систематизация вариантов технологии (способов) подземной разработки переходной зоны

Класс	Группа	Вариант		
	i	j		
Степень изоляции	Способ изоляции подземных	Система		
подземных выработок	выработок	разработки		
	1. Рудным монолитным массивом:	1. С открытым очистным про- странством		
	$K_{\text{ byp}}^{\text{ kap}} < 1. K_{\text{ HHp}}^{\text{ kap}} < 1$	2. С закладкой вы- работанного про-		
І. Высокая	2. Искусственным монолит-	странства		
$k_{\rm M} \approx 1.0.$	ным массивом:	3. С обрушением		
$K_{yq}^{AAC} \approx 1,0. K_{BeHT}^{AAC} \approx 1,0$	$K_{\text{6yp}}^{\text{kap}} = 1. K_{\text{пнр}}^{\text{kap}} = 1$	руды и вмещающих пород		
	3. Специальными инженер-			
	ными сооружениями:			
	$K_{\text{6yp}}^{\text{kap}} = 1. K_{\text{пнр}}^{\text{kap}} = 1$			
II. Средняя $k_{\text{\tiny M}} = 0.52 - 0.98.$	4. Массивом пород в разрых-ленном состоянии:			
$K_{yq}^{AAC} = 1,24-1,5.$	$K_{\text{6yp}}^{\text{kap}} = 1. K_{\text{пнр}}^{\text{kap}} = 1$			
$K_{\text{BeHT}}^{\text{AAC}} = 1,09-1,25$				
III. Низкая	5. Нет			
$k_{\text{\tiny M}} = 0.05 - 0.52$	$K_{\text{fyp}}^{\text{Kap}} < 1. K_{\text{filtp}}^{\text{Kap}} < 1$			
$K_{yq}^{AAC} = 1,5-2,4.$				
$K_{\text{BeHT}}^{\text{AAC}} = 1,25-2,0$				

В систематизации специфические факторы учитываются и управляются на определенных иерархических уровнях: ААС — при разделении способов на классы, использование *карьерного бурового оборудования* — на группы, *повышенное горное давление* — на варианты. Привнесение количественных признаков, на наш взгляд, развивает классификацию комбинированных способов разработки, предложенную Ю. В. Волковым, наполняя ее конкретным содержанием. Реализация любого варианта обеспечивает освоение переходной зоны — необходимо лишь провести их численное сравнение и выбрать более эффективный [30, 75].

Информативность признаков, положенных в основу систематизации, достигается распределением вариантов (n=49) непосредственно по значениям (да, нет) варьирующих признаков — степени и способов изоляции (см. табл. 2.3). С целью удобства идентификации классам, группам и вариантам присвоены порядковые номера: I-III — номер класса, i=(1-5) — номер группы; j=(1-3) — номер варианта. Например, вариант I.1.2 означает технологию отработки переходной зоны с полной изоляцией подземных горных выработок рудным монолитным массивом и закладкой выработанного пространства. Данная кодификация позволяет достаточно легко понять сущность варианта технологии, особенности его конструкции, соответствующие конкретному способу изоляции.

Анализ систематизации подтвердил правильность теоретического вывода, что выемка переходной зоны осуществляется с целью изолирования выемки основных запасов, и мероприятия, направленные на ее обеспечение, реализуются в переходной зоне. При последовательной схеме изменение высоты переходной зоны H^{Π} происходит только за счет изменения высоты основной части H^{O} запасов месторождения (участка, блока):

$$H^{\Pi} = H - H^{\mathcal{O}},\tag{4.1}$$

где H— глубина распространения запасов (высота подкарьерного блока). Также видно, что при формировании изолирующих массивов в пределах карьерных запасов или ОПЯ (i=3 и 4) переходная зона за счет подземных запасов не образуется. В группе (i=5), наоборот, высота переходной зоны равна высоте основных запасов, поскольку их изолированность не обеспечена.

Используя данную систематизацию, можно оценить каждый вариант технологии, используя установленные зависимости влияния

специфических факторов на ТЭП через соответствующие коэффициенты изоляции $k_{\rm u}$ и изменения эксплуатационных затрат $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$, $K_{\rm вент}^{\rm AAC}$, $K_{\rm бур}^{\rm kap}$ и $K_{\rm пнр}^{\rm kap}$. Уже на стадии конструирования технологических схем отработки переходной зоны можно учитывать воздействие специфических факторов и управлять им. Так, при разделении способов на классы можно осуществить управление отрицательным фактором AAC, например, устранить или снизить его воздействие путем применения рудного, искусственного изолирующих целиков (I класс) или массива разрыхленных пород (II класс). Способ изоляции обусловливает применение карьерного бурового оборудования. Повышенное горное давление учитывается при определении вариантов наряду с другими традиционными факторами. Данная систематизация показывает, что все специфические факторы являются управляемыми.

4.2. Разработка методики технико-экономической оценки вариантов технологии отработки переходной зоны

В основу методологических принципов выбора технологии положен системный подход, сущность которого заключается в исследовании организационных систем с учетом сложного взаимодействия элементов между собой и с внешней средой, определяющей область функционирования этих систем. Ю. В. Волковым [30, 70] показано, что эффективность технологии подземной разработки на уровне ГОКа целесообразно оценивать по прибыли, получаемой от эксплуатации 1 т погашаемых балансовых запасов. Поскольку добычные работы в нормальный период работы рудника осуществляются за счет эксплуатационных, а не капитальных (ранее вложенных) затрат, то процедура их приведения к одному периоду (дисконтирование) для оценки технологии представляется излишней.

В общем виде функция цели максимума прибыли Πp (руб.) выглядит так:

$$\Pi p_{i} = \coprod_{\text{\tiny MSB}, i} -C_{i} \to \max, \tag{4.2}$$

 C_j — эксплуатационные затраты по j-му варианту технологии, руб. Состав эксплуатационных затрат приведен в (3.6).

Для условий разработки медноколчеданных месторождений (представленных фактически полиметаллическими рудами), осваиваемых ГОКами в составе вертикально-интегрированных горно-металлургических холдингов, формула прибыли (4.2) может быть адаптирована как

$$\Pi p_{j} = (0,01 \ k \ \epsilon_{j,j} \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i} \epsilon_{0i} - c_{j}) \ Q_{j} \ \frac{1 - \Pi}{1 - P} \to \text{max, py6.}, \quad (4.3)$$

где k — курс рубля к американскому доллару, руб./дол.;

 $\epsilon_{nj} - (1 - P)$ — коэффициент качественного извлечения руды при добыче по *j*-му варианту технологии, где P — разубоживание, доли ед.

n — количество извлекаемых металлов (1 — медь и 2 — цинк);

 k_i — доля цены *i*-го металла на *LME*, выплачиваемой ГОКу металлургической компанией-потребителем концентрата;

 Z_i — цена *i*-го металла на *LME*, долл./т.;

 c_i — содержание *i*-го металла в погашаемых балансовых запасах, %;

 ε_{oi} — извлечение *i*-го металла в концентрат при обогащении, доли ед. ε_i в зависимости от их содержания в добытой руде $a_i = c_i (1 - P)$ можно установить по уравнениям регрессии, полученным с помощью эмпирических данных производственного опыта ОФ Гайского и Учалинского ГОКов [133—135].

$$\varepsilon_1 = -12,76a_1^2 + 55,73a_1 + 27,16(R^2 = 0.99),$$
 (4.4)

$$\varepsilon_{2} = -8.84 + 78.14a_{2} - 26.42a_{2}^{2}(R^{2} = 0.99),$$
 (4.5)

 c_j — себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т добытой руды по j-му варианту технологии, руб./т;

 Q_i — балансовые запасы по j-му варианту технологии, т.

С учетом (2.4—2.5) для технико-экономической оценки вариантов подземной технологии при комбинированной разработке месторождения с учетом специфических факторов целевая функция (4.3) приобретает вид:

$$\Pi p_{j} = \{0,01 \ k \ \varepsilon_{\pi} \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i} \varepsilon_{i} - [k_{\mu i j} c_{j} + (1 - k_{\mu i j}) (c_{j} + \Delta c_{i j})]\} \ Q_{i j} \frac{1 - \Pi}{1 - P} \rightarrow \max, (4.6)$$

ИЛИ

$$\Pi p_{j} = \{0,01 \ k \ \varepsilon_{\pi} \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i} \varepsilon_{i} - [c_{j} + \Delta c_{ij} (1 - k_{nij})]\} \ Q_{ij} \frac{1 - \Pi}{1 - P} \to \max, \quad (4.7)$$

где c_j — себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т добытой руды по j-му варианту технологии без воздействия специфических факторов, руб/т. c_i определяется по (3.6);

 Δc_{ij} — изменение себестоимости добычи, транспорта и обогащения 1 т добытой руды под воздействием специфических факторов по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции, руб./т.;

 k_{uij} — коэффициент изолированности по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции (см. табл. 4.1).

 Q_{ij} — балансовые запасы подземного блока, отрабатываемого по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции, т.

Поскольку себестоимость отработки подземного блока изменяется в зависимости от влияния специфических факторов, то $(c_j + \Delta c_j)$ в соответствии с (2.7), (2.8) и (2.15) можно записать как $K_j c_j$. Тогда (4.6) можно преобразовать как

$$\Pi p_{j} = \{0,01 \ k \ \varepsilon_{\pi} \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i} \varepsilon_{i} - [k_{\text{mij}} c_{j} + (1 - k_{\text{mij}}) (K_{j} c_{j})] \} Q_{ij} \frac{1 - \Pi}{1 - P} \rightarrow \max,$$
(4.8)

где K_j — коэффициент изменения удельных эксплуатационных затрат под влиянием специфических факторов по j-му варианту технологии. Действие каждого из специфических факторов можно определить по соответствующим коэффициентам изменения себестоимости $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$, $K_{\rm Beht}^{\rm Kap}$ и $K_{\rm пнр}^{\rm Kap}$ и графикам (см. рис. 2.4 и 2.6). Коэффициент K_j , таким образом, можно охарактеризовать как количественную меру затрат, которые производятся в процессе разработки переходной зоны с целью изолирования основных запасов.

Поскольку величина запасов подземного блока Q_{ji} является функцией плотности руды γ_p , то для постоянной мощности рудного тела m и ширины блока B (при расположении блоков вкрест простирания рудного тела) горизонтальная площадь блока $S^b = m$ B = const, тогда можно записать целевую функцию в виде:

$$\Pi p_{j} = \{ (0,01 \ k \ \epsilon_{nj} \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i} \epsilon_{oi}) - [k_{uj} c_{j} + (1 - k_{uj}) (K_{j} c_{j})] \} \ H_{ji}^{B} \ S^{B} \gamma_{p} \ \frac{1 - \Pi}{1 - P} \rightarrow \max, \tag{4.9}$$

где H^{G}_{ji} — высота подземного блока, отрабатываемого по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции, м.

Методика расчета технико-экономических показателей отработки переходной зоны заключается в следующем.

- 1. В соответствии с систематизацией (табл. 4.1) конструируются рациональные варианты технологии отработки переходной зоны. Для этого на основании геологической информации и схемы вскрытия определяется рациональная высота подземного блока H^{B}_{ii} (в первом приближении можно принимать равной высоте этажа H_2). Рациональность вариантов технологии устанавливается априори методом экспертной оценки.
- 2. На основании геомеханических расчетов определяется область геомеханически допустимых значений ширины B_{ii} блока, отрабатываемого по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции. Область технически допустимых значений высоты изолирующего массива (переходной зоны) H_{ji}^{Π} по j-му варианту технологии и i-му способу изоляции определяется для каждого допустимого значения B_{ii} :
 - при изолировании рудным монолитным массивом (i=1) по (4.20) или табл. 4.2. В соответствии с (4.1) $H_{ii}^{\Pi} = H_{ii}^{\mathsf{B}} - H_{ii}^{\mathsf{O}}$;
 - при изолировании искусственным монолитным массивом (i=2) по (4.23) или табл. 4.4. В соответствии с (4.1) $H_{ii}^{\Pi} = H_{ii}^{B} - H_{ii}^{O}$;
 - при изолировании специальными инженерными сооружениями на дне карьера (i = 3) по (4.23) или табл. 4.4. По (4.1) $H_{ii}^{\Pi} = 0$, $H_{ii}^{B} = H_{ii}^{O}$;
 - при изолировании массивом пород в разрыхленном состоянии (i=4). В соответствии с (4.1) $H_{ji}^{\Pi}=0$, $H_{ji}^{\text{B}}=H_{ji}^{\text{O}}$; — без изолирования (i=5). В соответствии с (4.1) $H_{ji}^{\text{O}}=0$, $H_{ji}^{\Pi}=H_{ji}^{\text{B}}$.
- 3. Определяются значения П и Р для каждого технически допустимого значения B_{ij} и H^{B}_{ji} по каждому j-му варианту технологии и i-му способу изоляции [135]. Следует иметь в виду, что для групп (i = 1 и 2) возможна различная технология отработки запасов переходной зоны высотой H^Π_{ii} и основных запасов блока высотой H_{ji}^{O} ,и значения потерь и разубоживания для этих запасов будут различны — Π^{Π} и P^{Π} , $\Pi^{\hat{O}}$ и $P^{\hat{O}}$ соответственно.
- 4. Рассчитывается значение $\coprod_{\text{изв. } j}$ в зависимости от определенных значений Π и P по каждому j-му варианту технологии и i-му способу изоляции. Поскольку для групп (i = 1 и 2) показатели из-

$$\Pi_{_{\text{H3B.},j}} = (0,01k\varepsilon_{_{\mathcal{I}\!\!\!/j}}\sum_{i=1}^n k_i Z_i c_i \varepsilon_{_{\text{o}i}}) H_{_{\mathcal{I}\!\!\!/i}}^{_{\text{B}}} S^{_{\text{B}}} \gamma_{_{\text{p}}} = S^{_{\text{B}}} \gamma_{_{\text{p}}} (0,01k\sum_{i=1}^n k_i Z_i c_i) \times \\
\times (H_{_{\mathcal{I}\!\!\!/i}}^{_{\Pi}} \frac{1-\Pi^{_{\Pi}}}{1-P^{_{\Pi}}} \varepsilon_{_{\mathcal{I}\!\!\!/j}}^{_{\Pi}} \varepsilon_{_{\mathcal{O}\!\!\!/j}}^{_{\Pi}} + H_{_{\mathcal{I}\!\!\!/i}}^{_{\text{O}}} \varepsilon_{_{\mathcal{O}\!\!\!/j}}^{_{\text{O}}}), \text{ py6}.$$
(4.10)

- 5. Определяется по (2.6) значение удельных эксплуатационных затрат c_j для каждого технически допустимого значения B_{ij} и H_{ji}^{Π} по каждому j-му варианту технологии и i-му способу изоляции. Это наиболее трудоемкая и сложная задача данной методики, решение которой возможно методами аналогии или ЭММ.
- 5.1. При применении вариантов технологии I.1.1 и I.1.2 (см. табл. 4.1) выемка основных запасов блока производится камерами с полной изоляцией под рудным монолитным массивом. Допускается, что выемка без изоляции осуществляется только в пределах верхнего, непосредственно контактирующего с карьером, подэтажа, что учитывается применением K_{yq}^{AAC} и K_{Beht}^{AAC} (см. рис. 2.4). Эксплуатационные затраты под воздействием специфических факторов с учетом показателей извлечения при отработке переходной зоны и основных запасов блока по (4.9) разворачиваются как:

$$C = [k_{ul}c_{1} + (1 - k_{ul})(K_{1}c_{1})]H_{jl}^{B}S^{B}\gamma_{p}\frac{1 - \Pi}{1 - P} = S^{B}\gamma_{p}\{H_{jl}^{O}c_{1}\frac{1 - \Pi^{O}}{1 - P^{O}} + H_{jl}^{\Pi} \times (K_{\eta q}^{AAC}(K_{\eta h p}^{Kap} \cdot c_{\eta h p} + K_{\delta y p}^{Kap} c_{o \tau \delta} + c_{b h \Pi} + c_{3 a k}) + K_{B e h \tau}^{AAC}c_{b e h \tau} + (4.11) + c_{1}^{*}\frac{1 - \Pi^{\Pi}}{1 - P^{\Pi}}\}, \text{ py} \delta.$$

где $k_{\rm и1}$ — коэффициент изоляции при отработке подземного блока с изолированием рудным монолитным массивом (i=1). $k_{\rm u}=H^{\rm O}/H^{\rm B}$;

 c_1 — суммарные удельные эксплуатационные затраты по вариантам технологии I.1.1 и I.1.2 без влияния специфических факторов, руб./т;

 c_1^* — суммарные удельные эксплуатационные затраты на процессы подземной добычи по вариантам технологии I.1.1 и I.1.2, которые не подвержены влиянию специфических факторов, руб/т. Определяется как $c_1^*=c_1-(c_{\text{пнр}}+c_{\text{отб}}+c_{\text{вып}}+c_{\text{зак}}+c_{\text{вент}})$.

Поскольку выемка без изоляции осуществляется только в пределах верхнего, непосредственно контактирующего с карьером, подэтажа, то при применении камерной системы разработки $k_{\rm иl} = \frac{n-1}{n}$, где n — количество подэтажей подземного блока, можно (4.11) записать

$$\begin{split} &C = [k_{\text{M1}}c_1 + (1-k_{\text{M1}})(K_1c_1)]H_{j1}^{\text{B}}S^{\text{B}}\gamma_{\text{p}}\frac{1-\Pi}{1-\text{P}} = S^{\text{B}}H_{j1}^{\text{B}}\gamma_{\text{p}}\{\frac{n-1}{n}c_1\frac{1-\Pi^{\text{O}}}{1-\text{P}^{\text{O}}} + \\ &+ (1-\frac{n-1}{n})[K_{\text{yq}}^{\text{AAC}}(K_{\text{пнр}}^{\text{кар}} \cdot c_{\text{пнр}} + K_{\text{бур}}^{\text{кар}}c_{\text{отб}} + c_{\text{вып}} + c_{\text{зак}}) + K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}c_{\text{вент}} + \\ &+ c_1^*]\frac{1-\Pi^{\Pi}}{1-\text{P}^{\Pi}}\}, \text{ руб}. \end{split}$$

При применении технологии с изолированием рудным монолитным массивом I.1.1 и I.1.2 возможно применение на бурении запасов верхнего подэтажа (переходной зоны) карьерных буровых станков, что учитывается применением $K_{\rm бур}^{\rm kap} < 1$ и $K_{\rm пнр}^{\rm kap} < 1$ (см. рис. 2.6).

5.2. При применении вариантов технологии I.2.1 и I.2.2 выемка основных запасов блока производится камерами или слоями с полной изоляцией под искусственным монолитным массивом. Выемка без изоляции осуществляется только в пределах верхнего, непосредственно контактирующего с карьером, подэтажа (слоя), что учитывается применением K_{yq}^{AAC} и K_{Beht}^{AAC} (см. рис. 2.5). Эксплуатационные затраты под воздействием специфических факторов с учетом показателей извлечения при отработке переходной зоны и основных запасов блока определяются по следующему выражению:

$$C = [k_{_{\rm H2}}c_2 + (1 - k_{_{\rm H2}})(K_1c_2)]H_{_{j2}}^{\rm B}S^{\rm B}\gamma_{\rm p}\frac{1 - \Pi}{1 - {\rm P}} = S^{\rm B}\gamma_{\rm p}\{H_{_{j2}}^{\rm O}c_2\frac{1 - \Pi^{\rm O}}{1 - {\rm P}^{\rm O}} + H_{_{j2}}^{\rm \Pi}\times \times [K_{_{\rm Y^{\rm I}}}^{\rm AAC}(c_{_{\rm IHp}} + c_{_{\rm OTG}} + c_{_{\rm BMII}} + c_{_{\rm 3AK}}) + K_{_{\rm BHT}}^{\rm AAC}c_{_{\rm BHT}} + c_2^*]\}, \, {\rm py6}.$$

$$(4.12)$$

ИЛИ

$$\begin{split} &C = [k_{_{\rm H2}}c_2 + (1-k_{_{\rm H2}})(K_1c_2)]H_{_{j2}}^{\rm B}S^{\rm B}\gamma_{_{\rm p}}\frac{1-\Pi}{1-{\rm P}} = S^{\rm B}\gamma_{_{\rm p}}\{\frac{n-1}{n}c_2\frac{1-\Pi^{\rm O}}{1-{\rm P}^{\rm O}} + \\ &+ (1-\frac{n-1}{n}[K_{_{\rm yq}}^{\rm AAC}(c_{_{\rm IHp}}+c_{_{\rm OTG}}+c_{_{\rm BH\Pi}}+c_{_{\rm 3AK}}) \\ &+ K_{_{\rm BHT}}^{\rm AAC}c_{_{\rm BHT}}+c_2^*]\frac{1-\Pi^{\rm I}}{1-{\rm P}^{\rm II}}\}, \, {\rm pyfo.}, \end{split}$$

где $k_{\rm u2}$ — коэффициент изоляции при отработке подземного блока с изолированием рудным монолитным массивом (i=2). $k_{\rm u}=H^{\rm O}/H^{\rm B}$;

- n количество подэтажей или слоев в блоке, соответственно, при формировании искусственного монолитного массива камерной системой и горизонтальными слоями с твердеющей закладкой;
- c_2 суммарные удельные эксплуатационные затраты по вариантам технологии I 2.1 и I 2.2 без влияния специфических факторов, руб./т;
- $c_2^* = c_2 (c_{\text{пнр}} + c_{\text{от}} + c_{\text{вып}} + c_{\text{зак}} + c_{\text{вент}})$ суммарные удельные эксплуатационные затраты на процессы подземной добычи по вариантам технологии I.2.1 и I.2.2, которые не подвержены влиянию специфических факторов, руб./т.

При технологии с изолированием искусственным монолитным массивом I.2.1 и I.2.2 невозможно применение карьерных буровых станков: $K_{\text{fyp}}^{\text{kap}} = 1$ и $K_{\text{nup}}^{\text{kap}} = 1$ (см. рис. 2.6).

5.3. При применении варианта технологии I.3.1 и I.3.2 с изолированием специальными инженерными сооружениями, созданными на дне карьера, выемка всего объема подземного блока осуществляется камерами с полной изоляцией $k_{\rm u3}=1$, и специфические факторы не оказывают воздействия: $K_{\rm 6yp}^{\rm kap}=1$ и $K_{\rm nhp}^{\rm kap}=1$, $K_{\rm yq}^{\rm AAC}=1$ и $K_{\rm Beht}^{\rm AAC}=1$. Эксплуатационные затраты определяются с учетом дополнительных затрат на мероприятия по созданию специальных инженерных сооружений по следующему выражению:

$$C = [k_{\mu 3}c_{3} + (1 - k_{\mu 3})(K_{3}c_{3}) + c_{\mu 33}]H_{j3}^{B}S^{B}\gamma_{p}\frac{1 - \Pi}{1 - P} =$$

$$= [c_{3} + c_{3aK}^{\Pi}\frac{\beta \cdot h^{\Pi ep}(m + h^{\Pi ep}\sin\alpha_{1})}{m \cdot H^{B} \cdot \gamma_{p}}]H_{j3}^{O}S^{B}\gamma_{p}\frac{1 - \Pi^{O}}{1 - P^{O}}, \text{py6.},$$
(4.13)

где c_3 — суммарные удельные эксплуатационные затраты по вариантам технологии I.3.1 и I.3.2 без влияния специфических факторов, руб./т;

- $c_{\text{из3}}$ удельные эксплуатационные затраты на создание специального изолирующего перекрытия, руб./т. Изолирующее перекрытие формируется путем заполнения дна карьера твердеющей смесью высотой $h^{\text{пер}}$ (табл. 4.4);
- $c_{\text{зак}}^{\pi}$ себестоимость процесса закладки при формировании изолирующего перекрытия, руб./м³;

- β коэффициент перекрытия площади подземного блока изолирующим сооружением. Численно равен коэффициенту использования карьерного станка по площади подземного блока β ;
 - α_1 угол откоса нижнего уступа карьера, град.
- 5.4. При применении варианта технологии II.4.3 частичная изоляция всего объема подземного блока осуществляется массивом руд или пород в разрыхленном состоянии, созданным на дне карьера, что учитывается применением коэффициентов $k_{\rm u4}$ (2.3), $K_{\rm yu}^{\rm AAC}$ и $K_{\rm Behr}^{\rm AAC}$ (рис. 2.4). При данной технологии невозможно применение карьерных буровых станков: $K_{\rm бур}^{\rm кар} = 1$ и $K_{\rm пнр}^{\rm кар} = 1$ (рис. 2.6). Тогда эксплуатационные затраты с учетом дополнительных затрат на создание изолирующего массива разрыхленных пород определяются по следующим выражениям:
- при этажном принудительном обрушении на компенсационные камеры II.4.3 к

$$\begin{split} C &= [k_{_{\rm H4K}}c_{_{\rm 4K}} + (1-k_{_{\rm H4K}})(K_{_{\rm 4K}}c_{_{\rm 4K}}) + c_{_{\rm H34}}]H_{_{\rm j4}}^{\rm \, B}S^{\rm \, B}\gamma_{\rm p}\frac{1-\Pi}{1-{\rm P}} = H_{_{\rm j4}}^{\rm \, B}S^{\rm \, B}\gamma_{\rm p}\frac{1-\Pi}{1-{\rm P}}\times\\ &\times \{\frac{V_{_{\rm HK}}}{V}c_{_{\rm 4K}} + (1-\frac{V_{_{\rm HK}}}{V})[K_{_{\rm yq}}^{\rm \, AAC}(c_{_{\rm \Pi Hp}}+c_{_{\rm or6}}+c_{_{\rm BM\Pi}}) + K_{_{\rm BeHT}}^{\rm \, AAC}c_{_{\rm BeHT}}+c_{_{\rm 4}}^*] +\\ &(c_{_{\rm \Pi Orp}}+c_{_{\rm TP}}\cdot L)\frac{\beta\cdot h^{_{\rm HOp}}(m+h^{_{\rm Hop}}\sin\alpha_{_{\rm 2}})\cdot\gamma_{_{\rm R}}}{m\cdot H^{\rm \, B}\cdot\gamma_{_{\rm p}}}\}, \ {\rm py6.}, \end{split} \label{eq:contents}$$

где $c_{4\kappa}$ — суммарные удельные эксплуатационные затраты по варианту технологии II4.3к с отбойкой на компенсационные камеры без влияния специфических факторов, руб./т;

 $c_{_{\rm ИЗ4}}$ — удельные эксплуатационные затраты на создание на дне карьера изолирующего массива разрыхленных пород, руб./т. Его создание целесообразнее всего путем складирования на дно карьера пород вскрыши (как за счет внутреннего отвалообразования, так и из внешних отвалов) высотой $h^{\rm nop}$;

 $V_{\rm ик}$ и V — объем компенсационной камеры, отрабатываемый с полной изоляцией, и объем подземного блока, соответственно, м 3 ;

 c_4 * — суммарные удельные эксплуатационные затраты на процессы подземной добычи по варианту II.4.3, которые не подвержены влиянию специфических факторов, руб./т. c_4 *= c_4 - ($c_{\text{пнр}}$ + $c_{\text{отб}}$ + $c_{\text{вып}}$ + $c_{\text{вент}}$);

 $c_{\mbox{\tiny norp}}$ — себестоимость погрузки породы на отвале, руб./т;

 $c_{\rm тp}$ — себестоимость транспортирования и укладки породы карьерным транспортом, руб./т · км;

L — длина транспортирования породы, км;

 γ^{Π} — плотность пород в разрыхленном состоянии, т/м³;

 a_2 — средний угол наклона нижних уступов борта карьера, град.

— при этажном принудительном обрушении на зажатую среду и подэтажном обрушении II.4.3 з

$$C = [k_{\text{\tiny M43}}c_{4_3} + (1 - k_{\text{\tiny M43}})(K_{4_3}c_{4_3}) + c_{\text{\tiny M34}}]H_{j4}^{\text{\tiny B}}S^{\text{\tiny B}}\gamma_{\text{\tiny p}}\frac{1 - \Pi}{1 - \text{\tiny P}} = H_{j4}^{\text{\tiny B}}S^{\text{\tiny B}}\gamma_{\text{\tiny p}}\frac{1 - \Pi}{1 - \text{\tiny P}} \times \\ \times \{(1/k_{\text{\tiny p}} + q_{\text{\tiny \Pi HB}})c_{4_3} + [1 - (1/k_{\text{\tiny p}} + q_{\text{\tiny \Pi HB}})][K_{\text{\tiny Yq}}^{\text{\tiny AAC}}(c_{\text{\tiny \Pi Hp}} + c_{\text{\tiny OTG}} + c_{\text{\tiny Bbiff}}) + \\ + K_{\text{\tiny BeHT}}^{\text{\tiny AAC}}c_{\text{\tiny BeHT}} + c_{4}^{*}] + (c_{\text{\tiny \Pi OTp}} + c_{\text{\tiny Tp}} \cdot L)\frac{\beta \cdot h^{\text{\tiny \Pi Op}}(m + h^{\text{\tiny \Pi Op}}\sin\alpha_{2}) \cdot \gamma_{n}}{m \cdot H^{\text{\tiny B}} \cdot \gamma_{\text{\tiny p}}}\}, \text{ py6.},$$

$$(4.15)$$

где c_{43} — суммарные удельные эксплуатационные затраты по варианту технологии II.4.3з с отбойкой на зажатую среду без влияния специфических факторов, руб./т;

 $k_{\rm p}$ — коэффициент разрыхления породы;

 $q_{\mbox{\tiny пнв}}$ — удельный объем подготовительно-нарезных выработок, проходимых по руде с полной изоляцией, доли ед.

— при этажном самообрушении II.4.3 c

$$C = [k_{_{\text{M4c}}}c_{_{4c}} + (1 - k_{_{\text{M4c}}})(K_{_{4c}}c_{_{4c}})]H_{_{j4}}^{_{B}}S^{_{B}}\gamma_{_{p}}\frac{1 - \Pi}{1 - P} = H_{_{j4}}^{_{B}}S^{_{B}}\gamma_{_{p}}\frac{1 - \Pi}{1 - P} \times \{\frac{V_{_{\text{MC}}}}{V}c_{_{4c}} + (1 - \frac{V_{_{\text{MC}}}}{V})[K_{_{\text{yq}}}^{_{\text{AAC}}}(c_{_{\Pi \text{H}p}} + c_{_{\text{OTG}}} + c_{_{\text{BЫ\Pi}}}) + K_{_{\text{BeHT}}}^{_{\text{AAC}}}c_{_{\text{BEHT}}} + c_{_{4}}^{^{*}}]\}, \text{ py6.},$$

$$(4.16)$$

где $c_{4\,\mathrm{c}}$ — суммарные удельные эксплуатационные затраты по варианту технологии II.4.3 с этажного самообрушения без влияния специфических факторов, руб./т;

 $V_{\rm uc}$ — объем блока, отрабатываемый с полной изоляцией, м³.

При этажном самообрушении полная изоляция подземного блока обеспечивается изолирующим целиком, толщина которого постоянно уменьшается в процессе самообрушения руды. На последней стадии отработки блока изолирующий целик обрушается, и невыпущенная до этого руда (часть блока) отрабатывается без изоляции.

5.5. При применении технологии III.5.1, III.5.2 и III.5.3 все запасы подземного блока отрабатываются с низкой степенью изоляции, что учитывается применением коэффициентов $k_{\rm u5}$ (2.3), $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$ и $K_{\rm Beht}^{\rm AAC}$ (см. рис. 2.4). При данной технологии возможно применение карьер-

ных буровых станков: $K_{\rm бур}^{\rm кар} < 1$ и $K_{\rm пнр}^{\rm кар} < 1$ (рис. 2.6). Тогда эксплуатационные затраты определяются по

$$C = [k_{\text{M5}}c_5 + (1 - k_{\text{M5}})(K_5c_5)]H_{j5}^{\text{B}}S^{\text{B}}\gamma_{\text{p}}\frac{1 - \Pi}{1 - \text{P}} = H_{j5}^{\text{B}}S^{\text{B}}\gamma_{\text{p}}\frac{1 - \Pi}{1 - \text{P}}\{(1/k_{\text{p}} + q_{\text{пнв}})c_5 + (1 - (1/k_{\text{p}} + q_{\text{пнв}}))[K_{\text{yq}}^{\text{AAC}}(K_{\text{пнр}}^{\text{кар}}c_{\text{пнр}} + K_{\text{бур}}^{\text{кар}}c_{\text{отб}} + c_{\text{вып}} + c_{\text{зак}}) + (4.17)$$

где c_5 — суммарные удельные эксплуатационные затраты по вариантам технологии III.5.1, III.5.2 и III.5.3 без влияния специфических факторов, руб./т;

 c_5^* — суммарные удельные эксплуатационные затраты на процессы подземной добычи по вариантам технологии III.5.1, III.5.2 и III.5.3, которые не подвержены влиянию специфических факторов, руб./т. $c_5^*=c_5-(c_{\text{пнр}}+c_{\text{отб}}+c_{\text{вып}}+c_{\text{зак}}+c_{\text{вент}})$.

Следует отметить, что варианты технологии III.5.1, III.5.2 и III.5.3 с точки зрения влияния специфических факторов не различаются между собой. Например, вариант камерной системы разработки с открытым очистным пространством III.5.1 и вариант камерной системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства III.5.2 на стадии очистной выемки абсолютно идентичны. Вариант с обрушением руды и вмещающих пород III.5.3 при отработке без изоляции является модификацией варианта III.5.1. В этом случае даже говорить об обрушении налегающих пород неправомерно, поскольку они отсутствуют [77, 136—137].

- 6. Для каждого j-го варианта технологии и i-го способа изоляции находят значения коэффициентов k_{uij} по табл. 4.1 или по (2.3), и K_{yq}^{AAC} , K_{Beht}^{AAC} , K_{6yp}^{Kap} и $K_{пhp}^{Kap}$ по соответствующим зависимостям (см. рис. 2.5 и 2.7).
- 7. Определяется значение целевой функции Πp_{ij} по (4.9) для каждой i-й группы и j-му варианту технологии и производится сравнение. В развернутом обобщенном виде, удовлетворяющем всем классам, группам и вариантам, целевую функцию можно определять по выражению:

$$\begin{split} &\Pi \mathbf{p}_{j} = S^{\mathrm{B}} \gamma_{\mathrm{p}} \{ (0,01k \sum_{i=1}^{n} k_{i} Z_{i} c_{i}) \left(H_{ji}^{\Pi} \frac{1 - \Pi^{\Pi}}{1 - \mathbf{P}^{\Pi}} \varepsilon_{\mathbf{n}j}^{\Pi} \varepsilon_{\mathbf{o}j}^{\Pi} + H_{ji}^{\mathrm{O}} \frac{1 - \Pi^{\mathrm{O}}}{1 - \mathbf{P}^{\mathrm{O}}} \varepsilon_{\mathbf{o}j}^{\mathrm{O}} \varepsilon_{\mathbf{o}j}^{\mathrm{O}} \right) - \\ &- \left[H_{ji}^{\mathrm{O}} c_{i} + \frac{1 - \Pi^{\mathrm{O}}}{1 - \mathbf{P}^{\mathrm{O}}} + H_{ji}^{\Pi} \left[K_{\mathbf{y}\mathbf{q}}^{\mathrm{AAC}} \left(K_{\mathbf{n}\mathbf{h}\mathbf{p}}^{\mathrm{Kap}} c_{\mathbf{n}\mathbf{h}\mathbf{p}} + K_{\mathbf{6}\mathbf{y}\mathbf{p}}^{\mathrm{Kap}} c_{\mathbf{o}\mathbf{r}\mathbf{6}} + c_{\mathbf{B}\mathbf{b}\mathbf{i}\mathbf{n}} + c_{\mathbf{3}\mathbf{a}\mathbf{k}} \right) + \\ &+ K_{\mathrm{Beht}}^{\mathrm{AAC}} c_{\mathrm{Beht}} + c_{i}^{*} \left[\frac{1 - \Pi^{\Pi}}{1 - \mathbf{P}^{\Pi}} + c_{\mathbf{n}\mathbf{3}} \right] \right\} \rightarrow \mathrm{max}, \; \mathrm{py6}. \end{split} \tag{4.18}$$

Для сравнения вариантов технологии важно также определить значение коэффициента изменения эксплуатационных затрат по подземному руднику K_{ij} , аналогичного коэффициенту технологической связи $K_{\text{игтв}}$ (1.4):

$$K_{ij} = \frac{c_{ij}^{\ \ \ \ }}{c_{ii}} \,. \tag{4.19}$$

Данная методика, включающая 18 математических зависимостей прибыли, извлекаемой ценности и эксплуатационных затрат от 90 горно-геологических, горнотехнических, геоэкономических и специфических факторов, в совокупности с компьютерной программой представляет собой экономико-математическую модель варианта подземной технологии при комбинированной разработке. Ее использование позволяет установить зависимости ТЭП от специфических и традиционных факторов, и на основе совместной оптимизации конструкции и параметров технологии отработки переходной зоны и основных запасов выбрать наилучшие.

4.3. Обоснование параметров и конструкции изолирующих массивов

4.3.1. Определение параметров монолитных изолирующих целиков

Определение параметров монолитных изолирующих целиков рассмотрено на примере разработки Учалинского медноколчеданного месторождения. Применение изолирующих рудных целиков предполагается при технологии отработки с открытым очистным пространством I.1.1, с закладкой выработанного пространства I.1.2, этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами III.4.3 к и этажного самообрушения III.4.3 с. Безопасную толщину рудного изолирующего целика $h_{\rm p}=H^{\rm II}$ при подработке его камерами можно рассчитать по формуле, предложенной Б. П. Юматовым, исходя из предположения о потолочине как толстой балке с заделанными концами [48]:

$$h_{\rm p} = 0,25 \cdot l_{\rm m} \frac{\left(\gamma \cdot l_{\rm m} + \sqrt{\gamma^2 l_{\rm m}^2 + 8 \cdot \left[\sigma_{\rm pac}^{\rm M} \right] \cdot bq} \right)}{\left[\sigma_{\rm pac}^{\rm M} \right] \cdot b}, \tag{4.20}$$

где γ — объемный вес материала потолочины, 0,0047 кг/м³;

q — дополнительное удельное давление на потолочину, кг/см 2 . При применении карьерного оборудования q необходимо учитывать, при отсутствии пренебречь. Для варианта технологии III.4.3 к с обрушением дополнительная нагрузка q создается весом столба складированных на дне карьера пород. При высоте 80 м с учетом коэффициента разрыхления $K_p = 1,5$ и объемного веса пород 0,0027 кг/см 3q составит 0,144 кг/см 2 ;

 $l_{\scriptscriptstyle \Pi}$ — величина пролета обнажения кровли камеры. Принимается равной двойной ширине камер, см;

b — ширина балки, принимается равной единице;

 $[\sigma_{pac}^{_{M}}]$ — предел прочности руды на растяжение в массиве, кг/см 2 .

$$\left[\sigma_{\text{pac}}^{\text{M}}\right] = \frac{\sigma_{\text{pac}}^{\text{o}}}{K_{\text{san}} \cdot K_{\text{c.o}}},\tag{4.21}$$

где $\sigma_{\text{рас}}^{\text{o}}$ — предел прочности пород при изгибе в образце, 345 кг/см²; $K_{\text{зап}}$ — коэффициент запаса прочности. Для пролета камеры, равной ширине МКЦ 10; 12,5; 15; 17,5 м, $K_{\text{зап}}$ составляет 1,40; 1,42; 1,45; 1,48 соответственно, что допустимо при технологии, исключающей присутствие людей в очистном пространстве и отсутствии охраняемого объекта;

 $K_{\rm c.\,o}$ — коэффициент структурного ослабления. На основании наблюдений, проведенных при строительстве изолирующего перекрытия в очистных лентах панелей 12 и 14, можно рассматривать рудный массив как умеренно трещиноватый массивный и принять $K_{\rm c.o}$ равным 7.

Величина изолирующего рудного целика для условий Учалинского месторождения при различной ширине камер, определенной по геомеханическим условиям в диапазоне 10—17,5 м [78], и системах разработки представлена в табл. 4.2.

Таблица 4.2 Толщина рудного изолирующего целика

Система разработки	Ширина камер, м					
(технология)	10	12,5	15	17,5		
Камерная (І.1.1 и І.1.2)	7,7	11,0	14,9	19,6		
Этажное обрушение (III.4.3 к)	8,1	11,3	15,2	19,9		

В связи с нарушенностью приконтактного с карьером слоя руды взрывными работами ОГР расчетная величина изолирующего целика увеличена на 2 м. Расчетные величины хорошо согласуются с данными Д. М. Казикаева (табл. 4.3) [49].

Tаблица 4.3 Минимально допустимая толщина потолочин на рудниках

Месторождение	Крепость	Средняя площадь, м ²	Минимальная	
	пород		толщина потолочин	
Норильское	12-16	Толщина потолочин принимается равной		
		трехкратной	высоте камеры	
Хайдарканское	8-15	100-500	10-15	
		500-1000	15–20	
Никитовское	8-10		15-30	
Зыряновское	8-16	200-2100	14–16	
Криворожское	4-10	200-600	20-30	
Черданское	14-16	400-500	10	
Гайское	8-15	200-500	30-40	
Росвумчорр	8-15	_	30	

Проверка устойчивости потолочин по сейсмическому воздействию взрыва может производиться по формулам, предложенным Φ . А. Барсуковым:

$$h_p \geqslant 100d$$
 или $h_p \geqslant 3W$, м, (4.22)

где d, W — диаметр заряда и Л. Н.С. соответственно, м.

Данные условия выполняются при использовании буровых станков с диаметром скважин 105 мм для выемки камер шириной более 12,5 м. При отработке камер шириной менее 12,5 м следует переходить на диаметр 80 мм.

Необходимая толщина искусственного изолирующего целика должна обеспечивать безопасное ведение ПГР под ним, то есть сохранять устойчивость при подработке. Устойчивость слоистой толщи закладки зависит от несущей способности нижнего слоя, нагруженного собственным весом и частью веса вышележащих слоев, распределенных равномерно. Толщину несущего слоя $h_{\rm H}$ при $K_{\rm 3an}=2$ можно определить по формуле [85]:

$$h_{\rm H} = 1.87 \frac{\gamma_3 \cdot l^2 \cdot (1 + K_{\rm II})}{10^6 \cdot \sigma_{\rm H}^{3 {\rm a} {\rm K}}}, \,{\rm M},$$
 (4.23)

где γ_3 — удельный вес закладки, $2 \cdot 10^4 \, \text{H/m}^2$;

l — пролет подработки, 20-35 м. Принимается равным двойной ширине камеры в связи с невозможностью ее полного заполнения закладкой;

 $K_{_{\rm II}}$ — коэффициент пригрузки на несущий слой. Допускаем, что толщина несущего слоя равна толщине всего изолирующего целика $K_{_{\rm II}}=1$; $\sigma_{_{3{\rm a}{\rm K}}}^{_{\rm H}}$ — предел прочности закладки на сжатие 3—7 МПа.

Искусственное перекрытие рассматривается как комплект балок, свободно опертых и нагруженных статистическими нагрузками лишь собственного веса, горизонтальные широтные и меридиональные нагрузки не воспринимаются. Заходки, формирующие искусственный целик, располагаются перпендикулярно длинной стороне камер основных запасов. Результаты расчетов приведены в табл. 4.4.

 Таблица 4.4

 Толщина искусственного изолирующего целика (потолочины)

Ширина камер, м	Предел прочности закладки на сжатие, МПа					
	3	4	5	6	7	
10	10,0	7,5	6,0	5,0	4,3	
12,5	15,6	11,7	9,4	7,8	6,7	
15	22,5	16,9	13,5	11,3	9,6	
17,5	30,5	22,9	18,4	15,3	13,1	

Себестоимость закладки $c_{\text{зак}}$ определялась по удельному расходу цемента. Обработка данных института «Унипромедь» авторами [138] показала, что для составов закладочных смесей Учалинского рудника удельный расход цемента $q_{\text{уд}}$ и прочность искусственного массива $\sigma_{\text{сж}}$ связаны зависимостью вида:

$$q_{yx} = 126,4 + 21,7 \cdot \sigma_{cx}$$
 (4.24)

Следовательно, для рассматриваемых условий: $q_{1,5~\rm M\Pi a}=158,9~\rm k\Gamma$; $q_{3\rm M\Pi a}=191,5~\rm k\Gamma$; $q_{4~\rm M\Pi a}=213,2~\rm k\Gamma$; $q_{5~\rm M\Pi a}=234,9~\rm k\Gamma$; $q_{6~\rm M\Pi a}=256,6~\rm k\Gamma$; $q_{7~\rm M\Pi a}=278,3~\rm k\Gamma$.

При рудничной себестоимости 1 м³ закладки $c_{\text{зак}} = 71,45$ руб. и цене 1 т цемента марки М-300 — 206,7 руб., доля затрат на цемент в затратах на закладку различной прочности составит 55, 62, 68, 74 и 81%, соответственно. Приняв, что средняя себестоимость закладки соответствует ее нормативной прочности 5 МПа для оптимизационных расчетов можно определить себестоимость закладочных работ и для всего диапазона нормативных прочностей (табл. 4.5).

 ${\it Tаблица}~4.5 \\ {\it Cебестоимость}~1~{\it m}^{3}~{\it закладки}~{\it от}~{\it ee}~{\it нормативной}~{\it прочности}$

Показатели	Значения						
Нормативная прочность, МПа	3	3,5	4	4,5	5	6	7
Себестоимость закладки, руб/м ³	57,79	61,47	65,14	68,30	71,45	77,75	85,11

Таким образом, определены параметры монолитных изолирующих целиков, ширина камер основных запасов в диапазоне 10—17,5 м должна оптимизироваться по технологическим и экономическим факторам.

4.3.2. Определение параметров изолирующих массивов пород в разрыхленном состоянии

Определение параметров изолирующих массивов пород в разрыхленном состоянии рассмотрено на примере разработки подкарьерных запасов трубки «Удачная» [75, 139]. Технология разработки с изолированием массивом пород в разрыхленном состоянии II.4.3 предполагает формирование на дне карьера предохранительного слоя («подушки») из складированных пустых пород либо из предварительно отбитой и не выпускаемой руды. С точки зрения аэродинамики рудный массив является частным случаем породного разрыхленного массива. Подушка служит в качестве барьера для проникновения холодного воздуха в горные выработки, а также для заполнения очистного пространства после выпуска руды. Наряду с функцией термоизоляции подземного пространства должна обеспечиваться безопасность ПГР при обрушении бортов карьера. Следовательно, толщина подушки должна определяться по факторам [139—140]:

- динамического удара обрушающихся пород;
- действия воздушной волны (УВВ), возникающей при ударе;
- предотвращения ААС подземных выработок с карьером;
- термоизоляции подземных выработок.

Определение толщины подушки, обеспечивающей устойчивость горных выработок при динамическом ударе обрушающихся пород

Наиболее опасна ситуация, когда обрушение борта происходит в виде откола слоя породы (плиты) с падением ее на плоскую поверхность подушки (по схеме «захлопывающейся двери»). Такой механизм обрушения возможен только при отколе нижних уступов карьера, непосредственно примыкающих к границе подземных работ. Исходя из этого построена расчетная схема для определения динамического воздействия падающих пород (рис. 4.3) и приняты следующие исходные положения:

- 1) в качестве защищаемых выработок приняты выработки горизонта выпуска, над которыми находится породная подушка толщиной $h_{\text{пол}}$;
- 2) высота нижних уступов над дном карьера принята 100 м. Толщина падающего слоя определяется разностью между углом трещинообразования $\delta_p^{"} = 70^\circ$ и углом обрушения $\nu = 85^\circ$ (по данным практики); $\delta_p^{"} \nu = 15^\circ$;
- 3) слой породы при падении не теряет своей сплошности.

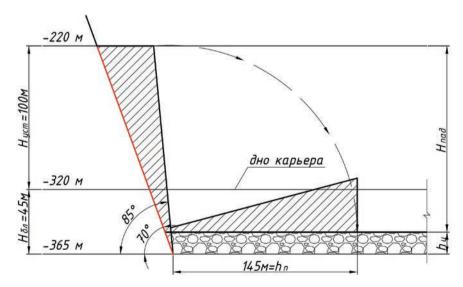


Рис. 4.3. Расчетная схема динамического воздействия падающих пород

Расчет толщины подушки, обеспечивающей защиту выработок выпуска при ударе обрушившихся пород, основан на сравнении энергии падения и энергии, затраченной на уплотнение материала подушки. При выполнении расчета использован известный в механике грунтов метод коэффициента постели (гипотеза Винклера) [141]. Энергия падения W_{Π} (Дж) зависит от высоты падения и массы падающей породы [142]:

$$W_{\Pi} = Mg H_{\Pi \Pi \Pi}, \tag{4.25}$$

где M — масса падающего слоя пород, кг;

g — ускорение свободного падения, м/ c^2 ;

 $H_{\text{пал}}$ — высота падения, м.

Из расчетной схемы видно, что и высота падения, и масса меняются по длине упавшего слоя (плиты) и являются максимальными в его верхней части. Из принятого условия максимальное воздействие на подушку оказывает падение «столба» $h_{\rm c}$ породы высотой

$$h_c = (H_{\text{пал}} - h_{\text{пол}}) \text{ tg15}^{\circ}.$$
 (4.26)

Энергия падающей плиты тратится на ее дробление, уплотнение подушки, тепловые и волновые потери. В соответствии с законом уплотняемости дискретных сред [143] относительное изменение объема пор уплотняемой среды в результате подвижки пропорционально изменению действующего давления. В соответствии с этим положением энергия уплотнения в зоне влияния удара $W_{\rm vn}$ равна [144]:

$$W_{\rm vii} = S h_3 a_{\rm ii} s_{\rm ii}^2 / 4, \tag{4.27}$$

где S — площадь подушки, воспринимающая удар падающей плиты ($S=1~{
m M}^2$);

 h_3 — зона поглощения энергии удара, м;

 $\sigma_{\!\scriptscriptstyle \rm I}$ — динамическое давление, Π а;

 $a_{\scriptscriptstyle \Pi}$ — коэффициент пропорциональности.

Опуская довольно сложные расчеты, отметим, что безопасная величина подушки определяется по условию превышения ее величины над величиной зоны поглощения энергии удара $h_{\text{пол}} > h_3$.

Расчет произведен для горизонтов выпуска -365 м и -465 м соответственно, высоты падающего слоя $H_{\text{пад}}$ 145 м и 245 м; и для максимальной высоты падающего слоя $H_{\text{пад}} = 270$ м (при высоте больше данной величины его верхняя часть упадет на противоположный борт). Результаты расчета энергий падения и уплотнения материала подушки (на 1 м² площади) и высота зоны поглощения энергии удара поро-

дами подушки при динамическом ударе обрушившихся пород борта карьера представлены в табл. 4.6. Сравнение по условию $h_{\text{под}} > h_{_3}$ по-казывает безопасную толщину подушки, выделенную цветом.

Учитывая ориентировочный характер принятых в расчете деформационных характеристик материала подушки, при определении ее безопасной величины необходимо принять коэффициент запаса 1,2. Безопасная величина подушки в зависимости от глубины разработки показана на рис. 4.4.

Таблица 4.6 Энергия падения, энергия уплотнения материала подушки и высота зоны поглощения энергии удара породами подушки

$h_{\text{под}}$, м	$W_{\scriptscriptstyle \Pi}$, тыс. кДж	$W_{ m yn}$, тыс. кДж	<i>h</i> ₃ , м					
Высота па	Высота падающего слоя от уровня горизонта выпуска — 145 м							
10	124,6	50,1	14,6					
15	115,5	46,9	14,3					
20	106,8	42,8	14,0					
30	90,4	37,0	13,4					
40	75,4	30,7	12,9					
Высота па	Высота падающего слоя от уровня горизонта выпуска — 245 м							
10	377,5	151,6	19,2					
20	346,0	140,4	18,7					
30	315,9	128,0	18,3					
40	287,2	116,0	17,9					
Высота п	адающего слоя от ур	овня горизонта выпу	ска 270 м					
10	462,0	187,6	20,3					
20	427,2	173,1	19,8					
30	393,7	159,2	19,5					
40	361,6	146,0	19,0					

Определение толщины подушки, обеспечивающей безопасность по действию УВВ при динамическом ударе обрушающихся пород

Помимо прямого динамического воздействия падающих масс обрушившихся пород на подушку будет действовать УВВ. Причем если удар от обрушения будет влиять на устойчивость горных выработок, то воздействие на работников, находящихся в шахте, будет оказывать именно УВВ [145]. Параметры предохранительной подушки должны обеспечивать безопасный для людей перепад давления (до 20 кПа) и допустимую скорость движения воздуха (до 15 м/с) на выходе УВВ из массива подушки в подземные горные выработки.

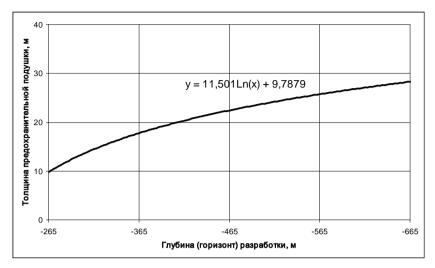


Рис. 4.4. Зависимость толщины предохранительной подушки по фактору динамического удара обрушившихся пород от глубины разработки

Известны методики определения параметров предохранительной подушки, разработанные под руководством В. Р. Именитова [145, 146], А. А. Гурина [147], Ю. В. Волкова [148]. Расчет параметров предохранительной подушки состоит в последовательном выполнении следующих этапов:

- 1. Принимается расчетная модель обрушения нижнего уступа карьера на основание подземного блока (см. рис. 4.3). При данной схеме воздействие УВВ будет максимальным. При этом выработанное пространство подземного блока соединено с карьерным. Принимаем, что через предохранительную подушку проникает 25% объема воздуха, вытесняемого обрушающимся породным массивом. Вводим соответствующий коэффициент η = 0,25.
- 2. Определяется режим сжатия воздуха обрушающимися породами— ударный или безударный по формуле

$$\frac{4}{\kappa+1} \cdot \frac{a^2}{2} / (hg) \ge 1$$
, (4.28)

где a = 300 м/сек — скорость звука;

 $\kappa = 1,41$ — показатель адиабаты для воздуха;

 $h = H_{\text{пад}}$ — высота падения (обрушения) пород, м.

Изменение левой части условия (4.28) в зависимости от высоты падения обрушающихся пород $H_{\text{пап}}$ показано в табл. 4.7.

Таблица 4.7 **Изменение условия (3.24) в зависимости от** $H_{\text{пад}}$ и Значение
1 145 м 245 м 345 м 915 м

Показатели	Значение				
$h=H_{ ext{пад}},$ м	$h = H_{\text{пад}}, \text{м}$ 145 м (гор. -365м)		345 м (гор. –565 м)	915 м	
$\frac{4}{\kappa+1} \cdot \frac{a^2}{2} / (hg) \ge 1$	53	31	22	8	

Как видно из табл. 4.7, условие (3.24) выполняется даже при $H_{\text{пад}} = 915$ м. Следовательно, режим сжатия воздуха обрушающимися породами всегда безударный, УВВ не образуется, и исследование толщины подушки должно основываться на теории фильтрации газов.

- 3. Производится расчет толщины предохранительной подушки $h_{\text{под}}$ последовательно по методикам [145—148]. Для этого определяются значения соответствующих факторов и коэффициентов.
- 3.1. Методика [147] учитывает коэффициент макрошероховатости l_{π} горной массы, слагающей подушку (м):

$$h_{\text{под}} = 0,74 I_{\text{п пад}}^{0,3} H_{\text{пад}}^{1,25} H_{\text{обр}}^{0,02} (S_{\text{обр}} / S_{\text{бл}})^3, \tag{4.29}$$

где $H_{\text{обр}}$ — мощность слоя обрушающихся пород, м;

 $S_{\text{обр}}$, $S_{\text{бл}}$ — максимально возможная площадь обрушения кровли блока и площадь блока, м². Отношение $S_{\text{обр}}/S_{\text{бл}}$ принимаем равным 1.

Значения $h_{\text{под}}$ в зависимости от $H_{\text{пад}}$ при различных $l_{\text{п}}$ и средних диаметрах кусков породы $d_{\text{ср}}$ приведены в табл. 4.8.

 $\begin{tabular}{ll} $\it Taблицa~4.8$ \\ \begin{tabular}{ll} \it Uзменение толщины предохранительной подушки в зависимости от $\it I_n$ и $\it d_{\rm cp}$ \\ \end{tabular}$

$d_{\rm cp}$, M	l_{Π} , M	$H_{\scriptscriptstyle \Pi ext{A} ext{A}}$, м					
		гор. — 365 м		гор. —465 м		гор. —565 м	
		145	$145 - h_{\text{под}}$	245	$245 - h_{\text{под}}$	345	$345 - h_{\text{под}}$
0,15	0,0099	23,3	18,7	44,9	34,9	68,9	52,1
0,25	0,0165	27,2	21	52,3	38,8	80,3	57,7
0,35	0,0231	30,1	22,5	57,9	41,3	88,8	61,2
0,45	0,0297	32,4	23,6	62,4	43,2	95,8	63,8

3.2. Методика [145, 146] учитывает аэродинамическое сопротивление, степень изолированности и неравномерность распределения навала подушки

$$h_{\rm n} = (k_1 k_2 k_3 k_4 k_5) H_{\rm nag},$$
 (4.30)

где k_1 , k_2 и k_3 — коэффициенты, учитывающие аэродинамическое сопротивление подушки, обрушающихся пород и рудовыпускных вы-

работок соответственно. При обрушении пород сплошным массивом $k_2 = 1$;

 k_4 — коэффициент, учитывающий степень изолированности подземной пустоты. При вводе коэффициента $\eta = 0.25k_4 = 1$;

 k_5 — коэффициент, учитывающий неравномерность распределения навала пород предохранительной подушки по площади блока. При угле наклона навала пород предохранительной подушки к горизонтали $\alpha = 30^\circ k_5 = 1,21$.

Изменение толщины предохранительной подушки $h_{\text{под}}$ в зависимости от высоты падения $H_{\text{пад}}$ и коэффициентов k_1 (в соответствии с $d_{\text{ср}}$ при среднем значении $k_{\text{ф}} = 1,5$) и k_3 представлено в табл. 4.9.

		Толщина предохранительной подушки, м					
$d_{\rm cp}$, M	k_1	гор. —365 м		гор. –	гор. —465 м		-565 м
		$k_3 =$	1,47	$k_3 =$			
		145	$145 - h_{\Pi}$	245	$245 - h_{\Pi}$	345	$345 - h_{\Pi}$
0,15	0,58	37,4	27,8	53,3	41,7	75	58,7
0,25	0,75	48,4	33,1	68,9	50,6	97	71,2
0,35	0,89	57,4	34,7	81,8	54,5	115,1	76,7
0,45	1	64,5	35,8	91,9	57,4	129,4	80,9

3.3. Методика определения $h_{\text{п}}$, предложенная в [148], учитывает высоту отрабатываемых камер $H_{\text{бл}}$ и мощность обрушающихся пород $H_{\text{обр}}$

$$h_{\rm II} = k (H_{\rm 6II} + H_{\rm 06D})/(1+k),$$
 (4.31)

где $k = (k_1 k_2 k_3 k_4 k_5)$ — коэффициент пропорциональности толщины предохранительной подушки высоте падения обрушающихся пород. Значения коэффициентов k_1 , k_2 , k_3 , k_4 и k_5 при расчете по (4.31) принимаются теми же, что при расчете по (4.30).

Толщина $h_{\text{под}}$ в зависимости от $H_{\text{пад}}$ при различных значениях коэффициентов k_1 и k_3 представлена в табл. 4.10.

Таблица 4.10 Изменение толщины предохранительной подушки

	$H_{\mathrm{пад}},$ м					
k_1	гор. –365 м гор. –465 м гор. –5					
	$k_3 = 1,47$	$k_3 = 1,24$				
	145 м	245 м	345 м			
0,58	18,4	28,5	40,1			

	$H_{\scriptscriptstyle \Pi ext{A} ext{A}}$, м					
k_1	гор. —365 м	гор. –465 м	гор565 м			
	$k_3 = 1,47$	$k_3 =$	1,24			
	145 м	245 м	345 м			
0,75	20,7	32,4	45,7			
0,89	22,2	35	49,3			
1,0	23,2	36,8	51,8			

Окончание табл. 4.10

- 4. Выбирается значение толщины предохранительной подушки. Сравнительный анализ методик и результатов расчетов толщины предохранительной подушки по условию защиты людей от УВВ показал:
 - режим сжатия воздуха обрушающимся породным массивом является безударным, т.е. УВВ над подушкой не образуется;
 - основными факторами, влияющими на величину подушки, являются высота падения обрушающихся пород и свойства массива пород, слагающих подушку (коэффициент макрошероховатости, гранулометрический состав);
 - наблюдается хорошая сходимость величины расчетной толщины предохранительной подушки, определенной по различным методикам;
 - расчетные значения толщины предохранительной подушки рекомендуется принимать по табл. 4.10 (с учетом грансостава).

Значения толщины $h_{\text{пол}}$ в зависимости от $d_{\text{ср}}$ приведены на рис. 4.5.

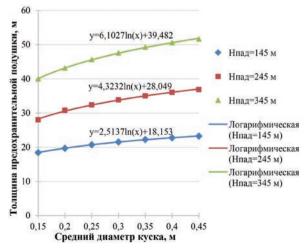


Рис. 4.5. Изменение толщины $h_{\text{под}}$ в зависимости от $d_{\text{ср}}$

Требования к грансоставу отбитой руды предъявляются также по условию обеспечения нормальных условий выпуска руды при добыче. Качество дробления руды, характеризующееся средним диаметром куска $d_{\rm cn}$ и выходом негабарита η , оказывает значительное влияние на производительность погрузо-доставочных машин (ПДМ) на выпуске и доставке. Проведенные на Учалинском подземном руднике исследования показали, что техническая производительность ПДМ ТОРО-501 Д (при длине доставки 75 м) для среднего диаметра куска от 0,1 до 0,6 м изменяется от 251 до 123 т/ч, соответственно [149]. По данным практики удовлетворительный выход негабарита составляет η ≤ 7%. Для условий разработки трубки «Удачная» с применением на выпуске и доставке ПДМ ТОРО-1400Е и участковых дробилок типа NORDBERG C80B размер кондиционного куска принимается 800 мм. Тогда $\eta = 7\%$, обеспечивается при среднем диаметре куска $d_{\rm cp} = 0.25$ м. Исходя из этого условия необходимо производить расчет параметров БВР.

Определим по рис. 4.5 необходимую толщину предохранительной подушки при $d_{\rm cp}=0.25$ м. Расчетная величина корректируется коэффициентом запаса $k_{\rm зап}=1.2$, она удовлетворяет как условию защиты людей от УВВ в результате обрушения нижних уступов карьера, так и условию производительной работы ПДМ на выпуске руды. Результаты расчетов приведены в табл. 4.11.

Таблица 4.11
Толщина предохранительной подушки по условиям предотвращения УВВ и производительного выпуска

Значение	Показатели				
_	$h_{_{\Pi}}$, M				
$d_{\rm cp}$, M	гор. —365 м	гор. —465 м	гор. —565 м		
0,25	25	40	55		

Определение толщины подушки, обеспечивающей предотвращение прямых AAC между подземными горными выработками и карьером

Проветривание горных работ на подземном руднике «Удачный» будет осуществляться нагнетательным способом по центральной схеме вентиляторами главного проветривания (ГВУ) типа ВЦД-42,5. ААС подземных выработок с карьерным пространством представлены в виде фильтрационных воздушных потоков через сыпучий материал подушки, и исключение этой дополнительной ветви из схемы

вентиляции крайне затруднительно. В. В. Токмаков рудную подушку рассматривает как вентиляционную перемычку (2.6), но с резко отличающимися от настоящих (бетонных, деревянных, и т.д.) перемычек аэродинамическими параметрами (пропускной способностью воздуха, величиной аэродинамического сопротивления, перепадом давления). Сопротивление фильтрующегося через подушку воздуха зависит от фракционного состава пород, высоты подушки и перепада давления.

При разности температур в подземных выработках и в карьере появляется дополнительный (наряду с ГВУ) побудитель движения воздуха — тепловая депрессия, называемая в горном деле естественной тягой. В данном случае естественная тяга по величине и направлению действия будет определяться температурами воздуха, поступающего по стволам и в карьере. В летний период, когда температура воздуха в выработках ниже, чем в карьере, возникает естественная тяга с направлением действия, совпадающем с работой ГВУ, способствующая увеличению подачи воздуха в шахту. Здесь вентиляционная система рассматривается в виде двух столбов воздуха (воздухоподающие стволы и столб воздуха, равный глубине карьера), соединенных горизонтальными выработками. В летний период (при остановленном ГВУ) вес столба воздуха в стволах будет больше, чем в карьере. Возникающая в этом случае естественная тяга может быть подсчитана по известной формуле:

$$h_{\rm e} = 0.0047 \cdot H(t_{\rm k} - t_{\rm cr}), \, \text{д}\Pi a,$$
 (4.32)

где H — высота столба воздуха (глубина карьера), 670 м;

 t_k — температура воздуха в карьере, °C;

 $t_{\rm cr}$ — средняя температура в стволе, °C.

В зимний период столб воздуха в карьере, имеющий более низкую температуру, будет иметь большой вес, чем и обусловливается (при неработающем ГВУ) поступление холодного воздуха из карьера в шахту и удаление его через стволы. Правилами безопасности предусмотрено поддержание положительного температурного режима в шахте со средней температурой +2 °C. В табл. 4.12 приведены результаты расчетов величин и направлений действия естественных тяг при разных глубинах отработки месторождения и температурах наружного воздуха.

Анализ результатов позволяет отметить негативное (т.е. противодействующее работе ГВУ) действие естественной тяги в холодный период года (в течение 9 месяцев). Большие по величине отрицательные естественные тяги могут в определенных условиях дезорганизовать как участковую, так и общешахтную вентиляцию.

 $\begin{tabular}{ll} $\it Taблицa~4.12$ \\ \begin{tabular}{ll} {\it Be} {\it nuvuhb} & {\it ectectbe} {\it hb} {\it max} & {\it tar} & {\it npu} & {\it be} {\it dehuu} & \Pi \Gamma P \end{tabular}$

Месяцы	Среднемесячные	чина естественной			
	температуры	по среднемесячной температуре, дПа			
		гор. −365 м	гор. –465 м	гор. —565 м	
		(H = 715 M)	(H = 815 M)	(H = 915 M)	
I	-27,5	-85,7	-97,6	-109,6	
II	-24,5	-75,6	-86,2	-96,7	
III	-19,4	-58,5	-66,6	-74,8	
IV	-9,3	-24,5	-27,9	-31,4	
V	-1,1	-10,4	-11,9	-13,3	
VI	11,2	30,9	35,2	39,5	
VII	12,3	34,6	39,4	44,3	
VIII	10,8	29,6	33,7	37,8	
IX	-0,7	-9,0	-10,3	-11,6	
X	-14,6	-42,3	-48,2	-54,2	
XI	-25,5	-78,9	-90,0	-108,1	
XII	-34,4	-108,8	-124,0	-139,3	
Средняя	температура				
холодного периода –22,2 °C		-67,9	-77,4	-86,8	
Средняя температура за					
максимально холодную		-154,5	-176,2	-197,8	
пятиднев	ку —48 °С				
	температура				
теплого п	ериода 6,5 °C	15,1	17,2	19,3	

Практика отработки месторождений комбинированным способом позволила разработать мероприятия по предотвращению влияния естественных тяг при системах с обрушением. Основными из них являются:

- засыпка карьерного пространства мелкокусковым материалом;
- изоляция отработанных подземных участков глухими перемычками;
- применение нагнетательного общешахтного проветривания с режимами работы ГВУ, противодействующими естественным тягам.

Увеличение сопротивления карьерного пространства путем засыпки (обрушением бортов карьеров, засыпкой кусковым материалом и т.д.) само по себе требуемого эффекта не обеспечивает [150]. Большей эффективностью обладает засыпка мелкой породой. Установлено, что засыпка мелкой породой (с размером частиц до 15 мм) с добавкой песка и глины и последующим заиливанием дает определенный эффект при толщине слоя не менее 10 м. Так, слой мелкого материа-

ла $(1 \div 15 \text{ мм})$ толщиной в 8 м и глинистого элювия 0,25 м с естественным заиливанием сохраняет воздухопроницаемость и имеет эквивалентное отверстие $0,122 \text{ м}^2$.

Изоляция отработанных подземных участков месторождения перемычками в большей степени может рассматриваться как способ регулирования воздухораспределения на этажных горизонтах, позволяющим повысить коэффициент доставки воздуха к рабочим блокам [10, 151–152]. Установка перемычек в выработках выпуска и доставки практически вряд ли возможна, поэтому действие тяги из карьера в шахту сохранится.

Наиболее рациональным способом уменьшения действия естественной тяги является создание ГВУ «подпора» воздуха на эксплуатационном горизонте под очистными работами. При этом они должны создавать депрессию на эксплуатационных горизонтах не менее величин $h_{\rm e}$, показанных в табл. 4.12 для холодного периода. Наличие подушки, как дополнительного аэродинамического сопротивления, способствует увеличению депрессии ГВУ и уменьшению естественной тяги.

К настоящему времени накоплен большой экспериментальный материал как по величинам сопротивления кускового материала, так и по удельным его значениям [153]. Экспериментальные исследования по определению удельного сопротивления l_{yg} (1 м² на 10 м толщины слоя) показывают, что при смеси фракций 0—300 мм оно составляет 1,8 кµ [152].

ААС подземных горных выработок с карьером будут осуществляться через погрузочные заезды, следовательно, в первом приближении можно принимать площадь фильтрации равной суммарной площади действующих заездов. При отработке гор. -365 м суммарная площадь погрузочных заездов $S_{\text{сум}} = S_{\text{п.з}} \cdot n = 16,9 \cdot 4 = 67,6 \text{ м}^2$, гор. -465 м и -565 м (при n=8) — 135,2 м².

Общее аэродинамическое сопротивление подушки толщиной 10 м при количестве условно параллельных воздушных токов суммарной площадью $67,6 \text{ м}^2$ (отработка гор. -365 м) составит

$$R_{\text{of10}} = \frac{l_{\text{y}\pi}}{67.6^2} = \frac{1.8}{4569.8} = 0,0004 \text{ km}.$$
 (4.33)

Увеличение толщины подушки до 20, 30, 40, 50 м повысит сопротивление до $0,0008,\,0,0012,\,0,0016,\,0,0020$ кµ соответственно.

Необходимое количество воздуха определяется по формуле:

$$Q_{10} = \sqrt{\frac{h_{\rm e}}{R_{10}}}$$
, m³/c. (4.34)

Расчеты по определению состояния вентиляции шахты при средней температуре холодного периода -22,2 °C приведены в табл. 4.13.

Таблица 4.13
Требуемые объемы воздуха для предотвращения ААС через карьерное пространство

Горизонт,		Количество воздуха (м³/c) на горизонтах, необходимое					
величина		для предо	отвращен	ия действ	ия $h_{\rm e}$ при	толщине	
естественной			рудн	ой подуш	ки, м		
тяги через	10	20	30	40	50	60	70
карьер							
-365 м	412,0	291,3	237,8	206,0	184,5	168,2	155,7
$h_{\rm e} = -67,9$ дПа							
—465 м	879,7	622,1	507,9	439,9	393,4	359,1	332,5
$h_{\rm e} = -77,4$ дПа							
-565 м	931,7	658,8	537,9	465,8	416,6	380,3	352,1
$h_{\rm e} = -86,8$ дПа							

Согласно ТЭР для проветривания гор. -365 м необходимо подать 320 м 3 /с воздуха. ГВУ обеспечит исключение ААС при толщине подушки 20-30 м. Для проветривания горных работ в этажах -365/-465 м и -465/-565 м при полном развитии ПГР необходимо подавать $Q_{\rm B}=380$ м 3 /с воздуха, а с учетом коэффициента запаса $1,1-Q_{\rm B}=418$ м 3 /с. В соответствии с этим толщину подушки по фактору предотвращения естественной тяги рекомендуется принять для гор. -465 м — 45 м, гор. -565 м — 50 м. При отработке горизонтов ниже -565 м негативное воздействие естественной тяги наблюдается даже при толщине «подушки» более 70 м.

Анализ полученных результатов позволяет утверждать о достаточной эффективности изолирующей подушки для нормализации общешахтного проветривания в холодный период года. В этом случае дополнительных мероприятий по предотвращению негативного действия естественных тяг из карьера не требуется. Кроме этого известно, что по мере опускания подушки происходит измельчение кусков кимберлитовой руды (такой эффект выявил А. С. Курилко [154]) и увеличение количества в ней мелких фракций. Естественно, произойдет увеличение аэродинамического сопротивления подушки. Кроме того,

по мере углубления $\Pi\Gamma P$ будет происходить увеличение толщины подушки за счет осыпания бортов карьера.

Определение толщины подушки, обеспечивающей термоизоляцию подземных горных выработок

Трубка «Удачная» расположена в области развития многолетнемерзлых пород. Теплопроводность горных пород, в том числе и кимберлитов, в массиве невелика [104]. На глубоких горизонтах карьера «Удачный» в зимнее время наблюдается повышение температуры по сравнению с температурой на поверхности на 3—4 °С за счет выноса тепла дренирующими водами [155]. Вследствие малой теплопроводности находящегося в порах подушки воздуха теплоизоляционные свойства подушки выше, чем горного массива при отсутствии фильтрации холодного воздуха через подушку и при условии, что породы подушки осушены или (в зимнее время) дренаж воды незначителен. При толщине подушки 30 м (что соответствует максимальной мощности слоя годовых фактических сезонных колебаний температуры в бортах карьера) термоизоляция подземных горных работ будет достаточно надежной.

Таким образом, необходимая по обеспечению безопасности подземных горных работ толщина подушки показана в табл. 4.14.

Таблица 4.14 Толщина предохранительной подушки, определенная по условиям обеспечения безопасности подземных горных работ

Факторы, определяющие необходимую	Горизонт выпуска				
толщину подушки	-365 м	-465 м	-565 м	-665 м	
Действие удара обрушившихся пород	17	23	26	28	
Действие воздушной волны	25	40	55	70	
при обрушении пород					
Предотвращение прямых ААС подземных	30	45	50	55	
выработок с карьерным пространством					
Термоизоляция подземных горных работ	30	30	30	30	
Принятая толщина подушки	30	45	55	55	

4.3.3. Оптимизация способов образования предохранительной подушки

Предохранительная подушка может быть как породной, так и рудной, и выбор ее вида определяется технико-экономическим сравнением. Рудная подушка может быть образована за счет размещения на дне

карьера отбитых прибортовых запасов или за счет отбойки верхней части подземных запасов. Породная подушка может быть образована за счет транспортировки в карьер пород из отвала или путем размещения на дне карьера пород из нижних уступов карьера. Следует учитывать не только затраты на создание породной подушки, но и ущерб от разубоживания при добыче руды под ней. Для расчета принят вариант вскрытия запасов I очереди рудника «Удачный», обоснованный ИГД УрО РАН с запасами руды в подушке 8,7 млн т.

Принято, что при выпуске под разрыхленными породами на гор. $-365 \,\mathrm{m}\,\Pi = 10\,\%$ и $\mathrm{P} = 20\,\%$, на гор. $-465 \,\mathrm{m}\,\Pi = 10\,\%$ и $\mathrm{P} = 15\,\%$ [156—157]. В случае рудной подушки Π и $\mathrm{P}\,$ близки к нулю. Эксплуатационные затраты на добычу $\mathrm{1}\,\mathrm{T}\,\mathrm{руды}\,1000\,\mathrm{руб./T.}$ Затраты на образование подушки: при транспорте породы из отвалов (8 руб./т-км, длина транспорта — $10\,\mathrm{km}$) с учетом экскавации — $120\,\mathrm{руб./T.}$ при использовании пород из карьера — $50\,\mathrm{py6./T.}$ Затраты на получение промпродукта — $250\,\mathrm{py6./T.}$ Условный выход промпродукта условно принята $4\,000\,\mathrm{py6.}$ Коэффициент дисконтирования $10\,\%$, налог на прибыль — $24\,\%$. Расчет произведен для отработки всех запасов $\mathrm{I}\,\mathrm{ovepegu}$ (табл. 4.15).

Таблица 4.15 ТЭП способов образования предохранительной подушки

Наименование показателей	Вид предохранительной подушки		
	Рудная	Породная	Породная
		из отвалов	из вскрыши
1. Эксплуатационные запасы, тыс. т	35783	46742	46742
2. Потери, %	0	10	10
3. Засорение, %	0	15-20	15-20
4. Объем подушки, тыс. м ³	3,35	3,35	3,35
5. Срок отработки запасов, лет	12	15	15
6 Добыча чистой руды, млн т.	35783	39713	39713
7. Условный выход промпродукта, %	50	50	50
8. Условная ценность, тыс. руб.	4000	4000	4000
9. Затраты на образование подушки, руб./т	102	120	50
млн руб.	887	1047	436
10. Затраты на добычу и переработку разубо-			
живающих пустых пород, млн руб.	_	7025	7025
11. Прибыль, млн руб.	21990	19980	21170
12. ЧДД, млн руб.	11930	8760	9990

Можно констатировать, что затраты на создание подушки не носят определяющего характера — существенно большее влияние оказыва-

ют затраты на добычу и переработку разубоживающих пород и недополучение извлекаемой ценности полезных компонентов. В случае образования породной подушки из вскрышных пород при отработке прибортовых запасов эти негативные факторы несколько смягчаются. На основании вышеизложенного АК «АЛРОСА» рекомендовано образование рудной подушки из взорванных и невыпускаемых рудных запасов этажа —320/—365 м.

4.4. Конструирование рациональных вариантов технологии отработки переходной зоны

Конструирование вариантов подземной технологии отработки переходной зоны выполнено на примере мощного крутопадающего Учалинского месторождения, 80% дорабатываемых подземным способом запасов которого сосредоточено в пределах верхнего прикарьерного этажа. На этапе предварительного отбора экспертным путем были исключены из рассмотрения варианты технологии с открытым очистным пространством (j=1), применение которых обусловливает оставление в недрах неизвлекаемых запасов руды в целиках (барьерных, потолочных и МКЦ), что априори недопустимо для месторождений руд цветных металлов, являющихся ценными ($c_{cu}=1,8\%$, $c_{zn}=4,2\%$). Для ЭММ приняты следующие исходные данные [158, 159]:

- глубина карьера 324 м;
- использование на всех процессах CO на проходке бурильные установки *Minimatic G2F*, на бурении станки Соло 1006, на выпуске и доставке ПДМ TOPO-400 (TOPO-007);
- мощность рудного тела 60 м (средняя по месторождению);
- глубина распространения запасов под дном карьера H=80 м (южный фланг месторождения);
- способ проветривания всасывающе-нагнетательный;
- камеры располагаются вкрест простирания рудного тела.

В соответствии с предложенной систематизацией были сконструированы следующие альтернативные варианты технологии.

Вариант этажно-камерной системы разработки с изоляцией рудным монолитным целиком (I.1.2)

Под дном карьера в пределах верхнего этажа оставляется рудный целик (переходная зона) высотой $H_{1.2}^{\Pi}$, ниже которого осуществляет-

ся камерная выемка основных запасов блока высотой $H_{1,2}^{\rm O}$ с закладкой выработанного пространства с высокой степенью изоляции (рис. 4.6). Подготовительные работы заключаются в проходке доставочных штреков и ортов, подэтажных полевых штреков и вентиляционных восстающих (ВВ), нарезные — погрузочных заездов, траншейного и буровых ортов, отрезного восстающего (ОВ). Для качественного оформления нижней границы изолирующего целика верхний буровой горизонт проходит на его уровне. Откаточный и буровой горизонты соединены наклонным съездом. Днище камер траншейное.

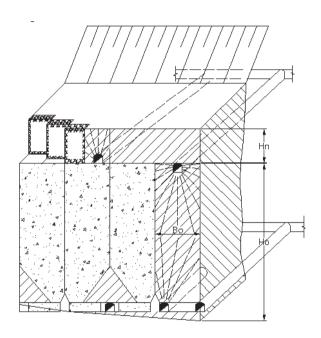


Рис. 4.6. Вариант I.1.2 а этажно-камерной системы разработки под рудным целиком и последующей его отработкой подэтажным обрушением

Очистные работы в камерах начинают с образования отрезной щели путем взрывания глубоких скважин на ОВ. Руду в камере отбивают вертикальными веерами скважин, пробуренных вниз из буровых ортов и вверх из траншейного орта. После закладки камер твердеющими смесями и набора прочности искусственным массивом производится отработка рудного изолирующего целика системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды с низкой степенью изоляции.

Отработка изолирующего целика возможна путем ее обрушения на выработанное пространство камеры (рис. 4.7). Выпуск запасов потолочины осуществляется через выработки основного горизонта с низкой степенью изоляции. Данная схема испытана при отработке переходной зоны на южном фланге Учалинского месторождения [29].

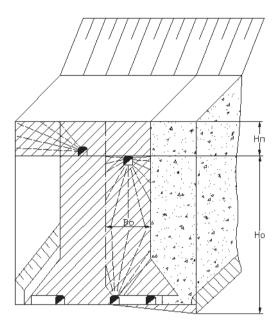


Рис. 4.7. Вариант I.1.2 б этажно-камерной системы разработки под рудным целиком и последующим его обрушением

Коэффициенты изменения себестоимости в варианте I.1.2 при отработке переходной зоны принимаются следующие: $K_{\rm yq}^{\rm AAC}=1,99-2,06$, $K_{\rm вент}^{\rm AAC}=1,35-1,57$. Допустим, что себестоимость добычи основных запасов блока ниже себестоимости отработки переходной зоны, тогда максимум целевой функции должен быть достигнут при минимально допустимых параметрах переходной зоны ($H_{1.2}^{\Pi}$), которая является предметом совместной оптимизации с шириной камер $B^{\rm o}$. Объем ПНР зависит от $H_{1.2}^{\rm o}$, $H_{1.2}^{\rm o}$, и габаритов СО. Толщина рудного целика определяется по табл. 4.2.

Рудный изолирующий целик является концентратором горизонтальных напряжений, для снятия которых достаточно образовать разгрузочную щель на контакте руды с более устойчивым висячим боком месторождения высотой, равной высоте изолирующего целика H^{II} .

Вариант этажно-камерной системы разработки с изоляцией искусственным монолитным массивом (I.2.2)

Искусственный монолитный массив создается путем опережающей выемки запасов переходной зоны высотой $B_{2.2}^{\Pi}$ по камерно-целиковой системе или горизонтальными слоями с твердеющей закладкой (рис. 4.8). Толщина потолочины определяется в зависимости от пролета ее подработки камерами основных запасов блока шириной $B^{\rm o}$ и прочностных свойств материала самой потолочины $\sigma_{\rm not}$ и проверяется на устойчивость по сейсмическому воздействию взрыва. В связи с тем, что камеры, подрабатывающие искусственный массив, располагаются вкрест простирания рудного тела, камеры или заходки, формирующие потолочину, рационально располагать по простиранию. ПНР по возведению искусственного изолирующего массива заключаются в проведении полевых штреков, наклонного съезда между слоями, вентиляционно-ходового восстающего (ВХВ), слоевых ортов.

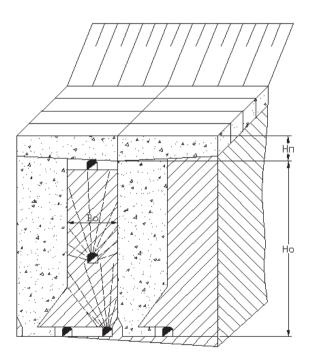


Рис. 4.8. Вариант I.2.2 этажно-камерной системы разработки под искусственным изолирующим целиком

Очистная выемка заключается в проведении разрезных штреков из слоевого орта вверх под углом 3—4° к горизонтали для обеспечения полноты и качества заполнения выработанного пространства твердеющей смесью. Порядок отработки — стадийный. Руду в камерах отбивают вертикальными скважинами и доставляют ПДМ к блоковому рудоспуску. Высота камеры (слоя) принимается 10 м исходя из условия работы механического кровлеоборщика типа Унискайлер ДГ. Технология отработки камер основных запасов аналогична варианту I.1.2.

Влияние ААС будет сказываться только при отработке верхнего, граничащего с карьером, слоя (при слоевой выемке) или камеры (при камерной). При этом коэффициенты изменения себесто-имости приняты: $K_{yq}^{AAC}=2,4-3,13,\;K_{вент}^{AAC}=2,02-2,52.$ Данная схема испытана при создании искусственной изолирующей потолочины на северном фланге Учалинского месторождения [28]. Суммарная высота слоев или камер является высотой переходной зоны $B_{2,2}^{\Pi}$ и подлежит оптимизации совместно с параметрами этажно-камерной выемки под ней $H_{2,2}^{O}$ и $B_{2,2}^{O}$. Толщина искусственного целика определяется по табл. 4.4.

Вариант этажно-камерной системы разработки с изоляцией специальными инженерными сооружениями (1.3.2)

Специальное инженерное сооружение — искусственный целик — строится на дне карьера. Технические решения по применению льдопородных целиков [105], автомобильных шин, скрепленных утилизированными металлическими канатами в комбинации со складированными поверх них породами вскрыши [64] не нашли широкого применения в практике. Известен опыт формирования искусственного целика в условиях Малышевского рудоуправления, когда дно отработанного карьера было заполнено твердеющей смесью. После ее затвердения была осуществлена успешная выемка подкарьерных запасов по системе нисходящих горизонтальных слоев с закладкой.

Рационально использовать традиционный материал — низкомарочный бетон (твердеющая закладка) — и технологию создания искусственного целика. Он возводится путем формирования балок, располагаемых по простиранию рудного тела, путем укладки твердеющей смеси в специальные опалубки высотой $H_{3,2}^{\text{пот}}$ и шириной, определяемой по технологическим условиям, например объему подаваемой в смену твердеющей смеси (рис. 4.9). Технология отработки камер основных запасов аналогична варианту I.1.2.

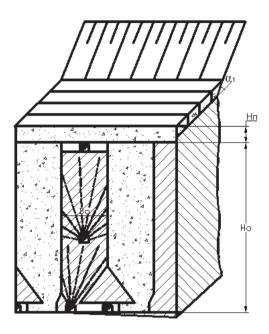


Рис. 4.9. Вариант I.3.2 этажно-камерной системы разработки под искусственным целиком, формируемым на дне карьера

Толщина изолирующего целика-потолочины $H_{3.2}^{\rm not}$ также является предметом оптимизации в зависимости от параметров камер основных запасов блока $H_{3.2}^{\rm O}$ и $B_{3.2}^{\rm O}$. При этом коэффициенты $K_{\rm yq}^{\rm AAC}=1$, $K_{\rm вент}^{\rm AAC}=1$. Толщина искусственного целика-потолочины определяется по табл. 4.4.

Вариант этажного принудительного обрушения с изоляцией массивом разрыхленных пород, складированных на дне карьера (II.4.3)

Применение данного варианта требует определения высоты породного изолирующего массива и крупности слагающих его пород для условий Учалинского рудника. Известно 20 случаев засыпки карьера породами вскрыши (см. табл. 2.3), при этом большинство было предпринято с целью изоляции ПГР от карьерного пространства и улучшения процесса выпуска руды [48, 76–80, 101, 160]. Высота породного массива на зарубежных рудниках, применяющих систему подэтажного обрушения, составляла не менее высоты подэтажа 15-20 м. Высота массива при отработке Бакальского месторождения составила величину в 1-1,3 раза превышающую высоту отбиваемого слоя 20-26 м и крупность пород была в 2-4 раза больше среднего диаметра куска

отбитой руды. Высота породного слоя на Естюнинском месторождении составила 30 м. Как показано выше, толщина породной подушки на трубке «Удачная» составляет 35—50 м [77, 139]. При этом применение глины в качестве изоляционного материала допустимо только на участках, где полностью закончены очистные работы во избежание ее прорыва в подземные выработки.

Для условий Учалинского рудника толщина подушки рассчитана по рекомендованной методике (см. разд. 4.3). По действию удара обрушившихся пород исходили из того, что максимальная высота падения составляет $H_{\text{пад}}=(380-324)+60~\text{м}=116~\text{м}$. По действию УВВ принимаем, что формироваться массив будет из отвальной породы ОГР, поэтому средний диаметр куска $d_{\text{ср}}=0,45~\text{м}$ (см. рис. 4.5). По предотвращению ААС принимаем $t_k=-22~\text{°C},\ t_{\text{ст}}=+2~\text{°C},\ h_{\text{e}}=35,7~\text{дПа};$ $S_{\text{сум}}=S_{\text{п.3}}\cdot n=13,6\cdot 4=54,4~\text{м}^2;\ R_{\text{об10}}=0,0006~\text{кµ};$ требуемое количество воздуха, подаваемого на фланг при производительности фланга 700 тыс. т в год, составляет $Q=150~\text{m}^3/\text{c};\ Q_{40}=122~\text{m}^3/\text{c}$. По термоизоляции ПГР — по аналогии с рудником «Удачный».

Необходимая толщина породного предохранительного массива при отработке гор. 380 м на Учалинском руднике принимается 40 м (табл. 4.16).

Таблица 4.16 Толщина породного массива на Учалинском руднике

№	Факторы, определяющие толщину подушки	Горизонт выпуска 380 м
1	Действие удара обрушившихся пород	15
2	Действие воздушной волны при обрушении пород	30
3	Предотвращение прямых аэродинамических связей подземных выработок с карьером	40
4	Термоизоляция подземных горных работ	30
5	Принятая толщина подушки	40

Подготовка блока осуществляется проходкой доставочных штреков, ортов, заездов для погрузки руды, наклонного съезда между горизонтами (рис. 4.10). Принят вариант этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационную камеру; выемка компенсационных камер осуществляется с полной изоляцией под рудной потолочиной.

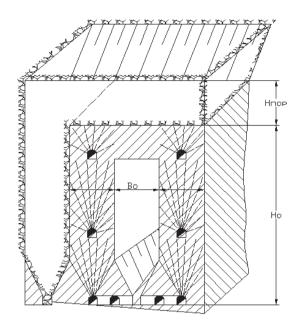


Рис. 4.10. Вариант II.4.3 этажного принудительного обрушения на компенсационные камеры под массивом разрыхленных пород

Предметом оптимизации в данном варианте является высота слоя пород $h_{\text{пор4.3}}$, изменяемая от 0 до 120 м, и ширина компенсационных камер и МКЦ $B_{4.3}^{\text{O}}$. При этом коэффициенты $K_{\text{уч}}^{\text{AAC}}=1,7-1,35$, $K_{\text{вент}}^{\text{AAC}}=1,12-1,25$.

Вариант этажно-камерной системы разработки без изоляции (III.5.2)

Отработка всех запасов подземного блока высотой $H_{5.1}^{\Pi}$ производится по этажно-камерной системе разработки с закладкой аналогично варианту 3.1, но без изолирующего целика-потолочины (рис. 4.11). В данном случае высота подземного блока равна высоте переходной зоны. Конкурентоспособность этого варианта определяется специфическими факторами: высокой интенсивностью действия ААС и использованием карьерного бурового оборудования. Применение высокопроизводительных буровых станков СБШ-190/250-62 значительно снижает эксплуатационные затраты по блоку. Здесь интересным представляется проследить изменение ТЭП отработки блока от $B_{5.2}^{0}$ и глубины бурения карьерных станков $H_{5.2}^{\text{кар}}$.

Влияние AAC дает значительное увеличение участковой себестоимости $K_{\rm yq}^{\rm AAC}=1,85$ (в среднем по году). Будет оправданным принять коэффициент изменения себестоимости рудничной вентиляции $K_{\text{\tiny ReHT}}^{\text{AAC}}=1,3.$

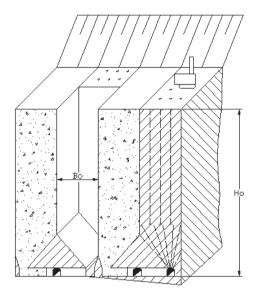


Рис. 4.11. Вариант III.5.2 этажно-камерной системы разработки без изоляции

4.5. Оптимизация параметров технологии отработки переходной зоны на основе экономико-математического моделирования

Анализ целевой функции (4.9, 4.18) показывает, что добиться максимума прибыли Πp_{ij} можно, изменяя геометрические параметры переходной зоны H^Π_{ji} и основных запасов H^0_{ji} , обусловленные способом изоляции (который, в свою очередь, определяет величину действия специфических факторов через соответствующие коэффициенты), и технологические параметры (комплекс основного технологического оборудования, показатели извлечения и т. д.). При этом пошаговое изменение H^Π_{ji} приводит к изменению H^0_{ji} и, соответственно k_μ , извлекаемой ценности \coprod_{ij}^0 и \coprod_{ij}^Π , эксплуатационных затрат c^Π_{ij} и c^0_{ij} (с учетом K^{AAC}_{ij} и K^{Kap}_{ij}) и Πp_{ij} . Значит, существуют оптимальные значения H^Π_{ji} и H^0_{ji} , которые соответствуют максимуму целевой функции Πp_{ij} .

Отыскание таких значений — суть задачи оптимизации. Прочие горно-геологические, технологические, геомеханические и экономические параметры при этом фиксируются, поскольку не являются предметом исследования.

Общенаучный метод оптимизации хорошо известен и состоит в [161]:

- изучении объекта;
- описательном моделировании установлении и словесной фиксации основных связей и зависимостей между характеристиками процесса;
- математическом моделировании переводе описательной модели на формальный математический язык. Решение оптимизационной задачи — отыскание из множества допустимых решений экстремума целевой функции;
- выборе программы и решении задачи на компьютере;
- формальном и содержательном анализе полученного решения.

В нашем случае видно, что в рамки общенаучного хорошо укладывается метод оптимизации параметров подземной технологии. Предшествовавшие исследования позволили выявить специфические факторы, действующие на объект, найти его основные свойства и связи, выраженные в установленных зависимостях, определить области геомеханически и технологически допустимых параметров. ЭММ по предложенной методике (4.1–4.18) позволяет имитировать процесс отработки подкарьерного блока, согласовать функционирование отдельных технологических процессов и прогнозировать ТЭП с учетом действия специфических факторов и способов изоляции.

Изменение управляющих воздействий на модель происходит путем под влиянием многих параметров. В нашем случае на изменение $H_{ji}^{\rm O}$ и $H_{ji}^{\rm II}$ (как показано в разд. 4.3) напрямую влияет изменение такого параметра как $B^{\rm o}$. Для каждого технически возможного значения $B_{ij}^{\rm O}$ существуют строго определенные значения $H_{ji}^{\rm O}$ и $H_{ji}^{\rm II}$ и такие ТЭП отработки блока как $c_{ijnнp}^{\rm O}$ и $c_{ijnhp}^{\rm II}$ (в зависимости от удельного объема ПНР $q_{ij}^{\rm O}$ и $q_{ij}^{\rm II}$), $c_{ijsak}^{\rm O}$ и $c_{ijsak}^{\rm II}$ (зависит от нормативной прочности закладки [$\sigma_{\rm cx}^{\rm O}$] и [$\sigma_{\rm cx}^{\rm II}$]), потери $\eta_{ij}^{\rm O}$ и $\eta_{ij}^{\rm II}$, разубоживание $r_{ij}^{\rm O}$ и $r_{ij}^{\rm II}$. Применяя соответствующие $k_{\rm II}$, $K_{ij}^{\rm AAC}$ и $K_{ij}^{\rm Kap}$ можно найти строго определенное значение результирующего показателя Πp_{ij} в специфических условиях.

Из теории линейного программирования известно, что целевая функция достигает своего максимума в крайних точках многоугольника допустимых планов [162]. Для отыскания нужных точек необходимо определить координаты всех вершин многоугольника и с помощью подстановки полученных координат в (4.9, 4.18) выбрать оптимальный план, соответствующий максимуму Пр $_{ij}$. В нашем случае координатами вершин многоугольника допустимых планов будут являться значения H_{ji}^{O} , H_{ji}^{Π} , c_{jjnhp}^{O} , c_{jjnhp}^{Π} , c_{ijsak}^{O} , c_{ijsak}^{Π} , η_{ij}^{O} , η_{ij}^{Π} , r_{ij}^{O} , r_{ij}^{Π} для каждого фиксированного значения $B_{ij}^{O} = 10$; 12,5; 15 и 17,5 м (для каждого разработанного варианта).

Значения коэффициентов $k_{\rm u}$, $K_{ij}^{\rm AAC}$ и $K_{ij}^{\rm fyp}$, определены для каждого варианта технологии. В оптимизационных расчетах принимаем для групп с использованием буровых карьерных станков $\beta=0,7$, $c_{\rm M-C}^{\rm kap}=4450$ руб./смену (для станка СБШ-190/250-62), $P_{\rm cr}^{\rm kap}=30$ м/смену или 2064 т/смену. Себестоимость обогащения 1 т добытой руды принята 48 руб./т., транспорта руды до обогатительной фабрики — 0,95 руб./т. Величину потерь при отработке переходной зоны по системе подэтажного обрушения (вариант I.1.2) при ширине фронтально-торцевого забоя, равного ширине блока, можно определить по методике [163]. Сто-имостные показатели приняты по данным Учалинского ГОКа.

Величину прибыли можно считать условной, т. к. в модели не учитываются прямые затраты на такие процессы, как крепление, доставка материалов, водоотлив, а также затраты вспомогательных цехов и общерудничные и общекомбинатовские расходы. Допуская, что доля учитываемых технологических процессов в рудничной себестоимости составляет 60%, можно выйти на полную рудничную себестоимость, применив коэффициент 1,67.

Решение оптимизационной задачи было реализовано на компьютере. В ней $c_{ij}^{\rm O}$, $c_{ij}^{\rm II}$, $\eta_{ij}^{\rm O}$, $r_{ij}^{\rm O}$, $r_{ij}^{\rm II}$ были определены по программе «Выбор систем подземной разработки» [27], адекватность которой установлена путем сопоставления моделируемого показателя производительности труда по этажно-камерной системе разработки с твердеющей закладкой и переносным оборудованием 26,1 т/чел-смену объекту моделирования 24,5 т/чел-смену (по отчетным данным Гайского ГОКа). Полученная разница в 6,5% позволила признать модель адекватной рассматриваемой технологии.

Показатели эффективности и коэффициент изменения эксплуатационных затрат K_{ii} определены по руднику и ГОКу. При этом ва-

рианты технологии с полной изоляцией и без нее сравнивались с вариантом этажно-камерной системы разработки с обрушением потолочины без влияния специфических факторов, вариант технологии с изоляцией массивом пород (III.4.3) — с этажным принудительным обрушением на компенсационную камеру также без влияния специфических факторов. В результате ЭММ получены следующие результаты.

В варианте I.1.2 с изоляцией рудным монолитным массивом максимум $\Pi p_{1,2}$ достигается при минимально допустимой по геомеханическим ограничениям высоте переходной зоны $H_{1,2}^{\Pi}=19,6$ м и ширине камер основных запасов $B_{1,2}^{O}=17,5$ м (рис. 4.12). При этом вариант I.1.2 б с обрушением изолирующего целика эффективнее на 6,8% варианта I.1.2 а с отработкой его подэтажным обрушением — максимум $\Pi p_{1,26}=118,38$ руб./т и минимум $c_{1,2}=118,09$ руб./т. $K_{1,2a}=1,15-1,17;$ $K_{1,26}=1,05-1,06$.

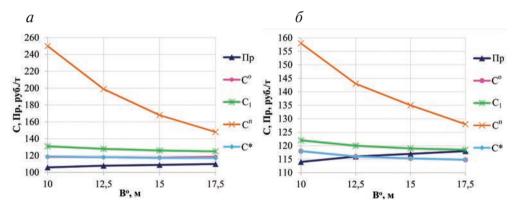


Рис. 4.12. Изменение прибыли и себестоимости в зависимости от B° в вариантах I.1.2 а и I.1.2 б

В варианте I.2.2 с изоляцией искусственным целиком минимум рудничной себестоимости $c_{2.2}=84,14$ руб./т (рис. 4.13, a), себестоимости по ГОКу $c_{2.2}=133,09$ руб./т и максимум прибыли $\Pi p_{2.2}=102,99$ руб./т достигается при $B_{2.2}^{\rm O}=15$ м, $H_{2.2}^{\rm II}=13,5$ м и [$\sigma_{\rm cx}^{\rm II}$] = 5 МПа (рис. 4.13, δ). $K_{2.2}=1,24-1,34$. Наибольший эффект достигается при отработке переходной зоны двумя подэтажами (слоями), когда без изоляции вынимается только верхний, непосредственно прилегающий к карьеру, подэтаж (слой).

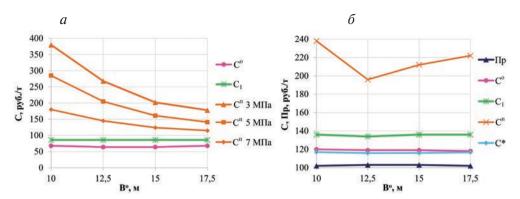


Рис. 4.13. Изменение рудничной себестоимости (a) и прибыли и себестоимости (δ) от B° и прочности искусственного целика в варианте I.2.2

В варианте I.3.2 с изоляцией искусственным перекрытием минимум рудничной себестоимости $c_{3.2}=70,04$ руб./т (рис. 4.14, a), себестоимости по ГОКу $c_{3.2}=133,53$ руб./т и максимум прибыли $\Pi p_{3.2}=117,35$ руб./т достигается при $B_{3.2}^{\rm O}=12,5$ м, $h_{3.2}^{\rm nep}=6,7$ м и $[\sigma_{\rm cx}^{\Pi}]=7$ МПа (рис. 4.14, δ). $K_{3.2}=1,014-1,088$ минимален при минимально допустимых величинах $h_{3.2}^{\rm nep}$.

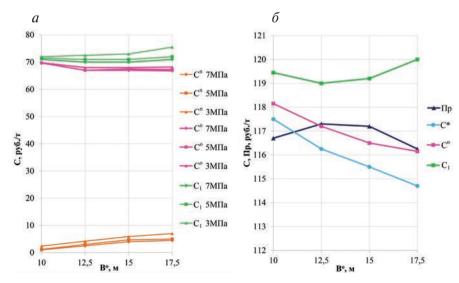


Рис. 4.14. Изменение рудничной себестоимости (a) и прибыли и себестоимости (δ) от $B^{\rm o}$ и прочности перекрытия [$\sigma^{\rm II}_{\rm cx}$] варианте I.3.2

В варианте II.4.3к с частичной изоляцией массивом разрыхленных пород минимум рудничной себестоимости $c_{4.3}=65,75$ руб./т и по ГОКу $c_{4.3}=114,7$ руб./т достигается при $B_{4.3}^{\rm O}=17,5$ и $H_{4.3}^{\rm nop}=80$ м (рис. 4.15, a). Наибольшая прибыль Пр_{4.3} = 107,78 руб./т достигается при $B_{4.3}^{\rm O}=15$ м и $H_{4.3}^{\rm nop}=80$ м (рис. 4.15, a). Это объясняется тем, что при одинаковом влиянии ААС увеличение $B_{4.3}^{\rm O}$ больше ухудшает показатели извлечения, чем улучшает эксплуатационные затраты. $K_{4.3}=1,371-1,51$ минимален при $H_{4.3}^{\rm nop}=80$ м.

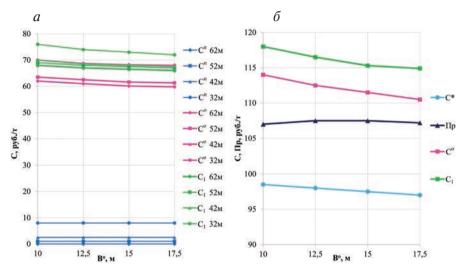


Рис. 4.15. Изменение рудничной себестоимости (a) и прибыли и себестоимости (δ) от B° и H_{43}^{nop} в варианте II.4.3 к

В варианте III.5.2 без изоляции минимум рудничной себесто-имости $c_{5.1}=75,32$ руб./т (рис. 4.16, a), себестоимости по ГОКу $c_{5.1}=124,27$ руб./т и максимум прибыли $\Pi p_{5.1}=112,24$ руб./т достигается при максимальной ширине блока $B_{5.1}^{\rm O}=17,5$ м и максимальной технически возможной глубине бурения $H_{\rm бур}^{\rm kap}=62$ м (рис. 4.16, δ). $K_{5.1}=1,145-1,209$. Меньшие его значения соответствуют максимальной $H_{\rm бур}^{\rm kap}=62$ м, большие — $H_{\rm бур}^{\rm kap}=32$ м.

Результаты расчетов прибыли Πp_{ij} и K_{ij} представлены в табл. 4.17. K_{ij} определяется отношением к рудничной себестоимости варианта технологии I.1.2 б, но без учета влияния специфических факторов, т.е. отработкой блока чисто подземным способом. Цветом выделены оптимальные значения.

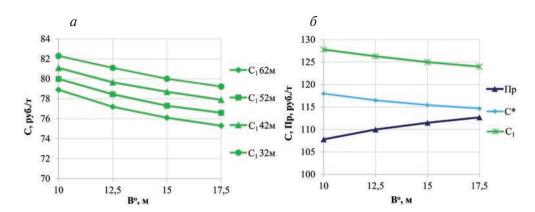


Рис. 4.16. Изменение рудничной себестоимости (*a*) и прибыли и себестоимости (*б*) от $B^{\rm O}$ и $H_{\rm form}^{\rm kap}$ в варианте III.5.2

Tаблица 4.17 Прибыль (руб./т) и K_{ii} (в знаменателе) по вариантам технологии

Ширина	Варианты технологии						
камер, м	I.1.2 a	І.1.2 б	I.2.2	I.3.2	II.4.3	III.5.2	
10	<u>106,45</u>	<u>114,5</u>	<u>101,61</u>	<u>116,73</u>	<u>107,07</u>	<u>108,06</u>	
10	1,172	1,055	1,24	1,024	1,375	1,145	
12,5	<u>108,4</u>	116,22	102,54	<u>117,35</u>	<u>107,75</u>	<u>109,98</u>	
12,3	1,165	1,056	1,26	1,04	1,373	1,145	
15	109,55	<u>117,46</u>	102,99	117,26	107,78	111,26	
13	1,163	1,056	1,27	1,059	1,372	1,147	
17.5	110,78	118,3	102,29	116,39	107,68	112,24	
17,5	1,154	1,052	1,29	1,081	1,371	1,146	

Анализ табл. 4.17 показывает, что при $B^{\rm O}=10$ —14 м наиболее эффективным является вариант I.3.2 этажно-камерной системы разработки основных запасов блока с твердеющей закладкой под сформированным на дне карьера искусственным изолирующим перекрытием. Оптимальная толщина искусственного перекрытия $h_{3.2}^{\rm nep}$ при ее прочности [$\sigma_{\rm cx}^{\rm nep}$] = 7 МПа составляет 4,3; 6,7; 8,5 м при $B_{3.1}^{\rm o}$, равной 10; 12,5; 14 м соответственно. При ширине камер основных запасов $B^{\rm O}=14$ —17,5 м наиболее эффективным является вариант технологии I.1.2 б с выемкой основных запасов блока по этажно-камерной системе разработки под рудным изолирующим целиком и обрушением его на выработанное пространство камеры и с последующей твердеющей закладкой. Оптимальная высота рудного изолирующего целика $H_{1.2}^{\rm II}$ составляет 14,9 и 19,6 м при $B_{1.2}^{\rm O}$ равной 15 и 17,5 м соответственно.

Видно, что даже наиболее эффективные варианты технологии отработки подкарьерных запасов имеют худшие ТЭП по сравнению с отработкой без влияния специфических факторов, при этом $K_{\rm руд}=1,024-1,056$. Эффект применения карьерного бурового оборудования даже в варианте III.5.2 не перекрывает ухудшение ТЭП от влияния AAC.

В связи с этим был разработан новый вариант отработки подкарьерных блоков, позволяющий использовать карьерные буровые станки и в наибольшей степени снизить влияние AAC [164—165]. Данный вариант геотехнологии идентифицируется как I.1.2в и заключается в том, что со дна карьера производится разбуривание основных запасов блока карьерным буровым станком СБШ-190/250-62 (рис. 4.17). Глубина бурения соответствует технически возможной 62 м, диаметр скважин — 200 мм. Одновременно с этим оформляется траншейная подсечка высотой 18 м, служащая при отбойке основных запасов блока компенсационным пространством. Руду отбивают горизонтальными секциями в направлении снизу вверх методом VCR. Путем замера глубины каждой скважины определяется положение поверхности забоя, после чего в конце скважины размещается забойка и ВВ и производится отбойка слоя. После выпуска отбитого слоя цикл повторяется.

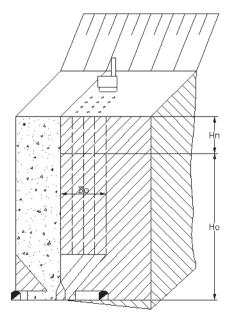


Рис. 4.17. Вариант I.1.2 в этажно-камерной системы разработки с отбойкой VCR под рудным целиком и последующим его обрушением

Высота камер основных запасов блока $H_{1.2\,\mathrm{B}}^{\mathrm{O}}$ определяется минимально геомеханически допустимой высотой рудного изолирующего целика (переходной зоны) $H_{1.2\,\mathrm{B}}^{\mathrm{\Pi}}$ для соответствующих значений $B_{1.2\,\mathrm{B}}^{\mathrm{O}}$. Запасы изолирующего целика отрабатывают аналогично варианту геотехнологии I.1.1 б, но с использованием для отбойки руды имеющихся в нем скважин, пробуренных станком ОГР. На данный способ разработки (при формировании целика выше дна карьера) получено авторское свидетельство на изобретение № 1767178 A1 [165].

В варианте I.1.2 в минимум рудничной себестоимости $c_{1.2~B}=60,19$ руб./т (рис. 4.18, a), себестоимости по ГОКу $c_{12\,B}=109,14$ руб./т и максимум прибыли $\Pi p_{12\,B}=127,61$ руб./т достигается при $B_{1.2\,B}^{\rm O}=15$ м и максимальной $H_{\rm бур}^{\rm kap}=62$ м (рис. 4.18, δ). При этом $K_{\rm руд}=0,878-0,93$. Это означает, что в данном варианте технологии положительный эффект применения карьерных буровых станков перекрывает отрицательное действие AAC.

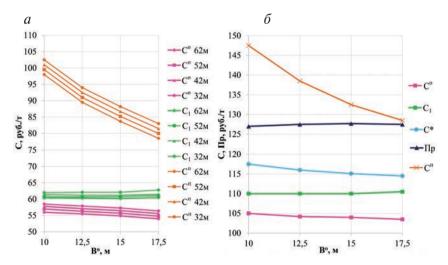


Рис. 4.18. Изменение рудничной себестоимости (*a*) и прибыли и себестоимости (*б*) от B_0 и $H_{\text{бур}}^{\text{кар}}$ в варианте I.1.2в

По проекту института «Унипромедь» в 1991—94 гг. для изолирования основных запасов северного фланга в этаже 380/340 м была создана в отметках 340/330 м изолирующая потолочина высотой 8—10 м по камерно-целиковой системе разработки с закладкой [28]. В соответствии с разработанной систематизацией этот вариант идентифицируется как I.2.2. Приняв его в качестве базового, проведена сравнительная оценка рассмотренных вариантов технологии (табл. 4.18).

Таблица 4.18 Т $\Theta\Pi$ вариантов технологии выемки подкарьерных запасов

Параметры,	Варианты геотехнологии							
показатели	I.2.2	I.1.2 a	І.1.2 б	I.3.2	II.4.3	III.5.2	І.1.2 в	
	баз.							
Оптимальные параметры								
блока, м:								
— ширина	15	17,5	17,5	12,5	15	17,5	15	
 высота камер основных 	66,5	60,4	60,4	80	80	80	65,1	
запасов								
 высота переходной зоны 	13,5	19,6	19,6	6,7	80	_	14,9	
(перекрытия, массива пород)								
Потери при добыче, %:								
основных запасов	3,4	4,1	3,1	2,6	9,4	3,1	2,8	
переходной зоны	1,5	4,2	3,1	_	_	_	2,8	
всех запасов	3,08	4,1	3,1	2,6	9,4	3,1	2,8	
Разубоживание при добыче, %								
основных запасов	5,4	5,2	5,2	5,7	9,6	5,2	5,4	
переходной зоны	4,0	4,0	5,2	_	_	–	5,4	
всех запасов	5,16	4,91	5,2	5,7	9,6	5,2	5,4	
Рудничная себестоимость								
добычи 1 т руды, руб./т:								
основных запасов	68,03	67,75	65,70	68,17	62,54	75,32	54,83	
переходной зоны	163,48	100,65	79,74	1,87	3,94	–	83,62	
всех запасов	84,14	75,81	69,14	70,04	66,48	75,32	60,19	
Себестоимость добычи 1 т	133,09	124,77	118,09	133,53	114,7	112,24	109,14	
руды по ГОКу, руб./т								
Коэффициент изменения	1,27	1,154	1,052	1,04	1,372	1,146	0,907	
рудничной себестоимости								
Прибыль, руб./т	102,99			117,35		112,24	127,61	
Удельный экономический эффект, руб./т	_	7,79	15,31	14,36	4,79	9,25	24,62	
Потенциальный годовой	_	6489	12753	11862	3990	7705	20508	
экономический эффект,								
тыс. руб.								

Эффективность варианта I.1.2 в очевидна во всем диапазоне геомеханически допустимых значений $B_0 = 10-17,5$ м (рис. 4.19). Прибыль Пр выше на 7,2—8,9% наиболее конкурентоспособных вариантов технологии с рудным изолирующим целиком I.1.2 б и с искусственным перекрытием на дне карьера I.3.2, и на 24—25,2% наименее эффективного — с искусственным изолирующим целиком I.2.2. Применение

вариантов технологии I.1.2 а, I.1.2 б, I.3.2, II.4.3, III.5.2, I.1.2 в вместо базового повышает прибыль на 7,6; 14,9; 13,9; 4,7; 9,0; 23,9% соответственно. Потенциальный экономический эффект составит 6,5, 12,8, 12,0, 4,0, 7,7, 20,5 млн руб./год.

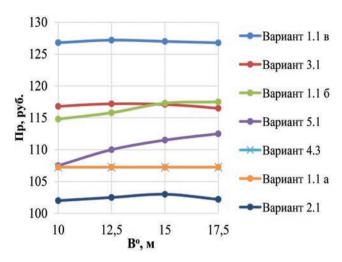


Рис. 4.19. Сравнение прибыли по вариантам технологии

С целью актуализации ЭММ была написана компьютерная программа «Выбор эффективного варианта технологии отработки переходной зоны» в приложении *Excel* пакета программ *Microsoft Office*, являющаяся надстройкой к программе «Выбор систем подземной разработки», созданной под руководством Ю. В. Волкова [30]. Работа с программой состоит в выполнении следующих этапов.

- 1. Группирование общей для всех вариантов технологии горно-геологической, горно-технической и геоэкономической информации в таблицах в листе *Microsoft Excel* «Общие данные».
- 2. Группирование информации для расчета коэффициентов изменения участковой себестоимости добычи и себестоимости рудничной вентиляции в таблицах в листе *Microsoft Excel* «Коэффициент».
- 3—11. Группирование горно-технической информации и расчет ТЭП по каждому варианту технологии в соответствующих листах *Microsoft Excel*. Для примера показан базовый «Вариант I.2.2».
- 12. Устанавливается следующее значение исследуемого параметра, производятся расчеты (этапы 1-11) и оценка каждого варианта.

Результаты расчетов — ТЭП по вариантам технологии группируются в листе *Microsoft Excel* «Таблица ТЭП» (рис. 4.20). Таким образом оценивается состояние *подсистемы очистная выемка* при комбинированной разработке месторождения в целом.

4	А В	C	D	E	F	G	Н	1	1	K
2	Наименование -	Вариант 1.2а 12,5 м	Вариант 1.26 12,5 м	Вариант 1.2в 10 м	Вариант 2.2 10 м 7 МНа	Вариант 3.1 10 м 7 МПа	Вариант 4.3а 17,5 м 120 м	Вариант 4.3б 17,5 м 40 м	Вариант 4.3в 17,5 м	Вариант 5.1 10 м
3										
5	Высота основной зоны, м	69	69	72,3	75,7	80	80	80	80	80
5	Высота переходной зоны, м	11	11	7,7	4,3	-	848	100	- 2	20
,	Высота твердеющей смеси (пород вскрыши), м	28	12	- 1	828	4,3	120	40	0	0
	Потери руды в основных запасах, %	3,0	3,0	2,3	2,4	2,3	10,1	10,1	10,1	2,3
	Разубоживание в основных запасах, %	5,7	5.7	6,1	6,1	6,1	9,6	9,6	9,6	6,0
)	Потери руды в переходной зоне, %	7,4	2,6	2,3	1,5		3.4%	(*)	•	*
	Разубоживание в переходной зоне, %	4,0	5,7	6,1	4,0	3(*)	S#3	0.00	- 53	- 53
	Коэффициент изменения затрат на ПНР	1	1	0,65	1	(178	9*8	S*8		0,87
	Коэффициент изменения затрат на бурение	1	1	0,7	1	850	3.53	(3 5 0)	**	0,85
	Коэффициент изменения затрат на вентиляцию	1,44	1,44	1,49	1,57	1374	1,13	1,2	1,36	1,28
	Коэффициент изменения участковой себестоимости	2,25	2,25	2,4	2,68	142	1,36	1,55	2,02	1,76
	Себестоимость отработки основных запасов, руб./т	1 310	1 308	1 259	1 322	1 322	1 135	1 129	973	1 259
	Себестоимость отработки перехдной зоны (создание изолирующего массива), руб./т	1 472	1 308	1 259	2 025	45	1 186	1 139	1 126	1 259
	Себестоимость отработки переходной зоны с учётом специфических факторов, руб./т	2 367	1 998	1 826	4 156	876	1 285	1 344	1 505	1 316
	Эксплуатационные затраты, тыс. руб.	416 267	407 276	308 543	345 047	312 540	477 670	475 975	486 467	320 898
	Извлекаемая ценность, тыс. руб.	602 882	607 010	488 835	488 577	488 835	787 164	787 164	787 164	488 835
	Прибыль, тыс. руб.	186 615	199 734	180 292	143 529	176 295	309 494	311 189	300 697	167 937
	Эксплуатационные затраты на 1 т погашаемых балансовых запасов, руб./т	1 476	1 444	1 365	1 527	1 383	1 209	1 205	1 232	1 420
	Удельная извлекаемая ценность на 1 т пагашаемых балансовых запасов, руб./т	2 138	2 153	2 163	2 162	2 163	1 993	1 993	1 993	2 163
	Прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов, руб./т	662	708	798	635	780	784	788	761	743

Рис. 4.20. ТЭП по вариантам технологии

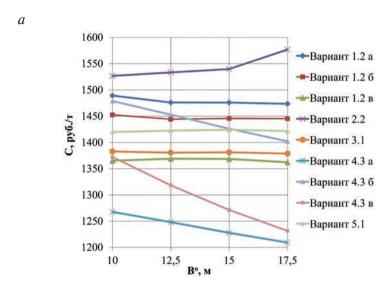
С целью уточнения характера установленных ранее зависимостей и определения эффективной технологии отработки переходной зоны уральского медноколчеданного месторождения (на примере Учалинского) в современных условиях была актуализирована ЭММ.

Зависимости удельных эксплуатационных затрат с учетом специфических факторов и извлекаемой ценности представлены на рис. 4.21, a, δ соответственно, прибыли на уровне ГОКа — на рис. 4.22.

Анализ результатов ЭММ показал:

— эффективность варианта I.1.2 в подтверждена во всем диапазоне геомеханически допустимых значений $B_0 = 10-17,5$ м. Пр выше на 2-3% наиболее конкурентоспособных вариантов технологии: с изоляцией искусственным перекрытием на дне карьера I.3.2 и частичным изолированием массивом разрыхленных пород II.4.3 а, и на 27-37% наименее эффективного — с изо-

ляцией искусственным монолитным целиком I.2.2. При этом $K_{\text{руд}} = 0.99 - 1.03$. Это означает, что в современных условиях положительный эффект применения *карьерных буровых станков* лишь нейтрализует отрицательное действие AAC. Это можно объяснить увеличением доли затрат на процессы, подверженных действию AAC, в себестоимости за последние 15 лет;



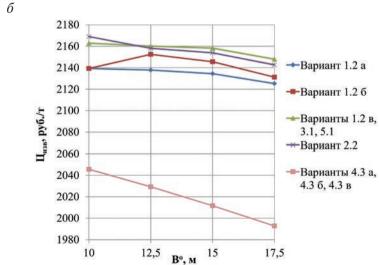


Рис. 4.21. Сравнение себестоимости (*a*) и извлекаемой ценности (*б*) по вариантам технологии

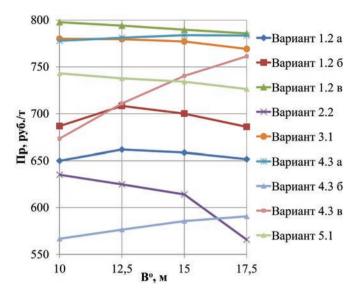


Рис. 4.22. Сравнение прибыли по вариантам технологии

- варианты этажного принудительного обрушения с отбойкой на компенсационные камеры и в зажатой среде под массивом разрыхленных пород на дне карьера (II.4.3 а, б) и этажного самообрушения (II.4.3 в) имеют наименьшую себестоимость 1210—1370 руб./т. Повышение эффективности технологии с обрушением по сравнению с технологией с закладкой можно объяснить увеличением доли затрат на закладочные работы (более быстрое удорожание закладочного материала) относительно других процессов добычи в себестоимости;
- при сохранении тенденции более быстрого роста затрат на закладочные работы по сравнению с другими процессами очистной выемки можно прогнозировать повышение конкурентоспособности технологии с обрушением руды и вмещающих пород даже при отработке ценных руд. Поскольку увеличение извлекаемой ценности за счет лучших показателей извлечения при системах разработки с закладкой перекрывает рост эксплуатационных затрат, особенно в отдаленных районах со сложными климатическими условиями (например, отработка кимберлитовой трубки «Удачная» системами с обрушением).

Выводы по главе 4

1. Произведена систематизация способов отработки переходной зоны, отличающаяся тем, что в основу разделения на классы

и группы положена техническая характеристика их основного специфического свойства — изолированность подземных выработок от карьерного пространства — описываемая степенью и способом изоляции. В качестве количественного критерия отнесения объекта к классу служит коэффициент изоляции $k_{\rm u}$, к группе — коэффициенты, описывающие влияние специфических факторов $K_{\rm yq}^{\rm AAC}$, $K_{\rm Beht}^{\rm Kap}$, и $K_{\rm пнр}^{\rm Kap}$, к варианту — способ управления горным давлением. В данной систематизации специфические факторы учитываются и управляются на определенных иерархических уровнях: AAC — при разделении способов на классы, использование карьерного бурового оборудования — на группы, повышенное горное давление — на варианты.

- 2. Разработана методика расчета извлекаемой ценности, эксплуатационных затрат и прибыли при выемке подкарьерных запасов, заключающаяся в учете специфических факторов через коэффициенты изменения себестоимости и изоляции, определенные для всех классов систем разработки и способов изоляции. В совокупности с компьютерной программой она представляет экономико-математическую модель, позволяющую выбрать оптимальные варианты и параметры подземной технологии при комбинированной разработке рудного месторождения.
- 3. Установлена для условий Учалинского медно-цинкового месторождения область изменения толщины рудного 7,7—19,6 м и искусственного 4,3—30,5 м изолирующего целика в зависимости от ширины камер 10—17,5 м (при прочности целика 3—7 МПа), являющейся предметом оптимизации по технологическим и экономическим критериям.
- 4. Установлена для условий рудника «Удачный» толщина породной предохранительной подушки по факторам: предотвращения УВВ и обеспечения удовлетворительного выхода негабарита $\leq 7\%$ при среднем диаметре куска подушки $d_{\rm cp} = 0.25$ м от 25 до 70 м в зависимости от высоты падения 145-270 м соответственно; предотвращения естественных тяг в результате ААС при средней температуре холодного периода -22.2 °С 30 м, 45 м и 55 м в зависимости от глубины ведения ПГР 670 м, 770 м и 870 м.
- 5. Создан новый вариант технологии (I.1.1 в), позволяющий в наибольшей степени использовать карьерные буровые станки и снизить влияние AAC за счет отбойки методом VCR

- (а. с. № 1767178 А1). При этом $K_{\text{руд}} = 0,88-0,93$. Данный вариант эффективен во всем диапазоне геомеханически допустимых значений параметров выемки подкарьерных запасов $B^{\circ} = 10-17,5$ м. ЭММ технологии отработки переходной зоны Учалинского месторождения на актуализированной модели подтвердило эффективность данного варианта. Однако в современных условиях положительный эффект применения карьерных буровых станков лишь нейтрализует отрицательное действие ААС ($K_{\text{пул}} = 0,99-1,03$).
- 6. Установлена высокая эффективность систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород. При сохранении тенденции более быстрого роста затрат на закладочные работы по сравнению с другими процессами очистной выемки можно прогнозировать повышение конкурентоспособности технологий с обрушением даже при отработке месторождений ценных руд.
- 7. Доказано, что использование карьерного бурового оборудования и формирование изолирующих рудных или искусственных монолитных массивов при этажно-камерной системе разработки с закладкой и массивов пород в разрыхленном состоянии при системах разработки с обрушением повышает эффективность и безопасность разработки переходной зоны рудного месторождения.

Глава 5. Изыскание перспективных вариантов подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

Обоснование подземной геотехнологии освоения подземных запасов восходящим способом

Установление целесообразности применения технологии восходящей выемки при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Изыскание технологии подземного выщелачивания при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Установление влияния экономических факторов на эффективность освоения уральских медноколчеданных месторождений

5.1. Обоснование подземной геотехнологии освоения подземных запасов восходящим способом

Рассмотренные варианты подземной геотехнологии соответствуют стратегии освоения месторождения, базирующейся на традиционном нисходящем порядке ведения ОГР и ПГР по последовательной схеме (см. рис. 2.3). При этом преимущества комбинации ОГР и ПГР почти во всех вариантах технологии нейтрализуются влиянием негативных специфических факторов. Поэтому актуальна выработка новых вариантов стратегии (и соответствующих технологий), позволяющих использовать преимущества открытого и подземного способов разработки не только переходных зон, но и всего месторождения. Идея применения восходящего способа выемки подземных запасов может лежать в основе такой стратегии.

Академик К. Н. Трубецкой [73, 166] определяет технологический аспект стратегии освоения недр как развитие малоотходных и ресурсосберегающих технологий, позволяющих максимально сократить или исключить образование отходов и сэкономить минеральные ресурсы при одновременном снижении трудовых, энергетических и материальных издержек. Понятие комплексного освоения недр расширено новым положением — созданием новых георесурсов путем перевода потенциальных в реальные. При этом в ближайшее время не следует ожидать создания каких-то прорывных, основанных на использовании нетрадиционных видов энергии и материалов, технологий [167, 168]. При изыскании новых технических решений в горном деле следует опираться на рациональное сочетание существующих технологий и поиск комбинаций известных процессов с привнесением новых элементов (технологических операций, технических средств, конструктивных элементов систем разработки), заимствованных, возможно, в иных классах систем разработки [169].

Концепция освоения рудных месторождений, в частности уральских, определена В.Л. Яковлевым, Ю.В. Волковым и О.В. Славиковским [83] как обеспечение бесконфликтного развития техно- и биосфер путем применения геотехнологий, обладающих малоотходными, ресурсосберегающими, ресурсовоспроизводящими и биосферно-улучшающими функциями. В соответствии с данной концепцией стратегия определена как способ планирования комплексного освоения месторождения на основе

взаимосвязанных мероприятий, учитывающих специфические условия разработки и особенности развития горно-металлургического комплекса региона, обеспечивающий конкурентоспособность получаемого рудного сырья и выполнение экологических требований [170—172]. При этом определяющую роль играет учет экологических факторов уже на стадиях изыскания и проектирования горнотехнических систем, а не разработка мероприятий по ликвидации негативных последствий.

Предложенная ИГД УрО РАН нетрадиционная подземная технология восходящей отработки месторождений в полной мере соответствует современной концепции освоения недр [83, 173—175]. Сущность восходящего способа состоит во вскрытии месторождения на всю глубину разведанных запасов и выемке месторождения с закладкой в направлении снизу вверх, начиная с нижнего этажа (яруса).

При восходящем способе возможны две схемы вскрытия и отработки:

- 1) вскрытие на всю глубину, оборудование одного концентрационного горизонта с дробильно-дозаторным комплексом (ДДК) из расчета приема всех вскрываемых запасов (рис. 5.1, *a*). Отработка месторождения восходящая поэтажная;
- 2) вскрытие на всю глубину, оборудование концентрационных горизонтов с ДДК на каждом ярусе (рис. 5.1, б). Отработка месторождения восходящая отдельными технологическими ярусами, высота которых соответствует шагу вскрытия; в пределах яруса восходящая поэтажная.

Выбор схемы зависит от запасов месторождения или яруса, для крупных месторождений предпочтительней вторая схема [176].

Стратегические преимущества восходящего способа отработки глубокозалегающих месторождений состоят в следующем:

- 1) возможность использования выработанного пространства в качестве емкостей для складирования отходов как горнорудных предприятий, так и других отраслей промышленности, особенно экологически опасных [177];
- 2) при размещении обогатительного производства в подземных выработках возможно все образующиеся отходы утилизировать в шахте без выдачи на поверхность. При добыче магнитных руд это составляет при сухой магнитной сепарации 30—40% от объема добытой рудной массы, при мокрой сепарации до 60%. Концентрат транспортируется к стволу, хвосты (закладочный материал) в отработанные камеры;

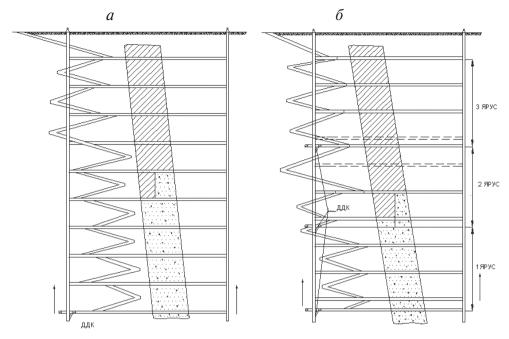


Рис. 5.1. Схемы восходящей отработки месторождения: a — этажами; δ — ярусами

- 3) существенное снижение вредного влияния ПГР на окружаюшую среду за счет длительного обеспечения сохранности водозащитного слоя и дневной поверхности. Дренаж вод происходит с ограниченного 1—2 рабочими этажами массива горных пород, что препятствует развитию депрессионной воронки;
- 4) возможность оперативного изменения в зависимости от горногеологических и горнотехнических условий параметров подземной геотехнологии (высота этажа, подэтажа);
- 5) при комбинированной разработке месторождения восходящая выемка подземных запасов практически весь период осуществляется с полной изоляцией рудным целиком, следовательно, не образуется *переходная зона*, что исключает негативное влияние специфических факторов.

Установлено, что восходящий способ имеет ряд чисто технологических преимуществ по сравнению с традиционным нисходящим способом [174, 175].

1. Повышается безопасность ПГР. Исследования, проведенные лабораторией геодинамики и горного давления ИГД УрО РАН,

позволили выявить геомеханические особенности восходящей выемки мощных крутопадающих месторождений в тектонически напряженных массивах пород:

- снижение уровня напряжений в наиболее ответственных конструктивных элементах системы разработки (кровля камер, целики, призабойный массив) при отработке нижних горизонтов (до 1000 м). Так, при выемке залежей мощностью 20—60 м и при угле падения 60—80° напряжения могут быть снижены в 1,5—2,0 раза по сравнению с нисходящей выемкой;
- технологическая разгрузка тектонических напряжений на участке расположения выработок выпуска и доставки, чем обеспечивается их устойчивость и защита от геодинамических явлений;
- повышение устойчивости висячего бока камер и всей толщи налегающих пород, чему способствует возможность качественного заполнения выработанного пространства закладкой любого состава.
- 2. Исключается разубоживание закладочным материалом. Известно, что при отработке камер первой очереди на уральских медноколчеданных месторождениях кровля вышележащих камер, представленная закладкой, обрушается на высоту 4 м, а в камерах второй очереди до 8 м, разубоживание от закладки достигает 6%. Экономический эффект от снижения разубоживания закладкой составит:

$$\Theta_{3} = \frac{1-\Pi}{1-P_{1}} (\Pi_{1} - C) - \frac{1-\Pi}{1-P_{2}} (\Pi_{2} - C), \text{ py6./T},$$
(5.1)

где Π , P_1 , P_2 — коэффициенты потерь и разубоживания без учета засорения закладочным материалом и с его учетом, соответственно, доли ед.;

 \coprod_1 , \coprod_2 — извлекаемая ценность добытой руды без учета разубоживания закладочным материалом и с его учетом, соответственно руб./т; C — эксплуатационные расходы, руб./т.

Удельный экономический эффект от снижения разубоживания закладкой составит 12 руб./т. При добыче рудником 3 млн т руды в год потенциальный экономический эффект достигает 36 млн руб.

3. Возможность размещения в шахте всей породной массы, поступающей из проходческих забоев. Объем породы достигает

100—150 тыс. м³/год. Поскольку подготовительные работы ведутся на вышележащих по отношению к очистным работам этажах, то порода может перепускаться вниз по восстающим выработкам сразу в отработанные камеры. Экономический эффект от размещения породы в камерах достигается за счет исключения процессов по выдаче породы на поверхность и определяется по формуле:

$$\Theta_{\Pi} = \left(C_{\text{TP}} + C_{\text{nog}} + C_{\text{or}}\right) \cdot Q_{\Pi}, \text{ py6.}$$
 (5.2)

где $C_{\text{тр}}$, $C_{\text{под}}$, $C_{\text{от}}$ — затраты на ВШТ, подъем и транспорт до отвала, соответственно, руб./т;

 Q_{Π} — количество выдаваемой из шахты породы, т/год;

Затраты на ВШТ, подъем и транспорт до отвала 1 т породы составляют 25,2 руб. При выемке 100 тыс. м³ породы объемным весом 2,5 т/м³ экономический эффект составит 6,3 млн руб. в год.

- 4. Исключается плата за размещение породы и хвостов в отвалах. В Свердловской области установлен норматив ежегодной платы за загрязнение окружающей среды для нетоксичных отходов 0,2 руб./т, для токсичных отходов IV класса 157 руб./т с тенденцией к увеличению [178].
- 5. Уменьшается стоимость закладки. При нисходящей выемке нормативная прочность закладки, формирующей кровлю нижележащих камер, составляет не менее 5 МПа. При восходящей отработке обнажаются только бока камер, поэтому нормативную прочность закладки можно снизить в 2—3 раза, до 1,5—2 МПа. В результате уменьшается расход цемента в 1,5—2 раза (на 60—90 кг/м³), а себестоимость закладки на 30—35% (см. 4.24 и табл. 4.5).
- 6. Уменьшаются эксплуатационные затраты на добычу вследствие снижения удельного объема ПНР в 1,2—1,7 раза из-за упрощения конструкции днищ очистных блоков путем сокращения количества выработок выпуска и размещения их преимущественно в лежачем боку рудного тела.

Таким образом, экологическая безопасность восходящей выемки достигается путем повышения уровня качества окружающей среды за счет сохранения земной поверхности, утилизации в выработанном пространстве породы от ГПР и отходов горно-обогатительного производства. Промышленная безопасность достигается путем максималь-

ного снижения напряжений в 1,5-2 раза в зоне ведения очистных работ за счет разгрузки и повышения устойчивости кровли очистных камер, представленных рудным массивом, а не закладкой. Экономическая эффективность достаточно очевидна, так, себестоимость добычи можно снизить на 20-30% за счет [179]:

- уменьшения расхода цемента на закладку в 1,5-2 раза;
- применения породной и малопрочной закладки вместо твердеющей;
- снижения разубоживания от закладки в 2 раза;
- исключения процессов транспортирования, подъема и складирования породы от горно-проходческих работ;
- исключения платы за загрязнение окружающей среды (сотни, а в ближайшем будущем тысячи рублей за 1 т складирования отходов);
- снижения удельного объема ПНР в 1,2—1,7 раза из-за возможности упрощения конструкции днищ очистных блоков.

5.2. Установление целесообразности применения технологии восходящей выемки при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Целесообразность восходящей отработки месторождений определяется экономической эффективностью на основе проработки конкретных вариантов вскрытия и очистной выемки. По сравнению с традиционным вскрытием восходящая выемка характеризуется практически единовременным инвестированием значительных финансовых средств на проходку стволов, их армирование и оборудование [179, 180]. С другой стороны, величина капитальных затрат на строительство рудника снижается за счет исключения затрат на проходку выработок углубочных комплексов, а главное, за счет уменьшения стоимости проходки стволов по сравнению с их углубкой. По данным А. С. Воронюка [181], если средняя скорость проходки вертикальных стволов шахт Кривбасса в 1960—1984 гг. возросла с 20 до 70 м/месяц, то скорость углубки — с 10 до 18 м/месяц и в среднем не превышала 15 м/месяц. При этом стоимость проходки стволов в среднем в 2—3 раза ниже стоимости их углубки. Для использования преимуществ восходящей выемки необ-

ходима разработка технических решений, позволяющих путем управления напряженно-деформированным состоянием снизить концентрацию напряжений в конструктивных элементах системы разработки. При комбинированной разработке известен ряд технических решений по восходящей выемке.

Для мощных наклонных и пологих месторождений ИГД УрО РАН разработан вариант камерно-целиковой системы с породной закладкой и восходящей выемкой (рис. 5.2). Целики могут быть податливыми и за счет этого сохранять устойчивость. Технология внедрена при отработке Гологорского участка Саткинского месторождения магнезитов. Наличие над добычными участками шахты Гологорского карьера, заполненного отвальными породами, значительно осложняет ведение ПГР [182]. Параметры очистных выработок: ширина — 8 м, высота — 10 м, длина — 50 м, равна средней горизонтальной мощности рудного тела. Высота блока 80 м, равна высоте этажа.

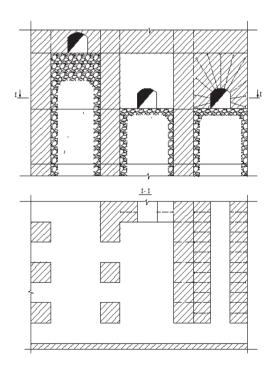


Рис. 5.2. Восходящая камерная выемка с сухой закладкой

Известен вариант системы разработки подкарьерных запасов с самообрушением руды (рис. 5.3). После достижения карьером предель-

ной глубины, подземные запасы отрабатывают снизу вверх, применяя систему с самообрушением руды с минимальным объемом ПНР и буровзрывных работ. Аналогом является разработка медного месторождения Палабора, трубок Премьер и Финш (ЮАР) [12—14]. Вариант перспективен как альтернатива этажному принудительному обрушению, например для отработки трубки «Удачная» [77, 183]. Для более быстрого раскрытия трещин с целью повышения скорости и эффективности процесса самообрушения возможно принудительное воздействие на рудный массив БВР или безвзрывное воздействие (например, используя эффект аномально низкого трения под воздействием волн маятникового типа [184]).

Известны технические решения (В.А. Осинцев и др.) по открытоподземной разработке месторождений с развитием ПГР камерными системами снизу вверх и заполнением выработанного пространства вскрышными породами из карьера [185]. Потолочины, разделяющие ОГР и ПГР, формируют треугольной формы под углом естественного откоса складируемых вскрышных пород с целью обеспечения полноты заполнения выработанного пространства.

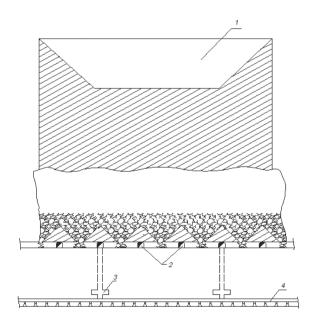


Рис. 5.3. Отработка месторождения снизу вверх с самообрушением руды:

1 — карьер; 2 — выработки доставки; 3 — участковые дробилки; 4 — конвейер

- И.Т. Слащилиным [186] теоретически обоснованы схемы с ярусным вскрытием и восходящей выемкой этажей в пределах яруса, как более предпочтительные и применимые для высокомеханизированных шахт, использующих СО. Данная технология с восходящим порядком отработки этажей позволяет использовать все достоинства систем разработки с закладкой, включая формирование комбинированного искусственного массива по высоте в нижней части из твердеющей закладки, выше малопрочной и сыпучей.
- Э. И. Богуславский [187] рекомендует применять для отработки крутопадающих рудных тел комбинированный восходяще-нисходящий порядок вскрытия и разработки, повышающий безопасность и эффективность горных работ.
- И. Н. Савич [188] предлагает при заполнении камер использовать малопрочную твердеющую закладку или разнопрочную с использованием сухой и твердеющей закладки. Технология предусматривает формирование твердеющей закладки вокруг сухой. Известны также предпроектные проработки восходящей выемки с применением камерной системы разработки с закладкой [189]. Сравнение с нисходящей выемкой показало экономическую эффективность восходящего способа отработки Озерного медноколчеданного месторождения за счет меньшего объема ПНР, упрощения организации работ по отработке, закладке и проветриванию, сокращения затрат на закладку. Данные технические решения пока не нашли практического применения, но подтверждают правильность выбранного направления исследований.
- А. В. Зубковым и др. установлено, что для снижения способности приконтурного массива к накоплению больших запасов потенциальной энергии упругой деформации отработку месторождений следует вести ромбовидными камерами. Буро-закладочная выработка проходится и крепится в верхней части камеры в зоне концентрации напряжений. В случае необходимости кровлю и стенки камеры укрепляют штанговой крепью. Бурение, отбойку и выпуск руды осуществляют в условиях устойчивых обнажений. Выработки днища располагают в породах лежачего бока. Отработка месторождения средней мощности ведется камерами по простиранию (рис. 5.4, a), мощных вкрест простирания рудного тела (рис. 5.4, b).

Выполненный анализ позволяет выделить три основные группы факторов, определяющих рациональную область применения восхо-

дящей отработки месторождений: природные, технологические, особенности развития горнодобывающего региона.

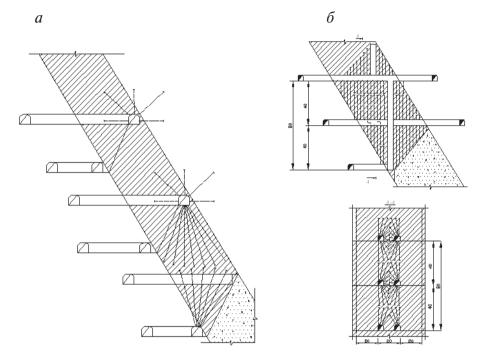


Рис. 5.4. Восходящая отработка месторождения камерами с закладкой a — средней мощности, δ — мощного

Из природных факторов определяющее значение имеют горно-геологические условия месторождения, его параметры, качественные характеристики. Восходящая отработка месторождений наиболее целесообразна при освоении крутопадающих месторождений любой мощности и мощных линзо- и пластообразных пологих залежей. Сравнительно небольшая ценность руд, качественная неоднородность распределения полезного ископаемого месторождения также создают благоприятные условия для применения восходящего способа.

Среди технологических факторов, оказывающих существенное влияние на область применения восходящей отработки месторождений, наиболее значимым является класс систем разработки, определяющий возможность заполнения выработанного пространства, в том числе размещение отходов горного производства. Таким образом, восходящая

отработка месторождений технически возможна как при системах с открытым выработанным пространством, так и с закладкой выработанного пространства. При этом абсолютный приоритет имеют системы с закладкой, обеспечивающие минимальные потери полезных ископаемых в недрах. Опыт показал, что применение камерных вариантов системы с закладкой возможно на глубинах более 1 км (Гайский рудник). Системы горизонтальных слоев снизу вверх широко используются в практике (рудники Норильского комбината, комбинат «Магнезит»), но не привносят специфику в восходящий способ отработки месторождения.

Характерной особенностью развития Уральского горнопромышленного региона является острый дефицит в сырье, который испытывает металлургический комплекс, и неблагоприятная экологическая обстановка. Размещение отходов производства в шахте позволяет существенно снизить уровень техногенных нагрузок и тем самым повысить рентабельность добычи. Так, внедрение восходящего способа отработки калийных месторождений Предкарпатья и размещение отходов обогащения в выработанном пространстве позволяют обеспечить высокую эффективность производства [190].

На основе анализа сырьевой базы Урала, изучения природных и технологических факторов выявлены потенциальные объекты, где целесообразно применение восходящего способа отработки [178, 192] (табл. 5.1). Потенциальными объектами восходящего способа могут быть эксплуатируемые месторождения с ограниченными запасами, дорабатываемые подземным способом (Сафьяновское, Камаганское, Тарньерское, Джусинское, Западно-Озерное), а также Ново-Учалинское и Озерное месторождения [194].

Наиболее перспективным для восходящей отработки определено Ново-Естюнинское железорудное месторождение с глубиной залегания до 800—1500 м и значительными запасами руды (до 270 млн т). Горный массив устойчив, содержание полезного компонента в нем неоднородно, руды легкообогатимые на основе сухой (СМС) и мокрой магнитной (ММС) сепарации. В связи с этим технически возможна восходящая камерная выемка запасов месторождения с заполнением выработанного пространства породой и отходами обогащения и последующей отработкой целиков. Для Ново-Естюнинского месторождения была сконструирована подэтажно-камерная система разработки снизу вверх с закладкой и податливыми межблоковыми целиками (МБЦ) (рис. 5.5).

Таблица 5.1

Горно-геологическая характеристика наиболее перспективных для внедрения восходящего способа

рудных месторождений Урала

	-						
Регионы, месторождения	Вид и содержа-	Запасы,	Глубина	Форма залегания	Угол	Мош-	Коэффи-
и предприятия	ние полезного	млн т	залега-	залежи	падения,	HOCTB,	циент
	ископаемого		ния, м		град.	M	крепости
	Œ	ксплуатир	уемые мес	Эксплуатируемые месторождения			
1. Естюнинское	Fe 30–32 %	275	до 1500	пластообразная	ot $30 \text{Mo} 50 -$	or 12–15	12–16
(Высокогорский ГОК)	(в среднем)				70	до 60—70	
2. Гайское	Cu	Более	700-1800	линзообразная	08-09	20-50	12-14
(Гайский ГОК)	2,1%	100					
3. Тарньерское	Cu	3,7	009 оп	крутопадающая	06-08	4-80	12–14
(Свердловская область)	1,43–1,94%						
4. Западно-Озерное	Cu	47	м 095 од	крутопадающая	80-85	12–28	12-14
(Учалинский ГОК)	1,8–2,5%						
5. Камаганское	Cu	6,0	до 240 м	пластообразная	20-40	5-15	12–14
(Башкортостан)	1,8–2,5%						
6. Джусинское	Cu	2,5	до 400 м	крутопадающая	06-02	3-15	8-14
(Оренбургская обл.)	1,8–2,5%						
7. Сафьяновское,	Cu	11	до 500 м	крутопадающая	08-09	30-50	12–14
(Уралэлектромедь)	1,8–2,5%						
		Новы	Новые месторождения	дения			
1. Ново-Учалинское	Cu	Более	800-1200	линзообразная	70-80	20–45	12–14
(Башкортостан)	1,8–2,5%	100		1			

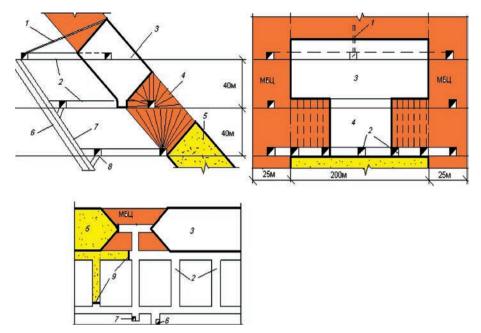


Рис. 5.5. Камерная система разработки снизу вверх с закладкой: 1 — закладочная скважина, 2 — погрузочные орты, 3 — отработанная камера, 4 — отрабатываемая камера, 5 — закладка, 6 — BXB, 7 — рудоспуск, 8 — доставочный штрек, 9 — закладочная перемычка

Сравнительная экономическая оценка традиционной (нисходящей) и восходящей выемки проведена с использованием результатов ТЭО вскрытия и разработки гор. 320—1020 м шахты «Естюнинская», разработанного институтом «Уралгипроруда». Исходя из проектных объемов проходческих работ распределены ГКР и инвестиции для двух вариантов [79]:

- базовый поэтапное вскрытие и отработка сверху вниз в три очереди. После пуска шахты и достижения ею проектной мощности 4 млн т руды в год (первая очередь строительства) предусматривается последующее поэтапное вскрытие (углубка стволов) и подготовка запасов для поддержания проектной мощности;
- вскрытие сразу на всю глубину месторождения до гор. 1020 м и восходящая отработка.

Экономическая оценка проводилась по общепринятой методике [123], по критерию ЧДД и сроку окупаемости инвестиций (простому и дисконтированному). Учитывались капитальные и эксплуатационные затраты, налоги (НДС 20% и налог на прибыль 25%). Норма

дисконта принята 12%. Анализ запроектированной схемы вскрытия Естюнинского месторождения (пять стволов с четырьмя клетевыми подъемами и одним рудоподъемным скиповым стволом) позволил сделать вывод, что при ликвидации подъема на поверхность пустых пород один из клетевых подъемов и, соответственно, один ствол можно исключить. Эксплуатационные расходы на добычу руды принимались:

- для нисходящей отработки по средней фактической себестоимости добычи руды на крупных рудных шахтах Урала на момент выполнения расчетов 135 руб./т;
- для восходящей выемки исходя из следующих соображений. Удорожающими факторами восходящей выемки является увеличение высоты подъема руды и водоотлива. На основании анализа себестоимости добычи руды на уральских рудных шахтах увеличение затрат на подъем руды и водоотлив прогнозируется на уровне 2% себестоимости добычи руды. Снижение себестоимости при восходящей выемке достигается за счет снижения затрат на крепление выработок днища блока, а также некоторого повышения показателей извлечения руды. В соответствии с этим достигается экономия около 4% от себестоимости добычи. Применение малопрочной закладки позволяет сократить ее стоимость на 15-20%. Размещение пустых пород от проходки выработок в выработанном пространстве (10-12% от объема добычи руды) позволяет, соответственно, уменьшить объем закладки и исключить затраты на складирование пустых пород в отвал. За счет вышеперечисленных факторов можно прогнозировать снижение себестоимости добычи на 8-12%, что заметно перекрывает влияние удорожающих факторов. Но основные преимущества восходящей выемки заключаются в использовании более эффективных систем разработки, повышении показателей извлечения руды за счет резкого снижения разубоживания ее закладкой. В сумме себестоимость добычи может быть снижена на 25 % до 108 руб./т. При этом учтено, что при нисходящей выемке себестоимость добычи увеличивается на 4-5% на каждые 100 м глубины разработки, а при восходящей выемке она будет уменьшаться (в расчетах принималось 3% на 100 м снижения глубины горных работ).

Сравнение финансовых результатов показывает, что ЧДД основных вариантов практически одинаков, а срок окупаемости капитальных

вложений составляет, соответственно, 10 и 11 (простой), 14 и 15 (дисконтированный) лет (табл. 5.2). С учетом ликвидации одного клетевого ствола существенно увеличивается эффективность восходящего способа — ЧДД выше на 23%, индекс доходности (ИД) — на 10% при одинаковом дисконтированном сроке окупаемости капвложений 14 лет. Увеличение срока ввода шахты в эксплуатацию на 1 год при вскрытии на всю глубину приводит к некоторому замораживанию капитальных вложений, но в целом этот ущерб не настолько существенен, а общая сумма капитальных вложений меньше на 60 млн руб.

Таблица 5.2 Сравнение финансовых результатов вариантов вскрытия и отработки Ново-Естюнинского месторождения

Показатели	Нисходящий способ вскры- тия и отработки	Восходящий способ вскрытия и отработки стволами:	
		ОАТКП	четырьмя
Чистый дисконтированный доход, млн руб.	127,1	128,1	156,2
Внутренняя норма дохода, %	16,9	15,6	16,7
Индекс доходности, доли единицы	1,26	1,26	1,36
Срок окупаемости капвложений, лет:			
простой	10	11	11
дисконтируемый	14	15	14
Продолжительность строительства, лет	10	11	11
Общая сумма капвложений за 20 лет, млн руб.	736,8	736,8	676,1

Из числа действующих предприятий по добыче руд цветных металлов целесообразно рассмотреть эффективность применения восходящего способа при отработке глубоких горизонтов Гайского месторождения. Запасы руды на нижних горизонтах Гайского месторождения значительны, и для их отработки целесообразны специальные рудоподъемные стволы с поверхности. Переход на восходящий способ отработки упростит технологию закладочных работ, обеспечит безопасность очистной выемки, появится реальная возможность применить технологию добычи с предконцентрацией рудной массы и размещением отходов обогащения в выработанном пространстве.

В основе изыскания и конструирования систем разработки должны лежать общие принципы восходящей выемки. На основании анализа нами сформулированы принципы восходящей выемки для разработки междуярусного целика Гайского медноколчеданного месторождения [191], сохраняющие, на наш взгляд, пригодность и для других рудных месторождений.

- 1. Безопасность горных работ при отработке смежных (вышележащего и нижележащего) этажей путем применения безопасной конструкции системы разработки.
- 2. Полнота выемки запасов смежных этажей.
- 3. Минимальное нарушение конструктивных элементов (кровли и стенок) отрабатываемых камер нижележащего этажа путем применения щадящих методов и параметров БВР.
- 4. Сохранение максимально возможной устойчивости рудного массива и вмещающих пород висячего и лежачего боков подрабатываемого (вышележащего) этажа за счет придания устойчивой формы (например, ромбовидной) кровле нижележащих камер.
- 5. Полнота заполнения камер нижележащего этажа путем придания наклона кровле камер выше угла растекания закладочного материала и соответствующего расположения закладочных выработок.
- 6. Заблаговременное целенаправленное создание рациональных днищ камер вышележащего этажа путем формирования кровли отрабатываемых нижележащих камер.
- 7. Рациональность (простота) конструкции системы разработки и технологичность (удобство) выполнения основных и вспомогательных технологических процессов отработки запасов смежных этажей.
- 8. Интенсивность отработки запасов смежных этажей за счет высокой производительности труда путем применения высокопроизводительного СО на основных и вспомогательных технологических процессах.
- 9. Экономическая эффективность отработки запасов смежных этажей.

Эти принципы легли в основу разработки технологии восходящей выемки при разработке междуярусного целика (МЯЦ) Гайского медноколчеданного месторождения в этаже 830/910 м [191]. Его отработка предполагается после полной отработки как верхнего 750/830 м, так

и нижнего 910/990 м этажей. Особенностями горно-геологических условий данного участка месторождения являются: мощность рудного тела 40 м, угол падения $60-70^\circ$ и наличие неустойчивых вмещающих пород мощностью от 2 до 20 м, которые при подработке отслаиваются и обрушаются в очистное пространство камер. Например, в этаже 670/750 м из 49 камер 18 было отработано в неустойчивых вмещающих породах. В итоге при традиционных параметрах камеры (длина — 40 м, высота — 80 м и ширина — 20 м) разубоживание повышается до 20%, снижается безопасность горных работ, ухудшается эффективность добычи и обогащения. Опыт применения технологии камерной выемки с твердеющей закладкой показал, что выемку запасов блока рационально осуществлять при одинаковой ширине камер I, II и III очередей (в данном случае — 20 м) и при уменьшенной их высоте [193].

При конструировании вариантов отработки МЯЦ руководствовались вышеприведенными принципами восходящей выемки. Для полноты закладки и повышения устойчивости вышележащего рудного массива кровле камер придается уклон больше угла растекания закладочной смеси (более 6°). Расположение буро-вентиляционного орта в кровле камеры обеспечивает: полноту закладки, качественное формирование кровли (в поперечном сечении — треугольной или сводчатой, в продольном — треугольной или наклонной) и эффективное проветривание. Сконструировано три варианта технологии отработки МЯЦ:

- 1) этажно-камерная система разработки на первом этапе основных камерных запасов блока высотой 80 м (базовый вариант), на втором запасов рудного «хребта» с торцовым выпуском руды;
- 2) подэтажно-камерная система разработки на первом этапе верхнего подэтажа высотой 40 м с площадным выпуском, на втором нижнего подэтажа высотой 40 м с торцовым выпуском;
- 3) подэтажно-камерная система разработки на первом этапе верхнего подэтажа высотой 54 м с площадным выпуском, а затем нижнего высотой 26 м с торцовым выпуском (рис. 5.6).

Технологические преимущества варианта 3 состоят в том, что основная часть запасов отрабатывается по традиционной технологии, а нижняя, находящаяся в наиболее сложных геомеханических условиях, — сплошным порядком камерами минимальной высоты 26 м, но с большей интенсивностью за счет меньших запасов очистных камер.

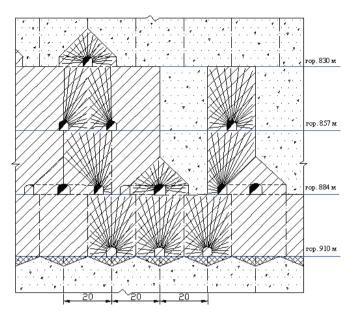


Рис. 5.6. Подэтажно-камерная система разработки МЯЦ с закладкой

В результате ЭММ установлено, что наиболее эффективным является вариант 3 — прибыль в 1,9-1,2 раза больше, чем при базовом и варианте 2 соответственно (табл. 5.3).

Таблица 5.3 ТЭП вариантов разработки МЯЦ Гайского месторождения

№	Технико-экономические	Вариант		
п/п	показатели	1	2	3
1	Разубоживание, %	16,0	10,2	10,2
2	Потери, %	2,8	5,7	4,8
3	Объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т руды	38,7	48,3	42,3
4	Удельные затраты на подготовительно-на- резные работы, руб./т	43,3	54,1	47,3
5	Удельные затраты на отбойку руды, руб./т	62,2	62,2	62,2
6	Удельные затраты на выпуск и доставку руды, руб./т	60,4	54,8	55,3
7	Удельные затраты на закладочные работы, руб./т	68,5	65,1	65,7
8	Итого по камере, руб./т	234,4	236,2	230,5
9	Транспорт и подъем руды, руб./т	66,7	60,5	61,1
10	Перевозка шахтной руды до ОФ, руб./т	12,2	11,1	11,2
11	Обогащение руды, руб./т	243,3	220,8	222,9

	_	_	1
Окончание	mana	`	≺.
OKUMUMU	muon.	J.,	,

No	Технико-экономические		Вариант	
п/п	показатели	1	2	3
12	Прочие затраты, общецеховые и непроизводственные расходы, руб./т	167,3	167,3	167,3
13	Итого удельные затраты на добычу и обо- гащение, руб./т	723,9	695,9	693,0
14	Извлекаемая ценность, руб./т	761,9	758,6	766,3
15	Прибыль, руб./т	38,0	62,7	73,3

В свете вышесказанного предложены перспективные варианты подземной геотехнологии при комбинированном способе разработки глубокозалегающих рудных месторождений Урала, основанные на восходящей выемке (табл. 5.4).

Таблица 5.4 Перспективные варианты подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

Существующая	Альтернативная (нетрадиционная) технология
технология	
	Малые месторождения
Вскрытие двумя вер-	Вскрытие автотранспортным уклоном из карьера,
тикальными стволами	вспомогательным уклоном с поверхности. Поэтап-
(клетевым и скиповым)	ный (поэтажный) ввод рудника в эксплуатацию.
на один-два этажа высо-	Отработка месторождения ведется сверху вниз при
той 50-60 м с последую-	его залегании на 150-200 м ниже дна карьера. При
щей углубкой. Отработка	большей глубине распространения запасов место-
ведется сверху вниз.	рождение отрабатывается снизу вверх.
	Средние месторождения
Вскрытие двумя вер-	Вскрытие автотранспортным уклоном из карьера
тикальными стволами	и вспомогательным вертикальным стволом при глу-
(скиповым и клетевым)	бине залегания свыше 500-600 м. При меньшей глу-
и наклонным съездом	бине вместо вертикального ствола проходится авто-
на один-два этажа высо-	уклон.
той 60-80 м с последую-	Отработка ведется снизу вверх или сверху вниз эта-
щей углубкой. Отработка	жами высотой 100-120 м.
ведется сверху вниз.	ОГР и ПГР ведутся независимо друг от друга.
	Крупные месторождения
Вскрытие тремя-четырьмя	Вскрытие вертикальными стволами (скиповым, кле-
стволами (скиповым, кле-	тевым и вентиляционным) и наклонным съездом
тевым, закладочным, вен-	на всю глубину месторождения (яруса).
тиляционным) и наклон-	Отработка в ярусе ведется снизу вверх этажами высо-
ным съездом на три этажа	той 100—120 м.
высотой 80 м. Отработка	Ярусы отрабатываются независимо друг от друга.
ведется сверху вниз.	ОГР и ПГР ведутся независимо друг от друга.

5.3. Изыскание технологии подземного выщелачивания при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Ежегодный объем выработанного пространства, подлежащий заполнению закладочным материалом, на медноколчеданных месторождениях Урала составляет 2,2 млн м 3 (табл. 5.5) [46]. Рассматривая этот объем как потенциальный георесурс для складирования отходов, при определенных условиях можно утилизировать около 4,0 млн т сульфидсодержащих хвостов обогащения, в которых содержится около 12 тыс. т меди (при содержании меди в хвостах 0,3%). При среднем содержании меди в добытой руде 1,2% — это равно годовой производственной мощности крупного подземного рудника 1,0 млн т.

Таблица 5.5 Показатели уральских медных рудников

Рудник	Производственная мощность, млн т/год	Годовой объем закладки, млн м ^{3/} т	Количество меди в хвостах обогащения, т
Гайский	4,5	1,2/2,1	6300
Узельгинский	2,4	0,6/1,1	3060
Учалинский	1,4	0,3/0,7	1800
Молодежный	0,4	0,1/0,2	600
Бурибайский	0,1	0,025/0,05	150
Итого	8,8	2,2/4,0	11910

В настоящее время физико-техническая технология подземной разработки медноколчеданных месторождений предусматривает нисходящий стадийный порядок выемки запасов камерами с последующей закладкой выработанного пространства. При этом применение в качестве закладки хвостов обогащения возможно, очевидно, только при заполнении камер второй очереди. Известно, что наиболее существенными факторами, влияющими на процесс извлечения металлов из хвостов обогащения в раствор, являются: концентрация и расход растворителя, температура окружающей среды и фильтрационные свойства вышелачиваемого массива.

Шахтная вода имеет кислую среду и сравнительно высокое содержание меди (до $250 \, \text{мг/л}$) и цинка (до $200 \, \text{мг/л}$), что в $4-5 \, \text{раз}$ превышает промышленную концентрацию металлов в растворах, пригодных для гидрометаллургической переработки. Использование шахтной воды

одновременно в качестве выщелачивающего раствора и техногенного ресурса физико-химической геотехнологии позволит существенно снизить расход серной кислоты и повысить извлечение полезного компонента из продуктивного раствора [216].

Подземное выщелачивание меди из хвостов, размещаемых в выработанном пространстве, позволяет производить работы всегда при положительных значениях температур, а значит, круглогодично. С опусканием горных работ температура повышается в соответствии с геотермическим градиентом, что положительно влияет на скорость выщелачивания ценных компонентов из хвостов. Кроме того, медноколчеданные руды имеют свойство выделять значительное количество тепла при окислении, что является дополнительным источником повышения температуры окружающей среды.

Таким образом, подземная разработка медноколчеданных месторождений камерными системами с закладкой является перспективной в качестве объекта физико-химических технологий — складирования и выщелачивания хвостов обогащения в камерах. При этом потенциально опасными факторами при выщелачивании являются:

- прорыв и растекание хвостов и выщелачивающего раствора в подземные выработки (транспортные, для передвижения людей и др.);
- агрессивность сернокислой шахтной воды и активных реагентов (серная кислота, хлорное железо и хлорид натрия) применяемых для повышения извлечения меди из сульфидной руды;
- выделение сероводорода в замкнутом пространстве;
- использование горных выработок, имеющих большой срок эксплуатации, что требует их ремонта и (или) восстановления.

Следовательно, условием безопасного применения физико-химического способа извлечения полезных компонентов из закладочного материала на действующих рудниках является изолированность выщелачиваемых блоков от действующих добычных блоков и выработок. Данному требованию в наибольшей степени соответствует восходящий способ отработки месторождения, где работы по выщелачиванию можно вести на нижележащем отработанном горизонте, хотя не исключается применение выщелачивания и при традиционной нисходящей выемке — на отработанных участках, флангах или обособленных рудных телах.

Первоочередным требованием к подземной физико-технической технологии является обеспечение устойчивости конструктивных элементов камерной системы разработки (целиков, потолочин, боков и торцов камер) во избежание деформаций висячего и лежачего боков

и закладочного массива, которые могут привести к нарушению изолированности выработанного пространства уже при физико-химической технологии. Для этого необходимо применять щадящие методы отбойки и сокращать время отработки и закладки камеры.

Проекты выщелачивания должны разрабатываться на стадии проектирования добычных блоков с целью минимизации дополнительных затрат. Схема подготовки и нарезки блоков на участке последующей физико-химической технологии должна обеспечивать:

- подвод выщелачивающих растворов к выщелачиваемому массиву;
- доступ людей к массиву для бурения подводящих, контрольных и отводящих скважин (а при необходимости и взрывных);
- прием продуктивных растворов, транспорт их к месту сбора и первичную переработку;
- вентиляцию участка с независимым отводом загрязненного воздуха.

На основании вышеизложенного установлены принципы проектирования подземной физико-технической технологии отработки блоков и последующей физико-химической технологии выщелачивания размещенных в них хвостов обогащения.

- 1. Ориентация на восходящий способ выемки запасов месторождения.
- 2. Обеспечение устойчивости конструктивных элементов системы разработки и подготовительно-нарезных и очистных выработок в период производства очистных работ.
- 3. Соответствие параметров очистных камер и порядка их отработки параметрам и порядку выщелачивания.
- 4. Обеспечение технологичности простоты конструкции системы разработки и осуществимости основных и вспомогательных технологических процессов как физико-технической технологии, так и физико-химической.
- 5. Проектирование выщелачивания на стадии проектирования добычных блоков.
- 6. Обеспечение надежной изоляции выщелачиваемого закладочного массива с целью предотвращения прорыва раствора и хвостов.
- 7. Разработка мероприятий по увеличению фильтрационной способности выщелачиваемого массива за счет разработки соответствующей технологии БВР или безвзрывного воздействия на закладочный массив.
- 8. Использование для повышения качества продуктивного раствора шахтной воды, а для ускорения выщелачивания тепла недр Земли.

Известно несколько технических решений, направленных на повышение эффективности и безопасности подземного выщелачивания. Ф. Ф. Борисков и др. предложили использовать шахтную воду одновременно в качестве выщелачивающего раствора и объекта извлечения меди и цинка, что существенно снижает расход серной кислоты и повышает извлечение полезного компонента [217]. Можно также создать автоклав, представляющий собой герметизированное подземное выработанное пространство, заполненное под давлением нагретыми отходами горного производства, чем достигается ускорение химических реакций сульфидов и увеличение выхода ценных компонентов в продуктивный раствор [218]. А. П. Барашкин и др. предложили повысить фильтрационные свойства закладки путем нагнетания восходящего потока шахтной воды со скоростью, равной гидравлической крупности медьсодержащих частиц [219].

Авторами (в соавторстве), разработано техническое решение (Патент на изобретение № 2385956), отличающееся тем, что перед орошением сульфидсодержащих отходов проводят их закладку в подземные пустоты отработанных камер и выщелачиваемый раствор нагревают теплом недр в емкости, построенной ниже заложенных сульфидсодержащими отходами отработанных камер [220] (рис. 5.7).

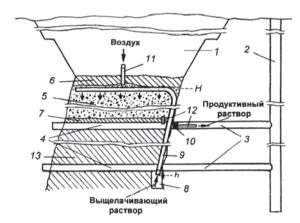


Рис. 5.7. Подземное выщелачивание сырья с использованием тепла недр: 1 — карьер, 2 — ствол шахты, 3 — квершлаг, 4 — орт, 5 — отработанная камера, заполненная закладкой, 6, 7 — соответственно потолочина и днище отработанной камеры, 8 — емкость сбора шахтной воды, 9 — трубопровод подачи выщелачивающего раствора в камеру, 10 — герметичная перемычка, 11 — патрубок подачи воздуха в камеру выщелачивания, 12 — патрубок вывода продуктивного раствора, 13 — добычной блок

5.4. Установление влияния экономических факторов на эффективность освоения уральских медноколчеданных месторождений

Известно, что основными показателями, определяющими эффективность вскрытия и отработки месторождения, являются извлекаемая ценность руды, величина капитальных и эксплуатационных затрат. Рассмотренные выше методы снижения затрат на вскрытие и добычу, основанные на внедрении новой техники и технологии (в том числе за счет устранения негативных и использования положительных специфических факторов) и повышения производительности труда остаются актуальными, но они требуют крупных инвестиций, что в посткризисных условиях весьма затруднительно.

Исходя из этого установлена степень влияния на эффективность горно-обогатительного производства факторов, не зависящих от технологии ведения ПГР. Такими факторами в соответствии с (4.3) являются цены металлов Z на Лондонской бирже металлов (LME), доля этой цены, выплачиваемой ГОКу металлургической компанией-потребителем концентрата (примерно 0,5), курс американского доллара к рублю k, содержание основных компонентов в балансовых запасах c. При определении прибыли данные факторы учитываются при расчете извлекаемой ценности (4.3). Кроме этих величин в формулу также входят факторы, зависящие от технологии: коэффициент качественного извлечения руды при добыче η и извлечение металла в концентрат при обогащении ϵ_0 . Изучено влияние каждого из этих факторов на величину прибыли.

При решении этой задачи использовался метод детерминированного факторного анализа (ДФА) путем элиминирования (исключения воздействия) всех факторов, кроме одного (для независимых факторов) [195]. Рассмотрена мультипликативная модель вида:

$$II_{\text{\tiny M3B}} = 0.5 \, z \cdot c \cdot \eta \cdot \varepsilon_{\text{\tiny o}} \cdot k. \tag{5.3}$$

Выявление изолированного влияния факторов производится по $\Delta x_i y = f(x_1^0, x_{i-1}^0, x_i^1, x_{i+1}^0 \dots x_n^0) - f(x_1^0, x_{i-1}^0, x_i^0, x_{i+1}^0 \dots x_n^0)$. Алгоритм выявления изолированного влияния факторов состоит в последовательном расчете:

1) математического ожидания (MO) каждого фактора x_i . Известно, что значения факторов имеют гауссовское распределение. Так как среднегодовые значения факторов являются MO гаус-

совского распределения значений за год, то MO за весь период исследования (10 лет) определяются как среднеарифметическое среднегодовых значений x_i при n=10;

- 2) среднего квадратического отклонения (СКО) σ_i каждого фактора x_i ;
- 3) МО $U_{\text{изв}}$ как произведения МО всех факторов x_i . Эта величина является средней величиной извлекаемой ценности ($U_{\text{изв}}$) за период исследования

$$[II_{\text{H3B}}] = [z] \cdot [c] \cdot [\eta] \cdot [\epsilon_0] \cdot [k] \cdot 0.5 = 923 \text{ py6./T};$$

- 4) абсолютного изменения $II_{\text{изв}}$ при изменении i-го фактора $(\Delta II_{\text{изв}}(x_i))$, равного произведению MO всех факторов (кроме i-го) и σ_i ;
- 5) общей величины абсолютного изменения $\Delta II_{\text{изв}}(\Sigma)$ как суммы абсолютных изменений $\Delta II_{\text{изв}}$ при изменении каждого фактора

$$\Delta II_{_{\rm H3B}}(\Sigma) = \Delta II_{_{\rm H3B}}(z) + \Delta II_{_{\rm H3B}}(c) + \Delta II_{_{\rm H3B}}(\eta) + \Delta II_{_{\rm H3B}}(\epsilon_0) + \Delta II_{_{\rm H3B}}(k) = 850 \text{ py6./T};$$

6) Величины относительного изменения извлекаемой ценности при изменении *i*-го фактора как отношение $\Delta \coprod_{\text{изв}} (x_i)$ к $\Delta \coprod_{\text{изв}} (\Sigma)$.

Результаты ДФА представлены в табл. 5.6. На основании ДФА получено уравнение регрессии в аддитивной форме с коэффициентами, равными относительным изменениям извлекаемой ценности при изменении i-х факторов.

$$L_{\text{\tiny H3B}} = 0,179Z + 9187c + 3,54k + 107,6\varepsilon + 53,7\eta \tag{5.4}$$

Анализ результатов ДФА показал, что наиболее значимыми факторами являются Z, c и k. Извлечение при добыче и обогащении оказывают менее значимое влияние на эффективность — 3 и 7% соответственно.

Tаблица 5.6 Изолированное влияние факторов на извлекаемую ценность

Параметры мультипликативной модели	Диапазон изменения факторов	$MO \\ [x] = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{n}$	$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - [x])^2}{n-1}}$	$\Delta \coprod_{\text{изв.}} (x_i),$ pyб./T	Доля влияния фактора, %
Цена металлов на <i>LME</i> , \$/т.	1250-9740	4496	2483	510	60
Содержание метал- ла в балансовых за- пасах, %	0,01-0,04	0,025	0,004	185	22

0	_	_	/
Окончание	mana) /	ጎ
Ononianac	muon.	J. (J

Параметры мультипликативной модели	Диапазон изменения факторов	MO $[x] = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{n}$	$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n} (x_i - [x])^2}{n-1}}$	$\Delta \coprod_{\text{\tiny H3B.}} (x_i), \ \text{py6./T}$	Доля влияния фактора, %
Коэффициент извлечения при добыче, доли ед.	0,85-0,98	0,95	0,03	29	3
Коэффициент извлечения при обогащении, доли ед.	0,6-0,9	0,83	0,05	62	7
Курс доллара, руб./\$	23,1-35,8	28,8	2	64	8
Извлекаемая цен- ность, руб./т	_	923	_	850	_

Исследование влияния данных факторов на величину прибыли проведено для этажно-камерной системы разработки с закладкой в условиях Учалинского ГОКа путем ЭММ. Изменение прибыли, отнесенной на 1 т балансовых запасов, от Z и k представлено на рис. 5.8, а от c — на рис. 5.9.

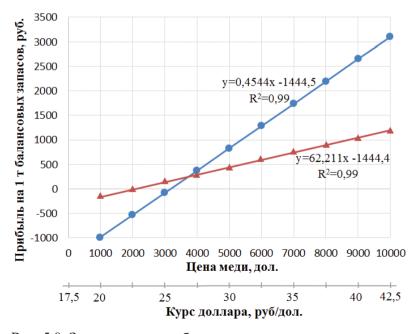


Рис. 5.8. Зависимость прибыли от цены меди и курса доллара

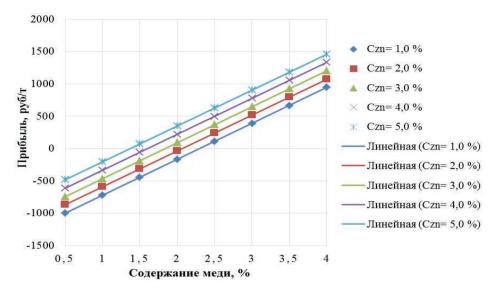


Рис. 5.9. Зависимость прибыли от содержания меди и цинка

В результате ЭММ установлено, что критическими для применения технологии с закладкой при освоении уральских медноколчеданных месторождений являются:

- цена на медь на *LME* в диапазоне 3100—3200 \$/т;
- курс американского доллара к рублю в диапазоне 23-23,5 руб./\$;
- минимальное содержание меди изменяется от 1,4 до 2,3 % при содержании цинка от 5,0 до 1,0 % соответственно.

Ниже данных значений применение системы с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями становится убыточным. Выводы по главе 5

1. Предложена нетрадиционная подземная технология восходящей отработки глубокозалегающих месторождений, преимущества которой заключаются в использовании выработанного пространства в качестве емкостей для складирования отходов; повышении безопасности ПГР путем снижения напряжений в 1,5—2 раза в зоне ведения очистных работ; ликвидации процесса подъема и складирования на поверхности пустой породы; использования более эффективных систем разработки за счет уменьшения расхода цемента на закладку в 2—2,5 раза, применения породной закладки вместо твердеющей, снижения разубоживания в 2 раза, исключения платы за загрязнение окружающей среды.

- 2. Установлена область применения восходящего способа отработка крутопадающих месторождений любой мощности и мощных линзо- и пластообразных пологих залежей при применении камерных систем с закладкой выработанного пространства.
- 3. Установлено, что разработка медноколчеданных месторождений Урала камерными системами с закладкой выработанного пространства является перспективной в качестве объекта физико-химических технологий складирования и выщелачивания хвостов обогащения в камерах. Основным условием безопасного применения физико-химического способа извлечения полезных компонентов из закладочного материала на действующих рудниках является изолированность выщелачиваемых блоков от действующих добычных блоков и подготовительно-нарезных и транспортных выработок.
- 4. На основании детерминированного факторного анализа установлено влияние экономических факторов на эффективность отработки уральских медноколчеданных месторождений системами с закладкой: критический (убыточный) уровень цены на медь на *LME* 3100—3200 \$/т, курс американского доллара к рублю 23—23,5 руб./\$, минимальное содержание меди 1,4—2,3 % при содержании цинка 5,0—1,0 % соответственно.

Глава б. Оценка эффективности и выбор подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений

Установление принципов формирования подземной геотехнологии

Систематизация и конструирование перспективных вариантов подземной геотехнологии

Разработка методики комплексной технико-экономической оценки подземной геотехнологии

Технико-экономическая оценка и выбор подземной геотехнологии

6.1. Установление принципов формирования подземной геотехнологии

ля решения научно-технической задачи обоснования оптимальной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений нами использован новый методологический подход, предложенный член-корр. РАН В.Л. Яковлевым и базирующийся на принципах системности, комплексности, междисциплинарности и инновационной направленности — исследование и всесторонний учет переходных процессов при разработке инновационных технологий добычи и переработки минерального сырья [221]. Переходные процессы, как правило, связаны с изменениями границ извлекаемых запасов, способа их оценки, добычи и обогащения, совершенствованием конструкции и параметров технологий, модернизацией оборудования, заменой устаревших технических средств на более современные и др.

Переходный процесс в результате целеполагания инициируется субъектом экономической деятельности — горным предприятием. При этом устойчивое развитие горного предприятия в условиях постоянно изменяющейся внешней среды и необходимости удовлетворения новых требований можно обеспечить только путем изменения (трансформации, обновления) внутри самого предприятия (структуры и параметров) [222]. Подобная трансформация с целью достижения нового стабильного состояния и представляет собой существо переходного процесса.

Необходимыми требованиями при принятии адекватных технологических и организационно-технических решений являются: четкое понимание цели и задач переходного процесса, знание присущих ему закономерностей, учет сложившихся на его начало и целевых на его завершение специфических условий, актуализация положительных и нейтрализация негативных факторов, действующих в переходный период [223]. Целью переходного процесса при комбинированной разработке месторождения является перевод горнодобывающего предприятия от одного стабильного состояния, соответствующего нормальной стадии развития ОГР, к другому, соответствующему нормальной стадии развития ПГР. Отсюда основным назначением переходного процесса можно считать создание наиболее благоприятных условий для

достижения предприятием стабильного состояния при освоении запасов на нормальной стадии развития ПГР. Под стабильным состоянием предприятия понимается такая его работа, при которой плавно и планово меняются его ТЭП.

Анализ опыта освоения 125 месторождений комбинированным способом показал, что переходный процесс всегда связан со скачкообразным преобразованием предприятия, характеризующимся резкими изменениями характера и ТЭП его деятельности. С другой стороны, переходный процесс неразрывно связан с конкретным разрабатываемым участком месторождения — переходной зоной (ПЗ), в пределах которой и осуществляются необходимые изменения [224]. Переходный период характеризует время реализации переходного процесса.

Первой характеристикой переходного процесса является резкое изменение — скачок величины производительности предприятия, как правило, в сторону ее снижения. Второй — всплеск величины капитальных вложений, в несколько раз превышающих необходимую их величину для поддержания производственной мощности предприятия в стабильный период ОГР. Этот всплеск связан с необходимостью подготовки производственных площадей для добычи руды качественно новой — подземной геотехнологией. Следствием скачка этих двух показателей является резкое уменьшение доходности горнодобывающего предприятия в переходный период [225-227]. Альтернативой является отказ от дальнейшей разработки месторождения и потеря в недрах запасов полезных ископаемых. На снижение доходности также существенно влияют увеличенные по сравнению со стабильным периодом ПГР эксплуатационные затраты на освоение ПЗ, связанные с влиянием негативных специфических факторов — повышенного горного давления в прикарьерном массиве, активных аэродинамических и гидродинамических связей между подземными выработками и карьером и другие.

Дано определение *переходного процесса* при комбинированной разработке как освоение (вскрытие, очистная выемка и погашение) части месторождения с целью перевода горнодобывающего предприятия от одного стабильного состояния к другому; а *переходной зоны* — как части месторождения, в пределах которой осуществляются организационно-технические и технологические мероприятия, направленные на создание оптимальных условий для освоения запасов в стабильном

периоде $\Pi\Gamma P$ с учетом специфических факторов и условий, сформированных при $\Omega\Gamma P$ [224].

Установлены основные *производственные условия и факторы*, влияющие на выбор подземной геотехнологии освоения ПЗ при комбинированной разработке рудных месторождений:

- горнотехнические: производственная мощность предприятия (интегральный показатель, учитывающий природные и производственные факторы), глубина разработки, способ и схема вскрытия и подготовки, система разработки;
- технологические: схема и параметры БВР, схема выпуска и доставки руды; тип, состав и производительность комплекса технологического оборудования на проходке и очистной выемке; параметры выемочных единиц и конструктивных элементов системы разработки; показатели извлечения; способ погашения выработанного пространства;
- организационные: порядок разработки месторождения во времени (ярусный, многоярусный); порядок ввода в эксплуатацию месторождения (количество этапов); направление развития горных работ по вертикали (нисходящий, восходящий порядок), последовательность отработки запасов в этаже (сплошной, камерно-целиковый порядок); организация ведения очистных и проходческих работ;
- специфические условия и факторы, формируемые на предыдущем этапе освоения месторождения, при переходе от ОГР к ПГР:
- наличие карьера, его глубина, техническое состояние и пригодность для целей вскрытия и очистной выемки ПЗ. Определяется последовательной или параллельной схемой применения ОГР и ПГР, способом погашения выработанного пространства карьера, наличием и техническим состоянием технологического оборудования ОГР;
- объем дорабатываемых ПГР запасов, их пространственное расположение относительно карьера, определяемые глубиной перехода от ОГР к ПГР;
- близость подземного блока к карьеру, что вызывает действие негативных специфических факторов;
- неблагоприятные климатические условия и возможное наличие водоносных горизонтов в покрывающих породах, что обуслов-

ливает необходимость изолирования подземных очистных выработок от карьерного пространства.

Эффективность и безопасность освоения ПЗ зависит от правильного выбора подземной геотехнологии, направленной на достижение заданной производственной мощности и создание оптимальных условий при освоении основных запасов (ОЗ) месторождения при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах в переходный период. Варианты подземной геотехнологии формируются на основе соответствующих технологических схем, представляющих собой рациональное сочетание порядка развития горных работ во времени и пространстве, способ и схему вскрытия, технологию очистной выемки и способ погашения выработанного пространства [227].

Исходя из этого установлены основные принципы формирования вариантов подземной геотехнологии освоения рудных месторождений:

- 1) однозначность определения последовательности воспроизводства выбывающих мощностей и границ рационального применения геотехнологий;
- 2) обеспечение благоприятных условий перехода от одной геотехнологии к другой;
- 3) максимальное использование существующих горных выработок, поверхностных комплексов и транспортных коммуникаций для целей вскрытия и добычи руды в новом шаге освоения;
- 4) нейтрализация (уменьшение) отрицательного воздействия негативных факторов, вызванных наличием объектов (карьерное пространство, очистное выработанное пространство, зона обрушения), сформированных на предыдущих этапах освоения месторождения;
- 5) императив применения комбинированных способов вскрытия и технологий отработки (а не вынужденная мера при затухании горных работ на предыдущем этапе);
- 6) рациональное сочетание комплексов технологического оборудования, присущих геотехнологиям, применяемым на различных этапах освоения месторождения;
- 7) использование современной высокопроизводительной техники на всех технологических процессах;
- 8) максимальное использование выработанного пространства для размещения вскрышных пород и отходов горно-обогатительного производства (Γ O Π);

9) применение методов оптимизационного экономико-математического моделирования при оценке как вариантов геотехнологии, так и соответствующих им вариантов ГС освоения ПЗ.

На основе анализа и обобщения опыта разработки ПЗ установлены основные научно-технические задачи, которые необходимо решить при формировании подземной геотехнологии при переходе с ОГР к ПГР:

- определение пространственного расположения запасов, подлежащих освоению ПГР, относительно проектного контура карьера и рудных площадей по горизонтам;
- установление параметров (высоты) и запасов ПЗ с учетом специфических факторов;
- выбор системы разработки и способа погашения выработанного пространства ПЗ, обеспечивающих оптимальные условия для освоения ОЗ на новом стабильном этапе ПГР;
- определение конструкции и параметров системы разработки ПЗ с учетом схемы ведения ОГР и ПГР в переходный период, уровня горного давления в прикарьерном массиве, возможности использования карьерного технологического оборудования;
- обоснование способа изоляции ПГР от карьера в зависимости от системы разработки ПЗ и с учетом наличия внутреннего породного отвала в карьере, определение приемлемых величин активных аэродинамических и гидравлических связей;
- выбор состава комплекса технологического оборудования;
- установление показателей полноты и качества извлечения руды при освоении ПЗ;
- определение производственной мощности предприятия в переходный период исходя из горных возможностей при отработке
 ПЗ и с учетом продолжительности и объема добычи руды при доработке карьера;
- обоснование способа и схемы вскрытия ПЗ с учетом выбранной системы разработки и способа погашения выработанного пространства ПЗ, возможности использования карьерного пространства и оборудования, производительности транспортной системы карьера и его параметров;
- определение необходимой интенсивности и продолжительности вскрытия и отработки ПЗ исходя из планируемого срока ввода подземного рудника в эксплуатацию;
- разработка календарного плана вскрытия и отработки ПЗ;

 согласование организационно-технических и технологических решений по освоению ПЗ с производственной программой предприятия как при доработке карьера, так и при освоении ОЗ в стабильном периоде ПГР, и их корректировка в случае необходимости.

6.2. Систематизация и конструирование перспективных вариантов подземной геотехнологии

Исходя из установленных принципов и решаемых при этом научно-технических задач, систематизированы перспективные варианты подземной геотехнологии освоения ПЗ при последовательной схеме комбинированной разработки рудных месторождений (табл. 6.1). Данные варианты учитывают особенности технологии освоения ПЗ и отличаются следующими признаками: состоянием карьера, порядком отработки (направлением развития ПГР в пространстве), способом и схемой вскрытия, системой разработки ПЗ и основных запасов, способом изоляции выработанного пространства от карьера и способом утилизации отходов ГОП.

Таблица 6.1 Перспективные варианты подземной геотехнологии освоения подземных запасов

Элемент гео-	Bapı	ианты подземной	геотехнологии	
технологии	1	2	3	4
Состояние карьера	обрушен или вну- тренний отвал	в устойчивом состоянии	обрушен или внутренний	в устойчи- вом состоя-
	на дне карьера		отвал на дне	нии
_			карьера	
Порядок отработки	нисходя	ищий	восходящий	
Способ и схе-	вертикальны-	автоукло-	вертикальны-	автоуклоном
ма вскрытия	ми стволами с по-	ном из карьера	ми стволами	из карьера
	верхности	и наклонным	с поверхности	и наклонным
		съездом с по-		съездом с по-
		верхности		верхности
Система раз-	этажное принуди-	этажно-камер-	этажное при-	этажно-ка-
работки ПЗ	тельное или под-	ная или слое-	нудительное	мерная или
	этажное обруше-	вая с закладкой	или подэтаж-	слоевая с за-
	ние		ное обрушение	кладкой

	_	/ 1
Окончание	mana	h
OKUMNUME	muon.	v.1

Элемент гео-	Варианты подземной геотехнологии			
технологии	1	2	3	4
Способ изо- ляции ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера	рудным или искусственным целиком в пределах ПЗ	массивом разрыхленных пород на дне карьера	рудным или искусствен- ным целиком в пределах ПЗ
Система разработки основных запасов	этажное принудительное или подэтажное обрушение под массивом разрыхленных пород	этажно-камер- ная с заклад- кой под закладочным массивом	этажно-камерн кой под рудным	
Способ ути- лизации от- ходов ГОП	в карьере		в подземном выработанном пространстве	

В соответствии с систематизацией сконструированы четыре варианта подземной геотехнологии освоения подземных запасов, отличающихся порядком выемки (направлением развития подземных горных работ в пространстве), способом и схемой вскрытия, системой разработки переходных зон и основных запасов, способом изоляции выработанного пространства от карьера, способом утилизации отходов ГОП.

Горно-геологические и горнотехнические условия приняты одинаковыми для всех вариантов: мощное 40 м, крутопадающее 50°, глубокозалегающее до 500 м медноколчеданное месторождение, эксплуатируемое рудником с производственной мощностью 400 тыс. т/год и высотой этажа 60 м.

Вариант подземной геотехнологии 1

Карьер обрушен или внутренний отвал на дне карьера.

Порядок отработки — нисходящий этажный, начиная с ПЗ.

Вскрытие двумя вертикальными центрально расположенными стволами с поверхности — главным скиповым и вентиляционно-вспомогательным $S=27,3~\mathrm{M}^2$, этажными квершлагами $S=14,1~\mathrm{M}^2$ и одним концентрационным горизонтом $S=9,6~\mathrm{M}^2$ с оборудованием у ствола ДДК (рис. 6.1). Внутришахтный транспорт руды по концентрационному горизонту — электровозный в вагонетках емкостью $4~\mathrm{M}^3$. Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов $S=16,6~\mathrm{M}^2$ до капитальных рудоспусков $S=10~\mathrm{M}^2$ — ПДМ типа TOPO-007. Спуск CO — по вспомогательному стволу, между горизонтами — по участковым наклонным съездам.

Система разработки ПЗ — этажное принудительное обрушение, способ изоляции ПЗ — массивом разрыхленных пород на дне карьера.

Система разработки основных запасов — этажное принудительное обрушение под массивом разрыхленных пород.

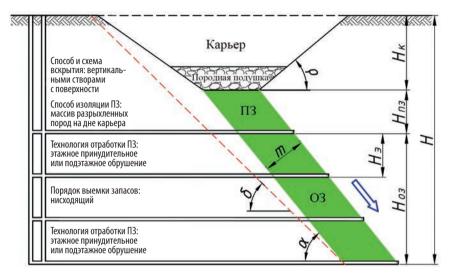


Рис. 6.1. Вариант подземной геотехнологии 1

Вариант подземной геотехнологии 2

Карьер в устойчивом состоянии.

Порядок отработки — нисходящий этажный, начиная с ПЗ.

Автотранспортным из карьера и вентиляционно-вспомогательным уклонами S = 18,3 м² с поверхности (угол наклона 8°) и заездами на этажи. ВШТ руды по эксплуатационным горизонтам и автоуклону до перегрузочного пункта в карьере производится автосамосвалами типа TOPO-50, на поверхность — по карьерным съездам автосамосвалами типа SEDERCE Бельера, применяется экскаватор типа SEDERCE На нижнем уступе карьера, применяется экскаватор типа SEDERCE Доставка руды по доставочным ортам и штрекам эксплуатационных горизонтов S=16,6 м² до мест погрузки в автосамосвалы — SEDERCE ПДМ типа SEDERCE СПуск SEDERCE ПОРО-007. Спуск SEDERCE ПОРО-007. Спуск SEDERCE ПОРО-007. Спуск SEDERCE ПОРО-009 на вспомогательному уклону, перемещение между горизонтами — по участковым наклонным съездам.

Система разработки ПЗ — этажно-камерная с закладкой, способ изоляции ПЗ — рудным целиком, формируемым в пределах ПЗ.

Система разработки основных запасов — этажно-камерная с закладкой под закладочным массивом.

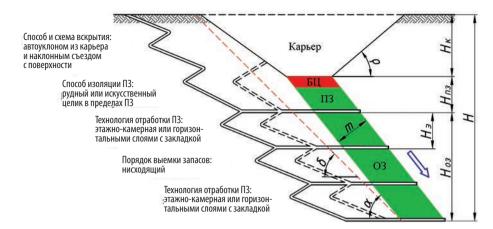


Рис. 6.2. Вариант подземной геотехнологии 2

Вариант подземной геотехнологии 3

Карьер обрушен или внутренний отвал на дне карьера.

Порядок отработки — восходящий, начиная с нижнего этажа, $\Pi 3$ отрабатывается в последнюю очередь.

Вскрытие и транспорт аналогичны варианту 1 (рис. 6.3). Отличие состоит в последовательности ведения горно-капитальных и подготовительно-нарезных работ: сначала обеспечиваются вскрытие и подготовка нижнего этажа, далее последовательно снизу вверх.

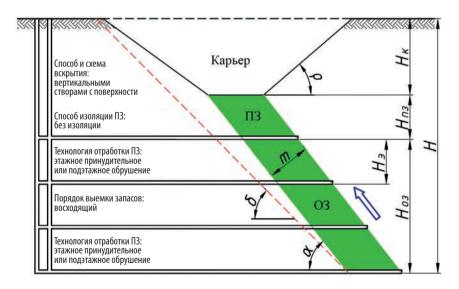


Рис. 6.3. Вариант подземной геотехнологии 3

Система разработки $\Pi 3$ — этажное принудительное обрушение без изоляции.

Система разработки основных запасов — этажно-камерная с закладкой под рудным массивом.

Вариант подземной геотехнологии 4

Карьер в устойчивом состоянии.

Порядок отработки — восходящий, начиная с нижнего этажа, ПЗ отрабатывается в последнюю очередь.

Вскрытие и транспорт аналогичны варианту 2 (рис. 6.4). Отличие состоит в последовательности ведения горно-капитальных и подготовительно-нарезных работ: сначала обеспечивается вскрытие и подготовка нижнего этажа, далее последовательно снизу вверх.

Система разработки ПЗ — этажно-камерная с закладкой, способ изоляции ПЗ — рудным целиком, формируемым в пределах ПЗ.

Система разработки основных запасов — этажно-камерная с закладкой под рудным массивом.

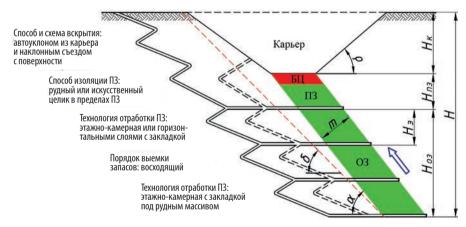


Рис. 6.4. Вариант подземной геотехнологии 4

6.3. Разработка методики комплексной технико-экономической оценки подземной геотехнологии

Выполненные в предыдущих главах исследования позволили установить эффективные варианты вскрытия подземных запасов по критерию суммарных капитальных затрат на ГКР и эксплуатационных

затрат на ВШТ и подъем; варианты подземной технологии отработки переходной зоны — по критерию прибыли в зависимости от действующих факторов. Сравнительная оценка подземной геотехнологии при нисходящем и восходящем порядке ведения ПГР с учетом определенных стратегических и технологических преимуществ восходящей выемки позволит оценить их эффективность для условий комбинированной разработки рудного месторождения.

Предложены два подхода к выбору оптимального варианта ΓC освоения $\Pi 3$ рудных месторождений (1 — сравнительный и 2 — доходный) и разработаны соответствующие методики оценки подземных геотехнологий, на базе которых формируются варианты ΓC , учитывающие специфические факторы и условия, сформированные на предыдущих этапах:

1. Методика оценки подземной геотехнологии освоения собственно ПЗ по критерию минимума снижения доходности ΔД горнодобывающего предприятия в переходный период [227], руб.:

$$\Delta \Pi = \Pi_{O} - \Pi_{\Pi} = \Pi_{O} - \frac{\sum_{t=0}^{T} (\Pi_{\Pi} A_{\Pi t} - K_{\Pi t} - C_{\Pi} A_{\Pi t})}{T_{\Pi}} \rightarrow \min,$$
 (6.1)

где $Д_{\rm O}$ — среднегодовой доход предприятия в стабильном периоде ОГР, руб/год; $Д_{\rm II}$ — среднегодовой доход предприятия в переходном периоде, руб/год; $Ц_{\rm II}$ — удельная извлекаемая ценность добытой руды при освоении ПЗ, руб/т; $A_{\rm II}$ — производственная мощность подземного рудника в t-м году, т/год; $K_{\rm II}$ — капитальные затраты на вскрытие ПЗ в t-м году с учетом специфических факторов, руб/год; $C_{\rm II}$ — себестоимость добычи руды (без амортизации) при отработке ПЗ с учетом специфических факторов, руб/т; $T_{\rm II}$ — срок освоения ПЗ (продолжительность переходного периода), лет.

Данная методика пригодна для сравнительной оценки вариантов, так как дает относительные технико-экономические показатели.

2. Методика оценки подземной геотехнологии освоения П3 совместно с О3 по критерию максимума ЧДД [228], руб.:

ЧДД =
$$\frac{\sum_{t=0}^{T} (\coprod_{\Pi} Q_{\Pi t} + \coprod_{O} Q_{O t})}{(1+E)^{t}} - \frac{\sum_{t=0}^{T} (K_{\Pi t} + K_{O t})}{(1+E)^{t}} - \frac{\sum_{t=0}^{T} (C_{\Pi} Q_{\Pi t} + C_{O} Q_{O t})}{(1+E)^{t}} \rightarrow \max,$$
(6.2)

где T — продолжительность освоения запасов ПГР, лет; \mathbf{L}_{O} — удельная извлекаемая ценность при освоении ОЗ, руб/т; $Q_{\mathrm{\Pi}\,t}$, $Q_{\mathrm{O}\,t}$ — объем добытой руды при освоении ПЗ и ОЗ в t-м году, соответственно, т/год; $\mathbf{K}_{\mathrm{\Pi}\,t}$ — капитальные затраты на вскрытие ОЗ в t-м году, руб/год; \mathbf{C}_{O} — себестоимость добычи руды (без амортизации) при отработке ОЗ, руб/т; E — норма дисконта, доли ед.

Данная методика, кроме сравнительной оценки, позволяет определить эффективность инвестиций по вариантам, поскольку учитываются все необходимые технико-экономические показатели (доходность, капитальные вложения, себестоимость, рентабельность, срок окупаемости и пр.).

Таким образом, используя методики (6.1) и (6.2), методом ЭММ можно определить оптимальные параметры и показатели подземной геотехнологии и произвести оценку и выбор оптимального варианта ГС освоения ПЗ при комбинированной разработке рудных месторождений в зависимости от установленных специфических факторов, например, глубины карьера ($H_{\rm k}$) или глубины распространения подкарьерных запасов ($H_{\rm h}$).

6.4. Технико-экономическая оценка и выбор подземной геотехнологии

С целью исследования влияния специфических факторов на эффективность освоения подземных запасов и установления оптимального варианта выполнено ЭММ четырех сконструированных вариантов подземной геотехнологии освоения ПЗ и ОЗ месторождения. Исследуемые факторы: глубина карьера $H_{\rm K}$, глубина распространения запасов под дном карьера $H_{\rm L}$ и место заложения главной вскрывающей выработки. Критерии оценки — прибыль (недисконтированная) на единицу погашенных балансовых запасов с учетом П и Р.

В качестве исходных данных для ЭММ приняты значения ТЭП, рассчитанные для базового варианта отработки Молодежного медноколчеданного месторождения с глубиной распространения запасов 500 м, глубиной карьера $H_{\rm k}=260$ м, высотой этажа $H_{\rm эт}=60$ м и производственной мощностью 400 тыс. т руды в год. Место заложения главной вскрывающей выработки: для вариантов 1 и 3 — поверхность, для вариантов 2 и 4 — карьер.

При расчете эффективности восходящей отработки ОЗ (варианты 3 и 4) принято: снижение разубоживания закладочным материалом в 2 раза — до 2,7%; снижение затрат на закладочные работы — в 1,5 раза до 106 руб./т за счет уменьшения нормативной прочности закладки до 1,5 МПа.

- 1. Исследование глубины карьера. H_{κ} изменяется в диапазоне от 140 до 440 м с шагом 60 м, H_{π} равна 500 м. В результате ЭММ установлено (рис. 6.5):
 - при освоении ПЗ и ОЗ прибыль обратно пропорциональна глубине карьера во всех вариантах подземной геотехнологии за счет снижения извлекаемой ценности из-за уменьшения всех запасов и увеличения затрат вследствие относительного увеличения доли запасов ПЗ. При освоении только ПЗ прибыль с глубиной карьера во всех вариантах уменьшается незначительно (на 7–10%) за счет повышения затрат из-за увеличения глубины основных вскрывающих выработок и длины квершлагов;

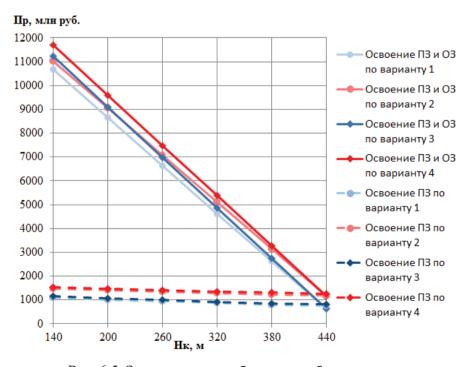


Рис. 6.5. Зависимость прибыли от глубины карьера по вариантам геотехнологии

- способ и схема вскрытия с заложением главной вскрывающей выработки — автоуклона — в карьере (варианты 2 и 4) эффективнее вскрытия вертикальными стволами с поверхности (варианты 1 и 3) во всем диапазоне изменения глубины карьера как при освоении ПЗ совместно с ОЗ, так и отдельно ПЗ за счет меньших капитальных затрат;
- восходящая отработка П3 и О3 (варианты 3 и 4) по сравнению с нисходящей (варианты 1 и 2) на 5—7 % эффективнее за счет снижения эксплуатационных затрат на закладочные работы и разубоживания, причем с глубиной карьера эффективность восходящей отработки снижается;
- наиболее эффективной является подземная геотехнология с восходящей отработкой, вскрытием автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности, этажно-камерной системой разработки ОЗ с закладкой под рудным массивом и этажно-камерной системой разработки ПЗ с закладкой под рудным целиком, формируемым в пределах ПЗ (вариант 4).
- 2. Исследование глубины распространения запасов под дном карьера. $H_{\rm M}$ изменяется от 60 до 360 м с шагом 60 м, $H_{\rm K}$ равна 260 м. Установлено (рис. 6.6):
 - при освоении ПЗ и ОЗ прибыль прямо пропорциональна глубине распространения запасов под дном карьера во всех вариантах геотехнологии. Это объясняется увеличением извлекаемой ценности вследствие роста запасов даже при увеличении капитальных затрат из-за увеличения суммарной длины основных вскрывающих выработок и количества вскрываемых горизонтов. При освоении только ПЗ глубина распространения запасов не влияет на прибыль во всех вариантах из-за постоянства затрат на ее отработку;
 - вскрытие автоуклоном из карьера (варианты 2 и 4) эффективнее вскрытия вертикальными стволами с поверхности (варианты 1 и 3) во всем диапазоне изменения H_{π} при освоении ПЗ и ОЗ и отдельно ПЗ за счет меньших капитальных затрат;
 - восходящая отработка П3 и О3 (варианты 3 и 4) по сравнению с нисходящей (варианты 1 и 2) на 4–6% эффективнее за счет снижения эксплуатационных затрат;

— во всем диапазоне изменения H_{π} наиболее эффективной является подземная геотехнология, основанная на вскрытии автоуклоном из карьера и восходящей отработке ОЗ и ПЗ этажно-камерной системой с закладкой (вариант 4);

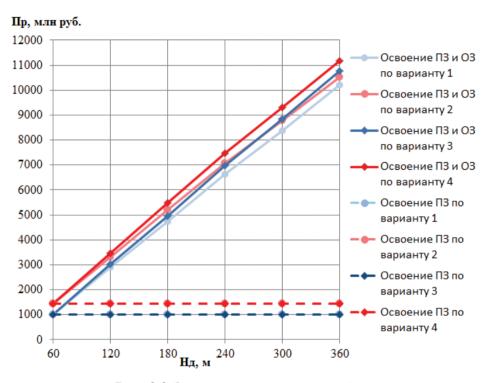


Рис. 6.6. Зависимость валовой прибыли от глубины распространения запасов под дном карьера

- второй по эффективности при $H_{\rm A}=60-280$ м является подземная геотехнология, предусматривающая вскрытие автоуклоном из карьера и нисходящую отработку ПЗ и ОЗ этажно-камерной системой с закладкой (вариант 2), при $H_{\rm A}=280-360$ м вертикальными стволами с поверхности и восходящей отработкой ОЗ этажно-камерной системой с закладкой и ПЗ системой подэтажного обрушения (вариант 3);
- при $H_{_{\rm J}}=60$ м в соответствии с условием $H_{_{\rm J}}=H^\Pi$, при этом $H^0=0$, т. е. все запасы, предназначенные для ПГР, осваиваются в переходной зоне.

Для более объективного исследования вариантов 1-4 подземной геотехнологии выполнена их ТЭО по двум другим предложенным критериям:

- снижение доходности $\Delta Д$ горнодобывающего предприятия в период перехода от ОГР к ПГР при освоении только ПЗ (6.1);
- ЧДД с учетом динамики развития ПГР при освоении ПЗ и ОЗ (6.2).

В качестве исходных данных принято:

- среднегодовой доход предприятия в период ведения ОГР 300 млн руб.;
- годовая производственная мощность рудника 400 тыс. т руды;
- удельная извлекаемая ценность при освоении Π 3: варианты 1 и 3 2618 руб./т, варианты 2 и 4 2827 руб./т;
- удельная извлекаемая ценность при освоении ОЗ: вариант 1-2692 руб./т, вариант 2-2856 руб./т, варианты 3 и 4-2863 руб./т;
- капзатраты на вскрытие ПЗ: вариант 1-2233 млн руб., вариант 2-972 млн руб., вариант 3-319 млн руб., вариант 4-306 млн руб.;
- капзатраты на вскрытие ОЗ: вариант 1 957 млн руб., вариант 2 902 млн руб., вариант 3 1914 млн руб., вариант 4 1530 млн руб.;
- себестоимость добычи и обогащения при освоении Π 3: варианты 1 и 3 2026 руб./т, варианты 2 и 4 2171 руб./т;
- себестоимость добычи и обогащения при освоении ОЗ: вариант 1-2020 руб./т, вариант 2-2191 руб./т, варианты 3 и 4-2151 руб./т;
- срок строительства рудника: вариант 1-7 лет, вариант 2-3 года, вариант 3-6 лет, вариант 4-5 лет;
- срок освоения П3: варианты 1-4-8 лет;
- $-\,$ срок освоения O3: варианты 1-4 $-\,$ 21 год;
- норма дисконта 10%.
- 1. Поскольку глубина распространения запасов не влияет на эффективность отработки ПЗ при оценке вариантов 1—4 подземной геотехнологии по критерию $\Delta \Pi$ исследовались глубина карьера и место заложения главной вскрывающей выработки. H_{κ} изменяется в диапазоне от 140 до 440 м с шагом 60 м,

 $H_{\rm A}$ равна 500 м. В результате ЭММ по критерию Δ Д установлено (рис. 6.7):

— среднегодовой доход предприятия в переходный период от ОГР к ПГР $Д_{\Pi}$ значительно ниже среднегодового дохода при открытой разработке месторождения $Д_{O}$ и находится в диапазоне $Д_{\Pi} = 90-190$ млн руб. (что составляет от 30 до 65% Z_{O});

ΔД, млн руб. 300 Освоение ПЗ 250 по варианту 1 200 Освоение ПЗ по варианту 2 150 Освоение ПЗ по варианту 3 100 Освоение ПЗ 50 по варианту 4 140 200 260 320 380 440 Нк, м

Рис. 6.7. Снижение доходности $\Delta Д$ по вариантам геотехнологии

- при увеличении глубины карьера от 140 до 440 м снижение доходности предприятия в период отработки ПЗ в вариантах 1 и 3 прямо пропорционально увеличивается в 1,3—1,4 раза, в вариантах 2 и 4 в 1,2—1,3 раза. Это объясняется ростом капитальных затрат на строительство основных вскрывающих выработок вследствие увеличения их длины относительно поверхности;
- наиболее эффективным является вариант 4, предусматривающий восходящий порядок выемки, вскрытие ПЗ автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности,

разработку ПЗ этажно-камерной системой с закладкой под рудным целиком. Эффект достигается за счет более низких эксплуатационных затрат на добычу руды (по сравнению с вариантом 2) и более низких капитальных затрат на вскрытие (по сравнению с вариантами 1 и 3). Но даже при наилучшем варианте 4 происходит снижение доходности предприятия от 35 до 50% по сравнению с периодом ведения ОГР (при базовой глубине карьера $H_{\rm k}$ = 260 м — на 42%). Это обстоятельство предопределяет необходимость рассмотрения ПЗ совместно с ОЗ месторождения.

- 2. При рассмотрения освоения ПЗ совместно с ОЗ месторождения оценка вариантов геотехнологии 1—4 выполнена с учетом динамики развития ПГР. В результате ЭММ по критерию ЧДД установлено (рис. 6.8):
 - оптимальным является вариант 2, предусматривающий нисходящий порядок отработки, поэтапное вскрытие ПЗ и ОЗ автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности, разработку ПЗ этажно-камерной системой с твердеющей закладкой под рудным целиком и последующую отработку ОЗ этажно-камерной системой с закладкой под сформированным в пределах ПЗ закладочным массивом. При этом ЧДД составляет 1428 млн руб., срок окупаемости — 7 лет, срок строительства — 3 года, срок отработки — 29 лет. Эффект достигается за счет быстрейшего (на третий год строительства) ввода рудника в эксплуатацию для освоения ПЗ, отсрочки во времени капвложений на вскрытие ОЗ (10, 17 и 24 год) и более низких капитальных затрат даже при более высоких эксплуатационных затратах. Уже при отработке ПЗ образуется доход в размере 455 млн руб., что составляет 32% от общего дохода по варианту геотехнологии;
 - вторым по эффективности является вариант 4, предусматривающий восходящий порядок выемки, вскрытие автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности на всю глубину распространения запасов, последовательную разработку ОЗ этажно-камерной системой с твердеющей закладкой под рудным целиком и на последнем этапе отработку

ПЗ этажно-камерной системой с закладкой под рудным целиком. ЧДД составляет 750 млн руб. (меньше на 47% варианта 2), срок окупаемости — 14 лет (больше в 2 раза), срок строительства — 5 лет (больше на 40%), срок отработки — 29 лет;

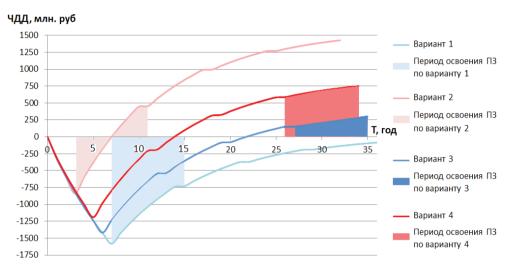


Рис. 6.8. ЧДД по вариантам геотехнологии освоения подземных запасов

- варианты 1 и 3 значительно уступают по эффективности вариантам 2 и 4. Причиной является большой срок строительства рудника (7 и 8 лет соответственно) и вследствие этого удлинение срока окупаемости (25 и более лет). Эти результаты подтверждают нецелесообразность вскрытия вертикальными стволами с поверхности при последовательной схеме комбинированной разработки медноколчеданных месторождений с относительно небольшими запасами (до 20 млн т), предназначенными для ПГР;
- очередность выемки ПЗ относительно ОЗ определяется вариантом ГС освоения подкарьерных запасов. При вскрытии автоуклоном из карьера целесообразно отрабатывать ПЗ на первом этапе подземной разработки (вариант 2), а при вскрытии вертикальными стволами с поверхности на заключительном этапе (вариант 3).

Решение задачи определения эффективности подземной геотехнологии методом ЭММ относительно H^Π ($H^{\rm O}$) или $H_{\rm K}$ ($H_{\rm A}$) на основе разработанной методики комплексной ТЭО подземной геотехнологии (6.1—6.2) позволяет определять оптимальные параметры и показатели горнотехнической системы при комбинированной разработке рудных месторождений.

Таким образом, применение восходящей выемки подземных запасов при комбинированной разработке месторождения в некоторых случаях (вскрытие вертикальными стволами) устраняет как стратегический недостаток параллельной схемы, так и технологический — последовательной. Так как отработка ведется в восходящем порядке, то к предельному контуру карьера ПГР приближаются на заключительной стадии комбинированной разработки месторождения. В этом случае отсутствует необходимость жесткого детерминирования параметров (глубина, размеры, производственная мощность карьера) и технологии ОГР в зависимости от ПГР. Корректировка технологии и параметров карьера может происходить в течение всего периода отработки в зависимости от изменяющихся горно-геологических, горнотехнических, экономических, экологических условий. В то же время реализуются преимущества восходящей выемки, изоляция подземных горных выработок от карьерного пространства сохраняется весь период разработки месторождения, а при выемке переходной зоны — осуществляется рассмотренными выше методами (рис. 6.9).

В соответствии с классификацией данный вариант технологии идентифицирован как комбинированная (открыто-подземная) разработка по параллельной схеме с восходящей выемкой подземных запасов с полной изоляцией рудным монолитным целиком.

Применение восходящей выемки подземных запасов при комбинированной разработке месторождения позволяет использовать технологические преимущества параллельной схемы (исключение действия негативных специфических факторов) и стратегические — последовательной (полная реализация преимуществ ОГР и использование карьера как выработки, вскрывающей подземные запасы). При этом верхняя граница переходной зоны (предельная глубина карьера) определяется по фактическому положению ОГР и ПГР на конец разработки месторождения, т. е. естественным путем, а не в соответствии с малодостоверным прогнозом, выполненным десятки

лет тому назад. Таким образом, весь период освоения месторождения оба способа — открытый и подземный — развиваются гармонично по присущим им закономерностям, реализуя имманентные им преимущества.

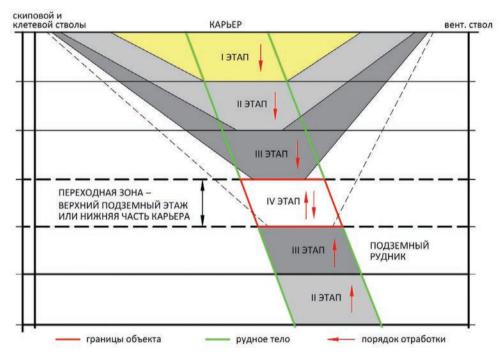


Рис. 6.9. Комбинированная разработка месторождения по параллельной схеме с восходящей выемкой подземных запасов

Применение восходящего способа отработки подземных запасов радикально изменяет стратегию разработки месторождений комбинированным способом — нет необходимости в заблаговременном определении глубины карьера, следовательно, невозможна в принципе системная стратегическая ошибка при определении границы перехода. Следовательно, преимущества обоих способов разработки достигаются путем их разобщения в пространстве и (или) во времени.

Выводы по главе 6

1. Систематизированы по признакам состояние карьера, порядок отработки, способ и схема вскрытия, система разработки пере-

- ходной зоны и основных запасов, способ изоляции подземного выработанного пространства от карьера, и для условий последовательной открыто-подземной разработки медноколчеданного месторождения сформированы перспективные варианты подземной геотехнологии.
- Обоснованы два методических подхода (сравнительный и доходный) и разработаны соответствующие методики оценки вариантов подземной геотехнологии по критерию минимума снижения доходности предприятия в переходный период (ΔД) и по критерию максимума чистого дисконтированного дохода от освоения всех подкарьерных запасов (ЧДД) с учетом специфических факторов, образованных на предыдущей стадии освоения месторождения.
- 3. Исследовано влияние специфических факторов: глубины карьера, глубины распространения запасов под дном карьера и места заложения главной вскрывающей выработки на эффективность освоения подкарьерных запасов уральского медноколчеданного месторождения по критерию прибыли (недисконтированной) на единицу погашенных балансовых запасов с учетом потерь и разубоживания. Установлено, что при освоении ПЗ и ОЗ прибыль обратно пропорциональна глубине карьера и прямо пропорциональна глубине распространения запасов под дном карьера во всех вариантах подземной геотехнологии. При освоении только ПЗ прибыль с глубиной карьера во всех вариантах уменьшается незначительно (на 7–10%) и не изменяется при увеличении глубины распространения запасов.
- 4. В результате ЭММ на примере комбинированной разработки уральского медноколчеданного месторождения установлено, что по обоим критериям ΔД и ЧДД оптимальным является вариант 2 за счет нисходящей выемки, поэтапного вскрытия переходной зоны и основных запасов автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности, их разработки этажно-камерной системой с закладкой, что обеспечивает наиболее быстрый ввод рудника и отработку всех запасов подземных горных работ с высокими показателями.

5. Предложена перспективная геотехнологическая стратегия освоения глубокозалегающих месторождений комбинированным способом, основанная на применении восходящей выемки подземных запасов, которая устраняет недостатки как параллельной, так и последовательной схем и дает возможность использовать преимущества открытого и подземного способов разработки путем их разобщения в пространстве и (или) во времени. При этом изоляция подземных горных выработок от карьерного пространства сохраняется весь период разработки месторождения. Целесообразно рассматривать подземную геотехнологию с восходящей выемкой как альтернативу традиционной с нисходящей выемкой при обосновании стратегии освоения месторождения комбинированным способом.

Глава 7. Технические и технологические решения, повышающие эффективность и безопасность подземной геотехнологии

Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении железорудных месторождений

Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении месторождений высокоценного сырья

В этой главе монографии приведены технические и технологические решения, созданные на основе выявленных принципов, систематизаций и зависимостей с использованием предложенных методик и моделей, внедрение которых в производство или проекты позволило существенно повысить безопасность и экономическую эффективность подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений [196].

7.1. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении уральских медноколчеданных месторождений

Учалинское медно-цинковое месторождение (Россия, Урал) отрабатывалось карьером до глубины 324 м по проекту института «Средазнипроцветмет». Институтом «Унипромедь» был выполнен технологический регламент отработки южного фланга и проект отработки северного фланга месторождения. При изыскании технологии отработки переходной зоны исходили из необходимости изоляции подземных горных выработок от карьерного пространства [158]. Переходной зоной считали участок рудного массива, в котором наблюдается взаимное влияние ОГР и ПГР, то есть расположенный в пределах первого от дна карьера подэтажа (при подэтажной выемке) или этажа (при этажной выемке). Геомеханическое обоснование параметров системы разработки с учетом влияния ОГР было выполнено МГМИ под руководством В. Н. Калмыкова и М. В. Рыльниковой. Рассмотрены три технологические схемы перехода к ПГР (рис. 7.1).

- 1. Камерная выемка с твердеющей закладкой под искусственной потолочиной, созданной различными способами:
 - путем отработки части подкарьерных запасов камерно-целиковой системой с твердеющей закладкой. По мере отработки камер образуется искусственный массив, под которым вынимаются камеры шириной 10—15 м. Расчетная толщина искусственной потолочины 9 м при прочности 4—6 МПа. В соответствии с систематизацией это вариант I.2.2 (см. табл. 4.2);
 - укладкой бетона непосредственно на дно карьера. Расчетная толщина потолочины составляет 6 м при прочности 5 МПа (вариант I.3.2).

- 2. Камерная система разработки (ширина камер 15 м) с твердеющей закладкой под временной рудной потолочиной, отрабатываемой в последнюю очередь. Толщина рудной потолочины принята больше расчетной (10—12 м) в связи с нарушенностью массива взрывными работами в карьере (вариант I.1.2).
- 3. Система разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Для этого варианта требовалось уложить на дно карьера около 18 млн м³ породы, что связано с дополнительными затратами (вариант II.4.3).

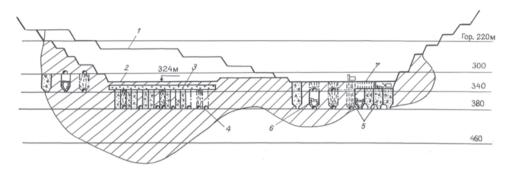


Рис. 7.1. Технологическая схема отработки Учалинского месторождения: 1 — контур карьера на начало подземных работ; 2 — предельный контур карьера; 3 — искусственная потолочина; 4 — камерная выемка под искусственной потолочиной; 5 — камерная выемка под временной рудной потолочиной; 6 — камерная выемка под временной рудной потолочиной с использованием карьерного оборудования

Технико-экономическое сравнение показало эффективность камерной системы разработки под рудной потолочиной. Данная схема использована при отработке южной части переходной зоны, где карьер отработан до проектной отметки. Применялись два варианта: с бурением скважин со дна карьера станками для ОГР, позволяющий отказаться от проведения буровых выработок [165], и с бурением из подземных выработок. После выпуска руды камерное пространство заполняли твердеющей смесью [29].

Для северной части, где между ОГР и ПГР оставался целик толщиной 60—80 м, запроектирован вариант камерной выемки под искусственной потолочиной, создаваемой камерно-целиковой системой разработки с твердеющей закладкой (рис. 7.2). В связи с отставанием проходки стволов и основных горизонтов вскрытие участка осуществлено наклонными съездами, пройденными из карьера. Руду доставляли до перегрузочного пункта гор. 340 м, оттуда автосамосвалом

ТОРО-35 Д ее транспортировали в карьер, и далее — карьерными автосамосвалами на поверхность.

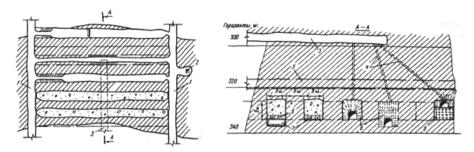


Рис. 7.2. Схема возведения искусственной потолочины (панель 12): 1 — доставочный орт; 2 — вентиляционный восстающий; 3 — закладочный орт; 4 — закладочные скважины; 5 — проектируемый закладочный орт; 6 — арматура несущего слоя; 7 — рудная подсыпка; 8 — потолкоуступная отработка камер; 9 — почвоуступная отработка камеры 11; 10 — железобетонные шланги

Опытно-промышленный участок гор. 340 м разделили доставочными ортами на панели длиной 100-120 м. Перпендикулярно ортам отрабатывали камеры шириной 8 и высотой 8-9 м потолкоуступным забоем (камеры 2, 4, 6, 8 панели 12). По почве камеры проходили разрезной штрек сечением 4.5×4.5 м с уклоном $3-5^{\circ}$ по условию растекания закладочной смеси. Затем его поэтапно расширяли до 8 м. Далее отбивали верхнюю часть камер до высоты 9 м. Для бурения использовали буровую установку Параматик ГС-205, доставки руды — ПДМ ТОРО-500 Д, оборки кровли и стенок камер — кровлеоборщик Унискейлер-ДГ-420. Камеры панели 14 отрабатывали почвоуступным забоем. По центру камеры под кровлей проходили разрезной штрек сечением 5×4 м. Затем его расширяли до 8 м. Кровлю крепили железобетонными штангами длиной 2,2 м по сетке $0,7 \times 0,7$ м. Перед закладкой камеры на ее почве размещали рудную подсыпку толщиной 0,5 м с целью снижения сейсмического воздействия на потолочину взрывов при отработке нижележащего подэтажа. Твердеющая смесь поступала с гор. 300 м по скважинам в отработанные камеры. Несущий слой высотой 2 м закладывали смесью с расходом цемента 330 кг/м³, остальную часть камеры — с расходом цемента 243 кг/м³. Кроме того, несущий слой армировали металлической сеткой высотой 2 м, устанавливая 5-6 рядов по ширине камеры. Прочность закладки в первичных камерах достигала в нижнем слое 7 МПа, в верхнем — 4 МПа. Результаты опытно-промышленных испытаний (ОПИ) показали, что производительность труда при потолкоуступной выемке в 1,23 раза выше, чем при почвоуступной за счет совмещения во времени процессов бурения и доставки (табл. 7.1).

Таблица 7.1
ТЭП при возведении искусственной потолочины на Учалинском месторождении

ТЭП	потолко- уступная	почвоуступная
Параметры камер (длина × ширина × высота), м	106×8×9	$(70-85) \times 8 \times 8$
Объем подготовительно-нарезных работ, м ³ /1000 т	62,9	73,0
Расход ВВ, кг/т	0,41	0,59
Выход руды с 1 м шпура (скважины), м	2,1	1,8
Производительность труда, т/челсмену:		
на проходке	5,3	5,3
на бурении	198,0	145,2
по доставке	400,0	370,0
по системе разработки	38,5	31,2
Потери, %	3,7	3,0
Разубоживание, %	2,4	3,5
Производительность блока, т/мес.	15100	14800

Молодежное медноколчеданное месторождение (Россия, Урал) отрабатывалось карьером до предельной глубины 260 м (отм. +240 м) (см. рис. 1.5). ИГД УрО РАН разработано ТЭО (проект) доработки Молодежного месторождения подземным способом рудником с производственной мощностью 400 тыс. т руды в год. В ТЭО рассмотрено три варианта вскрытия: вертикальным стволом с поверхности, наклонным стволом с поверхности и автоуклоном из карьера. Поскольку технология отработки месторождения и затраты на строительство поверхностных объектов во всех вариантах одинаковы, сравнение проведено по суммарному объему ГКР и сроку строительства. Результаты расчетов показывают примерное равенство объемов ГКР по вариантам, разница составляет не более 7% (табл. 7.2). Принят вариант вскрытия автоуклоном из карьера, по которому срок ввода рудника в эксплуатацию на 22—28 месяцев меньше, чем по другим вариантам [31].

Порядок отработки месторождения нисходящий, начиная с этажа +270/+210 м [197]. Применяется этажно-камерная система разработки с закладкой под рудным изолирующим целиком толщиной 10-20 м, отрабатываемым на последнем этапе отработки этажа (вариант I.1.2).

На гор. +210 м проходятся доставочный и вентиляционный штреки, доставочные орты, погрузочные заезды и буроподсечные орты (рис. 7.3).

 ${\it Tаблица} \ 7.2 \\ {\it ТЭП} \ {\it по} \ {\it вариантам} \ {\it вскрытия} \ {\it Молодежного} \ {\it месторождения}$

Показатели	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
1. Длина выработок, м	13 233	12 197	15 241
в т. ч. основных вскрывающих:			
— вертикальный ствол, Ø 4,0 м;	445	_	_
— наклонный ствол, $S = 14,0 \text{ м}^2$;	_	995	_
— автоуклон, $S = 14,1 \text{ м}^2$	_	_	3 6 9 0
2. Объем выработок, м ³ ,	225 226	209 605	215 883
в т. ч. основных вскрывающих:			
вертикальный ствол;	7 4 5 8	_	_
наклонный ствол;	_	13 580	_
— автоуклон	_	_	52 030
3. Срок строительства рудника, мес.	40	46	30
в т. ч. по вводу его в эксплуатацию			
(до гор. +270 м)	40	46	18

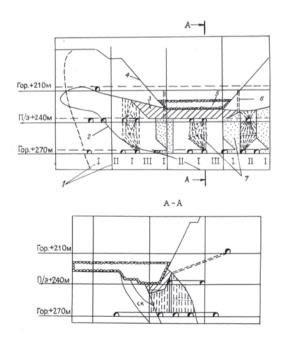


Рис. 7.3. Этажно-камерная система разработки подкарьерных запасов Молодежного месторождения:

 $1-{\rm I, II, III}-{\rm порядок}$ отработки; $2-{\rm рудное}$ тело; $3-{\rm изолирующий}$ рудный целик; $4-{\rm контур}$ карьера; $5-{\rm породный}$ навал; $6-{\rm закладочные}$ скважины; $7-{\rm камеры}$

На гор. +240 м буровые орты и отрезные восстающие +210/+240 м. Бурение и отбойка руды осуществляется из буровых и буроподсечного ортов. Выпуск и доставка руды осуществляется ПДМ типа ТОРО-400 в автосамосвалы типа ЕЈС-20.

Целик под дном и в борту карьера оформляется так, чтобы его нижняя часть имела наклон, соответствующий углу откоса уступа карьера (70—60°) исходя из условий полноты заполнения камерного пространства твердеющей закладкой и дальнейшего рационального извлечения запасов изолирующего целика. Параметры камер: высота — до 60 м; высота бурового подэтажа — 30 м; ширина — 15 м; длина равна мощности рудного тела вкрест простирания. Основные ТЭП вскрытия и доработки Молодежного месторождения подземным способом рассчитаны для нормы дисконтирования $10\,\%$ и представлены в табл. 7.3.

 Таблица 7.3

 ТЭП вскрытия и отработки Молодежного месторождения

Показатели	Ед. изм.	Количе-
Годовая добыча руды	тыс. т	400
Удельный вес применяемых систем разработки:	121011	100
— этажно (подэтажно)-камерная с закладкой;	%	72
 камерная с доставкой руды силой взрыва и закладкой; 	%	14
– камерно-целиковая с закладкой;	%	4
 подэтажное обрушение с торцовым выпуском 	%	10
Общий объем горно-капитальных работ	тыс. м ³	134
Общий объем горно-подготовительных работ	тыс. м ³	82,8
Удельный объем подготовительно-нарезных работ	$M^3/1000 T$	32,6
Срок отработки запасов	лет	17
Численность трудящихся	чел.	255
Производительность труда забойного рабочего	т/чел смену	46
Эксплуатационные расходы на добычу и обогащение 1 т,	руб.	604,8
в том числе себестоимость добычи	руб.	370,3
Срок окупаемости капитальных вложений:		
— простой;	лет	6,5
— с учетом дисконтирования	лет	10,5

Гайское медноколчеданное месторождение (Россия, Урал) разрабатывается комбинированным способом по параллельной схеме с 1961 г. [83]. За этот период ПГР создан мощный (до 350 м) ис-

кусственный целик, представленный закладочным материалом (см. рис. 1.5). Параллельная схема ведения ОГР и ПГР предопределила слабое влияние негативных специфических факторов: без осложнений отработано 7 подземных этажей. Однако при разработке этажа 670/750 м наблюдались обрушения камер и вмещающих пород с выходом воронок в карьер [98]. Причиной этому послужило отставание закладочных работ и низкая устойчивость вмещающих пород, например, в этаже 670/750 м из 49 камер 18 было отработано с обрушением пород. В итоге снижаются безопасность горных работ, эффективность добычи и обогащения, ухудшаются показатели извлечения.

Установлено, что для условий Гайского месторождения наиболее приемлемым способом сохранения устойчивости висячего бока и снижения разубоживания без дополнительных затрат является применение предохранительных целиков (ПЦ) (рис. 7.4) [133—135].

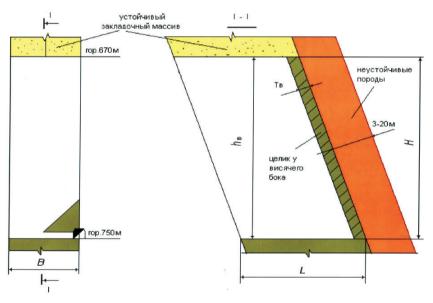


Рис. 7.4. Расчетная схема отработки камеры с ПЦ у висячего бока

Разработаны методика и компьютерная программа выбора оптимального соотношения Π и P, и нахождения оптимума по критерию максимума прибыли. Установлено, что технология с Π значительно эффективнее традиционной — Π p повышается на 55 руб./т (табл. 7.4).

 $\begin{tabular}{ll} $\it Taблицa~7.4$ \\ \begin{tabular}{ll} $\it T\Theta\Pi$ вариантов этажно-камерной системы разработки \end{tabular}$

Наименование	Вариант отработка камер		
показателя	по традицион-	по технологии	
	ной технологии	с ПЦ у висячего	
		бока	
Потери, %	2,5	13,0	
Разубоживание, %	16,0	5,5	
Затраты на добычу и обогащение, руб./т	586,5	496,2	
Извлекаемая ценность, руб./т	640,3	605,0	
Прибыль, руб./т	53,8	108,8	

Учитывая, что по технологии с ПЦ целесообразно отрабатывать не все, а около четверти камер в этаже, средняя величина потерь по этажу 670/750 м составит около 5%. Следует отметить, что эта величина потерь характерна для системы разработки горизонтальными слоями с закладкой (рудники Норильского ГМК). В свете задачи по снижению себестоимости производства катодной меди до \$3 тыс. за тонну значимость технологии камерной выемки с ПЦ для подземных рудников УГМК высока [198].

Джусинское медноколчеданное месторождение (Россия, Урал) отрабатывалось открытым способом до глубины 260 м (отм. +30 м). Мощность рудных тел составляет от 3 до 15 м, угол падения — от 70 до 90° (средний — 80°). Коэффициент крепости руды — 8-14, пород — 10-12. Средняя плотность руды — 4.34 т/м^3 , пород — 2.75 т/м^3 . Запроектирована последовательная схема комбинированной разработки с началом строительства стволов на всю глубину за 4 года до завершения ОГР. Ввиду высокого содержания полезных компонентов в балансовых запасах ниже проектной отм. -100 м нижняя граница шахтного поля увеличена до отм. –220 м. Выбранная в ТЭО института «Гипроруда» система разработки подэтажных штреков с переносным оборудованием и высотой этажа 60 м не обеспечивает рентабельную отработку месторождения. В связи с этим в Корректировке горно-транспортной части ТЭО, выполненной ИГД УрО РАН, разработан вариант камерной системы с использованием комплекса машин с монорельсовым перемещением (КПВ-4 А, КОВ-25 и ПВ-1000) и высотой этажа 120 м (рис. 7.5).

Отработку запасов под дном карьера предусмотрено вести камерной системой под защитой изолирующего рудного целика, погашаемого после выемки всех запасов в этаже (вариант I.1.1).

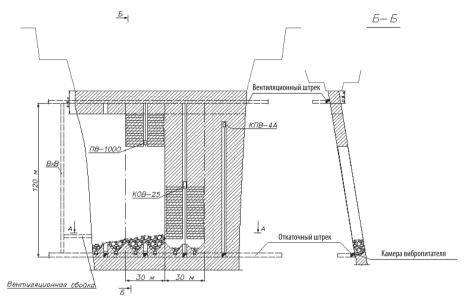


Рис. 7.5. Система разработки Джусинского месторождения

Мощность изолирующего целика-потолочины — 6—8 м. Выемка руды производится камерами длиной до 30 м при высоте этажа 120 м. Ширина камеры равна мощности рудного тела. Камеру обуривают горизонтальными веерами скважин, после чего отбивают слои снизу вверх. Проведенное ЭММ показало, что вариант камерной системы разработки с использованием КОВ-25 имеет лучшие ТЭП (табл. 7.5).

Таблица 7.5 ТЭП подземной отработки Джусинского месторождения

Показатели	ТЭО	Корректировка	
	Гипроруда	ИГД	
Глубина карьера, м	250	260	
Границы шахтного поля	+30100 м	+30220 м	
Промышленные запасы руды, тыс. т	1014,9	2472,1	
Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	986,4	2582,0	
Годовая производительность рудника, тыс. т	150	200	
Срок существования рудника, лет	7	14	
Объем горно-капитальных выработок, тыс. м ³	64984	70684	
Удельный объем ГКР, ${ m M}^3/1000{ m T}$	64,0	28,6	
Высота этажа, м	60	120	
$У$ дельный объем ПНР, м $^3/1000$ т	32,85	22,4	
Потери руды, %	13,5	6,0	

Окончание табл. 7.5

Показатели	ТЭО Гипроруда	Корректировка ИГД
Разубоживание, %	11	10,0
Производительность труда забойного рабочего, т/чел-см	н. д.	26,0
Капвложения в строительство рудника, млн руб.	352926,4	458 804,3
Удельные капитальные вложения на 1 т руды, руб.	357,8	177,7
Себестоимость добычи 1 т руды, руб.	707,2	537,1

7.2. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении железорудных месторождений

Естиниское железорудное месторождение (Россия, Урал) представлено рудными телами мощностью 25—40 м с углом падения 35—55°. В целом вмещающие породы и руды устойчивы, на верхних горизонтах наблюдается зависание висячего бока на протяжении нескольких сотен метров. Месторождение отнесено к удароопасным. Верхняя его часть отработана карьером на глубину 120 м, ниже — до глубины 470 м (гор. —240 м) вскрыто тремя вертикальными стволами [179]. Производственная мощность шахты составляет 1,2 млн т в руды год. Способ проветривания — комбинированный. Применяется этажно-камерная система разработки с высотой этажа 60 м и скреперной доставкой руды. Длина камер на верхних горизонтах до 150 м при МКЦ 15—25 м, на нижних — до 50 м.

ИГД УрО РАН разработан технологический регламент для ТЭО отработки глубоких горизонтов шахты Ново-Естюнинская [179]. Совместно с лабораторией геодинамики и горного давления ИГД УрО РАН для отработки участков средней мощностью 40 м и углом падения 55° с учетом необходимости сохранения земной поверхности разработан вариант этажно-камерной системы с оставлением МБЦ и заполнением выработанного пространства гидравлической или малопрочной твердеющей закладкой и восходящим порядком отработки (см. рис. 5.5). Этаж высотой 80 м делится на добычные блоки, состоящие из камер длиной 200 м и МБЦ *X*-образной формы размером

в меньшем сечении 25 м. Этаж отрабатывается двумя подэтажами высотой 40 м. Преимуществом варианта является более полное извлечение руды, некоторое снижение концентрации горного давления на выработки выпуска, возможность использования в качестве закладки хвостов обогащения. Также были рассмотрены этажно-камерная система с открытым выработанным пространством с оставлением или обрушением МБЦ и подэтажное обрушение с торцовым выпуском с применением СО — Соло-1009 и ТОРО-500 (табл. 7.6).

 $\begin{tabular}{ll} $\it Taблицa~7.6$ \\ \begin{tabular}{ll} $\it T\Im\Pi$ систем разработки Ново-Естюнинского месторождения \end{tabular}$

ТЭП	Этажно-камерная		Этажно-	Подэтаж-
	с обруше-	с оставле-	камерная	ное обру-
	нием МБЦ	нием МБЦ	с заклад-	шение
			кой	
Потери, %	21,3	22,6	21,3	16,2
Засорение, %	12,5	12,3	5	26,1
Эксплуатационные запасы,				
тыс. т	3 076,01	3017,92	2834,91	64,66
Удельный объем ПНР, ${\rm M}^3/1000{\rm T}$	5,38	5,48	5,95	17,06
Производительность труда,				
т/ч-см	250	249,1	243,3	218,1
Себестоимость добычи, \$/т	4,49	4,51	5,19	4,71
Извлекаемая ценность, \$/т	12,84	12,84	13,82	10,92
Прибыль 1 т балансовых запасов, \$/руб.	3,76/112,79	3,67/110,13	3,6/107,93	2,59/77,59

Конструирование схем подготовки и днищ камер показало, что для безопасного и эффективного использования самоходного СО на выпуске и доставке наиболее целесообразными схемами являются:

- 1) для рудных тел средней мощности (до 40—50 м) при расположении камер по простиранию рудного тела полевая подготовка с расположением выработок выпуска и доставки в породах лежачего бока, траншейное днище камер и площадной выпуск руды через погрузочные заезды;
- 2) для мощных рудных тел (более 50 м) при расположении камер вкрест простирания рудного тела полевая кольцевая подготовка с расположением в лежачем и висячем боках рудного тела транспортных выработок, соединенных доставочными ортами, плоское днище камер и торцовый выпуск руды ПДМ с ДУ.

Одной из главных проблем реализации восходящей камерной выемки является создание и сохранение устойчивого закладочного массива, представленного сухой закладкой (СЗ), обеспечивающего одновременно безопасность ведения очистной выемки руды, интенсивность отработки камер и низкую себестоимость закладочных работ. Особенность технологических и организационных решений по камерной выемке с СЗ (порода от проходки выработок и отходы обогащения — дробленая порода после СМС и обезвоженные хвосты после ММС) заключается в обеспечении устойчивости закладочного массива при обнажении его в процессе выемки запасов смежных камер.

Создано семь вариантов системы разработки с восходящей выемкой, отличающихся порядком отработки камер и целиков, технологией очистной выемки, способами создания и обеспечения устойчивости закладочного массива, конструкцией днищ (табл. 7.7). Варианты 1—5 разработаны для рудных тел средней мощности (до 50 м). Доставка руды до рудоспуска производится ПДМ, закладочного материала — автосамосвалами. Параметры камер: высота — 80—100 м, длина 50—200 м в зависимости от устойчивости массива, ширина равна мощности рудного тела.

Вариант 1 камерной выемки с СЗ и регулярными рудными целиками (РЦ). Рудное тело по простиранию разбивается на камеры и РЦ шириной 15—20 м. Камеры в этаже отрабатываются сплошным порядком по схеме 1-РЦ-1-РЦ-1 и закладываются СЗ. Между камерами оставляется РЦ (податливый), формируемый при условии полного заполнения выработанного пространства смежной камеры СЗ. Очистная выемка включает отбойку руды веерными скважинными зарядами, ее площадной выпуск и доставку до рудоспуска ПДМ. Закладка камер СЗ осуществляется автосамосвалами путем отсыпки из выработок буро-вентиляционного горизонта, которые являются доставочными при отработке камер вышележащего этажа.

Вариант 2 камерной выемки с СЗ и бетонными целиками (БЦ). Камеры в этаже отрабатываются камерно-целиковым порядком по трехстадийной схеме 3-БЦ-2-БЦ-3. Перед отработкой камер 2 и 3 очереди между ними создаются БЦ шириной 20—25 м путем камерной выемки с твердеющей закладкой. Для формирования БЦ используется твердеющая или комбинированная закладка, массив которой создается одновременной подачей СЗ и укрепляющего раствора. Камеры 2 и 3 очереди отрабатывают и закладывают по аналогии с вариантом 1.

Tаблица 7.7 Варианты систем разработки Естюнинского месторождения

Вариант	Порядок от-	Технология	Способ соз-	Схема под-
системы	работки камер	очистной выем-	дания и со-	готовки,
разработки	и целиков	ки камер	хранения	конструкция
		и целиков	устойчивости	днища
			закладочного	
			массива	
	рудные п	тела средней мощн		
Вариант 1. Ка-	Сплошной	Отбойка вее-	Формирование	Полевая
мерная с су-	с оставлени-	рами скважин	РЦ.	с располо-
хой закладкой	ем постоянных	и выпуск руды	Отсыпка	жением вы-
и регулярными	РЦ:	через траншей-	из выработок	работок
рудными це-	1-РЦ-1-РЦ-1	ное днище	вышележащего	горизон-
ликами (РЦ)			этажа и уплот-	та выпуска
			нение под соб-	и доставки
			ственным	в лежачем
			весом	боку. Созда-
Вариант 2. Ка-	Камерно-цели-	Камеры и цели-	Опережаю-	ет условия
мерная с су-	ковый с опере-	ки отрабатыва-	щее форми-	для безопас-
хой закладкой	жающим созда-	ются аналогич-	рование БЦ	ной и эф-
и бетонны-	нием БЦ:	но вар.1.	между камера-	фективной
ми целиками	3-БЦ-2-БЦ-3		ми 1 и 2 очере-	работы СО.
(БЦ)			ди твердеющей	Траншейное
			или комбини-	днище каме-
			рованной за-	ры для пло-
			кладкой	щадного вы-
Вариант 3. Ка-	Камерно-цели-	Камеры отраба-	Формирова-	пуска руды из погрузоч-
мерная с су-	ковый с ВРЦ:	тываются ана-	ние ВРЦ меж-	ных заездов
хой закладкой	1-ВРЦ-2-	логично вар.1,	ду камерами	с помощью
и временными	ВРЦ-1	ВРЦ — под-	1 и 2 очереди.	ПДМ.
рудными це-		этажным или	Отсыпка ана-	Траншейное
ликами (ВРЦ)		этажным обру-	логично вар.1	днище фор-
D 4 77	0 0	шением		мируется за-
Вариант 4. На-	Сплошной	Основная часть	Отсыпка ана-	благовре-
клонными ка-		камеры отраба-	логично	менно путем
мерами с су-		тывается анало-	вар.1 с после-	оформления
хой закладкой,		гично вар.1,	дующим укре-	кровли отра-
укрепленной		часть — с взры-	плением отко-	батываемых
цементным		водоставкой	са цементным	нижележа-
раствором	V	V	раствором	щих камер,
Вариант 5.	Камерно-цели-	Камеры отраба-	Отсыпка слоев	что обеспе-
Трапециевид-	КОВЫЙ:	тываются ана-	СЗ и укрепле-	чивает пол-
ными камера- ми с комби-	1-2-1-3-1	логично вар.1	ние их цемент-	ноту их за-
ми с комои- нированной			ным раствором	кладки
закладкой				
закладкий				

Окончание табл. 7.7

Вариант	Порядок от-	Технология	Способ соз-	Схема под-
системы	работки камер	очистной выем-	дания и со-	готовки,
разработки	и целиков	ки камер	хранения	конструкция
		и целиков	устойчивости	днища
			закладочного	
			массива	
	мо	ощные рудные тела		
Вариант 6. Ка-	Камерно-цели-	Камеры выни-	Отсыпка, пла-	Полевая
мерная с су-	ковый с ВРЦ:	мают с торцо-	нирование	кольцевая
хой закладкой	1-ВРЦ-2-	вым выпуском	и уплотнение	штреками
и временными	ВРЦ-1	руды.	сухой закладки	и ортами.
рудными це-		ВРЦ — подэ-	бульдозером	Плоское
ликами (ВРЦ)		тажным обру-	с дистанцион-	днище для
		шением	ным управле-	торцово-
			нием (ДУ)	го выпуска
Вариант 7.	Камерно-цели-	Камеры выни-	Отсыпка, пла-	руды.
Ромбовидны-	ковый:	маются с торцо-	нирование	Доставочные
ми камерами	1-2-1-2-1	вым выпуском	и уплотнение	орты распо-
с сухой заклад-		руды ПДМ с ДУ	сухой закладки	лагаются над
кой			и укрепление	целиками,
			откосов твер-	предвари-
			деющей	тельно сфор-
			закладкой	мированны-
				ми в кровле
				нижеле-
				жащей
				камеры

Вариант 3 камерной выемки с СЗ и временными рудными целиками (ВРЦ) (рис. 7.6). Камеры в этаже отрабатываются камерно-целиковым порядком по трехстадийной схеме 1-ВРЦ-2-ВРЦ-1. Между камерами 1 и 2 очереди формируется ВРЦ шириной 15—20 м. Технология отработки и закладки камер аналогична варианту 1. Отработка ВРЦ осуществляется подэтажным или этажным обрушением под обрушенной СЗ. После выемки ВРЦ производят дозакладку выработанного пространства путем отсыпки СЗ из выработок буро-вентиляционного горизонта.

Вариант 4 выемки камерами с наклонными торцевыми стенками с С3, укрепленной цементным раствором. Основная часть камеры вынимается аналогично варианту 1, часть над укрепленным откосом закладочного массива — путем слоевой отбойки и взрыводоставки руды.

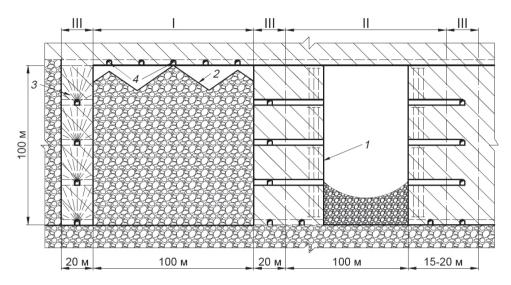


Рис. 7.6. Вариант 3 камерной выемки с СЗ и ВРЦ:

I, II, III — порядок отработки, 1 — выемка запасов камеры 2-й очереди, 2 — отсыпка закладочного массива из C3 в камере 1-й очереди, 3 — отработка ВРЦ подэтажным обрушением, 4 — закладочные выработки

Вариант 5 выемки трапециевидными камерами с наклонными торцевыми стенками с С3, укрепленной цементным раствором (рис. 7.7). Данный вариант позволяет реализовать стадийный камерно-целиковый порядок отработки камер в этаже по двухстадийной схеме 1-2-1-2-1. С целью создания устойчивого закладочного массива в обоих торцевых частях первичной камеры формируется откос путем придания торцевым стенкам камеры наклона (55–65°). Закладочный массив формируется путем отсыпки слоев С3 и последующего их укрепления раствором (цемент + вода). В камерах 2 очереди закладочный массив формируется аналогично варианту 1 из выработок буро-вентиляционного горизонта.

Варианты 6 и 7 созданы для отработки мощных (более 50 м) рудных тел и предусматривают расположение камер вкрест простирания рудного тела, формирование плоского днища камеры, торцовый выпуск руды ПДМ с дистанционным управлением (ДУ), доставку ее до рудоспуска, транспортирование СЗ автосамосвалами. Параметры камер и целиков: высота — 50-100 м, ширина — 20-50 м и длина равна мощности рудного тела.

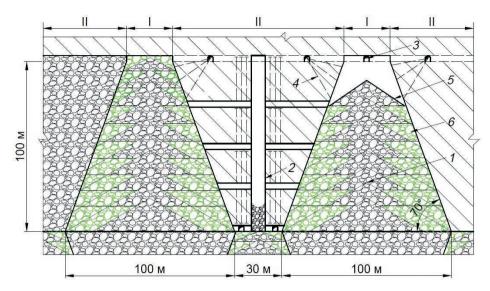


Рис. 7.7. Вариант 5 выемки трапециевидными камерами с комбинированной закладкой:

I, II — порядок отработки, 1 — отсыпка слоев C3 и их укрепление в камере 1-й очереди, 2 — отработка камер 2-й очереди, 3 — закладочная выработка, 4 — закладочные скважины для подачи укрепляющего раствора, 5 — формируемый слой C3, 6 — укрепленный откос

Вариант 6 камерной выемки с СЗ и ВРЦ. Камеры в этаже отрабатываются в камерно-целиковом порядке по трехстадийной схеме 1—ВРЦ—2—ВРЦ—1. Между камерами 1 и 2 очереди формируется ВРЦ шириной 15—20 м. После отработки и заполнения камер 1 и 2 очереди СЗ осуществляется выемка ВРЦ этажным или подэтажным обрушением с отбойкой веерных скважин в зажатой среде и выпуском руды под обрушенной СЗ. Закладка выработанного пространства камер 1 и 2 очереди и дозакладка выработанного пространства ВРЦ осуществляется СЗ из выработок буро-вентиляционного горизонта.

Вариант 7 выемки ромбовидными камерами с СЗ (рис. 7.8). Камеры в этаже отрабатываются камерно-целиковым порядком по двухстадийной схеме 1—2—1—2—1. Камеры вынимаются в шахматном порядке и смещены относительно друг друга по вертикали на половину высоты этажа. Технология очистной выемки в камерах аналогично варианту 6. Отработанные камеры заполняются СЗ из выработок бурового и вентиляционного горизонтов. Сохранение устойчивости закладочного массива достигается укреплением верхних откосов закладочного

массива отработанной камеры твердеющей закладкой или цементным раствором (цемент + вода), подаваемым из выработок или по скважинам. При отработке вышележащей камеры укрепленные откосы представляют собой борта выпускной траншеи.

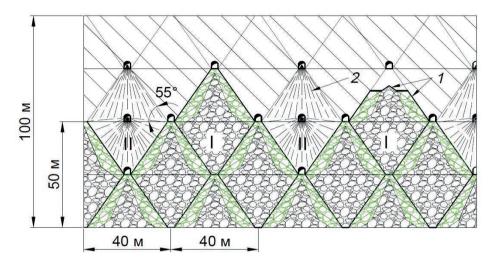


Рис. 7.8. Вариант 7 выемки ромбовидными камерами с C3, укрепленной твердеющим раствором:

I, II — порядок отработки, 1 — отсыпка закладочного массива C3 и укрепление его верхних откосов твердеющим раствором в камерах 1-й очереди, 2 — выемка камер 2-й очереди

Сарбайское железорудное месторождение (Казахстан) отрабатывается карьером до глубины 620 м, после чего планируется переход на ПГР. Подземные запасы включают четыре крупных рудных тела мощностью от 3 до 250 м и углом падения от 30° до 90°. Породы и руды средней устойчивости и неустойчивые, с коэффициентом крепости руды 14—15, вмещающих пород 13—14. В карьере создаются внутренние отвалы пустых пород высотой 110—260 м. ИГД УрО РАН разработаны технологические регламенты для проекта, в которых запасы месторождения разделены на прибортовые (выше дна карьера в отм. +15/—385 м) и подкарьерные (между отм. —385 м и —585 м), причем как непосредственно граничащие с предельным контуром карьера, так и удаленные от него [199]. По простиранию месторождение разбито на три участка: Центральный, Северный и Южный. Выемка около 20% верхнего подкарьерного этажа —385/—485 м будет произво-

диться под отвалом пустых пород, остальные — под обрушенными породами.

При выборе технологии подземной добычи руды руководствовались следующими основными положениями:

- по геомеханическим условиям очистные блоки и основные ПНВ располагаются вкрест простирания рудного тела;
- из-за высокой трещиноватости массива и большого горного давления принят сплошной порядок отработки без образования целиков;
- производится постепенная подработка водоносных горизонтов с оставлением под ними предохранительных целиков, что позволяет создать условия для плавного опускания водоупорных глин и предотвратить залповые прорывы воды в подземные выработки;
- для проходческих и очистных работ предусмотрены комплексы высокопроизводительного СО.
- проектная мощность рудника 6 млн т при отработке прибортовых запасов и 10 млн т подкарьерных достигается за счет параллельно-последовательной отработки запасов в Северном, Центральном, Южном участках в 2-х смежных этажах одновременно.

На основании технико-экономического сравнения установлены эффективные варианты технологии выемки подкарьерных и прибортовых запасов. Для рудных тел средней мощности целесообразно применять подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды. Система является эффективной, универсальной и гибкой по условиям применения, позволяет организовать широкий фронт очистных работ и обеспечить необходимую производительность. Вместе с тем она характеризуется большим объемом ПНР, трудностью проветривания очистных забоев и требует заполнения выработанного пространства породой после выемки каждого слоя. Вследствие этого для отработки мощных рудных тел рекомендовано этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой и отбойкой в зажатой среде (вариант II.4.3). Рудное тело разбивается на панели высотой 100 м, длиной по простиранию — 160 м, шириной равной мощности рудного тела (рис. 7.9). Вариант характеризуется небольшим удельным объемом ПНР. Непрерывный выпуск больших объемов руды и независимое ведение БВР и выпуска обеспечивают высокую интенсивность добычи руды и большую производительность ПДМ (до 650 т/смену). Возможность производить равномерный выпуск руды по всей площади блока позволяет соблюдать горизонтальный контакт отбитой руды с обрушенной породой и получить хорошие показатели извлечения руды.

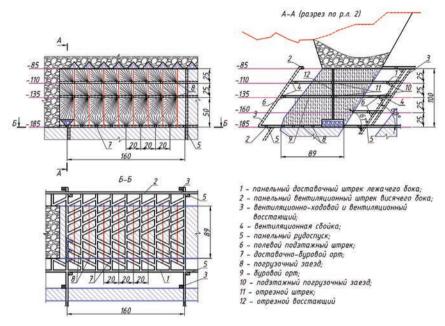


Рис. 7.9. Система этажного принудительного обрушения с односторонним выпуском руды

Для отработки мощных рудных тел, расположенных в Восточном борту карьера, предусмотрено этажное принудительное обрушение с площадным двусторонним выпуском руды. В целях снижения энерго- и ресурсоемкости технологии предусмотрено применение карьерных буровых станков СБШ-190/250-60, которыми обуривается верхняя часть уступов скважинами диаметром 190 мм (рис. 7.10). Нижняя часть обуривается станками DL 420-10 вертикальными веерами скважин из подземных выработок. Выпуск и доставка всей отбитой руды ведется из буро-подсечных ортов ПДМ. Данный вариант является наиболее эффективным, однако его применение возможно только на участках борта с сохранившимися бермами. Основные ТЭП разработанных вариантов приведены в табл. 7.8.

Достигнутые ТЭП соответствуют лучшим мировым аналогам, а разработанные технические и технологические решения по освоению при-

бортовых и подкарьерных запасов крупнейшего железорудного месторождения обеспечивают надежное создание, развитие и поддержание производственной мощности рудника в течение длительного периода.

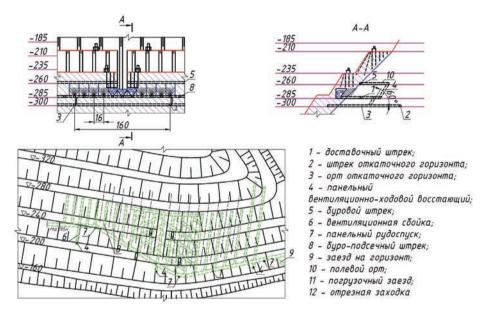


Рис. 7.10. Этажное обрушение с использованием СБШ-190/250—60

Таблица 7.8 ТЭП систем разработки Сарбайского месторождения

	Восточный борт		ный борт	Срепце	
Технико-экономиче- ские показатели	хнико-экономиче- ное обру-	Этажное обруше- ние	Этажное обруше- ние	Этажное обрушение (станки для ОГР)	Средне- взвешен- ные пока- затели
Потери, %	13,28	12,80	4	,87	11,15
Разубоживание, %	21,05	21,93	2,91		16,62
Доля применения технологии, %	49,8	28,7	21,5		100
Удельный объем ПНР на 1000 т руды, м ³	23,0	16,1	11,9	9,2	19,2
Производительность труда на процессах:					
— проходка ПНВ,м³/челсмену	4,4	4,6	4,7	4,8	4,5
— отбойка,т/челсмену	524,0	731,5	746,7	1398	608,0

0	_	7 0
Окончание	mann	/ X

			Восточ	ный борт	Сполио
Технико-экономиче- ские показатели	Подэтаж- ное обру- шение	Этажное обруше- ние	Этажное обруше- ние	Этажное обрушение (станки для ОГР)	Средне- взвешен- ные пока- затели
выпуск и доставка,т/челсмену	638,4	638,4	638,4	630,7	638,4
— на очистной выемке,т/челсмену	287,8	340,9	344,2	410,5	311,4
Производительность труда по блоку, т/челсмену	114,7	155,1	183,6	210,5	133,3

Тарыннахское и Горкитское железорудные месторождения (Россия, Якутия) простираются с севера на юг, соответственно, на 23 км и 19,5 км. Горно-геологические условия подземной отработки запасов достаточно благоприятные. Мощные рудные тела (10-60 м) крутого падения (75–90°) расположены в пределах мощной рудной зоны (до 450 м) и распространяются на глубину до 1000 м. Руды и породы устойчивы. На месторождениях имеются сбросо-сдвиговые нарушения, не сильно влияющие на устойчивость руд и пород. Средняя объемная масса руд -3,3-3,45 т/м³, вмещающих пород -2,65 т/м³. Коэффициент крепости руд — 7-20, вмещающих пород — 6-15. Горнотехнические условия осложняются значительной водообильностью, расчлененным рельефом, высокой сейсмичностью района. Гидрогеологические условия Тарыннахского месторождения простые: обводнение будет происходить за счет подземных вод и атмосферных осадков. Горкитского — более сложные, для перехвата подземных вод необходимо применение водопонижающих скважин законтурного дренажа.

При изыскании подземной геотехнологии исходили из следующих основных горнотехнических и горно-геологических факторов:

- комбинированная разработка обоих месторождений осуществляется по последовательной схеме — ОГР ведутся несколькими карьерами (5–7) до глубины 220–400 м с последующим переходом на ПГР;
- балансовые запасы Тарыннахского месторождения, подлежащие подземной разработке, составляют 1 550 млн т, Горкитского 1 335 млн т, значительный объем этих запасов (около 30%) расположен выше дна карьеров;

- в связи с большой протяженностью и значительными запасами месторождений целесообразно каждое из них разделить по простиранию на два шахтных поля, отрабатываемых отдельными шахтами, по высоте — на три яруса, состоящих из нескольких эксплуатационных этажей и концентрационного горизонта [200];
- годовая производственная мощность каждой из 4-х шахт, установленная по горным возможностям, при отработке первого яруса составляет 6 млн т в год, суммарная годовая производительность Тарыннахского и Горкитского рудников 24 млн т руды. Вследствие увеличения эксплуатационных рудных площадей во втором ярусе мощность шахт может быть увеличена до 8 млн т руды в год.

Способ и схема вскрытия Тарыннахского месторождения — вертикальными стволами, расположенными в лежачем боку месторождения за зоной сдвижения и штольнями и вспомогательными наклонными съездами из карьера, определены исходя из большой величины, глубины и протяженности подземных запасов и их пространственного расположения относительно карьеров. Шахтные поля длиной 11 км делятся на два крыла длиной по 5,5 км. По вертикали месторождение разбивается на 3 яруса высотой 300 м. В свою очередь, ярус делится на 3 этажа высотой 100 м. Горкитское месторождение разделяется на два шахтных поля длиной по 9 000 м, каждое из которых так же делится на два крыла. Схема вскрытия и подготовки месторождения в целом такая же, что и Тарыннахского.

Порядок подземной разработки месторождений последовательный, нисходящий ярусами. Этажи в ярусах также отрабатываются сверху вниз.

В рассмотренных горно-геологических и горнотехнических условиях, учитывая значительные запасы месторождений, невысокую ценность руды, большую мощность залежей, крутой угол падения оптимальным является применение систем с массовым обрушением руды (вариант II.4.3) [199, 201]. Как показывает опыт применения систем с обрушением, наиболее распространенными являются варианты с отбойкой на компенсационные камеры, позволяющие обеспечить необходимое разрыхление руды при отбойке и за счет этого упростить режим выпуска. В результате выбора принят вариант с отбойкой руды параллельно-сближенными глубокими скважинами на узкую компенсационную камеру (камера-щель), и зажатую среду [202, 203], и площадным выпуском руды ПДМ.

Шахтное поле в этаже разбивается на панели длиной по простиранию 160 м и высотой 100 м. Панели отрабатываются от флангов к центру шахтного поля. В пределах панели рудное тело делится на четыре добычных блока шириной 40 м и длиной, равной мощности рудного тела. Добычные блоки вынимаются сплошным порядком по простиранию рудного тела. Подготовка блока к очистной выемке включает проведение доставочных ортов на границе смежных блоков; траншейных ортов по оси блока, расположенных на уровне кровли погрузочных заездов, пройденных через 20 м из доставочных ортов с двух сторон к траншейному штреку (рис. 7.11).

Проходка горизонтальных и наклонных выработок осуществляется комплексами, состоящими из буровых кареток типа Sandvik DD 320—40 и ПДМ Sandvik LH 307 грузоподъемностью 6,7 т, проходка восстающих — комплексом типа Robbins 73RHC или Rhino 1000. Для бурения скважин диаметром 89 и 102 мм предусматривается буровой станок Sandvik DL420—10 с гидроперфоратором, параллельно-сближенных скважин диаметром 115 мм и глубиной 65 м — буровой станок Sandvik Aries с погружным пневмоударником. Во всех случаях заряжание скважин производится гранулированными или эмульгированными ВВ с использованием зарядной установки Charmec-6605.

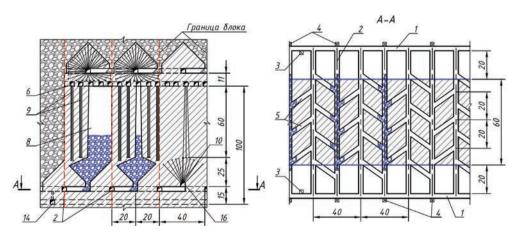


Рис. 7.11. Этажное принудительное обрушение на компенсационную камеру: 1 — панельный доставочный штрек, 2 — блоковый доставочный орт, 3 — блоковый рудоспуск, 4 — вентиляционный восстающий, 5 — погрузочный заезд, 6 — буровой орт, 7 — отрезной восстающий, 8 — камера компенсации, 9 — пучки скважин, 10 — веер скважин, 11 — буровой штрек, 12 — откаточный штрек лежачего бока, 13 — откаточный штрек висячего бока, 14 — откаточный орт, 15 — заезд, 16 — траншея

Выпуск отбитой руды из блока осуществляется под обрушенными породами из траншейного днища с двусторонним расположением погрузочных заездов на доставочном горизонте. Для плавного опускания границы обрушенных налегающих пород площадной выпуск осуществляется равномерно-последовательно. Выпуск и доставка руды из забоя до 4-х блоковых рудоспусков производится ПДМ типа $Sandvik\ LH$ $514\ E$ с электроприводом грузоподъемностью 14 т. При средней длине доставки 140 м производительность блока обеспечивает одновременная работа 4-х ПДМ.

Разработанный вариант технологии имеет следующие преиму-шества:

- основные выработки располагаются вкрест простирания рудного тела, что повышает устойчивость выработок и безопасность очистных работ;
- конструкция днища блока обеспечивает устойчивость выработок выпуска весь период его отработки и высокопроизводительную работу ПДМ;
- минимальные размеры камер компенсации позволяют уменьшить потенциальную опасность их обрушения, что достаточно актуально при высокой сейсмической активности района расположения месторождений;
- удельный объем ПНР в блоке в 1,5—2 раза меньше, чем на действующих подземных рудниках;
- непрерывный выпуск больших объемов руды и независимое ведение буровзрывных работ и работ по выпуску и доставке создают благоприятные условия для высокой интенсивности добычи руды и эффективного использования СО;
- отбойка руды пучками скважин позволяет отказаться от проведения промежуточного бурового горизонта и упростить схему подготовки;
- применение ПДМ с электроприводом позволяет улучшить санитарные условия и уменьшить количество необходимого воздуха для проветривания горизонта выпуска.

Оценка варианта системы разработки, выполненная на основе ЭММ, показала, что ТЭП соответствуют лучшим мировым аналогам (табл. 7.9).

 Таблица 7.9

 ТЭП системы разработки этажного принудительного обрушения

Показатель	Ед.изм.	Значение
Балансовые запасы добычного блока	тыс. т	816
Потери, %	%	10
Разубоживание, %	%	15
Эксплуатационные запасы блока	тыс. т	864
Удельный объем ПНР на 1000 т руды	M/M^3	1,4/16,3
Производительность блока	тыс. т/мес.	56,2
Производительность труда на технологических		
процессах:	_	
проходка;	м ³ /челсмену	6,0
отбойка;	м ³ /челсмену	570
выпуск и доставка;	м ³ /челсмену	737
— на очистной выемке	м ³ /челсмену	332
Производительность труда забойного рабочего по системе разработки	т/челсмену	143

7.3. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий при освоении месторождений высокоценного сырья

Кыштымское месторождение гранулированного кварца (Россия, Урал), являющееся единственным в России эксплуатируемым месторождением высокоценного кварца, отработано карьером до глубины 94 м [204]. Жила имеет пластообразную форму и залегает под углом 32—45°. Нормальная мощность составляет в среднем 12 м, глубина залегания — 270 м. Вскрытие произведено с поверхности штольней и транспортным уклоном под углом 10°. Для изоляции подземных горных выработок от карьерного пространства оставлен барьерный целик толщиной 5 м.

Выемка запасов, расположенных под дном карьера осуществлялась по камерно-целиковой системе разработки с доставкой руды силой взрыва и последующей зачисткой лежачего бока скреперной лебедкой (вариант I.1.1). Недостаток технологии — высокие эксплуатационные потери до $28\,\%$. Выпуск отбитой руды и транспортирование ее на поверхность осуществляется ПДМ ST-3.5. ИГД УрО РАН с целью увеличения производственной мощности рудника в 3 раза и снижения потерь разработаны технологический регламент и проект,

где рассмотрено три технически возможных системы разработки: камерно-целиковая; подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды; камерная система с последующим обрушением целиков (вариант II.4.3) (табл. 7.10). Для бурения принят станок БУ-80 НБ, выпуск и транспортирование руды с помощью ПДМ ST-3.5. Геомеханическое обоснование параметров технологии выполнено отделом геомеханики ИГД УрО РАН.

Результаты сравнения показали преимущество камерной системы разработки с последующим обрушением целиков и пород висячего бока (рис. 7.12) [205].

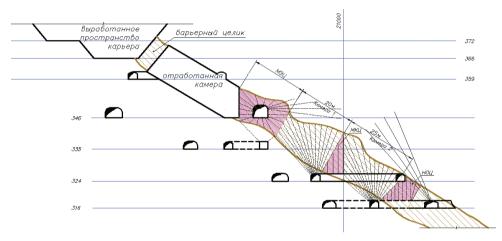


Рис. 7.12. Камерная система разработки Кыштымского месторождения

Показатель	Ед.	Варианты		
	изм.	1	2	3
Потери	%	27,5	23	9,4
Разубоживание	%	3,1	32	13,0
Общий объем ПНР	M ³	16823	20 706	16 162
Удельный объем ПНР	$M^3/1000 T$	122,7	111,0	59,7
Срок отработки этажа	лет	7,6	10,4	10,6

Кимберлитовая трубка «Удачная» (Россия, Якутия) представляет собой столбообразную вертикальную залежь, ниже дна карьера разветвляющуюся на два конусообразных рудных тела в виде двух трубок

эллипсообразной формы: Западное (3РТ), диаметром 350 м, и Восточное (ВРТ), диаметром 300 м. Они прослеживаются до глубины 1400 м с уменьшением диаметра в плане. Размеры карьерного поля по поверхности составляют $2\times1,5$ км, ОГР завершены на глубине 640 м. Вмещающие породы (известняки и доломиты) по прочности относятся к слабым ($\sigma_{\rm cж}=10\div35$ МПа) и весьма слабым породам ($\sigma_{\rm cж}=4\div10$ МПа). Крепость руд изменяется в пределах $f=3\div8$. Средняя плотность руд и вмещающих пород принята 2,6 т/м 3 . Особенностями условий, влияющих на выбор схемы вскрытия и технологии ПГР, являются:

- сложная гидрогеологическая обстановка вследствие наличия во вмещающих породах и руде напорных вод и карстовых полостей;
- газо- и нефтебитумонасыщенность месторождения, тесно связанная с выделением газонасыщенных подземных вод;
- суровые климатические условия со среднегодовой продолжительностью периода с температурой воздуха ниже —5 °C 212 суток. В летний период возможны поступления атмосферных осадков в шахту.

ИГД УрО РАН выполнил ряд НИР и регламентов для проектирования вскрытия и разработки запасов 1-й очереди в отм. -290/-580 м [206].

В связи с отставанием строительства рудника от намеченного графика обеспечения обогатительной фабрики Удачнинского ГОКа сырьем в период перехода от ОГР к ПГР ИГД УрО РАН была откорректирована схема вскрытия месторождения. В сотрудничестве с институтом «Уралгипроруда» проработаны шесть вариантов вскрытия и подготовки подземного рудника «Удачный» с учетом развития ОГР [207]. Для проектирования принят вариант 5, предложенный ИГД УрО РАН, в котором реализованы следующие технические решения:

- 1) определены отметки дна карьера -320 м и горизонтов: вентиляционного -380 м, выпуска -465 м, откаточного -480 м. Запасы первого переходного этажа используются для создания предохранительной рудной подушки и извлекаются в объеме, обеспечивающем массовое взрывание руды по условию разрыхления. Строительство гор. -305 м исключается;
- 2) на период создания предохранительной подушки вентиляционный горизонт -380 м является транспортным для ВШТ руды из этажа -320/-365 м;

- 3) предложено на каждом транспортном горизонте установить по два магистральных конвейера шириной 800 мм;
- 4) вскрытие гор. -380 м производить двумя квершлагами вместо четырех, в связи с чем их проходка упрощается и ускоряется.
- 5) вскрытие гор. —480 м осуществляется проходкой уклона —380/—480 м с гор. —380 м и квершлагами от уклона и от ствола ВВС после ввода последнего в эксплуатацию (встречными забоями);
- 6) отказ от проведения кольцевых полевых штреков ЗРТ и ВРТ на горизонтах —480 м и —580 м с размещением камер бурения дренажных скважин на кольцевом штреке горизонтов выпуска (по аналогии с гор. —380 м). Сокращается объем проходческих работ на каждом горизонте на 50 тыс. м³.

Рационализация схемы вскрытия позволяет существенно сократить затраты на ГКР около 1 млрд руб. [208]. Кроме этого, практически до нуля (805 тыс. т) сокращается дефицит в руде обогатительной фабрики в период перехода от ОГР к ПГР. Результаты сравнения ТЭП вариантов вскрытия рудника «Удачный» в этажах -320/-580 м приведены в табл. 7.11.

Таблица 7.11 ${
m T}\Theta\Pi$ вариантов вскрытия 1-й очереди рудника «Удачный»

Показатели	Варианты					
	1	2	3	4	5	6
Эксплуатационные						
запасы, тыс. т	62319	59 193	59 193	59 193	59 193	59 193
ГКР, тыс. м ³	957 173	999 262	781702	868 765	771 279	799 515
в т. ч. гор. —305 м	160764	160764	160764	160764	_	_
Удельный расход ГКВ, $M^3/1000$ т	15,36	16,88	13,21	14,68	13,02	13,51
ПНР, тыс. м ³	1451950	1500800	1317300	1317300	1 222 520	1317300
Удельный расход ПНВ, $M^3/1000$ т	3,30	25,35	22,25	22,25	20,65	22,25
Год достижения проектной мощности, год/лет строительства	2021 10	2021 10	<u>2017</u> 6	<u>2017</u> 6	<u>2017</u> 6	<u>2017</u> 6
Добыча руды за 2011—2016 гг. ОГР, тыс. т ПГР, тыс. т Всего, тыс. т	5 508 5 046 10 554	8 608 5 987 14 595	8 608 6 602 15 210	8 608 6 602 15 210	8 608 7 200 15 808	8 608 6 602 15 210
Дефицит руды на период 2011-2022 гг., тыс. т	10101	9238	6542	6542	805	6542

ИГД УРО РАН выполнено обоснование технологии отработки переходной зоны в этаже -260/-380 м системой с обрушением руды и вмещающих пород (вариант II.4.3) под предохранительной подушкой из предварительно отбитой и невыпускаемой руды, складированной на дне карьера (рис. 7.13) [24, 209]. Возможно применение на бурении подземных блоков буровых станков ОГР (рис. 7.14). Для отработки основных запасов в этаже -380/-480 м рекомендована система этажного принудительного обрушения под рудной предохранительной подушкой. Геомеханическое обоснование технологии выполнено О. В. Зотеевым и А. Д. Сашуриным.

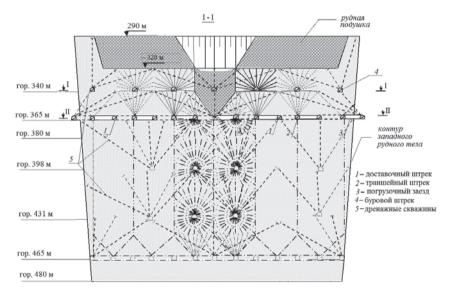


Рис. 7.13. Этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой

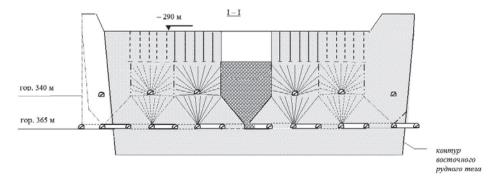


Рис. 7.14. Этажное обрушение с использованием буровых станков ОГР

Определенные трудности возникают при отработке переходной зоны, где существенная часть запасов руды (около 8 млн т) остается в прибортовых целиках. При этом верхняя часть прибортовых целиков разбурена карьерными буровыми станками, взорвана и в виде развала (около 4 млн т) расположена на дне карьера. Кроме того над 3РТ формируют насыпной съезд из вскрышных пород (более 6 млн т). При этом была поставлена задача достижения рудником производительности 4,0 млн т руды в год за счет отработки запасов переходного этажа -260/-380 м. Рассмотрено четыре варианта вскрытия и отработки этажа -260/-380 м, отличающихся расположением горизонтов выпуска и бурения, а также высотой отрабатываемых запасов (табл. 7.12) [210].

 ${\it Tаблица}~7.12$ Сравнение вариантов вскрытия и отработки этажа $-260/-380~{\rm M}$

№	Показатель	Варианты				
		1	2	3	4	
1	Отрабатываемый этаж, м	-260/-365	-260/-380	-290/-365	-290/-380	
2	Количество буровых горизонтов,	1	2	1	1	
3	Вовлекаемые запасы, тыс. т	27 27 5	31 585	27 27 5	31 585	
4	Потери, %	10,16	12,03	9,6	11,73	
5	Разубоживание, %	8,96	5,7	10,35	7,54	
6	Эксплуатационные запасы, тыс. т	21 340	25 471	22410	26634	
7	Объем ПНР, тыс. м ³	349 128	471887	389832	385 321	
8	Удельный объем ПНР, ${\rm m}^3/1000{\rm T}$	16,36	18,53	17,4	14,47	
9	Срок проведения ПНР, мес.	31	37	35	35	

Сравнение показало преимущество варианта 1 отработки запасов в отметках -260/-365 м с отбойкой прибортовых запасов -260/-320 м из буровых штреков гор. -320 м и подкарьерных запасов -320/-365 м из буровых штреков гор. -365 м, с выпуском руды на гор. -365 м и формированием откаточного горизонта на отм. -380 м. Для отработки прибортовых запасов -260/-320 м предложено подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды (рис. 7.15).

Отработка подкарьерных запасов производится по системе этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды на траншейное днище гор. -365 м (рис. 7.16). При этом совместно с отбитой рудой подэтажа -320/-365 м выпускается и отбитая, но невыпущенная руда вышележащих прибортовых целиков.

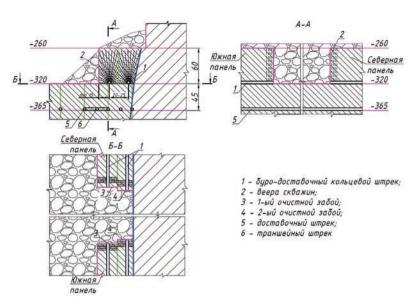


Рис. 7.15. Отработка прибортовых запасов подэтажным обрушением

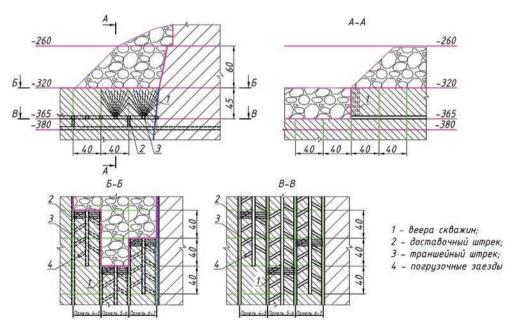


Рис. 7.16. Отработка подкарьерных запасов этажным обрушением

Предложенная схема вскрытия, подготовки и отработки позволяет осуществить независимую опережающую отработку прибортовых запасов -260/-320 м, тем самым расширить фронт очистных работ и ве-

сти очистные работы одновременно на двух подэтажах. Расположение более 70% выработок по руде позволяет использовать комбайновый способ проходки выработок, и за счет этого в 2 раза уменьшить срок подготовки этажа -260/-365 м к очистной выемке. Удельный объем ПНР 16,36 м $^3/1000$ т руды.

Разработанный календарный план добычи в этаже -260/-365 м показывает техническую, технологическую и организационную возможность выхода на проектную производственную мощность 4,0 млн т руды в год. Однако быстрая отработка запасов ВРТ не позволит поддерживать данную производительность необходимо вовлечение в эксплуатацию запасов этажа -365/-465 м [211]. Вследствие этого необходимо вести добычу одновременно на двух этажах в одном рудном теле. Это допустимо, если соблюдается опережение фронта отработки верхнего этажа на 100-120 м по отношению к фронту нижнего этажа.

Наличие карстов во вмещающих породах и рудном теле требует учета п. 132 ФНИП [212]. Форма рудных тел в виде сужающейся вертикальной трубки, наличие непосредственно над отрабатываемыми запасами открытого пространства карьера, локализация воронкообразования в пределах отрабатываемых рудных тел при ведении очистных работ системами с обрушением позволяют говорить об отсутствии не только налегающих, но и обрушаемых в процессе добычи руды вмещающих пород [136]. Даже термин «системы с обрушением вмещающих пород» в этих условиях неправомерен. Не следует путать налегающие породы с рудным массивом — последний должен отбиваться при любой системе разработки.

Тем не менее игнорировать наличие во вмещающих породах и рудных телах карстов, заполненных водой или газами, ни в коем случае нельзя. При подземной разработке месторождения должен применяться комплекс мероприятий по обеспечению безопасности ведения горных работ:

- 1) мероприятия по обнаружению карстовых полостей и пустот;
- 2) предварительное осушение отрабатываемого участка массива;
- 3) осушение и дегазация карстовых полостей и пустот путем бурения взрывных скважин (с сеткой 2.5×3.0 м);
- 4) обеспечение безопасности при массовом взрывании участков рудного массива и выпуске руды.

Разработанная технология дает возможность производить выпуск руды по всей площади в любой точке днища, позволяет предотвратить образование сплошного водонепроницаемого слоя, обеспечить достаточное разрыхление отбитого слоя руды ($k_{\rm p} \geqslant 1,25$) и за счет этого сохранить способность его к дренированию атмосферных осадков или подземных вод.

Применение любой другой системы разработки (в том числе и с закладкой выработанного пространства) потребует проведения такого же комплекса мероприятий по осущению и дегазации массива и обнаружению карстов. Но если при системе этажного обрушения эти мероприятия во многом обусловливаются технологией добычи руды и являются ее естественными составляющими (опережающая подготовка и разведка массива добычного блока в пределах этажа, бурение густой сетки взрывных скважин и пр.), то при других системах разработки данные мероприятия усложняют и удорожают ведение добычных работ. Например, при системе горизонтальных слоев с закладкой с мелкошпуровой или комбайновой отбойкой необходимо бурение опережающих скважин при выемке каждой очистной заходки, а постоянное присутствие людей в очистном пространстве (тупиковых забоях) потребует осуществления дополнительных мер безопасности по их защите в случае прорыва воды или газа из карстовых полостей или кавернозных зон.

Секция НТС Ростехнадзора постановила, что принятые в технологическом регламенте ИГД УрО РАН и проекте института «Уралгипроруда» технические решения по вскрытию и отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» соответствуют сложным горно-геологическим, гидрогеологическим и горнотехническим условиям месторождения и могут быть использованы для рабочего проектирования.

Анализ практики применения различных конструкций днищ блоков показал, что наиболее рациональным и перспективным для систем разработки с массовым обрушением при использовании на выпуске и доставке ПДМ является траншейная конструкция днища с двусторонним расположением погрузочных заездов [213]. Двустороннее шахматное расположение погрузочных заездов позволяет обеспечить достаточно близкое размещение выпускных отверстий по длине приемной траншеи и увеличить расстояние между сопряжениями погрузочных заездов с доставочными штреками, и тем самым повысить устойчивость днища.

При отработке переходной зоны трубки «Удачная» высокая интенсивность выпуска руды должна быть достигнута применением мощных ПДМ с электрическим приводом (что позволяет успешно решать проблему проветривания добычного горизонта) — ПДМ LH514E (Sandvik, Финляндия) грузоподъемностью 14 т и емкостью ковша 7 м 3 . Габаритные размеры ПДМ: длина — 10,95 м, ширина — 2,76 м, высота — 2,56 м предопределяют сечение погрузочных заездов 15,31 м 2 . Важным элементом в конструкции днища является необходимая длина погрузочного заезда. Для производительной погрузки она должна обеспечивать размещение машины на прямом участке между доставочной выработкой и развалом руды. При угле развала руды около 40 $^\circ$ длина заезда должна составлять не менее 15,6 м.

Однако при этом следует учитывать износ лобовины (козырька) выпускного отверстия под действием потока выпускаемой руды и других факторов [214], который может достигать величины нескольких метров (особенно в рудах низкой и средней устойчивости). Козырек выпускного отверстия, т.е. его сопряжение с погрузочным заездом, является наиболее уязвимой частью днища блока, так как подвергается негативному воздействию сейсмики массовых взрывов, УВВ от взрыва зарядов при вторичном дроблении руды, динамическим нагрузкам при боковом распоре движущегося потока руды и параллельно с этим истиранию потоком руды.

Исходя из этого для неустойчивых и среднеустойчивых руд рудника «Удачный» ИГД УрО РАН разработана и запатентована (Патент РФ № 2502971) конструкция днища с расположением траншейного орта на уровне кровли погрузочных заездов [215]. Это повышает устойчивость козырьков за счет придания им более устойчивой формы и увеличения толщины и в то же время позволяет оформить днище при помощи достаточно простых технологических приемов (рис. 7.17).

Расположение траншейного штрека на уровне кровли погрузочных заездов позволяет усилить наиболее слабые элементы траншейного днища, а именно:

- увеличить мощность целиков над заездами на величину, равную высоте траншейного штрека (4,6 м) и повысить их износостойкость;
- не допустить формирования неустойчивых остроугольных целиков.

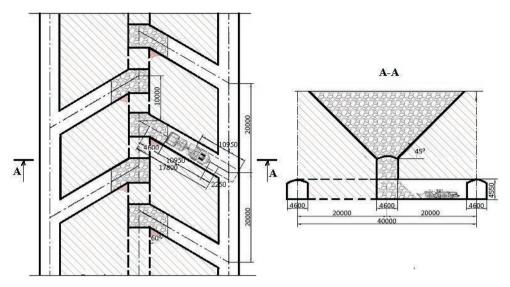


Рис. 7.17. Конструкция днища блока с расположением траншейного штрека на уровне кровли погрузочных заездов

Малышевское изумрудно-бериллиевое месторождение (Россия, Урал) отработано карьером до глубины 120 м. Его простирание составляет около 1,3 км при мощности рудной зоны 40–150 м с падением на восток под углом $60-90^{\circ}$. Ниже карьера до глубины 250-270 м месторождение отрабатывается горизонтальными слоями с закладкой под сформированным на дне карьера изолирующим искусственным целиком (вариант І.3.2). Вскрытие осуществлено тремя вертикальными стволами: в центральной части — ствол шахты «Капитальная» глубиной 370 м, на флангах — Северным и Южным вентиляционными стволами глубиной 225 и 360 м (рис. 7.18). Особенностью вскрытия является то, что ствол шахты «Капитальная» находится в висячем боку месторождения достаточно близко от рудной зоны, вследствие чего в охранный целик шахты попадает значительная часть вскрытых запасов (примерно 1,6 млн т руды, что составляет около 40%) и вскрытие нижележащих запасов весьма актуально. Учитывая большой срок отработки месторождения, его вскрытие целесообразно разделить на два этапа: первый — до глубины 440 м, второй — до глубины 800 м.

Было сконструировано два варианта вскрытия: тремя вертикальными стволами с поверхности — один рудовыдачной и два фланговых вентиляционных (рис. 7.18, a); автоуклоном и двумя вертикальными фланговыми вентиляционными стволами с поверхности (рис. 7.18, δ).

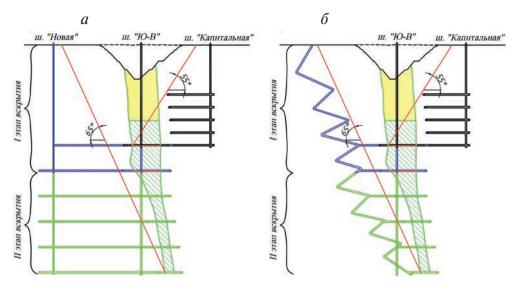


Рис. 7.18. Схема вскрытия подземных запасов Малышевского месторождения: a — вертикальными стволами; δ — автоуклоном и вертикальными стволами

Автоуклон и вертикальные стволы заложены на поверхности в лежачем боку месторождения за зоной сдвижения, определяемой углом сдвижения пород лежачего бока 65°. Высота этажа принята удвоенной по сравнению с применяемой в настоящее время — 90 м, система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства. Скорость проходки ствола принята 15 м/мес., автоуклона и горизонтальных выработок — 45 м/мес. одним забоем. Результаты ЭММ вариантов вскрытия показали, что вскрытие автоуклоном эффективнее и целесообразнее по сравнению с вертикальным стволом: суммарные капитальные затраты ниже на 32 % (262 млн руб.), срок строительства первого этапа меньше на 27 месяцев и составляет 56 месяцев (табл. 7.13).

 $\begin{tabular}{ll} $T a finu a 7.13 \end{tabular} \begin{tabular}{ll} $T \end{tab$

Вариант	Высота	Число эта-	Длина	Объем	Срок	Общие		
вскрытия	этажа, м	жей, шт.	вырабо-	проход-	строитель-	затраты,		
			ток, м	КИ, М ³	ства, мес.	тыс. руб.		
	Этап I (вскрытие -120/-210 м)							
1	90	1	5 2 4 0	60 588	83	384 120,00		
2	90	1	6790	90 119	56	261 837,00		

Число эта- жей, шт.	Длина вырабо- ток, м	Объем проход- ки, м ³	Срок строитель- ства, мес.	Общие затраты, тыс. руб.		
Этап II (вскрытие -210/-570 м)						
4	11280	110440	144	454 300,00		
4	10235	132989	71	361751,00		

171 028

223 108

227

127

Окончание табл. 7.13

838420,00

623 588,00

Вариант вскрытия автоуклоном имеет дополнительные преимушества:

Всего (вскрытие -120/-570 м)

16520

17020

Вариант

вскрытия

1

2

1

2

Высота

этажа, м

90

90

90

90

5

5

- после проведения верхней части автоуклона (до глубины 350 м) в течение 30 месяцев можно приступать к выемке запасов охранного целика. Дальнейшее вскрытие можно осуществлять поэтажно, что предпочтительнее с точки зрения эффективности инвестиций;
- использование автоуклона для подъема руды практически снимает ограничения по подъему на производственную мощность рудника;
- существенно облегчается доставка в шахту самоходной техники и снимается проблема подземного ремонта транспортных средств;
- использование карьера для размещения в нем автоуклона могло бы существенно снизить капитальные затраты на вскрытие.
 Так разница в отметках расположения автоуклона в 10 м по глубине карьера позволяет сэкономить около 2,8 млн руб. за счет уменьшения его длины.

Обоснование стратегии освоения Малышевского месторождения выполнялось под руководством С. В. Корнилкова.

Золоторудное месторождение «Джульетта» (Россия, Магаданская область) состоит из нескольких рудных тел, представленных кварцевыми, карбонат-кварцевымий жилами и их апофизами с углом падения от 60 до 90° . Мощность жил варьирует от 0.2 до 9.8 м. Коэффициент крепости вмещающих пород и руды по шкале Протодьяконова 15-18, устойчивость пород средняя. Нормативное значение плотно-

сти руд и пород составляет 2,6—2,8 т/м³. Верхняя часть рудного тела «V-2C» (восток) отрабатывается карьером с предельной глубиной 31 м. Подземные запасы распространяются на глубину 210 м. По проекту «Уралгипрошахт» производственная мощность участка — 100 тыс. т руды в год. Способ вскрытия принят спиральным автоуклоном и фланговым вентиляционным стволом.

ИГД УрО РАН обоснована подэтажно-камерная система разработки снизу вверх с сухой закладкой (порода от проходки и обезвоженные хвосты обогащения) с расположением камер по простиранию рудного тела под защитой подкарьерного изолирующего целика (вариант І.1.1). Подкарьерный блок разделяется по вертикали на две камеры высотой 10 м и одну камеру (сопряженную с карьерным пространством) высотой 15 м, отрабатываемую в последнюю очередь (рис. 7.19). По мере отработки и закладки камер вентиляционный штрек нижележащей камеры используется в качестве доставочного штрека при отработке вышележащей. Таким образом, весь период отработка рудного тела ведется под защитой изолирующего целика. Расчет параметров системы разработки и подкарьерного изолирующего целика выполнен Уральским филиалом ВНИМИ. При его отработке очистная выемка ведется двумя забоями в отступающем порядке — в направлении от флангов к центру блока. В качестве отрезного пространства используются фланговые отрезные восстающие. Отбойка производится параллельными скважинами, разбуренными — из доставочного штрека. Уборку отбитой руды из очистного забоя производят ПДМ с дистанционным управлением. Технологические процессы по бурению скважин и уборке руды выполняются параллельно: в первом забое производится бурение скважин, во втором — уборка руды; взрывные работы осуществляются в междусменный перерыв. Все процессы очистной выемки (отбойка, выпуск и доставка, закладка) производятся в пределах рабочей зоны высотой 3,3 м. Доступ людей в выработанное пространство запрещен. Очистная камера проветривается ВМП ВМ-6 по специальному проекту.

Разработанные и внедренные с участием авторов технические и технологические решения, обеспечивающие повышение полноты и качества извлечения руды из недр, эффективности и безопасности подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений представлены в табл. 7.14.

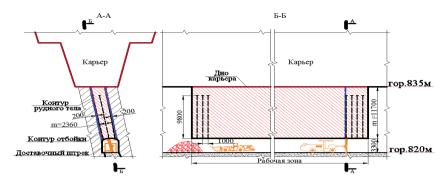


Рис. 7.19. Отработка подкарьерного целика рудного тела «V-2C»

 Таблица 7.14

 Разработанные авторами технические и технологические решения и потенциальный эффект от их внедрения

№	Место-	Техническое мероприятие	Эффект
	рождение		
		Месторождения цветных металлов	
1	Учалин-	При отработке переходной зоны (подэтаж	Повышение безо-
	ское мед-	324/340 м) опережающее строительство изо-	пасности.
	ноколче-	лирующего целика системой горизонтальных	Ввод в эксплу-
	данное	слоев с закладкой.	атацию этажа
	(северный		на 3—4 года рань-
	фланг)	340/380 м) применение этажно-камерной си-	ше планового сро-
		стемы с закладкой под искусственным изоли-	ка с производитель-
		рующим целиком (вариант І.2.2).	ностью 300 тыс. т
		Вскрытие наклонным съездом из карьера	руды в год.
		(гор. 300 м).	
	(южный	При отработке подкарьерных блоков	Потенциальный
	фланг)	(324/380 м) применение этажно-камерной си-	эффект — 20,5 млн
		стемы с закладкой под рудным изолирующим	руб. в год или
		целиком (вариант $I.1.2 в$) с бурением карьер-	24,6 руб./т
_		ными станками.	
2	Молодеж-	Вскрытие автоуклоном из карьера и вспомо-	Повышение безо-
	ное мед-	гательным уклоном с поверхности позволи-	пасности.
	ноколче-	ло поэтапно вводить этажи (начиная с гор.	Сокращение сро-
	данное	+270 м) в эксплуатацию и без дополнитель-	ка строительства
		ных капитальных затрат нарастить производ-	на 10 мес., ввода
		ственную мощность рудника до 600 тыс. т/год	рудника на 22 мес.
		Применение этажно-камерной системы раз-	Сокращение ка-
		работки с закладкой под рудным изолирую-	питальных затрат
		щим целиком (<i>вариант I.1.2 а</i>)	на 230 млн руб.
			Потенциальный
			эффект 138 руб./т

Продолжение табл. 7.14

№	Место-	Техническое мероприятие	Эффект
3	рождение Гайское медно- колчедан- ное (этаж 670/750 м)	Применение этажно-камерной системы разработки с закладкой и предохранительными целиками при годовой добыче 2 млнт. позволяет оптимизировать показатели извлечения — потери по этажу 5%, разубоживание 5,5%.	Повышение безопасности. Потенциальный эффект 55 руб./т или 27 млн руб. в год. Снижение эксплуатационных затрат более 40 млн руб. в год.
4	Джусин- ское мед- ноколче- данное	Увеличение нижней границы шахтного поля на 120 м, промышленных запасов — в 2,4 раза и срока существования рудника — в 2 раза (до 14 лет). Увеличение высоты этажа до 120 м. Применение камерной системы под изолирующим рудным целиком (вариант 1.1.1 б)	Повышение рента- бельности. Снижение удель- ных капитальных вложений в 2 раза (на 180 руб./т) и себестоимо- сти в 1,3 раза (на 170 руб./т)
		Месторождения черных металлов	
5	Естюнин- ское желе- зорудное	Применение восходящей выемки позволяет снизить объемы ГКР на 91 тыс. м ³ путем ликвидации одного клетевого ствола при одинаковом с нисходящей выемкой дисконтированном сроке окупаемости капвложений 14 лет. Внедрение этажно-камерной системы разработки с малопрочной твердеющей закладкой и МБЦ с применением СО (вариант 1.1.2) позволяет надежно управлять сдвижением висячего бока, что в условиях наличия карьера над добычными блоками весьма важно	Повышение безопасности. Снижение капвложений на 60 млн руб., повышение ЧДД на 23 % (на 29 млн руб.). Повышение эффективности (прибыль 108 руб./т).
		Месторождения высокоценного сырья	
6	Кыштым- ское ме- сторож- дение гранули- рованного кварца	Применение камерно-целиковой системы разработки с взрыводоставкой под рудным изолирующим целиком в переходной зоне (подэтаж 346/366 м) (вариант І.1.1). В этаже 316/346 м применение камерно-целиковой системы разработки с последующим обрушением целиков (вариант ІІ.4.3) вместо камерно-целиковой. Отказ от процесса закладки выработанного пространства	Повышение безопасности. Ввод в эксплуатацию подземного рудника. Повышение производственной мощности рудника в 3 раза. Снижение себестоимости на 250 руб./т и потерь в 3 раза (с 30 до 10%).

Окончание табл. 7.14

№	Место-	Техническое мероприятие	Эффект
7	Трубка «Удачная» Вскрытие	Строительство гор. —305 м исключается. Вскрытие гор. —380 м двумя квершлагами вместо четырех. Вскрытие гор. —480 м осуществляется проходкой уклона —380/—480. Отказ от проведения кольцевых полевых штреков ЗРТ и ВРТ на горизонтах —480 м и —580 м.	Сокращение объема ГПР на каждом горизонте на 50 тыс. м³ и затрат на ГКР 1 млрд руб. Сокращение дефицита в сырье ОФ до 805 тыс. т в период перехода к ПГР.
	Техноло- гия отра- ботки пе- реходной зоны и ос- новных запасов	Применение подэтажного обрушения прибортовых запасов $-260/-320$ м позволяет независимую опережающую отработку. Расположение 70% выработок по руде с проходкой комбайнами. Применение этажного принудительного обрушения при отработке этажей $-260/-365$ м и $-365/-465$ м обеспечивает добычу одновременно на двух этажах в одном рудном теле за счет опережения фронта отработки верхнего этажа на $100-120$ м по отношению к фронту нижнего.	Расширение фронта очистных работ одновременно на двух подэтажах. Уменьшение в 2 раза срока подготовки запасов подэтажа —260/—365 м. Выход на проектную мощность 4,0 млн т руды в год. Вовлечение в эксплуатацию запасов этажа —365/—465 м
8	Малы- шевское изумруд- но-берил- лиевое	Вскрытие автоуклоном с поверхности обеспечивает повышение эффективности и безопасности по сравнению с вертикальным стволом.	Снижение кап- затрат на 32 % (262 млн руб.) и срока строи- тельства на 27 мес. (56 мес.).

Выводы по главе 7

1. На основе установленных принципов, систематизаций, зависимостей, методик и моделей разработаны технические и технологические решения, позволяющие повысить эффективность и безопасность подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений за счет использования карьера при вскрытии подкарьерных запасов и обеспечения изолированности подземных горных выработок от карьерного пространства при их очистной выемке.

- 2. Внедрение разработанных технических решений по вскрытию Молодежного, Джусинского, Естюнинского, Малышевского месторождений и трубки «Удачная» позволяет обеспечить своевременный ввод и поддержание производственной мощности подземных рудников за счет снижения объема ГКР, капитальных затрат и сроков строительства.
- 3. Внедрение разработанных технологий отработки переходных зон и основных запасов Учалинского, Молодежного, Джусинского, Кыштымского месторождений, трубки «Удачная» и месторождения «Джульетта» позволяет обеспечить безопасность ПГР и существенно повысить эффективность комбинированной разработки за счет улучшения показателей извлечения и снижения себестоимости добычи.

Заключение

ачало XXI века в сфере недропользования ознаменовано разработкой новой концепции освоения месторождений, заключающейся в обеспечении бесконфликтного развития техно- и биосферы путем применения геотехнологий, обладающих малоотходными, ресурсосберегающими, ресурсовоспроизводящими и биосферно-улучшающими функциями. Опираясь на данную концепцию, авторы выполнили исследования по обоснованию методологии выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений, рассмотренной с позиций системного подхода как горнотехническая система, состоящая из подсистем вскрытия и очистной выемки в условиях близости карьерного пространства. Результаты исследований, представляющие научно обоснованные технические и технологические решения по эффективному и безопасному освоению переходных от ОГР к ПГР зон и основных подземных запасов, позволили обозначить подходы к формированию новой экологически безопасной геотехнологической стратегии освоения месторождений комбинированным способом, основанной на технологии восходящей выемки с закладкой выработанного пространства.

На базе выполненных исследований дано определение переходной зоны при комбинированной разработке как части месторождения по высоте (при совмещении ОГР и ПГР в вертикальной плоскости), освоение (отработка и погашение) которой обеспечивает приемлемый уровень изолированности подземных очистных выработок от карьерного пространства при отработке основных запасов. Систематизированы способы отработки переходной зоны рудного месторождения по признаку изолированности подземных очистных выработок от карьерного пространства. При этом количественными критериями служат определенные показатель изоляции и коэффици-

енты влияния специфических факторов: AAC, карьерное буровое оборудование, повышенное горное давление. Предложено использовать принцип изолированности наряду с безопасностью, полнотой извлечения и эффективностью при обосновании подземной технологии при комбинированной разработке.

На основе разработанной экономико-математической модели установлены оптимальные конструкция и параметры изолирующих массивов и соответствующие технологии отработки переходных зон трубки «Удачная» и Учалинского месторождения. Создан эффективный вариант этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой (а. с. № 1767178), позволяющий применением временного рудного изолирующего целика и карьерных буровых станков за счет снижения влияния ААС путем отбойки методом VCR существенно повысить эффективность и безопасность отработки переходной зоны.

Систематизированы варианты вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке рудного месторождения, в основу разделения на способы положен тип, на схемы — место заложения главных вскрывающих выработок (земная поверхность или карьер), на варианты — тип и место заложения вспомогательных вскрывающих выработок. На основе созданной экономико-математической модели установлено влияние глубины карьера на эффективность вариантов вскрытия Молодежного медноколчеданного месторождения, осваиваемого по последовательной схеме. В рассмотренных условиях оптимальным по критерию ЧДД является вариант вскрытия автоуклоном из карьера и поэтажной нисходящей разработки. Эффект по сравнению с восходящей выемкой достигается за счет быстрейшего ввода в эксплуатацию рудника, рассрочки во времени капвложений на строительство нижних этажей, более низких капитальных затрат даже при более высоких эксплуатационных затратах. При вскрытии вертикальными стволами эффективнее восходящая отработка; нисходящая является убыточной.

Предложена стратегия разработки рудных месторождений комбинированным способом, основанная на применении восходящей выемки подземных запасов, позволяющая использовать преимущества параллельной схемы (исключение действия негативных специфических факторов) и последовательной (полная реализация преимуществ ОГР и использование карьера в качестве выработки, вскрывающей подземные запасы). При этом предельная глубина карьера определя-

ется по фактическому положению ОГР и ПГР на конец разработки месторождения. Весь период освоения месторождения комбинированным способом ПГР и ОГР развиваются гармонично по присущим им закономерностям.

Научная новизна результатов, представленных в монографии, заключается в развитии научно-методических основ выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений на основе использования установленных закономерностей, учета и актуализации положительных и нейтрализации негативных специфических факторов, обусловленных взаимным влиянием технологических процессов открытых и подземных горных работ.

Внедрение разработанных (в соавторстве) технических решений по вскрытию подземных запасов при комбинированной разработке Молодежного, Джусинского, Естюнинского, Малышевского месторождений и трубки «Удачная» позволяет обеспечить своевременный ввод и поддержание производственной мощности подземных рудников за счет снижения объема ГКР, капитальных затрат и сроков строительства. Внедрение технологий отработки переходных зон Учалинского, Молодежного, Джусинского, Сарбайского, Кыштымского месторождений и трубки «Удачная» позволяет обеспечить безопасность ПГР и повысить эффективность освоения мощных рудных месторождений комбинированным способом.

Список библиографических ссылок

- 1. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. М.: Руда и металлы, 2003. 558 с.
- 2. Казикаев Д. М. Комбинированная разработка рудных месторождений. М.: Изд-во Горная книга, 2008. 361 с.
- 3. Щелканов В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1974. 231 с.
- 4. Волков Ю. В., Соколов И. В. Комбинированная геотехнология разработки меднорудных месторождений Урала // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2005. № 1. С. 12–16.
- 5. Каплунов Д. Р. Современное содержание методологии проектирования освоения недр // Недропользование XXI век. 2008. № 1. С. 32—34.
- 6. Волков Ю. В., Соколов И. В. Основные проблемы комплексного освоения недр при комбинированной геотехнологии // Комбинированная геотехнология: Развитие физико-химических способов добычи: труды Межд. науч.-техн. конф., г. Сибай, 18—21 июня 2007. Магнитогорск; Сибай: МГТУ, 2009. С. 82—88.
- 7. Каплунов Д. Р., Рубан А. Д., Рыльникова М. В. Комплексное освоение недр комбинированными геотехнологиями / Под ред. акад. РАН К. Н. Трубецкого. М.: ООО НИИИЦ «Недра-ХХІ», 2010. 304 с.
- 8. Открыто-подземный способ освоения месторождений крепких руд / М. И. Агошков, Д. Р. Каплунов, В. И. Шубодеров [и др.]. М.: ИПКОН РАН, 1992. 188 с.
- 9. Черных А. Д., Балашов В. В. Комплексная открыто-подземная разработка рудных месторождений системами с обрушением // Раз-

- работка месторождений твердых полезных ископаемых. Подземные работы. М.: ВИНИТИ, 1988. С. 154—187.
- 10. Шнайдер М.Ф., Вороненко В.К. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений. М.: Недра, 1985. 132 с.
- 11. Каплунов Д. Р., Юков В. А. Геотехнология перехода от открытых к подземным горным работам. М.: Горная книга, 2007. 267 с.
- 12. Крамсков Н. П. Опыт разработки кимберлитовых месторождений в ЮАР // Горный журнал. 1994. № 12. С. 57—58.
- 13. Automated Finsch // International Mining. 2012. Vol. 8, N_0 6. P. 10-13.
- 14. Chadwick J. Palabora goes underground // Mining magazine. 1997. Vol. 177. № 1. P. 28–41.
- 15. Куликов А. В., Куликов В. В., Мелешкин С. М. Разработка железорудных месторождений за рубежом. М.: Госгортехиздат, 1960. 488 с.
- 16. Боголюбов А. А., Ермолаева Л. А. Опыт применения комбинированной системы разработки и показатели работы крупнейших подземных рудников за рубежом // ЦНИИцветмет экономики и информации. М.: Горное дело, 1991. 53 с.
- 17. Предприятия медного пояса Замбии / В. Н. Костин, Ю. Д. Бабич, Л. К. Давыдов [и др.]. М.: Институт Цветметинформация, 1971. 391 с.
- 18. Скорняков Ю. Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин. М.: Недра, 1986. 204 с.
- 19. Колганов В.Ф., Акишев А. Н. Коренные месторождения алмазов Западной Якутии. Новосибирск: Гео, 2011. 215 с.
- 20. Вскрытие и технология совместной отработки прибортовых и подкарьерных запасов трубки «Удачная» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: сб. докл. Межд. науч.-практ. конф. Новосибирск: Наука, 2011. С. 148—153.
- 21. Проблемы перехода на подземную разработку алмазоносных месторождений Якутии / Л. А. Пучков, Е. В. Кузьмин, Д. М. Казикаев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 1999. \mathbb{N}_2 5. С. 138—140.
- 22. Клишин В. И., Филатов А. П. Подземная разработка алмазоносных месторождений Якутии. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. 337 с.
- 23. Иудин М. М. Вскрытие кимберлитовых месторождений Якутии : опыт и проблемы // Наука и образование. 2008. № 1. С. 3—6.

- 24. Peculiarities in setting norms of extraction in underground mining of diamond ore / S. A. Vokhmin, Yu. P. Trebush, G. S. Kurchin [et al.] // Universal Journal of Engineering Science. 2014. Vol. 2. P. 39–42.
- 25. Технология отработки подкарьерных запасов полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях / А. А. Коваленко, М. В. Тишков, С. А. Неверов [и др.] // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2016. № 3, Т. 1. С. 305—311.
- 26. Owen K. C., Guest A. R. Underground mining of kimberlite pipe // XVth Congress, Johannesburg, SAIMM. 1994. Vol. 1. P. 207–218.
- 27. Kaplunov D. R., Rylnikova M. V. Principles of projecting mining-and-engineering systems for integrated mineral mining with a combined geotechnology // Journal of Mining Science. 2008. Vol. 44, № 6. P. 578–584.
- 28. Отработка Учалинского медноколчеданного месторождения комбинированным способом / А. К. Самусенко, В. В. Григорьев, Ю. В. Волков [и др.] // Горный журнал. 1994. № 6. С. 11—14.
- 29. Опыт разработки Учалинского месторождения медно-колчеданных руд / В. В. Григорьев, А. В. Сараскин, М. П. Орлов [и др.] // Горный журнал. 2004. № 6. С. 41—45.
- 30. Волков Ю. В., Соколов И. В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2006. 232 с.
- 31. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Проектные решения по доработке Молодежного месторождения подземным способом // Горный журнал. 2004. № 6. С. 37—40.
- 32. Савич И. Н. Комбинированная разработка кимберлитовых месторождений // Горная промышленность. 2004. № 1. С. 42–43.
- 33. Леонтьев А. А., Едигарьев В. Г. Особенности комбинированной разработки месторождений в различных горно-геологических и горнотехнических условиях // Горный журнал. 2010. № 9. С. 15—19.
- 34. Рыльникова М. В., Калмыков В. Н., Ивашов Н. А. Вскрытие при комбинированной разработке медно-колчеданных месторождений // Горная промышленность. 2003. № 2. С. 38—42.
- 35. Рыльникова М. В., Калмыков В. Н., Ивашов Н. А. Эффективные схемы вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений // Недропользование XXI век. 2007. № 2. С. 44—48.
- 36. Обоснование технологии отработки прибортовых запасов с использованием наклонных выработок / Ю. В. Волков, А. А. Смирнов,

- И. В. Соколов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 1. С. 10-12.
- 37. Григорьев В. В., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Развитие горных работ в период перехода с открытого на подземный способ разработки Учалинского месторождения // Горный журнал. 2010. № 5. С. 88—92.
- 38. Яковлев В.Л., Тарасов П.И., Журавлев А. Г. Новые специальные виды транспорта для горных работ. Екатеринбург: УрО РАН, 2011.375 с.
- 39. Славиковский О. В., Митрошин Г. И. Подземный транспорт при комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 5. С. 88-93.
- 40. Оценка эффективности схем вскрытия законтурных запасов с применением карьерных подъемников / С. Е. Гавришев, В. Н. Калмыков, К. В. Бурмистров [и др.] // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова. 2014. № 1 (45). С. 7—11.
- 41. Lukichev S. V., Belogorodtsev O. V., Gromov E. V. Justification of methods to open up ore bodies with various combinations of conveyor transport // Journal of Mining Science. 2015. V. 51, № 3. P. 513–521.
- 42. Щелканов В. А., Денисов Е. М., Скакун Г. П. Влияние климатических условий на эффективность подземной разработки приграничных участков // Горный журнал. 1968. № 9. С. 24—31.
- 43. Новая технология подземной добычи руды на апатитовых рудниках / В. В. Гущин, С. Н. Елин, А. В. Стехновский [и др.] // Горный журнал. 1963. № 1. С. 35—40.
- 44. Шнайдер М.Ф. Особенности конструкции днищ блоков и камер в районах активных аэродинамических связей подземных выработок с поверхностью // Горный журнал. 1982. № 4. С. 55–56.
- 45. Агошков М. И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. М.: Наука, 1965. 220 с.
- 46. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 124 с.
- 47. Вовк А. А., Черный Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом. Киев: Наукова думка, 1965. 186 с.
- 48. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ и основные расчеты при комбинированной разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1966. 146 с.

- 49. Казикаев Д. М. Совместная разработка рудных месторождений открытым и подземным способом. М.: Недра, 1967. 156 с.
- 50. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1972. 327 с.
- 51. Зурков П.Э. Классификация открыто-подземных методов разработки переходных этажей // Действие промышленных взрывов на массив горных пород и сооружений: сб. науч. трудов МГМИ им. Г.И. Носова. М. 1965. Вып. 51. С. 49—55.
- 52. Щелканов В. А. Научные основы комбинированной разработки рудных месторождений: дис. ... д-ра техн. наук; ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1972. 241 с.
- 53. Щелканов В. А. Подземные горные выработки на карьерах. М.: Недра, 1982. 128 с.
- 54. Комплексный трехъярусный открыто-подземный способ разработки мощных рудных месторождений: метод. рекомендации. М.: ИПКОН АН СССР, 1985. 47 с.
- 55. Каплунов Д. Р., Ломоносов Г. Г. Основные проблемы освоения недр при подземной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 1999. № 1. С. 42-45.
- 56. Новожилов М. Г., Маевский А. М. Определение граничных параметров открыто-подземной разработки крутопадающих рудных месторождений // Основные направления открыто-подземного способа разработки месторождений / ИПКОН АН СССР. М., 1987. С. 33—43.
- 57. Определение высоты переходной зоны при последовательной комбинированной разработке крутопадающих месторождений / М. Г. Новожилов, А. М. Маевский, Н. И. Просандеев // Повышение эффективности комплексного открыто-подземного способа разработки месторождений: сб. науч. трудов. М.: ИПКОН АН СССР. 1988. С. 95–117.
- 58. Малахов Г. М., Лубенец В. А. Совместная открыто-подземная разработка на рудниках Кривбасса: сб. науч. трудов // Основные направления развития открыто-подземного способа разработки месторождений. М.: ИПКОН АН СССР, 1987. С. 44—56.
- 59. Комплексная открыто-подземная разработка мощных крутопадающих рудных месторождений: метод. рекомендации. Кривой Рог: НИГРИ, 1991. 63 с.

- 60. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1978. 528 с.
- 61. Мухтаров Т. М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. М.: Недра, 1988. 231 с.
- 62. Калмыков В. Н. Классификация способов отработки приконтурных запасов // Подземная разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. МГМИ. Екатеринбург: УПИ, 1993. С. 5—8.
- 63. Калмыков В. Н. Обоснование параметров выемки запасов прикарьерных зон системами разработки с закладкой : автореф. дис... д-ра техн. наук. М., 1995. 36 с.
- 64. Демидов Ю. В. О классификации систем комбинированной разработки рудных месторождений // Горный журнал. 1995. № 4. С. 16—19.
- 65. Демидов Ю. В., Звонарь А. Ю. Методические принципы проектирования схем вскрытия при комбинированной технологии разработки рудных месторождений // Горный журнал. 2009. № 6. С. 57-59.
- 66. Рыльникова М. В. Обоснование параметров комбинированной геотехнологии освоения медно-колчеданных месторождений Урала: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Магнитогорск, 1999. 35 с.
- 67. Рыльникова М. В., Мещеряков Э. Ю. К вопросу классификации способов комбинированной разработки месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 1997. № 3. С. 61–67.
- 68. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Калмыков В.Н. Научно-методическое обоснование модульного принципа проектирования горнотехнических систем // Недропользование XXI век. 2009. № 5. С. 74—78.
- 69. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Корнеев С. А. Систематизация и типизация горнотехнических систем комбинированной геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № 11. С. 194—205.
- 70. Волков Ю. В. Обоснование вариантов и параметров систем разработки медноколчеданных месторождений Урала: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Новосибирск, 1992. 45 с.
- 71. Волков Ю. В., Соколов И. В. Основные направления развития геотехнологии и геотехники подземной разработки рудных месторож-

- дений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 3. С. 270—273.
- 72. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья: институт проблем комплексного освоения недр РАН / К. Н. Трубецкой, В. А. Чантурия, Д. Р. Каплунов [и др.]. М.: Наука, 2010. 437 с.
- 73. Каплунов Д. Р., Мельник В. В., Рыльникова М. В. Комплексное освоение недр. Тула: ТулГУ, 2016. 333 с.
- 74. Kiruna. Sweden's large underground iron ore mine mechanization 1987 style! // Mining magazine. 1987. Vol. 156, № 6. P. 462–472.
- 75. Отработка подкарьерных запасов трубки «Удачная» в сложных климатических горно- и гидрогеологических условиях / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Горный журнал. 2011. \mathbb{N}_2 1. С. 63–66.
- 76. Выбор системы разработки месторождения магнезитов в поле шахты «Магнезитовая» / Ю. В. Волков, А. А. Смирнов, И. В. Соколов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. \mathbb{N} 2. С. 356—361.
- 77. Волков Ю. В., Соколов И. В., Смирнов А. А. Подземная геотехнология при комбинированной разработке Естюнинского железорудного месторождения // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы науч.-техн. конф., 24—27 мая 2005, г. Учалы / под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой. Магнитогорск: МГТУ, 2006. С. 55—60.
- 78. Решение геотехнологических задач на отдельных этапах освоения кимберлитовых месторождений Якутии / М. В. Рыльникова, И. И. Айнбиндер, Н. П. Крамсков [и др.] // Горный журнал. 2011. № 1. С. 55-58.
- 79. Волков Ю. В., Соколов И. В. Систематизация вариантов подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов при комбинированной разработке медноколчеданных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. № 10. С. 121—123.
- 80. Шепулин А. П. Диалектический метод познания. М. : Политиздат, 1983. 206 с.
- 81. Яковлев В.Л., Гальянов А.В. Методологические аспекты стратегии освоения минеральных ресурсов. 2-е изд. Екатеринбург: УрО РАН, 2003. 152 с.

- 82. Яковлев В. Л., Корнилков С. В., Соколов И. В. Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья / Под ред. член-корр. РАН В. Л. Яковлева. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2018. 360 с.
- 83. Волков Ю. В., Камаев В.Д., Соколов И. В. Развитие геотехнологии отработки Гайского месторождения // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2004. № 1. С. 43—47.
- 84. Совершенствование отбойки руды на Гайском подземном руднике / Ю. В. Волков, В. Д. Камаев, И. В. Соколов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. № 5. С. 67-71.
- 85. Закладочные работы в шахтах : справочник / под ред. М.Д. Бронникова, М. Н. Цыгалова. М. : Недра, 1989. 400 с.
- 86. Ломоносов Г. Г., Манкевич В. В., Чала Д. К. О принципах разграничения карьерного и шахтного полей при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2003. № 9. С. 22—25.
- 87. Дюдин Ю. К. Обоснование параметров разделительного целика при комбинированной разработке месторождений в сложных гидрогеологических условиях // Горный журнал. 2005. № 11. С. 54-56.
- 88. Демидов Ю. В. Концепция и научные проблемы комбинированной разработки мощных рудных месторождений Кольского полуострова // Открыто-подземная разработка мощных рудных месторождений. Апатиты: Кольский научный центр РАН, 1995. С. 12–15.
- 89. Рыльникова М. В., Гордеев А. И. Методика определения области безопасного и эффективного применения комбинированной физико-технической геотехнологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2001. № 5. С. 150—154.
- 90. Рыльникова М. В., Петрова О. В. Выявление и оценка факторов риска при выборе технологических схем освоения месторождений комбинированной геотехнологией // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2001. № 4. С. 180—186.
- 91. Рыльникова М. В., Красавин А. В., Петрова О. В. Развитие методики определения параметров комбинированного способа освоения медно-колчеданных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2004. № 6. С. 249—253.

- 92. Глотов В. В. Обоснование рациональной глубины открытых горных работ при комбинированной разработке группы жил // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № 7. С. 192—196.
- 93. Волков Ю. В., Соколов И. В. Оптимизация подземной геотехнологии в стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом // Горный журнал. 2011. № 11. С. 41—44.
- 94. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Самообрушение: новый виток развития // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы науч.-техн. конф., 24—27 мая 2005, г. Учалы / под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой. Магнитогорск: МГТУ, 2006. С. 73—79.
- 95. Современный словарь иностранных слов: около 20 000 слов. СПб.: Дуэт, 1994. 752 с.
- 96. Черных А. Д., Брюховецкий О. С., Логинский А. П. Доработка запасов руд за контурами карьеров с закладкой выработанного пространства // Итоги науки и техники. Серия Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. Т. 43. М.: ВИНИТИ АН СССР, 1987. 180 с.
- 97. Соколов И. В. Обоснование конструкции и параметров подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений Урала: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Екатеринбург, 2012. 38 с.
- 98. Бондаренко Д.А. Разработка технологии заполнения отходами обогатительного производства подземных пустот на Гайском месторождении // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: тез. докл. материалов Межд. науч.-техн. конф. Магнитогорск, 2011. С. 121—123.
- 99. Подземная отработка приконтурных запасов сидеритов Бакальского рудоуправления / Г. А. Пермяков, Ю. П. Озеров, Х. И. Аглюков, А. Д. Романько // Горный журнал. 1997. \mathbb{N} 3. С. 22—23.
- 100. Василенко Ю. М. Опыт комбинированной отработки Вишневогорского месторождения // Горный журнал. 1965. № 6. С. 34—37.
- 101. Жаркенов М. И., Сапаков Е. А., Сабденбеков У. С. Комбинированная разработка разделительного целика между открытыми и подземными горными работами Жезказганского месторождения // Горный журнал. 1993. № 6. С. 18—20.
- 102. Основы математической статистики: учебное пособие / под ред. В.С. Иванова. М.: Физкультура и спорт, 1990. 176 с.

- 103. Колемаев В. А., Староверов О. В., Турундаевский В. Б. Теория вероятностей и математическая статистика: учебное пособие. М.: Высшая школа, 1991. 400 с.
- 104. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М. : Недра, 1984. 359 с.
- 105. Крамсков Н. П., Мащуков В. И., Пирля К. В. К вопросу обоснования концепции отработки кимберлитовых месторождений Южной Якутии // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1994. № 4. С. 34—42.
- 106. Волков Ю. В., Соколов И. В. Методика выбора эффективного варианта геотехнологии отработки подкарьерных запасов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2001. № 4. С. 124-127.
- 107. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Конструирование и оптимизация вариантов подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. № 4. С. 194—196.
- 108. Рудничная вентиляция: справочник / под ред. К. З. Ушакова. М.: Недра, 1988. 440 с.
- 109. Разработка месторождений полезных ископаемых Урала / В.С. Хохряков, В.А. Щелканов, И.С. Куклин [и др.]. М.: Недра, 1967. 590 с.
- 110. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 37—86. Утв. МЦМ СССР 12.02.86. М.: МЦМ СССР, 1986. 212 с.
- 111. Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых (РД 06-174-97). Утв. Госгортехнадзом России 30.12.1997. \mathbb{N}° 57. М., 1998. 5 с.
- 112. Технико-экономические показатели горных предприятий за 1990—2014 гг. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2015. 321 с.
- 113. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребеню-ка, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. М.: Недра, 1983. 816 с.
- 114. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Особенности открытых горных работ при комбинированной геотехнологии // Горный журнал. 2009. № 11. С. 14—18.
- 115. Талеб Н. Н. Черный лебедь. Под знаком непредсказуемости. М.: КоЛибри, 2009.

- 116. Яковлев В. Л., Бурыкин С. И. Систематизация месторождений полезных ископаемых Урала // Горный журнал. 1998. № 7. С. 12—15.
- 117. Ивашов Н.А. Обоснование способов вскрытия запасов за контурами карьеров при комбинированной разработке месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук. МГТУ им. Г.И. Носова. Магнитогорск, 2007. 20 с.
- 118. Воронюк А. С. Классификация способов и схем вскрытия рудных месторождений // Труды Дальневосточного государственного технического университета. 2005. № 139. С. 58-73.
- 119. Воронюк А.С. Рациональные схемы и параметры вскрытия рудных месторождений. М.: Наука, 1993. 250 с.
- 120. Соколов И.В., Антипин Ю. Г. Систематизация и экономикоматематическое моделирование вариантов вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений // Горный журнал. 2012. № 1. С. 67—71.
- 121. Шестаков В. А. Проектирование рудников: учебник для вузов. М.: Недра, 1987. 231 с.
- 122. Комплексный экономический анализ предприятия / под ред. Н. В. Войтоловского, А. П. Калининой, И. И. Мазуровой. СПб. : Питер, 2010. 576 с.
- 123. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая редакция). Утв. Министерством экономики РФ; Министерством финансов; ГК по строительству, архитектуре и жилищной политике от 21.06.1999 № ВК 477. М.: Экономика, 2000. 423 с.
- 124. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Выбор комплексов самоходного технологического оборудования // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2005. № 2. С. 3—6.
- 125. Агошков М. И., Воронюк А. С., Громыко А. А. Методика сравнения и выбора схем вскрытия мощных рудных месторождений вертикальными и наклонными рудоподъемными выработками. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1968. 44 с.
- 126. Соколов И. В., Никитин И. В. Применение информационных технологий при обосновании рационального варианта вскрытия при комбинированной разработке // Уральский горнопромышленный форум, IV: Горное дело: технологии, оборудование, спецтехника: межрегион. спец. выставка-конф. (Екатеринбург 12—14 октября 2011 г.). Екатеринбург. 2011. С. 187—189.

- 127. King B., Marcos G., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition // European journal of operational research. 2017. T. 257, № 1. P. 297–309.
- 128. Мельников В. П. Информационные технологии. М.: Академия, 2008. 432 с.
- 129. Выбор варианта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений на основе экономико-математического моделирования / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 9. С. 357—362.
- 130. Никитин И. В. Оптимизация параметров вскрытия при подземной разработке подкарьерных запасов кимберлитового месторождения // Проблемы недропользования. 2017. № 1. С. 21—28. URL: https://trud.igduran.ru/edition/12 (дата обращения : 16.10.2020).
- 131. Пирс Д. Инструменты и методы, используемые в международной практике, для оценки и развития проектов добычи алмазов // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: Международная научно-практическая конференция, г. Мирный, 2011. Новосибирск: Наука, 2011. С. 118—128.
- 132. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на месторождениях руд черных металлов Урала и Казахстана. Утв. 02.08.90 ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1990. 64 с.
- 133. Методика определения эффективных соотношений потерь и разубоживания при этажно-камерной системе разработки с предохранительными целиками / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 4. С. 17–20.
- 134. Влияние качества руды в массиве на эффективность отработки камер / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 3. С. 14—17.
- 135. Определение эффективного соотношения показателей потерь и разубоживания для условий Гайского подземного рудника / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № 1. С. 380—384.
- 136. Смирнов А. А., Соколов И. В. Применение системы разработки с массовым обрушением при наличии карстов в руде и вмещающих породах // Безопасность труда в промышленности. 2011. № 4. С. 36—39.

- 137. Разработка крутопадающих рудных тел под дном карьера системами с обрушением / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 2. С. 60–64.
- 138. Калмыков В. Н., Слащилин И. Н., Мещеряков Э. Ю. Параметры и технология формирования искусственного разделительного перекрытия при переходе с открытого на подземный способ разработки // Подземная разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. Магнитогорск: МГМА, 1997. С. 12–18.
- 139. Обоснование параметров предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» системами с обрушением / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Физикотехнические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 2. С. 52—62.
- 140. Савич И. Н., Насибуллин Н. Н. Параметры предохранительной подушки при разработке подкарьерных запасов // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы Международной научно-техн. конф., 24—27 мая 2005, г. Учалы / под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой. Магнитогорск: МГТУ, 2006. С. 120—125.
- 141. Снитко Н. К. Статическое и динамическое давление грунтов и расчет подпорных стенок. Л.: Стройиздат, 1970. 207 с.
- 142. Покровский Г. И., Федоров С. М. Возведение гидротехнических земляных сооружений направленным взрывом. М.: Стройиздат, 1971. 216 с.
- 143. Цытович Н. А. Механика грунтов. М.: Высшая школа, 1983. 288 с.
- 144. Авербух Д. И. Оптимизация параметров отбойки при отработке рудных тел средней мощности с применением самоходного монорельсового оборудования: дис. ... канд. техн. наук. ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1989. 197 с.
- 145. Именитов В. Р., Абрамов В. Ф., Меркулов А. Н. К расчету необходимой толщины породной подушки при возможных внезапных массовых обрушениях пород // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1969. № 7. С. 7—10.
- 146. Разработка слепых рудных залежей с изоляцией образующихся пустот / В. Р. Именитов [и др.] // Горный журнал. 1978. № 5. С. 26—28.

- 147. Гурин А. А., Малый П. С., Савенко С. К. Ударные воздушные волны в горных выработках. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. 223 с.
- 148. Волков Ю. В., Фоминых В. И. Определение толщины предохранительной подушки при локализации пустот // Безопасность труда в промышленности. 1980. № 6. С. 41–42.
- 149. Лапин В. А. Совершенствование технологии взрывной отбойки в условиях высокого горного давления : автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск : МГТУ, 2002. 21 с.
- 150. Куликов В. П. Пути улучшения общешахтного проветривания рудников // Колыма. 1962. № 12. С. 26—28.
- 151. Ярцев В.А. Проблемы проветривания рудных шахт с аэродинамически активными обрушениями: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Свердловск, 1967.
- 152. Токмаков В. В. Выбор энергетически обоснованных способов проветривания шахт с аэродинамически активными обрушениями : автореф. дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1968. 35 с.
- 153. Пучков Л. А., Алехичев С. П. О формуле закона сопротивления и методике расчета аэродинамических характеристик пористой среды зон обрушения // Технология разработки рудных месторождений Заполярья. КФ АН ССС. М. Л. : Наука, 1964. 222 с.
- 154. Курилко А. С. Изменение свойств горных пород алмазных месторождений при знакопеременных температурных воздействиях и их влияние на технологию горных работ // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: сб. докл. Межд. науч.практ. конф. Якутнипроалмаз АК АЛРОСА. Новосибирск: Наука, 2011. С. 228–233.
- 155. Дроздов А. В. Захоронение дренажных рассолов в многолетне-мерзлых породах (на примере криолитозоны Сибирской платформы). Иркутск : Иркутский ГТУ, 2007.
- 156. Малахов Г. М., Безух Р. В., Петренко П. Д. Теория и практика выпуска обрушенной руды. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1968. 311 с.
 - 157. Куликов В. В. Выпуск руды. М.: Недра, 1980. 303 с.
- 158. Соколов И. В., Мишенин А. Н., Антипин Ю. Г. Технология доработки Учалинского месторождения подземным способом // Цветная металлургия : бюллетень. НТИ. 1990. № 8. С. 1-3.
- 159. Доработка Сибайского и Учалинского месторождений подземным способом / Ю. В. Волков, А. Н. Мишенин, И. В. Соколов [и др.] //

- тез. докл. VIII Юбилейной Уральской науч.-техн. конф. по системам подземной разработки руд цветных металлов. Свердловск: Унипромедь. 1989. С. 5–6.
- 160. Скорняков Ю. Г., Шишков П. А. Разработка Сокольского месторождения комбинированным способом // Цветная металлургия : бюллетень. НТИ. 1963. № 24. С. 1-3.
- 161. Монахов В. М., Беляев Э. С., Краснер Н. Я. Методы оптимизации. Применение математических методов в экономике / М.: Просвещение, 1978. 175 с.
- 162. Еремин И. И. Противоречивые модели экономики. Свердловск: Сред.-Урал. кн. изд-во, 1986. 96 с.
- 163. Этажно-камерная система разработки с торцовым выпуском руды / Ю. В. Волков [и др.] // Горный журнал. 1982. № 2. С. 25—28.
- 164. Соколов И. В. Обоснование подземной геотехнологии доработки запасов при комбинированной разработке медноколчеданных месторождений // Проблемы геотехнологии и недроведения (Мельниковские чтения): докл. Межд. конф.: в 4 т. Т. 3. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1998. С. 143—149.
- 165. А. с. 1767178 СССР, Е 21 С 41 / 26. Способ комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых / Ю. Г. Антипин, И. В. Соколов, В. Д. Камаев [и др.]. № 4694516/03; заявл. 24.05.89; опубл. 07.10.92, Бюллетень № 37.
- 166. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П. Принципы построения экологически безопасных геотехнологий // Горный вестник. 1999. № 4—5. С. 21-28.
- 167. Аренс В. Ж. Пути развития горного дела и горной нау-ки // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 1. С. 212—233.
- 168. Волков Ю. В., Соколов И. В., Завьялов Б. М. Тенденции мирового развития горнорудной промышленности // Горная промышленность. 2006. № 2. С. 63–65.
- 169. Волков Ю. В., Соколов И. В. Основные направления развития геотехнологии и геотехники подземной разработки рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. \mathbb{N}_2 3. С. 270—273.
- 170. Стратегия и геотехнология подземного освоения рудных месторождений Урала / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, В. Д. Камаев [и др.] //

- Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. № 7. С. 122—123.
- 171. Волков Ю. В., Соколов И. В., Смирнов А. А. Стратегия освоения сырьевых ресурсов Урала // Горная промышленность. 2006. № 4. С. 57-62.
- 172. Волков Ю. В., Соколов И. В. О недропользовании и охране окружающей среды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2008. № 11. С. 244—247.
- 173. Волков Ю. В., Соколов И. В., Смирнов А. А. Подземная геотехнология освоения меднорудных месторождений Урала // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 10. С. 270—274.
- 174. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Вскрытие и отработка месторождений при восходящей выемке // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2001. \mathbb{N} 4. С. 206—210.
- 175. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Подземная геотехнология разработки с восходящей выемкой // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2003. № 3. С. 34—40.
- 176. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В.Д. Ярусная отработка рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 8. С. 341—343.
- 177. Шварц Ю. Д. Подземные комплексы по добыче и переработке минерального сырья предприятия XXI века // Горная промышленность. 2000. № 1. С. 34—37.
- 178. Перспективы развития сырьевой базы горнометаллургических предприятий Урала / Ю. В. Волков, О. В. Славиковский, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 5. С. 286—290.
- 179. Направления развития технологии добычи руды при отработке глубоких горизонтов Естюнинского месторождения / Ю. В. Волков, О. В. Славиковский, А. А. Смирнов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 7. С. 253—255.
- 180. Волков Ю. В., Камаев В.Д., Соколов И. В. Основные направления повышения эффективности работы рудников Урала // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1997. № 5—6. С. 116-124.
- 181. Воронюк А. С., Иванов В. И., Макишин В. Н. Вскрытие рудных месторождений в условиях горной местности. М.: ИПКОН РАН, 1993. 219 с.

- 182. Волков Ю. В., Смирнов А. А., Соколов И. В. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Саткинского месторождения магнезитов // Комбинированная геотехнология: развитие физико-химических способов добычи: материалы Межд. науч.-техн. конф., г. Сибай, 18—21 июня 2007. Магнитогорск: МГТУ, 2009. С. 89—94.
- 183. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Самообрушение: новый виток развития // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы Межд. науч.-техн. конф., г. Учалы, 24—27 мая 2005 / Под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой. Магнитогорск: МГТУ, 2006. С. 73—79.
- 184. Курленя М. В., Опарин В. Н., Востриков В. И. Об эффекте аномально низкого трения в блочных средах // ДАН СССР. Интеграционные проекты СО РАН. 1986. Т. 286, № 5. С. 21.
- 185. Осинцев В. А., Беркович В. М., Анохин Ю. В. Технологические принципы комбинированной открыто-подземной разработки месторождений // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы Межд. науч.-техн. конф., г. Учалы, 24—27 мая 2005 / Под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой. Магнитогорск: МГТУ, 2006. С. 36—43.
- 186. Слащилин И.Т., Слащилина Н.И., Астахова Н.А. Направления вскрытия этажей при отработке крутопадающих месторождений системами разработки с закладкой // Освоение запасов мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. / Под ред. В. Е. Калмыкова. Магнитогорск: МГТУ, 2000. С. 70—72.
- 187. Богуславский Э. И., Минаев Д. Ю., Минаев Ю. Л. Экономикоматематическое моделирование и оптимизация параметров вскрытия при комбинированном восходяще-нисходящем порядке отработки крутопадающих рудных тел // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 5. С. 296—303.
- 188. Савич И. Н. Порядок и варианты технологии подземной разработки руд с закладкой выработанного пространства // Горная промышленность. 1999. № 2. С. 5–9.
- 189. Танков М. С. Перспективы применения восходящего порядка отработки в условиях медноколчеданных месторождений Урала // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: сб. тез. материалов Межд. науч.-техн. конф. (Магнитогорск, 23—26 мая 2011). Магнитогорск: МГТУ, 2011. С. 51—52.

- 190. Гаркушин П. К. Комплексное освоение калийных месторождений Предкарпатья: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Кривой Рог: КТУ. 1997. 50 с.
- 191. Волков Ю. В., Соколов И. В., Антипин Ю. Г. Обоснование технологии отработки междуярусного целика при освоении Гайского медноколчеданного месторождения // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2010. № 3. С. 4—10.
- 192. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Технико-экономическая оценка месторождений при их ранжировании // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2004. № 4. С. 5—10.
- 193. Разработка месторождений с закладкой: труды Межд. симпоз., июнь 1983 г., Лулео, Швеция: пер. с англ. / Под ред. С. Гранхольма. М.: Мир, 1987. 519 с.
- 194. Волков Ю. В., Славиковский О. В., Смирнов А. А. К оценке экономического потенциала освоения месторождений руд цветных металлов Урала // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. № 4. С. 196—199.
- 195. Влияние показателей извлечения на эффективность технологии подземной разработки рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, Р. И. Соколов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2012. № 3. С. 4—11.
- 196. Опыт разработки инновационных подземных геотехнологий освоения рудных месторождений / И.В. Соколов, Ю. Г. Антипин, Н.В. Гобов, И.В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2020. № 3—1. С. 338—350.
- 197. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Геотехнология доработки медноколчеданного месторождения подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2004. № 7. С. 237—241.
- 198. УГМК пересматривает структуру себестоимости производства металлов // ИНТЕРФАКС, 24.11.08. URL: http://www.infogeo.ru/metalls/news/?act=show&news=29242 (дата обращения : 20.09.2020).
- 199. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Сарбайского железорудного месторождения / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 4. С. 58–65.
- 200. Волков Ю. В., Камаев В.Д. Ярусная отработка рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 8. С. 341-343.

- 201. Отработка подкарьерных запасов трубки «Удачная» в сложных климатических, горно- и гидрогеологических условиях / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, А. С. Кульминский // Горный журнал. 2011. № 1. С. 63—66.
- 202. Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдин А. П. Совершенствование геотехнологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов. Новосибирск: Наука, 2008. 312 с.
- 203. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: УрО РАН, 2001. 335 с.
- 204. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Изыскание рациональной технологии отработки наклонного месторождения ценного кварцевого сырья // Проблемы недропользования: V Всерос. молодежная науч.-практ. конф. (с участием иностранных ученых), г. Екатеринбург, 8—11 февр. 2011. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011. С. 196—204.
- 205. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Подземная технология выемки запасов гранулированного кварца при разработке Кыштымского месторождения // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: сб. тез. материалов науч.-техн. конф. (Магнитогорск, 23—26 мая 2011). Магнитогорск: МГТУ, 2011. С. 39—40.
- 206. Изыскание подземной геотехнологии для отработки прибортовых и подкарьерных запасов трубки «Удачная» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: сб. тез. материалов науч.-техн. конф., Магнитогорск 23—26 мая 2011. Магнитогорск: МГТУ. 2011. С. 35—36.
- 207. Волков Ю. В., Боликов В. Е., Соколов И. В. Проблемы и особенности вскрытия и подземной технологии при комбинированной разработке трубки «Удачная» АК «АЛРОСА» // Проектирование, строительство и эксплуатация подземных сооружений: труды ІІІ Межд. конф. (г. Екатеринбург, 19—21 мая 2010). Екатеринбург: УГГУ, 2010. С. 196—205.
- 208. Соболев И. Стройки могут быть дешевле // Вестник АЛРОСА. 2009. № 4 (153). С. 9.
- 209. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке крутопадающих рудных месторождений / Ю. В. Вол-

- ков, И. В. Соколов, А. А. Смирнов [и др.] // Комбинированная геотехнология: комплексное освоение и сохранение недр земли: V Межд. конф., посвященная 100-летию Н. В. Мельникова. ИПКОН РАН, ИГД УрО РАН, УГМК. Магнитогорск: МГТУ, 2009. С. 50—57.
- 210. Вскрытие и технология совместной отработки прибортовых и подкарьерных запасов трубки «Удачная» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: сб. докл. Межд. науч.-практ. конф. Якутнипроалмаз АК АЛРОСА. Новосибирск: Наука, 2011. С. 148—153.
- 211. Развитие подземных горных работ на руднике «Удачный» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: сб. докл. Межд. науч.-практ. конф. Якутнипроалмаз АК АЛРОСА. Новосибирск: Наука, 2011. С. 153—157.
- 212. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. С изм., внесен. Приказом Ростехнадзора от 21.11.2018 г. № 580. URL : http://docs.cntd.ru/document/499066482 (дата обращения : 20.09.2020).
- 213. Рациональная конструкция траншейного днища для выпуска руды при отработке переходной зоны подземного рудника «Удачный» / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. № 1. С. 106—117.
- 214. Совершенствование конструкции траншейного днища с использованием самоходной техники на выпуске руды при системе этажного обрушения на подземных рудниках ОАО «Апатит» / Ю. В. Демидов, В. С. Свинин, В. В. Белоусов, А. Н. Сахаров [и др.] // Горный журнал. 2008. № 2. С. 56—60.
- 215. Патент 2502971 Российская Федерация, МПК Е21 С 41/22. Способ подготовки днищ блоков / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.]; патентообладатель «АЛРОСА» (ОАО), ФГАОУ ВПО «СВФУ», Институт горного дела УрО РАН. № 2012130872 / 03 заявл. 20. 75. 2012; опубл. 2014. Бюллетень № 10. С. 602.
- 216. Борисков Ф. Ф., Алексеев В. Д. Импульсные и автогенные процессы переработки сырья. Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2005. 150 с.

- 217. Патент 2215138 Российская Федерация, МКИ7 Е 21 В 43/28. Способ приготовления раствора для выщелачивания сырья / Ф. Ф. Борисков, Д. Ф. Борисков, Л. О. Макаранец; заявитель и патентообладатель ИГД УрО РАН. № 2001120400/03; заявл. 2001; опубл. 2003. Бюллетень № 30 (II ч.). С. 424.
- 218. Патент 2429303 Российская Федерация, МКП11 С22 В 3/ 04; Е 21В 43/28. Способ подземного выщелачивания полезных компонентов из сырья / Φ . Ф. Борисков ; заявитель и патентообладатель ИГД УрО РАН. № 2009143040/02; заявл. 20.11.09; опубл. 20. 09. 11. Бюллетень 30.
- 219. А. с. № 1191607 СССР, МКИ4 Е 21 F 15/00. Способ возведения искусственного массива / А. П. Барашкин, В. Х. Беркович, Ю. В. Волков, Ю. Г. Антипин. № 3764122/22/03; заявл. 03.07.1984; опубл. 15.11.1985, Бюллетень № 42. С. 348.
- 220. Патент 2385956 Российская Федерация, МПК7 С 22 В 3/04, С 22 В 15/00. Способ подземного выщелачивания сульфидсодержащих материалов / Ю. В. Волков, Ф. Ф. Борисков, И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин; заявитель и патентообладатель ИГД УрО РАН. № 2009119083; заявл. 20.05.2009; опубл. 2010. Бюллетень № 10. С. 602.
- 221. Яковлев В.Л. Исследование переходных процессов новое направление в развитии методологии комплексного освоения георесурсов. Екатеринбург: УрО РАН, 2019. 284 с.
- 222. Лоскутова О. В. Управление риском и экономической устойчивостью горных предприятий на основе теории нечетких множеств. М.: Недра Коммюникейшенс Лтд, 2004. 196 с.
- 223. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений / В. Л. Яковлев, И. В. Соколов, Г. Г. Саканцев, И. Л. Кравчук // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46—50.
- 224. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 9. С. 151—160.
- 225. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both / E. Ben-Awuah, O. Richter, T. Elkington, Y. Pourrahimian // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26, N 6. P. 1065–1071.

- 226. Priyanka W. K. Combined Mining Approach to Generate Informative Patterns // International Journal of Emerging Trends & Technology in Computer Science. 2015. Vol. 4. P. 103–109.
- 227. Теоретические основы геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Проблемы недропользования. 2019. № 1. С. 14—22. URL: https://trud.igduran.ru/edition/18 (дата обращения: 16.10.2020).
- 228. Методология выбора подземной геотехнологии освоения переходных зон при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Горный журнал. 2018. № 1. С. 22—26.

Оглавление

Введение	. 3
Глава 1. Анализ и обобщение мирового опыта и теории	
комбинированной разработки рудных месторождений	. 6
1.1. Научные основы и опыт формирования	
стратегии освоения рудных месторождений	
комбинированным способом	.7
1.2. Анализ и обобщение практики	
комбинированной разработки рудных месторождений1	10
1.2.1. Анализ опыта вскрытия подземных запасов	
при комбинированной разработке рудных месторождений	1 1
1.2.2. Анализ опыта отработки подземных запасов	
при комбинированной разработке рудных месторождений	51
1.3. Обобщение теории комбинированной	
разработки рудных месторождений5	58
Глава 2. Исследование влияния специфических факторов	
на эффективность подземной геотехнологии	
при комбинированной разработке рудных месторождений	59
2.1. Определение специфических условий и границ	
подземной геотехнологии при комбинированной разработке	
рудных месторождений	70
2.2. Обоснование принципа изолированности при изыскании	
подземной геотехнологии. Установление степени и способов	
изоляции подземных горных работ от карьера) 0
2.3. Установление влияния специфических факторов	
на технико-экономические показатели	
подземной геотехнологии10)()

Глава 3. Экономико-математическое моделирование и оптимизация
параметров вскрытия подземных запасов113
3.1. Систематизация способов и схем вскрытия
при комбинированной разработке рудных месторождений 114
3.2. Конструирование рациональных вариантов вскрытия
подземных запасов
3.3. Обоснование критериев и разработка методики
технико-экономической оценки вариантов вскрытия
подземных запасов
3.4. Разработка блок-схемы и компьютерной программы
выбора варианта вскрытия подземных запасов141
3.5. Оптимизация параметров вскрытия подземных запасов
на основе экономико-математического моделирования 144
Глава 4. Экономико-математическое моделирование и оптимизация
параметров технологии отработки подземных запасов153
4.1. Систематизация вариантов технологии отработки
переходной зоны подземным способом
4.2. Разработка методики технико-экономической оценки
вариантов технологии отработки переходной зоны 162
4.3. Обоснование параметров и конструкции
изолирующих массивов
4.3.1. Определение параметров монолитных
изолирующих целиков172
4.3.2. Определение параметров изолирующих массивов
пород в разрыхленном состоянии
4.3.3. Оптимизация способов образования
предохранительной подушки
4.4. Конструирование рациональных вариантов
технологии отработки переходной зоны
4.5. Оптимизация параметров технологии отработки
переходной зоны на основе экономико-математического
моделирования
Глава 5. Изыскание перспективных вариантов подземной геотехнологии
при комбинированной разработке рудных месторождений215
5.1. Обоснование подземной геотехнологии освоения
подземных запасов восходящим способом

	5.2. Установление целесообразности применения технологии	
	восходящей выемки при освоении уральских	
	медноколчеданных месторождений	. 221
	5.3. Изыскание технологии подземного выщелачивания	
	при освоении уральских медноколчеданных	
	месторождений	. 235
	5.4. Установление влияния экономических факторов	
	на эффективность освоения уральских	
	медноколчеданных месторождений	. 239
Г	лава 6. Оценка эффективности и выбор подземной геотехнологии	
П	ри комбинированной разработке рудных месторождений	. 244
	6.1. Установление принципов формирования	
	подземной геотехнологии	. 245
	6.2. Систематизация и конструирование перспективных	
	вариантов подземной геотехнологии	. 250
	6.3. Разработка методики комплексной технико-	
	экономической оценки подземной геотехнологии	. 255
	6.4. Технико-экономическая оценка и выбор подземной	
	геотехнологии	. 257
Г	лава 7. Технические и технологические решения, повышающие	
Э(ффективность и безопасность подземной геотехнологии	. 268
	7.1. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий	
	при освоении уральских медноколчеданных	
	месторождений	. 269
	7.2. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий	
	при освоении железорудных месторождений	. 278
	7.3. Опыт разработки и внедрения подземных геотехнологий	
	при освоении месторождений высокоценного сырья	. 293
3	аключение	
_	писок библиографических ссылок	314

Научное издание

Соколов Игорь Владимирович Антипин Юрий Георгиевич Никитин Игорь Владимирович

МЕТОДОЛОГИЯ ВЫБОРА ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Монография

Редактор О. В. Климова Верстка Е. В. Ровнушкиной

Подписано в печать 02.03.2021. Формат 70×100 1/16. Бумага офсетная. Офсетная печать. Гарнитура *Newton*. Усл. печ. л. 27,41. Уч.-изд. л. 20,1. Тираж 300 экз. Заказ 32.

Издательство Уральского университета Редакционно-издательский отдел ИПЦ УрФУ 620049, Екатеринбург, ул. С. Ковалевской, 5 Тел.: 8 (343) 375-48-25, 375-46-85, 374-19-41 E-mail: rio@urfu.ru

Отпечатано в Издательско-полиграфическом центре УрФУ 620083, Екатеринбург, ул. Тургенева, 4 Тел.: 8 (343) 358-93-06, 350-58-20, 350-90-13 Факс: 8 (343) 358-93-06 http://print.urfu.ru