

Б. П. ЮМАТОВ  
проф., докт. техн. наук

ТЕХНОЛОГИЯ  
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ  
И ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ  
ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ  
РАЗРАБОТКЕ  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



ИЗДАТЕЛЬСТВО «Н Е Д Р А»  
Москва 1966



## АННОТАЦИЯ

В книге изложен отечественный и зарубежный опыт комбинированной разработки рудных месторождений, рассмотрены основные проблемы, возникающие при совместной эксплуатации месторождения подземным и открытым способами, предложен новый метод определения основных параметров карьера в зависимости от способов оконтуривания месторождений, дано описание технологии открытых горных работ, производимых над подземными незаложенными камерами и в зоне обрушения подземных рудников. В соответствующих разделах приводятся расчеты глубины открытых работ с учетом эффективности капиталовложений, расчеты карьерных потолочин на прочность, определяется глубина погружения внешних капитальных траншей при комбинированном вскрытии, рассматриваются вопросы вскрытия глубоких карьеров и нагорных месторождений при комбинированной разработке.

Книга предназначена для инженерно-технических работников карьеров, проектных и научно-исследовательских институтов, а также будет полезной для студентов горных вузов и факультетов.

## ВВЕДЕНИЕ

Главная экономическая задача Коммунистической партии и советского народа состоит в том, чтобы в течение двух десятилетий создать материально-техническую базу коммунизма, что требует больших капиталовложений и значительного расширения объема производства. В соответствии с указаниями сентябрьского (1965 г.) Пленума ЦК КПСС особое внимание должно уделяться вопросам рентабельности, правильному использованию основных фондов, определению прибыли и повышению технико-экономических показателей предприятий.

Для решения поставленных задач необходимо всемерно совершенствовать технологию горного производства и применять наиболее эффективные и экономичные способы добычи полезных ископаемых. Среди существующих способов добычи большое значение приобретает комбинированная разработка, позволяющая наиболее целесообразно и с наибольшим экономическим эффектом использовать особенности разрабатываемых месторождений.

При комбинированной разработке, когда на одном и том же месторождении применяются открытый и подземный способы добычи, наиболее целесообразно используются запасы недр, обеспечивается более полное извлечение полезного ископаемого, достигаются высокие технико-экономические показатели и максимальная производительность предприятия по металлу.

Известно, что разработка месторождений подземным способом связана со значительными потерями и разубоживанием полезного ископаемого и со сравнительно высокой себестоимостью. Открытый способ добычи обеспечивает более высокую производительность труда и более низкую себестоимость продукции. При комбинированной разработке, сочетающей указанные способы, технико-экономические показатели предприятия, как правило, улучшаются, а при правильном выборе режима горных работ и границ карьера обеспечивается получение самых высоких технико-экономических показателей для данного месторождения.

Существенные преимущества комбинированной разработки послужили причиной широкого внедрения этого способа на многих отечественных и зарубежных предприятиях. Насчитывается более 60

горных предприятий, которые применяли и применяют комбинированную разработку месторождений в самых разнообразных горно-технических условиях. Возможность применения комбинированной разработки зависит от успешного решения различных технических, организационных и экономических вопросов, которые при этом обычно возникают.

Необходимо обеспечить в ряде случаев эффективную и безопасную работу горного оборудования в зоне подземных пустот или в зоне обрушения, обосновать целесообразность разработки бедных руд открытым способом, выделить участки для подземной добычи и гарантировать получение более высоких технико-экономических показателей, чем при разработке каким-либо одним способом.

Успешное решение этих вопросов позволяет максимально интенсифицировать производство, снизить себестоимость продукции и получить максимальный народнохозяйственный эффект.

Вопросами совершенствования технологии, применением наиболее эффективных комбинированных способов разработки месторождений, внедрением новой техники на горных работах занимались выдающиеся советские ученые и большие производственные коллективы.

В данной книге использованы отечественный и зарубежный опыт комбинированной разработки, современные достижения науки и техники, а также результаты проведенных автором научных исследований на передовых горных предприятиях нашей страны.

---

## *Глава I*

# **ОБЗОР ПРАКТИКИ И ОСНОВНЫЕ ВОПРОСЫ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **§ 1. Краткий обзор отечественной и зарубежной практики комбинированной разработки**

Комбинированные способы разработки, в зависимости от очередности открытых и подземных работ и степени их совмещения, разделяются на три группы.

Месторождения первой группы разрабатываются в первый период открытым способом, а затем осуществляется переход на подземные работы.

Месторождения второй группы разрабатываются в первый период подземным способом, а затем осуществляется переход на открытые работы.

Месторождения третьей группы в течение продолжительного времени разрабатываются одновременно открытым и подземным способами.

Почти во всех случаях комбинированной разработки в так называемый переходный период осуществляется одновременная разработка месторождений открытым и подземным способами. Переход на подземную разработку на месторождениях первой группы часто осуществляется в период относительно слабого развития техники открытых работ или в период резкого отставания вскрышных работ. В качестве примера можно привести группу Криворожских железорудных карьеров, которые в тридцатых годах текущего столетия были законсервированы, и дальнейшая разработка месторождений продолжалась подземным способом.

В отдельных случаях переход на подземные работы осуществляется в течение продолжительного периода с целью наиболее полного использования преимуществ открытой разработки (Кируна, Биг-Хол и др.).

Месторождения второй группы в ряде случаев имели специфические особенности, которые способствовали переходу на открытую

разработку. В частности, повышенная пожароопасность колчеданных месторождений являлась одной из причин прекращения подземной разработки.

Во многих случаях переход на открытый способ добычи хорошо обосновывался технико-экономическими расчетами.

В отечественной практике переход с подземных работ на открытые осуществлен на Шелеинском никелевом, Блявинском медно-колчеданном, Хайдарканском ртутном, Каджарайском меднорудном и на некоторых других месторождениях. За рубежом аналогичный переход произведен на меднорудных месторождениях: Юнайтед-Верде, Рей, Инспирейшен, Беркли, Торнтон, Багдад, Пима (США), Нчанга (Замбия), на боратовом месторождении Борон в Калифорнии, на каолиновом месторождении в Обербрисе (СССР) и на ряде других.

К третьей группе относятся действующие карьеры, в бортах которых, а иногда и внутри контура, закладываются шахты и штольни или подземные рудники, наиболее благоприятные участки которых переводятся на открытый способ разработки, а также месторождения, с самого начала разрабатываемые комбинированным способом. К железорудным месторождениям третьей группы относятся: Высокогорское, Гороблагодатское, Саксаганьское, Лебяжинское, месторождения центральной части Криворожского бассейна, на базе которых построен Центральный горнообогатительный комбинат (ЦГОК), Маркезадо (Испания) и месторождение Эрцберг в Австрии; к свинцово-цинковым: Алтын-Топканское, Тишинское, Зырянское и Андреевское; к полиметаллическим: «Медвежий ручей», «Угольный ручей» и «Каула»; к меднорудным: Гайское, Брик-Флет (США) и Кананеа (Мексика) и др.

В табл. 1 приведена классификация рудных месторождений, разрабатываемых комбинированным способом по группам.

Таблица 1

**Классификация рудных месторождений, разрабатываемых комбинированным способом**

Месторождения, разрабатываемые способом		
открытым с переходом на подземный	подземным с переходом на открытый	одновременно открытым и подземным
I группа	II группа	III группа
Криворожские Бакальское Камникиви Чулак-Тау Горевское Кыруа Крестмор	Хайдарканское Блявинское Златоуст-Беловское Каджаранское Шелеинское Старо-Сибайское Юнайтед-Верде	Медвежий ручей Угольный ручей Алтын-Топканское Зырянское Андреевское Гайское ЦГОК

Месторождения, разрабатываемые способом		
открытым с переходом на подземный	подземным с переходом на открытый	одновременно открытым и подземным
I группа	II группа	III группа
Сенрайз Причер-Кидс Биг-Хол Кинг Джонсон Фруд-Стоби Элец Эрингтон Виктория Гунвар Брюжо Буа-Нуар	Нчанга Торитон Испирейшен Рей Беркли Багдад Пима Борон Обербрис Джеффри-Майн	Саксаганьское Высокогорское Лебяжинское Гороблагодатское Западно-Каражальское Каула Никитовское Никопольское Кукисвумчорское Расвумчорр-Цирк Тишинское Эрдберг Кананеа Сулливан Гетчел Маркезадо Брик-Флет

### Месторождения I группы

*Криворожские железорудные.* Многие железорудные месторождения Криворожского бассейна разрабатывались до середины тридцатых годов открытым способом. Криворожская железорудная формация состоит из слоев джеспилитов, железистых роговиков и различных сланцев, а сами месторождения представлены пластообразными рудными телами, падение которых в основном согласное с падением боковых пород изменяется от 40 до 80—90°.

Старые Криворожские карьеры, такие как карьер шахты им. С. М. Кирова, карьеры № 1 и № 2 рудоуправления им. К. Либкнехта, карьер рудоуправления Большевик, карьер шахты им. Коминтерна, карьер рудоуправления им. Фрунзе и др. имели глубину 60—125 м и углы откоса бортов: висячего бока 80—40°, лежащего — 63—35°.

Характерным для многих Криворожских карьеров является сохранение выпуклой и плоской формы бортов.

Исследованиями, проведенными докт. техн. наук С. Л. Иофиным, установлено, что из 56 рассмотренных разрезов на 41 из них борт имел плоскую форму, на 13 разрезах — выпуклой и только на 2 разрезах — вогнутую [41]. Долговременная устойчивость бортов выпуклой и плоской формы позволяла сохранять их довольно крутыми в течение всего периода эксплуатации, однако для дальнейшего развития открытых работ требовалось удалить большие объемы пустых пород, оставленных в бортах. Состояние техники того времени не позволило осуществить необходимый разнос бортов, чтобы

отрабатывать более глубокие горизонты открытым способом, что послужило одной из причин перехода на подземную разработку.

*Бакальское железорудное.* Верхняя часть крутопадающего рудного тела бурого железняка отрабатывалась карьером «Объединенный». Открытые работы были остановлены в начале тридцатых годов. Максимальная глубина карьера по восточному борту, расположенному со стороны лежачего бока месторождения, достигала 125 м. Угол откоса восточного борта изменялся от 28 до 45°. Наличие глинистых прослоев в лежачем боку и карстовых пустот вызывало оползневые явления и обвалы [41]. Недостаточная устойчивость бортов карьера явилась одной из причин преждевременного перехода на подземные работы. Чтобы продолжать разработку открытым способом, требовалось вышоложить восточный борт карьера и заменить устаревшее оборудование новым, более производительным.

*Камкииви.* Медноникелевое месторождение с 1953 г. разрабатывается открытым способом; в 1957 г. начат переход на подземную разработку. В настоящее время открытые работы находятся в стадии погашения; дальнейшая разработка будет производиться подземным способом.

*Чулак-Тау.* Месторождение фосфорита, расположенного в Каратаусском бассейне, представлено крутопадающими рудными телами (углы падения 75—85°), состоящими из нескольких пачек суммарной мощностью 18—20 м. Длина месторождения по простиранию около 5 км; мощность наносов незначительная. Верхняя часть месторождения была отработана на глубину 30—50 м открытым способом, а затем осуществлен переход на подземные работы. Углы откоса бортов в период погашения составляли 65—75°. В настоящее время проектируется ряд аналогичных месторождений Каратаусского бассейна отрабатывать открытым способом до глубины 120—150 м; углы откоса бортов в период погашения проектируется выдерживать в пределах 38—42°.

*Горевское.* Крутопадающие линзообразные и пластообразные тела полиметаллического месторождения, расположенного в левобережной и подрусовой части реки Ангары, проектируется до глубины 350—400 м отрабатывать открытым способом, а затем перейти на подземные работы. Открытые работы будут производиться в сложных гидрогеологических условиях; до начала горных работ необходимо построить защитную дамбу для ограждения карьера от вод реки Ангары, противофильтрационный комплекс, установить насосные станции и другое оборудование [30]. Подземные работы будут производиться системами с закладкой под защитой барьерного целика, оставляемого под дном карьера.

*Кируна (Швеция).* Железорудное месторождение с мощностью пластов 25—140 м с углами падения 55—65° более 60 лет разрабатывалось открытым способом. Открытая разработка месторождения развивалась в стесненных условиях гористого рельефа с севера

на юг, благодаря чему в массиве горных пород образовалось глубокое ущелье длиной 3000 м и шириной 480 м. С 1952 г. началась реконструкция рудника, связанная с переходом на подземную разработку, которая в основном была закончена в 1962 г. Производственная мощность рудника — 9 млн. т руды в год; при полном переходе на подземную разработку — 12 млн. т [42, 44].

Открытые работы велись по схеме, приведенной на рис. 1. Высота уступа по руде 15 м, по пустым породам — до 20—30 м. Чтобы при отработке нижних уступов не производить вскрышных работ и избежать проходки выездной траншеи, в борту залежи пройден вертикальный ствол с клетевым подъемом. По этому стволу в 50-тонных вагонах выдавалась пустая порода, которая затем по штольне транспортировалась на отвалы. Руда грузилась в автосамосвалы и отвозилась к дробильным установкам, расположенным на дне карьера. Из дробилок руда поступала в рудоспуски, связанные двумя штольнями с основными откаточными железнодорожными путями рудника.

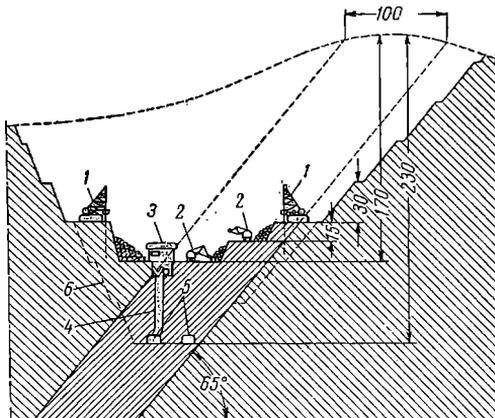


Рис. 1. Схема открытых горных работ на карьере Кируна:

- 1 — станки; 2 — экскаваторы; 3 — дробилка;  
4 — рудоспуск; 5 — откаточные штольни; 6 — граница открытых работ

Подземная добыча руды в небольших масштабах началась в тридцатых годах текущего столетия. Вначале применяли систему с магазинированием руды, а затем перешли на поэтажное обрушение. Для погрузки руды в очистных забоях в настоящее время применяют высокопроизводительные машины «Джой»; доставка руды производится 20-тонными пневмоколесными самоходными саморазгружающимися вагонетками с вибрационными установками. Для доставки людей к рабочим местам применяют 50-местные подземные автобусы специальной конструкции. Для вскрытия месторождения предусмотрено 12 вертикальных стволов. Центральный участок вскрыт восемью скиповыми и одним клетевым стволами, имеющими одно надшахтное здание. Широко применяется подземное дробление и сортировка руды. Производительность труда по горной массе в целом по руднику составляет 35—40 т/чел.смену.

Как видно из рис. 1, углы откоса бортов карьера сохранялись продолжительное время крутыми и не выполаживались, в связи с чем переход на подземные работы был признан более экономичным, чем разнос бортов карьера, требовавший больших затрат средств и времени.

*Крестмор* (США). Разработка мощных пластобразных залежей известняка производилась на верхних горизонтах открытым способом, затем был осуществлен переход на подземные работы. Погрузка руды в камерах производится электрическими экскаваторами, а транспортирование на поверхность — троллейвозами. В дальнейшем предполагается установить подземные дробилки и перейти на конвейерный транспорт.

*Сенрайз* (США). Гематитовое месторождение разрабатывалось с 1898 г. открытым способом; часть залежи отрабатывалась системой глори-холл. В 1929 г., когда северный торец карьера достиг глубины 150 м, был осуществлен переход на систему блокового обрушения [11, 42]. Горизонтальные размеры залежи 630 × 150 м, падение почти вертикальное; рудное тело по мере увеличения глубины уменьшается в своих размерах.

Вмещающие породы (сланцы) и сама руда неустойчивы. Покрывающие породы — крепкие песчаники и известняки.

Переход на подземные работы был вызван недостаточной устойчивостью сланцев, значительной мощностью (60 м) крепких известняков, покрывающих северное крыло рудного тела, выборочной отработкой наиболее благоприятных участков и уменьшением мощности рудного тела с глубиной.

*Причर्स Кидс*. Вольфрамовое месторождение расположено в Калифорнии в высокогорной местности. Разработка была начата в 1951 г. открытым способом, однако жильный характер оруденения, небольшая мощность жил и ограниченные разведанные запасы руды не позволяли эффективно продолжать работу. После отработки выходов рудного тела был произведен переход на подземный способ добычи.

*Биг-Хол*. Разработка алмазов в Кимберли (Африка) производилась долгое время открытым способом. На месторождении Биг-Хол горные работы велись до глубины 854 м; нижние горизонты дорабатывались тремя шахтами. Диаметр воронки, образовавшейся в результате открытой разработки, составляет более 500 м.

*Кинг и Джонсон*. Канадские асбестовые месторождения отрабатывались до гор. 90 м открытым способом с применением для доставки руды кабелькранов. Для дальнейшего расширения открытых работ (в тридцатых годах текущего столетия) потребовался большой разнос довольно крутых бортов карьера, что было признано в то время экономически невыгодным. Указанное обстоятельство заставило осуществить переход на подземную разработку месторождений системами с обрушением. Перед переходом на подземные работы дно карьеров было насыпано хвостами обогатительной фабрики для создания дополнительных опорных плоскостей со стороны бортов карьера, предохранения подземных работ от атмосферных осадков и облегчения перехода к системам с обрушением [11].

*Фруд-Стоби* (Канада). Месторождение представлено мощной крутопадающей залежью медно-никелевой руды, которая разрабатывается комбинированным способом. Открытые горные работы были

начаты в 1938 г. и достигли глубины 175 м. Перед переходом на подземную разработку решался вопрос о доработке целиков, оставленных под автомобильной трассой на верхних горизонтах. Было решено пройти в бортах карьера для выезда автотранспорта два тоннеля длиной 670 м. Проходка тоннелей позволила дополнительно получить 5 млн. т никелевой руды [4]. Преждевременный переход на подземную разработку объясняется недостаточной изученностью месторождения перед началом разработки открытым способом, что привело к неправильному определению границ открытых работ.

*Элен.* Канадское крутопадающее железорудное месторождение с 1900 по 1945 гг. разрабатывалось открытым способом до глубины 75 м. После реконструкции с 1949 г. разработка месторождения производится подземным способом системами с обрушением. Нижние горизонты предполагается отработать системой принудительного этажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами [42].

*Эрингтон* (Канада). Крутопадающее железорудное месторождение с 1944 по 1953 г. разрабатывалось открытым способом. Мощные залежи на верхних горизонтах составляла 30—40 м. После реконструкции с 1956 г. добыча руды производится подземным способом системами с обрушением. Руда после дробления в подземных дробилках выдается на поверхность ленточным конвейером. Предполагается конвейерную доставку производить до глубины 765 м [42].

*Виктория* (Канада). Крутопадающая залежь сидеритовой руды с 1945 по 1950 г. разрабатывалась открытым способом. Неблагоприятные условия залегания (наличие пережимов) явились одной из причин осуществленного перехода на подземную разработку [42].

*Гуннар.* Канадское урановое месторождение до глубины 90 м отработано открытым способом. Рудное тело имеет трубообразную форму, падает под углом 45° и уходит под озеро Атабаска. Открытые работы были начаты в 1954 г. и одновременно велась подготовка к подземной разработке, которая производится с 1958 г. Карьером отработана наиболее мощная часть рудного тела, которое ниже гор. 90 м имеет пережим и уходит под озеро [59].

*Брюжэ.* Французское урановое месторождение до глубины 65 м отработывалось открытым способом, а затем подземным. Сложный характер оруденения, наличие сбросов и зон смятия, а также небольшие размеры месторождения позволили отрабатывать открытым способом только его верхнюю часть [59].

*Буа-Нуар.* Французское месторождение выходит на поверхность и представлено серией линз и жил. Открытые работы проектируются вести до гор. 60 м, а затем нижние горизонты отработать подземным способом [59].

## М е с т о р о ж д е н и я II г р у п п ы

*Хайдарканское.* Ртутное месторождение разрабатывалось до 1953 г. подземным способом камерно-столбовой системой с нерегулярным оставлением целиков. Гнездовый характер оруденения с рас-

сеянной вкрапленностью и связанная с ним трудность предварительного оконтуривания промышленных запасов приводили к большим затратам средств на эксплуатационную разведку, и несмотря на это, — к весьма неполному извлечению запасов из недр.

Отрабатывались в основном наиболее богатые участки месторождения, и благодаря большой крепости руды и вмещающих пород отработанные камеры оставались без крепления и закладки. Междуканальные целики, если они и содержали руду, подземным способом не отрабатывались. В большинстве же случаев характер оруденения в оставленных целиках оставался невыясненным.

Рудные поля разведывались при помощи глубоких скважин колонкового бурения и запасы подсчитывались с учетом коэффициентов рудоносности, значения которых определялись на основании подсчета рудных интервалов в каждой скважине и не превышали 0,1—0,2.

Ввиду отсутствия данных о распределении оруденения по отработываемым блокам, рудоуправление вынуждено проводить эксплуатационную разведку с помощью густой сети горных выработок и специальных разведочных скважин перфораторного бурения. Эти скважины проходятся из разведочных выработок через небольшие интервалы (10—15 м); в каждом веерном комплекте задается 4—6 скважин. Несмотря на густую сеть выработок эксплуатационной разведки, произвести детальное оконтуривание рудных тел, из-за крайней неравномерности оруденения, не всегда удается. Затраты на эксплуатационную разведку составляют 20—25% от себестоимости добычи 1 т руды подземным способом.

Неполное оконтуривание рудных тел приводит к весьма ощутимым потерям металла в оставленных при подземном способе разработки целиках, потолочинах и отдельных, считающихся безрудными, участках.

На ряде участков месторождения отработанные камеры были расположены недалеко от поверхности. В создавшихся условиях было решено доработать оставшиеся запасы в целиках и потолочинах камер открытым способом. В первую очередь были начаты открытые работы на Главном поле месторождения и затем на Южном. Структурно Главное поле представляет собой почти симметричную пологую антиклиналь северо-восточного простирания. Антиклиналь имеет поперечное поднятие и осложнена серией крупных и мелких разломов. Оруденение приурочено к контактам джаспероидов со сланцами и массивными известняками; распределение рудных гнезд крайне неравномерное; объем рудных гнезд и образуемых возле них промышленных зон колеблется в широких пределах.

Характер распределения рудных гнезд в массиве устанавливался на основании изучения конфигурации отработанных камер, наличие же рудных зон в оставленных целиках и потолочинах устанавливалось весьма ориентировочно по данным эксплуатационного опробования.

Открытая доработка оставшихся запасов в первые годы существования карьера производилась с применением следующего обо-

рудования: бурение производилось станками ударно-канатного бурения Бузулукского машиностроительного завода, для погрузки взорванной горной массы использовались строительные экскаваторы Э-1003, Э-2001, ЧКД-1,4, откатка производилась автосамосвалами МАЗ-205 и ЯАЗ-210Е. Пустая порода отвозилась в отвалы, а руда — к специально пройденным рудоспускам, по которым она попадала на горизонт капитальной штольни и затем электровозными составами направлялась к бункерам завода.

Горные работы в карьере приходилось вести над отработанными подземными камерами, осуществляя систематическую посадку потолочин с горизонтов карьера. Сложный характер оруденения требовал применения селективной выемки, так как качество выдаваемой руды в первые годы эксплуатации, благодаря разубоживанию, было недостаточно высоким [21, 29, 85].

Блявинское. Месторождение медно-серных руд состоит из отдельных рудных тел, залегающих среди эффузивных пород, представленных туфовыми сланцами, диабазами, кварцевыми альбитофирами, кератофирами и гранит-порфирами нижнесилурийского возраста.

Наиболее крупным рудным телом является северная линза, имеющая северо-западное простирание (500 м) и среднюю мощность 60—65 м с увеличением в северной части до 180 м; падение юго-западное под углом 45—50°.

Руды по вертикали делятся на несколько зон (окисленные, выщелоченные, колчеданные, вторичного обогащения, первичные). По сортам различают руды: медно-серые, серные, медно-цинковые, вкрапленные. Коэффициенты крепости руды  $f^*$  изменялись от 6 до 8, а пород от 6 до 10. Среди крепких руд встречаются участки с сильной трещиноватостью и плоскостями ослабления. При разработке руда дает большой выход мелочи.

Блявинское месторождение было открыто в 1929 г. и с 1930 по 1934 г. разведывалось. В период с 1934 по 1938 г. велись горно-подготовительные работы, а в 1938 г. рудник был сдан в эксплуатацию.

Для отработки подземным способом были пройдены штольня по гор. 373 м и три шахты. Верхняя часть рудного тела обрабатывалась системой слоевого обрушения до 1941 г., затем был осуществлен переход на комбинированную систему: камеры обрабатывались горизонтальными слоями с закладкой и системой подэтажных штреков с последующей закладкой, а целики — системой слоевого обрушения. Ширина камер и междукамерных целиков принималась от 6 до 10 м, длина камер 30—50 м, высота 32 м. Через три года после начала эксплуатации были обнаружены первые признаки подземного пожара эндогенного происхождения, а в 1942 г. был отмечен первый выход открытого огня. Активность подземного пожара непрерывно возрастала, несмотря на специальные мероприятия,

---

\* Здесь и далее по шкале проф. М. М. Протодяконова.

проводившиеся для его локализации (устройство перемычек, улучшение вентиляции, интенсификация горных работ, заиливание и др.). Пожароопасное состояние рудника и большой выход мелочи при подземной разработке явились главными причинами перевода Блявинского месторождения на открытый способ разработки. В течение трех лет (1952—1954 гг.) по проекту института Унипромедь был осуществлен полный переход на открытые работы.

В переходный период руда добывалась подземным и открытым способом. Подземные работы велись в южной части месторождения до августа 1954 г., а открытые — в северной. Для уменьшения объемов вскрышных работ были выделены контуры карьера первой очереди, границы которого с южной стороны ограничивались зоной обрушения от действующих подземных работ. Попутная руда из открытых работ стала выдаваться с июня 1953 г. Месторождение вскрыто двумя спиральными автомобильными съездами, которые затем переходят в один общий спиральный съезд. Пустые породы вывозятся автосамосвалами через западный и северный съезды на бульдозерные отвалы.

Руда доставляется к рудоспускам, пройденным до горизонта капитальной штольни, по которой поступает на дробильно-сортировочную фабрику и затем на завод. Один рудоспуск оборудован щековой дробилкой  $900 \times 1200$  мм.

Технология горных работ в связи с переходом на открытую разработку имеет свои отличительные особенности. На карьере производилась выемка нарушенных покрывающих пород, выемка закладки из камер, выемка руды из деформированных целиков и потолочин и, наконец, отработка участков, не нарушенных подземными работами. Выемку нарушенных покрывающих пород в проекте предусматривали производить экскаваторами СЭ-3у, а для извлечения леса применять экскаватор, оборудованный грейфером. Практически эти работы выполнялись экскаваторами СЭ-3.

Выемку закладки из камер по проекту предусматривалось производить строительным экскаватором Э-502, оборудованным обратной лопатой, или экскаватором СЭ-3у с верхней погрузкой. Выемка закладки по проекту должна опережать выемку целиков на 20—25 м. Целики должны разбуриваться, взрываться, а затем полученная руда грузится экскаватором СЭ-3 или СЭ-3у в автосамосвалы.

На рис. 2 показана проектная схема разработки камер и целиков.

Фактически выемка закладки из камер и добыча руды из целиков производилась одним экскаватором СЭ-3 двумя способами:

закладка вынималась между целиками на глубину 4—5 м и в автосамосвалах МАЗ-205 отвозилась на отвалы (рис. 3, а). Освобожденные от закладки целики взрывались и полученная руда отвозилась к рудоспускам, затем операции повторялись;

закладка вынималась сразу на участке 20—50 м, а иногда и на всю длину камеры, после чего производилось взрывание целика и погрузка полученной руды (рис. 3, б). Второй способ отработки был более производительен [69].

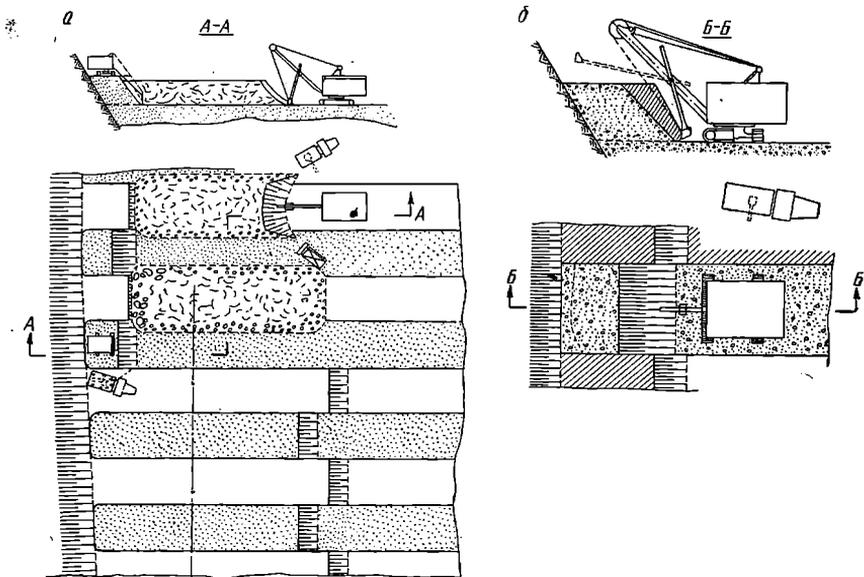


Рис. 2. Проектная схема обработки камер и целиков:  
 а — общая схема горных работ; б — схема удаления закладки из камер

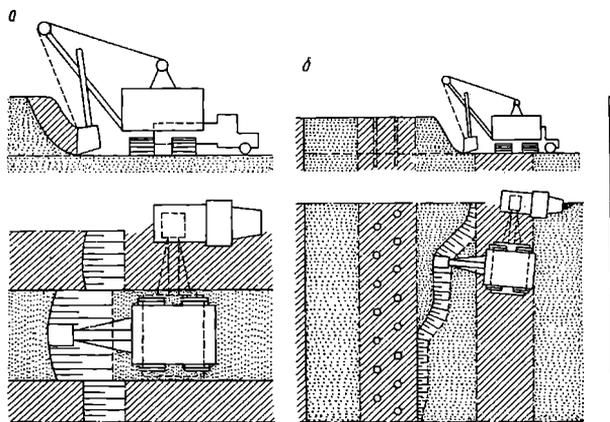


Рис. 3. Фактическая схема обработки камер и целиков:  
 а — обработка небольшими участками; б — удаление закладки по всей длине камеры

Выемка руды и пустой породы в неразрушенных участках производилась обычным способом при высоте уступа 12 м и ширине рабочих площадок 35—50 м. Выемка последних целиков руды была успешно закончена в 1959 г. Несмотря на то, что целики были деформированы, и их выемка представляла известные трудности, рудник справился с этой задачей без каких-либо осложнений.

Для того, чтобы обеспечить безопасную выемку целиков, предполагалось все имеющиеся подземные пустоты ликвидировать путем заполнения их глинистой пульпой через скважины. Для уточнения контуров подземных пустот предполагалось пробурить серию разведочных скважин общей глубиной более 5000 м.

В процессе производства этих работ было обнаружено, что пульпа в подземных выработках находится в полужидком состоянии и при вскрытии заиленных горизонтов горное оборудование работать не может. По этой причине от заиливания пустот отказались, обеспечив их ликвидацию при помощи взрывных работ.

Переход на открытые работы позволил ликвидировать подземный пожар и получить более высокие технико-экономические показатели. Объем добычи по сравнению со средней добычей из подземных работ увеличился более чем в 2,7 раза, себестоимость руды снизилась в 2,6 раза, а производительность труда возросла в 11,5 раза.

Для перехода на открытые работы потребовалось 3 года, в течение которых на производство вскрышных работ израсходовано 4,32 млн. руб.; за первые 3 года работы карьера получена экономия на эксплуатационных расходах около 9,0 млн. руб.

*Златоуст-Беловское.* Златоустовские пластообразные рудные залежи медной руды характерного для Джезказгана типа отрабатываются в настоящее время открытым способом. В западной части карьера через шахты № 29 и № 33 камерно-столбовой системой ранее был отработан участок общей площадью 30 000 м<sup>2</sup>; в этой части остались незаложенные камеры.

Для производства открытых горных работ над отработанными и незаложенными камерами проектом было предусмотрено производить посадку потолочин при помощи скважин ударно-канатного бурения. Горные работы в районе подземных пустот велись без каких-либо осложнений.

*Каджаранское.* Вольфрам-молибденовое месторождение с 1953 г. разрабатывалось подземным способом системой с обрушением. В 1959 г. полностью закончен переход на открытые работы.

Подземные выработки, расположенные в контуре карьера, используются для транспортирования руды, которая по рудоспускам поступает на горизонт капитальной штольни и откатывается к приемным устройствам подвесной канатной дороги.

*Шелеинское.* Месторождение никелевых руд представлено пластообразной залежью, которая залегает среди плотных глин на глубине от 30 до 100 м. На месторождении пройдены две шахты до глубины 100 м. На 30—40 м выше основного горизонта были нарезаны поэтажные выработки и в 1942 г. началась эксплуатация

центральной части месторождения с применением системы слоевого обрушения. Оработка велась в основном наиболее богатой нижней части месторождения, в то время как верхняя, маломощная и бедная по содержанию часть не обрабатывалась и практически терялась.

В 1945 г. был составлен проект перехода Шелеинского месторождения с подземных работ на открытые, который осуществлен в период с 1946 по 1949 г. К моменту перехода на открытые работы над подземными выработками образовалась воронка, которая обычно в весеннее время заполнялась водой. Это указывало на то, что породы зоны обрушения, сложенные плотными жирными глинами на глубине до 60 м, не имели разрывов, а следовательно, и пустот. Учитывая возможность обрушения, разработка месторождения открытым способом началась с флангов, незатронутых подземными работами, с тем, чтобы процесс сдвижения горных пород, находящихся в зоне обрушения от подземных работ, в центральной части месторождения был закончен.

На добыче и вскрыше применялись экскаваторы СЭ-3, буровые станки БУ-2 и автосамосвалы грузоподъемностью 5—10 т. Система подземных выработок основного горизонта использовалась для дренажа [78].

Переход с подземных работ на открытые обеспечил снижение себестоимости добычи 1 т руды в 2 раза и увеличение производительности труда в 10 раз.

*Старо-Сибайское.* Месторождение, являющееся северным флангом Сибайского меднорудного месторождения, разрабатывалось подземным способом до 1940 г. системами с закладкой выработанного пространства. В связи с открытием в 1939 г. Ново-Сибайского месторождения, железная шляпа которого выходила почти на поверхность, оказалось целесообразным все месторождение разрабатывать открытым способом. В 1952 г. на Старо-Сибайском месторождении начали интенсивно развиваться открытые работы. В связи с продолжительным периодом нахождения подземных работ на консервации и сравнительно небольшой площади, занятой ими (20% от всего месторождения), специальных закладочных работ не предусматривалось. Основным условием безопасности при ведении открытых работ в зоне подземных камер было нанесение на погоризонтные планы всей сети горных выработок и обязательное разбуривание потолочин станками ударно-канатного бурения; в случае обнаружения этими скважинами пустот, ликвидация их производилась при помощи ВВ. Зона подземных камер была обработана без каких-либо осложнений [78].

*Юнайтед-Верде* (США). Месторождение представлено трубообразным штоком массивных сульфидов (пирит, халькопирит и частично цинковая обманка). В лежащем боку в массиве кварцеворидолитового порфира имеются прослойки черного сланца, содержащего промышленные кондиции меди. В висячем боку залегают безрудные диориты. Разрез по месторождению показан на рис. 4. Рудное тело на гор. 91 м имеет горизонтальное сечение  $244 \times 305$  м.

Месторождение первоначально разрабатывалось подземным способом (с 1882 г.), однако в 1893 г. на верхних горизонтах рудника возник пожар, с которым в течение 25 лет вели безуспешную борьбу. Дальнейшая разработка месторождения подземным способом была признана нецелесообразной и в 1918 г. начались вскрышные работы, необходимые для перехода к добыче руды открытым способом. Верхняя часть рудного тела отрабатывалась системой глорихолл (до гор. 49 м), однако эта система не обеспечивала безопас-

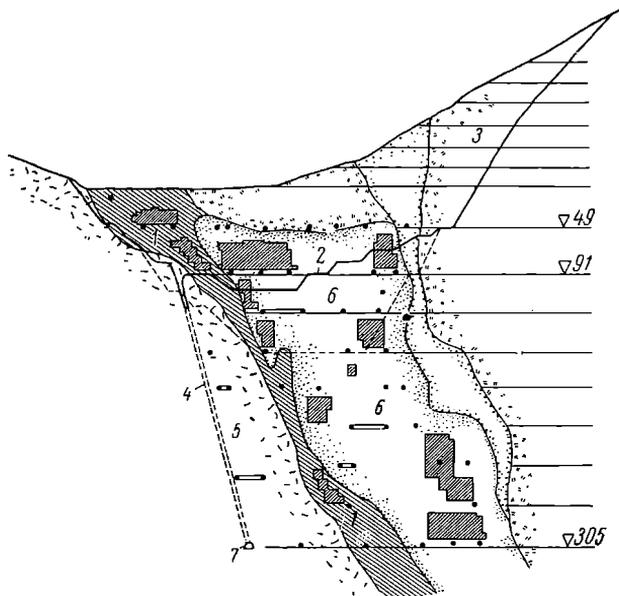


Рис. 4. Разрез по месторождению Юнайтед-Верде:  
 1 — сланцы; 2 — граница карьера 1929 г.; 3 — диориты;  
 4 — рудоспуск; 5 — кварцевый порфир; 6 — сернистые руды;  
 7 — штольня

ности работ, не позволяла производить сортировку руды и выдерживать требуемую производительность, в связи с чем был осуществлен переход на послынную выемку уступами высотой 15,4—33,5 м. В первый период пришлось выполнить большие объемы вскрышных работ по плотному диориту. До гор. 49 м был осуществлен разнос бортов и удалено 5,56 млн. м<sup>3</sup> пустых пород. Полученная при этом руда (0,615 млн. м<sup>3</sup>) перепускалась по рудоспуску на горизонт капитальной штольни (305 м). К 1929 г. открытые горные работы опустились ниже гор. 91 м и затем достигли глубины 305 м.

Для бурения скважин применялись паровые станки ударно-канатного бурения «Армстронг»; взрывание осуществлялось 35%-ным динамитом. Для погрузки руды и породы использовались экскаваторы «Марион» с паровым приводом на железнодорожном ходу. Откатка производилась паровозами. В дальнейшем оборудо-

вание было модернизировано, внедрено бурение скважин пневматическими перфораторами, были получены новые экскаваторы на гусеничном ходу с электрическим приводом, широко стала применяться автомобильная откатка.

Опыт рудника Юнайтед-Верде весьма показателен, так как переход с подземных работ на открытые был произведен при сравнительно невысоком техническом вооружении горных работ того времени и большом среднем коэффициенте вскрыши в период реконструкции ( $9,05 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ).

В процессе эксплуатации необходимо было изменить систему разработки, модернизировать и заменить оборудование, а также разработать специальную технологию бурения и взрывания скважин в высокотемпературном массиве горных пород, затронутом подземным пожаром. Максимальная температура пород в скважинах доходила до  $415^\circ \text{C}$ . Такие скважины охлаждались в течение суток циркулирующей холодной водой, нижняя часть скважины простреливалась и заполнялась перед зарядкой мокрым песком (для теплоизоляции и перекрытия газующих трещин). В ряде случаев взрывание осуществлялось динамитом в специальных патронах-боевиках из плотной бумаги с толстыми стенками длиной  $1,83-2,44 \text{ м}$ , диаметром  $127 \text{ мм}$ , с зарядом ВВ и капсюлем-детонатором. Патроны соединялись с электровзрывной сетью и укладывались около скважины, затем они опускались в скважины и взрывались. Благодаря короткому времени нахождения в скважине тепло не успевало проникнуть через толстые стенки патрона к ВВ, что обеспечивало нормальную детонацию зарядов. Взрывание производилось без забойки.

На руднике выдавалось 6 сортов руды, для чего была организована селективная разработка рудных уступов. Все уступы и скважины тщательно опробовались, данные анализов наносились на сортовые планы горизонтов; на каждые сутки составлялись рабочие графики, в которых указывались места погрузки, объемы работ на каждый экскаватор, бурстанок, количество и номера действующих рудоспусков.

Благодаря проводимым мероприятиям работа рудника, обогатительной фабрики и завода взаимно координировалась. Проект открытой разработки месторождения, составленный более 45 лет назад, предусматривал отработать рудное тело открытым способом на глубину более  $300 \text{ м}$  до гор.  $305 \text{ м}$ , на котором в то время была пройдена капитальная штольня, что и было успешно осуществлено.

Вся последующая практика полностью подтвердила целесообразность осуществленного перехода на открытые работы.

Средний коэффициент вскрыши за все время эксплуатации составил  $5,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$  [10].

*Нчанга.* Месторождение медной руды в Африканской республике Замбия (б. Северная Родезия) разрабатывалось подземным способом системой слоевого обрушения. В 1956 г. начался переход на открытые работы, которые были признаны более целесообразными. До начала добычи было удалено около  $4 \text{ млн. м}^3$  вскрыши. Руда

перепускалась по двум бетонированным рудоспускам к откаточному горизонту подземного рудника, затем поступала к шахтам и выдавалась на поверхность.

В настоящее время для производства вскрышных работ используется роторный экскаватор на гусеничном ходу с емкостью черпаков 344 м. Для транспортирования породы установлены забойные и главный ленточный конвейеры, которые подают породу к консольному ленточному отвалообразователю. Забойные конвейеры самоходные и могут перемещаться перпендикулярно рабочему фронту без демонтажа. Производительность конвейеров 3000 т/ч, максимальная высота подъема составит 300 м при достижении карьером проектной глубины [3].

*Торнтон* (США). Месторождение медной руды разрабатывалось подземным способом системой с обрушением. С 1948 г. в порядке эксперимента на отдельных участках стали успешно применять открытую разработку, что позволило затем осуществить перевод всего месторождения на открытый способ добычи. Рудное тело расположено на южной стороне возвышенности, а дробильные и обоганительные установки — на северной, в связи с чем было решено транспортировать руду по подземным выработкам действующего рудника. Ряд подготовленных для подземной разработки блоков выходил непосредственно в карьер, что позволило использовать их как рудоспуски.

При расстояниях доставки до 300 м руда транспортировалась к блок-рудоспускам скреперами и бульдозерами, для чего предварительно проходились наклонные траншеи, связывающие горизонты карьера с соответствующими блок-рудоспусками. При больших расстояниях доставки использовалась экскаваторная погрузка и перевозка руды автосамосвалами.

Блок-рудоспуски обычно заполняются полностью рудой с заездом средств транспорта на заполненную площадь (размеры площади 18 × 30 м), затем производится выпуск руды на подземном горизонте [16].

*Инспирейшен* (США). Пластообразная мощная залежь медной руды с 1913 г. разрабатывалась системой с обрушением. Мощность покрывающих пород изменялась от 0 до 150 м. Подземные работы на участках с бедной рудой становились нерентабельными, в связи с чем было решено с 1948 г. перевести рудник на открытый способ разработки. Переход на открытые работы значительно улучшил технико-экономические показатели разработки и обеспечил более полное извлечение бедных руд [11].

*Рей* (США). Пластообразная мощная залежь вкрапленных медных руд перекрыта слабыми породами, имеющими среднюю мощность 75 м. Месторождение разрабатывается с 1900 г., однако только с 1911 г. началось интенсивное освоение месторождения, благодаря применению эффективных систем разработки с обрушением. Подземная добыча была сконцентрирована главным образом на участках с более высоким содержанием меди, которые располагались на

восточной и западной границах залежи. В 1948 г. было решено организовать открытые работы в центральной части месторождения. Карьерными работами был захвачен также восточный участок с обрушенными блоками, в связи с чем горное оборудование приходилось размещать над старыми подземными выработками, однако это не вызвало особых осложнений, так как после обрушения почти все пустоты были заполнены породой. Для погашения некоторых камер и горизонтальных выработок, пройденных в более крепких породах, применялось ударно-канатное бурение и массовое взрывание колонковых зарядов в скважинах. Переход на открытые работы позволил выявить значительные дополнительные запасы меди, которые были бы безвозвратно потеряны при подземной разработке. Кроме того, доработка оставленных целиков подземным способом представляла известные технические трудности и была связана с большими потерями руды, которые исключались при переходе на открытые работы [3, 11].

*Беркли* (США). Жильное месторождение отрабатывалось подземным способом с закладкой выработанного пространства. Основной продукцией являлась медь и частично серебро. В 1955 г. после дополнительной разведки были начаты открытые работы. Проектная глубина карьера 305 м. На карьере успешно применяется дизель-троллейвозный транспорт.

*Вагдэд* (США). Медное месторождение разрабатывалось системой с обрушением. Высокая себестоимость руды и невозможность полной загрузки обогатительной фабрики, а также благоприятные условия залегания рудного тела заставили искать более рациональные способы разработки. В 1945 г. верхние участки месторождения стали отрабатывать системой глори-холл с доставкой руды к воронкам бульдозерами; одновременно велись вскрышные работы. В 1947 г. после установки в карьере дробилки руда в автосамосвалах доставлялась к приемному бункеру, проходила первую стадию дробления и по вспомогательному конвейеру поступала в рудный бункер емкостью 5000 т; этот бункер был образован путем расширения устья ствола шахты. Из рудного бункера пластинчатый питатель подавал руду на основной конвейер, по которому она транспортировалась к установкам вторичного дробления на поверхности.

Переход на открытые работы с конвейерной доставкой позволил увеличить добычу руды и существенно снизить ее себестоимость.

*Пима* (США). Медное месторождение было открыто в 1950 г. и с 1952 г. разрабатывалось подземным способом. Проведенным исследованием была доказана целесообразность перевода рудника на открытые работы с выдачей руды на поверхность скиповым подъемником. Доставка руды к скиповому подъемнику и далее на поверхности к обогатительной фабрике производится автосамосвалами.

*Борон* (США). Добыча боратовой руды на руднике производилась камерно-столбовой системой разработки. В 1956 г. был осуществлен переход на открытые работы, что позволило увеличить

масштабы добычи, снизить себестоимость продукции и обеспечить наиболее полное извлечение запасов из недр.

*Обербрис* (ЧССР). Разработка каолина производилась подземным способом камерно-столбовыми системами разработки с большими потерями в оставляемых целиках. Переход на открытые работы позволил полностью извлечь полезное ископаемое и значительно увеличить производственную мощность предприятия [52].

*Джеффри-Майн* (Канада). Подземная разработка на асбестовом руднике стала неэкономичной, поэтому в течение трех лет был осуществлен переход на открытую разработку. Открытые работы позволили осуществить лучшую селекцию при выемке руды, обеспечили меньшую влажность руды и сократили затраты на ее сушку по сравнению с подземной добычей.

### М е с т о р о ж д е н и я III г р у п п ы

*Норильское*. Медно-никелевое месторождение представлено пологопадающей залежью, которая на севере образует две ветви: западную и восточную. В нижней части массива бедных вкрапленных руд, связанных с интрузией габбро-диабазов, залегают богатые сульфидные жилы и линзы. Мощность массива вкрапленных руд колеблется от 6 до 90 м, а жильных — от 0,1 до 10 м. Рудное тело перекрыто эффузивными весьма крепкими породами. Под рудным телом залегают слои осадочных пород, содержащие угольные пласты. Рудоносная интрузия и вмещающие породы разбиты многочисленными трещинами. Такие породы, как оливиновый габбро-диабаз и габбро-диорит имеют коэффициент крепости  $f$ , равный 14—16, а интрузивный диабаз и контактные руды — 10—12.

Месторождение разрабатывается комбинированным способом подземными рудниками «Заполярный» и «Таймырский» и карьерами «Угольный ручей» и «Медвежий ручей». Карьер «Медвежий ручей» ведет горные работы в зоне подземных пустот рудника «Таймырский», а карьер «Угольный ручей» в зоне обрушения рудника «Заполярный».

Строительство первого подземного рудника № 1 было начато в 1938 г., а в 1947 г. он был отработан. Для отработки пологопадающих пирротиновых жил применялась камерно-столбовая система разработки. Выработанные камеры закладывались вкрапленной рудой и частично пустой породой, кроме того, часть камер погашалась при помощи массовых взрывов потолочин из подземных выработок. В 1940 г. начались вскрышные работы на карьере «Угольный ручей». В течение 1957—1959 гг. горные работы карьера производились в зоне подземных камер рудника № 1, что внесло специфические особенности в организацию работ. В ряде случаев скважины попадали в закладку камер, бурение при этом останавливалось и скважины взрывались, не достигнув проектных отметок.

В целом, отработка участков, нарушенных подземными работами, рудника № 1 прошла удовлетворительно, что объясняется

хорошим качеством закладочных работ, большой крепостью вмещающих пород и сравнительно небольшой высотой камер.

Подземный рудник «Таймырский» был заложен в 1940 г. в контуре будущего карьера «Медвежий ручей», строительство которого началось в 1949 г.

При отработке богатых жильных руд камерно-столбовой системой разработки, после выемки руды из камер, они закладывались пустой породой или бедной рудой, затем производилась отработка целиков. С переходом на отработку бедных вкрапленных руд, закладка стала экономически невыгодной и отработка междукамерных целиков была прекращена.

Размеры камер и целиков были приняты одинаковыми; камеры имели ширину и высоту равную 8 м, длину 50—60 м.

При подходе открытых горных работ к подземным камерам между сводом камеры и горизонтом карьера оставлялась потолочина, которая гарантировала безопасную работу людей и оборудования. Мощность потолочины принималась равной трехкратной высоте камеры. Предполагалось, что при внезапном обрушении такой потолочины коэффициент разрыхления будет равен  $1,33—1,35$  и все пространство будет заполнено породой без видимой воронки обрушения.

Отмеченное обстоятельство заставляет производить посадку потолочий с вышележащих горизонтов путем бурения глубоких скважин (30—50 м), которые затем заряжаются ВВ и взрываются. После взрыва погрузка производится только на верхнем горизонте высотой 15 м, а нижняя часть после отработки верхнего горизонта подвергается повторному разбуриванию и взрыванию.

С 1960 г. на карьере разрабатываются типовые паспорта горных работ на все действующие горизонты. В паспортах указывается порядок ведения работ, приводится схема расположения скважин и типовая выкопировка из совмещенного плана открытых и подземных горных работ. Производство взрывов осуществляется по специально составляемым проектам на основе типовых паспортов и геологомаркшейдерской документации карьера.

Для обеспечения безопасности работ ежегодно утверждаются специальные мероприятия, предусматривающие определенный режим совместной разработки месторождения. В мероприятиях четко разграничиваются обязанности инженерно-технических работников карьера, устанавливается объем необходимой документации, порядок бурения скважин и выделяются участки, на которых должна быть произведена ликвидация подземных пустот.

Карьер «Угольный ручей» был в 1959 г. в основном отработан до своих проектных контуров, причем под его южным торцом оставался барьерный целик, примыкавший к полю подземного рудника «Заполярный». Было решено барьерный целик отработать за счет расширения южного торца карьера. На руднике «Заполярный» применяется система принудительного блокового обрушения с переме-

щением фронта очистных работ с юга на север, т. е. в сторону южного торца карьера «Угольный ручей».

В процессе развития подземных очистных работ происходит обрушение налегающих пород и систематическое оседание поверхности.

Зона обрушения с некоторым отставанием от подземных очистных работ распространяется в сторону южного торца карьера «Угольный ручей», захватывая верхние горизонты карьера; по мере продвижения уступов к своим новым проектным контурам в зону обрушения попадают последовательно все нижележащие уступы и расстояние между горизонтами карьера и зоной подземных очистных работ непрерывно уменьшается.

Производство открытых горных работ в зоне обрушения действующего подземного рудника регламентируется специальными инструкциями, предусматривающими проведение ряда профилактических мероприятий и соблюдение установленного технологического режима.

*Алтын-Топканское.* Полиметаллическое месторождение расположено в высокогорной местности; разрабатывается несколькими карьерами и подземным рудником. В 1952 и 1953 гг. для образования рабочих площадок карьера и удаления части вскрыши была произведена серия массовых взрывов на выброс, в результате чего из контуров карьера было удалено более 1,6 млн. м<sup>3</sup> пустых пород.

Характерным для всех карьеров является вскрытие при помощи рудоспусков, выходящих на горизонт капитальной штольни. Первые два рудоспуска высотой 355 и 430 м были пройдены для вскрытия центрального карьера.

Из рудоспусков на горизонте капитальной штольни производится погрузка электровозосоставов, которые доставляют руду к бункерам дробильного отделения, далее руда направлялась по подвесной канатной дороге к ж.-д. станции и затем на фабрику.

Вскрытие рудоспусками значительно сокращает расстояние автомобильных внутрикарьерных перевозок, однако оно связано с организацией периодического погашения верхней части рудоспусков и контролем за режимом выпуска руды [15, 16, 19].

В настоящее время доставка руды на фабрику производится ленточным конвейером, смонтированным в специально пройденном тоннеле длиной 7 км.

*Зырянское.* Полиметаллическое месторождение представлено несколькими широтно вытянутыми промышленными зонами, состоящими из крутопадающих линзовидных рудных тел со сложными контактами. Разрабатываемый массив представляет собой крутую антиклинальную складку, вершина которой снята эрозионными процессами и покрыта рыхлыми обводненными кайнозойскими отложениями. Первая шахта на месторождении была заложена в 1795 г. Месторождение обрабатывалось системами с закладкой и креплением очистного пространства. С 1953 г. применяются системы с массовым обрушением руды и налегающих пород, благодаря чему на поверхности появляются воронки обрушения. В 1954 г. началось

строительство карьера первой очереди. В контур карьера включено большое количество старых горных выработок, а западный участок карьера частично располагается в зоне обрушения. На центральном участке подземные работы ведутся под дном и в бортах карьера камерными системами с закладкой.

На некоторых участках происходит нерегулярное чередование оставленных целиков, зон сдвижения и открытых камер, что существенно осложняет технологию открытых горных работ. Интенсивная трещиноватость массива и наличие больших запасов статических вод требуют организации довольно сложной дренажной системы.

Развитие открытых работ происходит от центра карьера к периферии; для разработки рыхлых отложений в юго-восточной части карьера применяется гидромеханизация.

Наибольшую сложность представляет технология совмещенных открытых и подземных работ под дном карьера. В настоящее время значительные запасы руды под дном карьера законсервированы в охранных целиках. Возможность их отработки зависит от качества закладки.

На руднике осваиваются системы с бетонными целиками и равнопрочной закладкой. Часть запасов оставляется в бортах карьера на верхних горизонтах. Возможность их отработки подземным способом одновременно с ведением открытых работ на нижних горизонтах карьера требует дополнительного исследования.

Весьма важным является правильное определение углов откоса бортов, которые ослаблены старыми работами и естественной трещиноватостью пород.

По мере расширения открытых работ необходимо производить систематическое погашение обнаруженных пустот буровзрывными работами и частично производить их засыпку с горизонтов карьера.

Для условий Зыряновского месторождения значительный интерес представляет технико-экономическое обоснование эффективности комбинированной разработки и выбор наиболее рациональной и безопасной технологии [51].

*Андреевское.* Полиметаллическое месторождение Лениногорского комбината разрабатывалось подземным способом системами разработки с обрушением. Андреевский карьер заложен над подземными блоками. Открытые работы на отдельных участках ведутся в зоне обрушения; в процессе выпуска руды из подземных блоков происходит оседание поверхности; для ликвидации провалов осуществляется систематическая подсыпка опасных участков пустой породой. Производится также посадка подземных потолочин взрывным способом с горизонтов карьера [43, 80].

*Гайское.* Месторождение, представленное линзообразными залежами медно-цинковых руд, разрабатывается комбинированным способом. Вскрышные работы на карьере начаты в 1959 г.; одновременно производилась проходка стволов шахт для подземного рудника. Отработка наиболее богатых участков подземным способом

производится системой подэтажных ортов; после отработки камер они заполняются закладкой. Совмещение открытых и подземных работ осуществляется в наиболее благоприятных условиях и не вызывает изменения технологии открытых работ.

*ЦГОК.* Железородное месторождение, представленное крутопадающими залежами, разрабатывается подземным способом системами с обрушением. Глеватский участок железистых кварцитов, расположенный висячем боку залежей, разрабатывается с 1957 г. карьером ЦГОК. В процессе ведения подземных очистных работ происходит сдвигание пород висячего бока, где располагается восточный борт карьера. Специальной службой на всех опасных участках карьера производится наблюдение за поведением пород, проходятся контрольные скважины, определяются участки возможного образования воронок и разрабатываются мероприятия, предупреждающие внезапную деформацию поверхности [7, 46].

*Саксаганьское.* Добыча железной руды на месторождении производилась подземным способом; верхняя часть залежи располагалась под руслом реки и не разрабатывалась. После окончания работ по отводу русла реки в подземную магистраль длиной 5 км начаты открытые работы на верхних участках в непосредственной близости от шахты.

*Высокогорское.* Железородное месторождение в течение многих лет разрабатывается комбинированным способом. Подземные работы ведутся в бортах карьера, причем при производстве массовых взрывов междукамерных целиков и потолочин с последующим выпуском руды на горизонты откатки происходит деформация бортов. В настоящее время в борту карьера образовалась широкая зона обрушения в виде пояса, предохраняющего нижние рабочие уступы от осыпающейся породы [40].

*Лебяжинское.* Железородное месторождение разрабатывалось комбинированным способом; стволы шахт закладывались в бортах карьера, что позволяло разрабатывать центральную часть месторождения открытым способом без нарушения принятой технологии.

*Гороблагодатское.* Железородное месторождение разрабатывается карьером и шахтами, заложенными вне установленного контура карьера. Совместная разработка проектируется до 1970 г.

*Западно-Каражальское.* Восточный участок железородного пластообразного месторождения, падающего под углами 40—50°, разрабатывается карьером до глубины 230 м; нижние горизонты этого участка и западный участок предполагается разрабатывать подземным способом.

*Каула.* Медно-никелевое пластообразное месторождение, падающее под углами 30—40°, разрабатывалось до 1953 г. подземным способом — горизонтальными слоями с закладкой. Добываемая руда по системе рудоспусков перепускалась на горизонт капитальной штольни, по которой транспортировалась на завод. Камерные запасы были отработаны на шести горизонтах; целики предполагалось затем отработать системой слоевого обрушения.

Возросшая потребность в руде и благоприятные условия залегания заставили пересмотреть вопрос о дальнейшей эксплуатации месторождения. На основании проведенных расчетов была установлена техническая и экономическая целесообразность отработки рудного тела до четвертого горизонта открытым способом. При этом дополнительно извлекалось 3 млн. т руды, отнесенной ранее к забалансовым запасам.

Открытые работы ведутся в зоне отработанных и заполненных закладкой камер. На рис. 5 показана проектная схема отработки

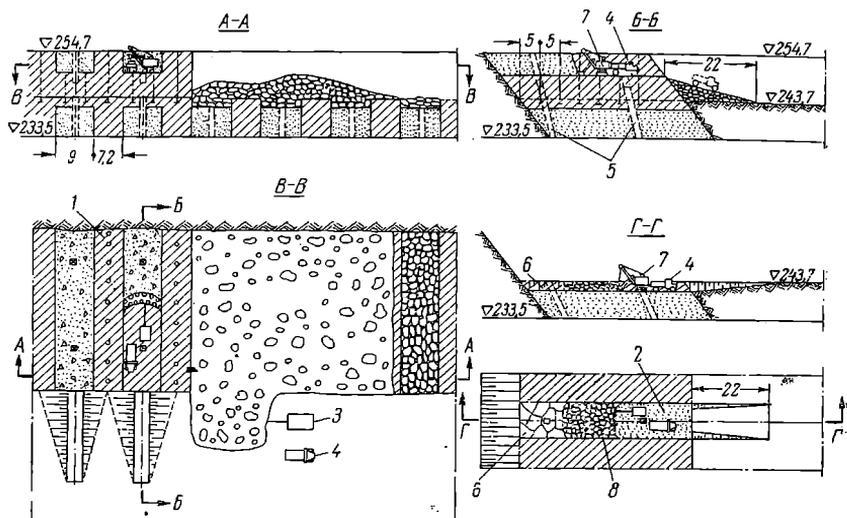


Рис. 5. Проектная схема отработки междуканнерных и этажных целиков:

1 — скважины в целиках; 2 — закладка; 3 — карьерный экскаватор; 4 — автосамосвалы; 5 — восстающие; 6 — полуразрушенная потолочина; 7 — строительный экскаватор; 8 — взорванная руда из полуразрушенной потолочкины

междуканнерных и этажных целиков с предварительным удалением закладки.

Междуканнерные целики до удаления закладки должны были разбуриваться вертикальными скважинами 1; удаление закладки 2 проектировалось производить строительными экскаваторами 7 с погрузкой в автосамосвалы 4, которые по насыпи должны транспортировать ее на откаточный горизонт.

После удаления закладки предполагалось производить взрывание целиков и погрузку полученной при этом руды карьерными экскаваторами 3 в автосамосвалы 4.

Оставшаяся полуразрушенная потолочина 6 должна была разбуриваться мелкошпуровым способом и дополнительно взрываться, чтобы руду 8 можно было грузить строительным экскаватором 7 в автосамосвалы 4 [38].

Фактически в первую очередь взрывались целики и руда грузилась карьерными экскаваторами в автосамосвалы, после чего этими же машинами производилась погрузка закладки.

Подземные работы одновременно с открытыми велись на нижних горизонтах. В настоящее время открытые работы подходят к проектным контурам, а подземные ведутся ниже двенадцатого горизонта.

*Никитовское.* Ртутное месторождение разрабатывалось ранее камерно-столбовой системой с нерегулярным оставлением целиков и частичной закладкой камер. В 1955 г. начато строительство карьера на восточном фланге Чагарникских песчаников, а затем открытые работы начаты на Софиевском участке, где закладка подземных камер имеет промышленное содержание и используется как руда.

Себестоимость горных работ на этом участке снижается также за счет использования вскрышных пород (песчаников) в качестве строительного материала. Для создания безопасных условий при работе над подземными камерами на карьере производится посадка потолочин при помощи скважин ударно-канатного бурения, которые заряжаются аммонитом и затем взрываются.

Подземная разработка в настоящее время ведется системами с обрушением [76, 77]. Комбинированная разработка позволила извлекать сравнительно бедные руды и существенно улучшить технико-экономические показатели предприятия.

*Никопольское.* Марганцевое пластообразное месторождение разрабатывается в настоящее время комбинированным способом. Подземные работы ведутся в сложных условиях на отдельных участках. Открытые работы оказались рентабельными при коэффициенте вскрыши 30—35 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. На карьерах применяются мощная отечественная техника, комбинированные и бестранспортные системы разработки [57].

*Кукисвумчорское.* Верхняя часть апатитового месторождения разрабатывается открытым способом; руда по рудоспускам переуспускается на горизонт капитальной штольни подземного рудника им. С. М. Кирова и по ней доставляется на фабрику [63].

*Расвумчорр-Цирк.* Верхняя часть апатито-нефелинового месторождения разрабатывается открытым способом; руда по рудоспускам поступает на откаточный горизонт подземного рудника [63].

*Тишинское.* Полиметаллическое месторождение разрабатывается открытым способом и одновременно ведется подготовка для подземной добычи. В течение продолжительного периода руда будет поступать из карьера и подземного рудника.

*Эрцберг (Австрия).* Железорудное месторождение представлено пластообразными телами, залегающими в гористой местности. Верхняя часть месторождения отработана системой глори-холл; при подземной разработке применялись системы с магазинированием руды и с закладкой выработанного пространства.

На склоне горы образовано 30 уступов общей вертикальной высотой 682 м. Большая часть уступов соединена между собой наклонными съездами; для транспортирования горной массы

применяют бремсберги, наклонные шахтные стволы и канатные дороги.

Руда автосамосвалами доставляется к вертикальным рудоспускам и затем по подземным откаточным выработкам транспортируется к дробильно-сортировочной установке.

В процессе эксплуатации происходило последовательное перевооружение открытых и подземных работ. На открытых работах широко внедрялся автомобильный транспорт, а на подземных — самоходные челночные большегрузные вагонетки на резиновых шинах с смонтированными в них скребковыми конвейерами. Погрузка руды в подземных условиях производилась самоходными погрузочными машинами «Джой».

Применение систем с закладкой стало экономически целесообразным благодаря хорошей организации закладочных работ. Кроме того, наличие открытых работ позволило использовать для закладки пустые породы, которые после дробления на подземной установке поступают по закладочной шахте на соответствующие горизонты. Для закладки используется также пустая порода, поступающая с обогатительной фабрики. Производительность труда на закладочных работах с внедрением для транспортирования закладки челночных вагонеток возросла до 100 т на человеко-смену [42, 45].

*Кананеа* (Мексика). Месторождение медной руды разрабатывалось системой с магазинированием руды. В 1943 г. начались открытые работы на участке Колорадо. Характерной особенностью разработки было наличие в удаляемой в отвал вскрыше около 0,2% меди, что позволило организовать в широком масштабе принудительное выщелачивание.

Открытые работы в данном случае позволили избежать потерь руды в целиках и, кроме того, обеспечили возможность дополнительного извлечения меди из отвалов.

*Сулливан* (Канада). Полиметаллическое месторождение представлено сульфидами замещения, образующими мощную зону промышленного оруденения. Подземная разработка производится из подэтажных штреков с отбойкой руды глубокими скважинами алмазного бурения.

Для открытых работ выделен юго-западный участок рудного тела с наиболее бедными рудами.

*Гетчел* (США). Вольфрамовое месторождение представлено отдельными крутопадающими залежами, которые разрабатывались подземным способом системой с магазинированием руды.

Рост потребности в металле и расположение выходов рудных тел на склонах гор послужили причиной широкого развития открытой разработки. Всего было отработано 7 карьеров, под четырьмя из которых одновременно велись подземные работы.

*Маркезадо* (Испания). Железорудное месторождение известно с 1900 г. Центральная часть месторождения разрабатывается открытым способом; периферийная часть — подземным способом системой с закладкой выработанного пространства.

*Брик-Флет* (США). Линзообразные залежи пирита разрабатывались подземным способом системами с обрушением. Найденное на верхних горизонтах рудовмещающей толщи новое рудное тело Брик-Флет обрабатывается открытым способом.

Одновременная разработка открытым и подземным способами в разные периоды производилась на месторождениях: Кадамжайском, Миргалимсайском, Тырнаузском, Вишневогорском и некоторых других месторождениях спецсырья.

## § 2. Основные вопросы комбинированной разработки

Приведенные примеры из практики комбинированной разработки показывают, что при эксплуатации ряда месторождений возникают специфические трудности, требующие перестройки технологии или частичного изменения производственных процессов. Во всех случаях комбинированной разработки необходимо как можно более точно определять границу между подземными и открытыми работами, чтобы избежать преждевременного перехода на подземные работы (месторождения I группы), своевременно выявлять возможности перехода на открытые работы (месторождения II группы) и заранее знать границу каждой зоны при одновременной разработке (месторождения III группы).

Правильное, обоснованное определение глубины карьера позволяет своевременно решать целый комплекс связанных с этим технических и организационных вопросов, таких как составление наиболее целесообразного календарного плана горных работ, выбор способа вскрытия и оборудования для различных периодов эксплуатации, составление графика горных работ переходного периода, определение размеров и положения барьерных целиков между открытыми и подземными работами, выбор вида транспорта для верхних и нижних горизонтов и т. д. Кроме того, правильное определение конечной глубины карьера позволяет избежать дополнительных расходов, которые неизбежны при реконструкции действующих карьеров. Заниженная глубина открытых работ часто выявляется в процессе эксплуатации, когда на бортах карьера уже построены различные промышленные сооружения. При реконструкции обычно происходит расширение конечных контуров карьера, промышленные сооружения сносятся и возводятся в других местах, на что непроизводительны расходуются большие средства.

Вследствие технического прогресса, существенные преимущества способа разработки, успешная эксплуатация ряда карьеров и новые решения основных вопросов экономики позволяют в настоящее время проектировать карьеры глубины до 600—700 м. При определении глубины открытых работ при комбинированной разработке необходимо учитывать специфические особенности. Нами предлагается способ перехода на подземные работы из условия минимального затрат на разработку всего месторождения от

крытым и подземным способами с учетом эффективности капиталовложений и ряда других факторов. Эти вопросы рассматриваются в § 3.

Для месторождений вкрапленных руд с изменяющимся содержанием полезных компонентов определение глубины карьера тесно связано со способами оконтуривания рудных тел, установлением бортового и минимального промышленного содержания полезного ископаемого. Методика оконтуривания и определение границ карьера для этих условий излагаются в § 4.

На некоторых месторождениях II и III групп после перехода на открытые работы или при совмещении их с подземными технология буровзрывных и экскаваторных работ изменяется. Если подземные работы на месторождениях велись системами разработки с закладкой (Блявинское, Каула, Старо-Сибайское, Беркли, участки Норильского месторождения в районе подземного рудника № 1, отдельные линзы Зыряновского месторождения, Гайское, Эрцберг, Маркезано и др.), то, как отмечалось выше, существенной перестройки технологии обычно не происходит. Применение систем с закладкой выработанного пространства позволяет осуществить переход на открытые работы с минимальными трудностями. В данном случае затраты на открытую разработку даже снижаются, так как удаление закладки производится без применения буровзрывных работ, а разбуривание и взрывание целиков происходит при трех обнаженных плоскостях и требует меньшего расхода ВВ.

Если при подземной разработке месторождений закладка камер не производилась (Хайдарканское, Златоуст-Беловское, участки Норильского месторождения в районе рудника «Таймырский», Никитовское, Борон, Обербрис и др.), то при работе над камерами необходимо обеспечить безопасность людей и эффективную работу тяжелого карьерного оборудования.

В § 5 рассматриваются технология горных работ в зоне подземных незаложенных камер, применяемые на карьерах способы погашения пустот при помощи буровзрывных работ и приводятся расчеты, связанные с возможной закладкой камер пустыми породами.

При ведении открытых горных работ в зоне обрушения подземных рудников наиболее сложно обеспечить безопасность при совмещении открытых и подземных работ во времени (участки Норильского месторождения в районе рудника «Заполярный» и др.). Эти вопросы рассматриваются в § 6.

Работа ряда карьеров на месторождениях, где ранее применялись системы разработки с обрушением (Каджаранское, Шелеинское, Нчанга, Торнтон, Инспирейшен, Рей, Багдад, Брик-Флет и др.), протекает нормально, если процессы сдвижения закончились до начала открытых работ. Если процессы сдвижения продолжатся, разработка производится с соблюдением мер предосторожности, рассмотренных в § 6.

При работе горного оборудования в зоне подземных пустот возникает вопрос о допустимой минимальной мощности потолочин

между горизонтами карьера и сводами подземных камер. Эти вопросы рассматриваются в § 7.

При переходе на открытую разработку месторождений со сложным характером оруденения необходимо обеспечить рентабельность горных работ за счет сложной экскаваторной селекции и специальной технологии буровзрывных работ. Эти вопросы возникли на Хайдарканском карьере, где были поставлены специальные исследования, позволившие разработать новые теоретические основы селективной экскаваторной выемки вкрапленных руд. Вопросы селективной разработки месторождений сложного строения подробно освещены в литературе [12, 13, 14, 20, 21, 29, 39] и кратко рассматриваются для условий комбинированной разработки в § 8.

В § 9 определяется глубина погружения внешних капитальных траншей при комбинированном вскрытии, которое нашло широкое применение в практике для целого ряда крупнейших месторождений, нижние горизонты которых являются объектами подземных работ.

При комбинированной разработке можно использовать подземные выработки для транспортирования руды, в связи с чем на ряде месторождений (Хайдарканское, Блявинское, Каджаранское, Юнайтед-Верде, Нчанга, Торнтон, Алтын-Топканское, Каула, Кукисвумчорское, Расвумчорр-Цирк, Эрцберг и др.) вопросы вскрытия имеют свою специфику, кратко изложенную в § 10, где также рассматриваются особенности вскрытия глубоких карьеров и нагорных месторождений.

В заключении на основании анализа практики и выполненных расчетов рассматриваются перспективы развития комбинированных способов разработки рудных месторождений.

---

## Глава II

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ ОТКРЫТЫХ РАБОТ И ПРИНЦИПЫ ОКОНТУРИВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПЕРЕМЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ

### § 3. Определение глубины открытых работ при комбинированной разработке

К настоящему времени в отечественной литературе более 60 авторов опубликовали свои работы, связанные с определением границ карьеров, в основу которых положены различные принципы и методы.

Эти методы разделяются нами на 7 групп.

Глубина карьера определяется:

для I группы из условия равенства граничного и контурного коэффициентов вскрыши;

для II группы из условия равенства граничного и среднего коэффициентов вскрыши;

для III группы из условия получения максимальной сравнительной экономичности открытых работ, которая определяется как разность между суммарными производственными затратами при разработке месторождения подземным или открытым способами на одинаковую глубину;

для IV группы на основании исследования режима горных работ и соответствует такому положению рабочих бортов, при которых текущий коэффициент вскрыши достигает величины граничного. Средний коэффициент вскрыши при этом не должен превышать значения граничного;

для V группы на основании исследования режима горных работ и принимается такой, чтобы в процессе эксплуатации сумма первоначального, приведенного по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши и максимального усредненного эксплуатационного коэффициентов вскрыши не превышала значения граничного;

для VI группы из условия минимальных суммарных эксплуатационных затрат на разработку месторождения открытым и подземным способами;

для VII группы из условия минимальных расчетных затрат на разработку всего месторождения открытым и подземным способами.

Краткий анализ наиболее известных работ, опубликованных до 1961 г., выполнен в трудах [6, 61, 66, 82].

Ниже рассматриваются основные принципиальные положения опубликованных работ.

Широкое освещение в литературе получили методы I группы, которые с момента опубликования первых работ до настоящего времени значительно усовершенствовались.

В первых работах (А. И. Стешенко, М. И. Гоберман, С. И. Пилевский, П. С. Бондарь, А. А. Штединг) основное внимание уделялось геометрическому анализу основных параметров карьера, определению объемов и установлению аналитических зависимостей для ограниченного числа переменных величин.

В более поздних работах (Н. А. Стариков, П. Э. Зурков, А. С. Фиделев, С. И. Попов, Б. П. Боголюбов, Н. С. Попов, Н. А. Цвылев, В. В. Куликов, М. Л. Рудаков, Н. И. Шанин, Н. М. Лунин, В. А. Ефимов, В. А. Оплетин, Б. В. Фаддеев) исследовалась возможность увеличения глубины карьера без дополнительного разноса бортов, учитывались потери руды и разубоживание при разных способах разработки, затраты на добычу и переработку руды, а в некоторых из этих работ принимались переменными углы погашения бортов карьера и показатели себестоимости.

Отдельные авторы применяли для расчетов графический и диаграммный методы (Д. М. Мишарин, Н. Г. Капустин, Б. Т. Рутковский), использовали методику последовательного расширения границ с определением рентабельности (С. В. Пак, Г. В. Коротаев), учитывали затраты на погашение пустот при комбинированной разработке (С. Л. Шашурин), затраты на водоотлив и транспортирование (К. Е. Виницкий, К. Н. Трубецкой), определяли рентабельность выемки 1 т металла по сравнению с разработкой данного и других месторождений (Н. И. Смирнов, В. Е. Попов, Н. Л. Стахеев), а также считали необходимым при определении граничного коэффициента вскрыши вносить в формулу поправки к себестоимости добычи в зависимости от конкретных условий разработки (Н. А. Стариков, П. Э. Зурков, Н. И. Шанин, Д. С. Майдан). Некоторые авторы предлагали учитывать теплотворную способность топлива (Г. М. Басков), стоимость восстановления почвы (В. Р. Коиава), прогресс техники (Н. П. Чайко), а также определять приведенные затраты с учетом изменения себестоимости с глубиной (Г. А. Нурок, Ю. В. Бубис).

Методы II группы получили ограниченное распространение (С. А. Бурмистров, П. С. Поклонский, И. П. Петров, В. В. Лосицкий). Некоторые авторы использовали для различных случаев методы I и II групп (А. И. Стешенко, И. А. Кузнецов).

Основоположителем метода III группы является проф., докт. техн. наук П. И. Городецкий. Этот метод получил дальнейшее развитие в работах многих авторов, которые использовали для рас-

четов целочисленные функции (акад. Л. Д. Шевяков), учитывали эксплуатационные коэффициенты вскрыши (Д. Ф. Борисов), ценность руды (Л. Е. Зубрилов), извлекаемую ценность (Н. С. Демин, И. А. Бирюков), коэффициент неравномерности вскрышных работ (Н. Д. Золотарев), рентабельность и показатели технического прогресса (Г. В. Секисов, В. А. Шестаков).

Основоположником метода IV группы является проф., докт. техн. наук В. В. Ржевский [61]. Предложенная им новая методика определения границ карьеров основана на широком и всестороннем анализе режима горных работ, применяемой технологии, закономерностей изменения коэффициентов вскрыши и технико-экономических показателей для различных случаев разработки месторождений. П. Т. Церенщиковым, использующим этот метод, предложено дополнительно учитывать показатели технического прогресса.

Основоположником метода V группы является докт. техн. наук А. И. Арсентьев [6]. В своих исследованиях он широко использует анализ режима горных работ, специально разработанные графики и новые аналитические зависимости. А. И. Арсентьев и его последователи (Я. М. Адигамов, А. К. Полищук) считают, что метод V группы синтезирует в себе все предложенные ранее методы. Граничный коэффициент вскрыши при этом методе рекомендуется определять с учетом допустимой полной себестоимости полезного ископаемого. В целом при расчете глубины карьера по методу V группы себестоимость руды в одном из периодов будет допустимой, а во все остальные периоды фактическая себестоимость будет ниже допустимой.

Метод VI группы использовался рядом автором (М. И. Агошков, А. В. Бричкин, М. Е. Медведев). По своей экономической сущности он аналогичен методу III группы.

Метод VII группы рассматривался в работах А. И. Арсентьева [6] и автора [81, 82]. Этот метод имеет принципиально новую основу и будет рассмотрен более подробно.

Весь период с момента опубликования первой специальной работы до настоящего времени можно разделить на два больших этапа. Первый этап характеризуется использованием для определения основных параметров карьеров методов, отнесенных нами к первым трем группам. Второй этап связан с опубликованием принципиально новых работ проф., докт. техн. наук В. В. Ржевского, в которых была разработана научная методология анализа и проведено всестороннее исследование режима горных работ для различных карьеров.

Анализ режима горных работ позволил выявить фактические законы распределения рудных и породных масс при формировании бортов и расширении рабочей зоны карьеров.

Было убедительно доказано, что изменение контурных коэффициентов вскрыши, которые обычно исследовались и ограничивали глубину карьеров, протекает по совершенно иному закону, чем

изменение текущих коэффициентов вскрыши. Были установлены основные закономерности изменения текущих коэффициентов вскрыши, определяющих фактические объемы пустых пород, удаляемых из карьера в процессе его эксплуатации. Проведенное исследование позволило по-новому подойти к определению глубины открытых работ.

Анализ режима тесно увязывался с получающимися при этом показателями себестоимости продукции и экономией от открытых работ.

Проф. В. В. Ржевским было установлено, что «при разграничении областей применения открытых и подземных разработок в общем случае нельзя пользоваться каким-либо одним принципом: равенства общих затрат, равенства затрат на границе и др. Необходимо рассматривать фактический график календарного распределения горных работ, улучшать его и выделять в пользу открытых разработок максимальные запасы на данном месторождении. Для практического разрешения вопроса необходимо построение графиков среднего, контурного, текущего и граничного коэффициентов вскрыши» [61].

На основании анализа режима представляется возможным наиболее рационально разрабатывать месторождения по этапам с постоянными усредненными эксплуатационными коэффициентами вскрыши. Методика усреднения коэффициентов разработана докт. техн. наук А. И. Арсентьевым [6] и используется нами в приводимых ниже расчетах.

Мы считаем, что на современном этапе развития горной науки любая работа, связанная с определением границ карьера, построенная без исследования режима горных работ, не может считаться всеобъемлющей и исчерпывающей. Анализ режима горных работ должен обязательно производиться при решении вопроса о глубине открытых работ, независимо от принципа, положенного в основу применяемого метода.

Необходимо также учитывать эффективность капиталовложений. Вопрос о капиталовложениях широко обсуждался на XXI съезде КПСС, в решениях которого записано:

«Коммунистическая партия придает первостепенное значение наиболее эффективным направлениям капитальных вложений, позволяющим при меньших затратах средств наращивать производственные мощности и увеличивать выпуск промышленной продукции в наиболее короткие сроки при резком увеличении производительности труда и снижении себестоимости продукции».

Чтобы правильно учесть эффективность капиталовложений, необходимо предварительно найти производственную мощность горного предприятия, значения усредненных по этапам коэффициентов вскрыши, определить сроки и объемы капиталовложений по годам строительства и оценить влияние ряда других факторов. Каждый из этих вопросов сам по себе чрезвычайно сложен, в связи с чем определение глубины карьера, которая удовлетворяла бы минимуму

эксплуатационных затрат и максимальной эффективности капиталовложений, должно производиться по этапам.

В данном случае наиболее целесообразен вариантный метод, позволяющий из рассмотренных вариантов выбрать наилучший.

Для месторождений правильной формы в ряде случаев представляется возможным составить аналитические зависимости, упрощающие технико-экономический анализ.

Нами разработана комплексная методика расчета по методу VII группы с учетом эффективности капиталовложений и анализом режима в широкой области оптимальных значений полученной функции. Метод VII группы позволяет учесть специфические особенности комбинированной разработки и является в настоящее время экономически наиболее обоснованным, так как он построен с учетом полных затрат труда и эффективного соизмерения эксплуатационных расходов и капитальных затрат в соответствии с типовой методикой АН СССР [67].

В дальнейшем, возможно, будет целесообразно определять глубину карьера из условия получения максимальной приведенной прибыли за весь срок эксплуатации.

Определение глубины карьера разбивается на два этапа.

В первом этапе определяется первоначальная глубина карьера из условия минимальных суммарных эксплуатационных затрат на разработку месторождения открытым и подземным способами.

Во втором этапе определяются расчетные затраты для нескольких вариантов разработки, выбор которых производится, исходя из принципа выделения в пользу открытых работ максимальных запасов на данном месторождении.

Для всех вариантов исследуется режим горных работ, в процессе которого определяются усредненные эксплуатационные коэффициенты вскрыши, производственная мощность карьера, производительность по горной массе в разные этапы разработки, себестоимость годовой продукции, капиталовложения в строительство и реконструкцию и расчетные затраты.

Окончательно принимается вариант с минимальными расчетными затратами.

Рассмотрим методику определения глубины карьера для наиболее типичного крутопадающего месторождения.

На рис. 6 показан средневзвешенный поперечный разрез, построенный по методике докт. техн. наук А. И. Арсентьева [6] на основании имеющихся поперечных разрезов по месторождению. Использование средневзвешенного разреза позволяет учесть особенности залегания рудного тела и получить фактические объемы руды умножением полученной площади сечения по разрезу на длину месторождения по простиранию.

На рис. 7 приведена схема к расчету объемов горных работ. Объемы руды, добываемые открытым  $V_0$  и подземным  $V_n$  способами, равны:

$$V_0 = mL(H_0 - H_p); \quad V_n = mL(H_n - H_0).$$

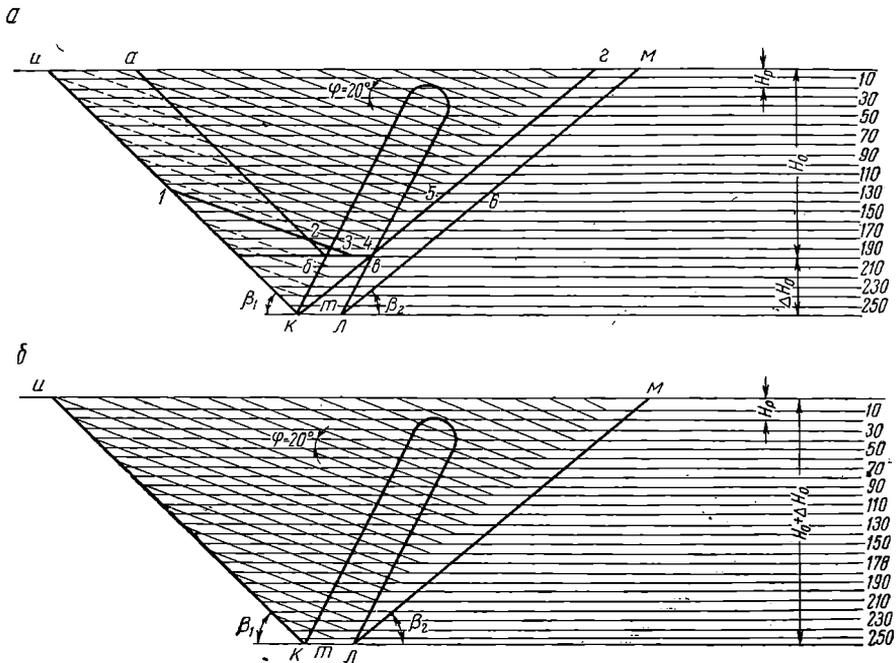


Рис. 6. Средневзвешенный поперечный разрез по месторождению:  
*a* — схема разработки по I и II вариантам; *б* — то же по III варианту

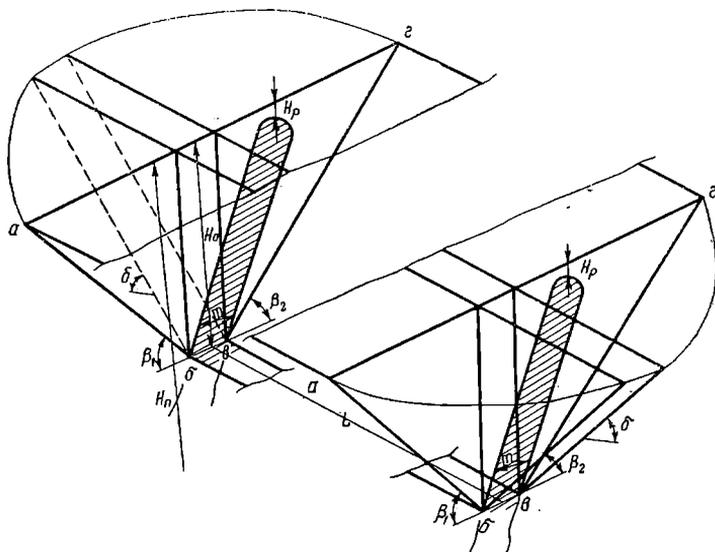


Рис. 7. Схема к расчету объемов горных работ

Объемы пустых пород складываются из объема двух боковых трехгранных призм  $V_{б. пр}$ , объема пород над рудным телом  $V_{р. т}$ , объема двух торцовых трехгранных призм  $V_{т. пр}$  и объемов элементов конуса  $V_{кон}$

$$V_{б. пр} = 0,5 H_0^2 (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) L; \quad V_{р. т} = mLH_p;$$

$$V_{т. пр} = H_0^2 \operatorname{ctg} \delta m; \quad V_{кон} = \frac{\pi H_0^3}{6} (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta,$$

где  $H_0$  — глубина открытых работ, м;

$H_p$  — мощность пород над рудным телом, м;

$H_{п}$  — общая глубина разработки месторождения открытым и подземным способами, м;

$L$  — длина месторождения по простиранию, м;

$m$  — средневзвешенная горизонтальная мощность рудного тела, м;

$\beta_1$  и  $\beta_2$  — углы откосов левого и правого бортов карьера в период погашения, град;

$\delta$  — угол откоса торцов карьера, град.

Суммарный объем добываемой руды и удаляемых из карьера пустых пород  $\sum V_{кар}$  равен:

$$\sum V_{кар} = V_0 + V_{б. пр} + V_{р. т} + V_{т. пр} + V_{кон}, \text{ м}^3. \quad (1)$$

Суммарные эксплуатационные затраты  $C$  на разработку всего месторождения складываются из затрат на добычу руды открытым способом, затрат на вскрышные работы и затрат на добычу руды подземным способом

$$C = mL(H_0 - H_p)C_0 + 0,5 H_0^2 (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) L \cdot C_в + mH_pLC_в + \\ + H_0^2 \operatorname{ctg} \delta m C_в + \frac{\pi H_0^3}{6} (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta C_в + (H_{п} - H_0) mL C_{п}, \text{ руб.}, \quad (2)$$

где  $C_0$  и  $C_{п}$  — себестоимость 1 м<sup>3</sup> руды, добытой открытым и подземным способами, руб. Величина  $C_0$  определяется без учета затрат на погашение вскрыши;

$C_в$  — себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, руб.

Для определения минимальных суммарных затрат находим минимум функции  $C = f(H_0)$ .

$$\frac{dC}{dH_0} = mL C_0 + LC_в H_0 (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) + 2 \operatorname{ctg} \delta m C_в H_0 + \\ + 0,5 \pi \operatorname{ctg} \delta C_в H_0 (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) - mL C_{п} = 0.$$

Решая полученное уравнение относительно  $H_0$ , получим:

$$H_0 = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2a \left( \frac{C_{п} - C_0}{C_в} \right) mL}}{a}, \text{ м.} \quad (3)$$

Учитывая, что граничный коэффициент вскрыши  $K_{гр}$  равен:

$$K_{гр} = \frac{C_{п} - C_0}{C_{в}}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (4)$$

Можно формулу (3) представить в общем виде:

$$H_0 = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2aK_{гр}mL}}{a}, \text{ м}, \quad (5)$$

где

$$b = 2 \operatorname{ctg} \delta m + L (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2);$$

$$a = \pi (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta.$$

Определять граничный коэффициент вскрыши по формуле (4) можно только в том случае, если при сравниваемых способах разработки добывается одинаковое количество руды одного и того же качества. На самом деле, при открытом способе разработки по сравнению с подземным на каждый кубометр руды балансовых запасов дополнительно добывается руды

$$(K_0 - K_{п}), \text{ м}^3,$$

где  $K_0$  и  $K_{п}$  — коэффициенты извлечения при открытой и подземной разработке.

Чтобы сравниваемые объемы добычи руды были одинаковыми, к величине  $C_0$  нужно ввести добавочный множитель  $[1 - (K_0 - K_{п})]$ .

При подземном способе разработки на каждый кубометр руды из балансовых запасов по сравнению с открытым способом разработки выдается дополнительно пустых пород

$$(l_0 - l_{п}), \text{ м}^3,$$

где  $l_0$  и  $l_{п}$  — коэффициенты разубоживания при открытой и подземной разработке.

Величины  $l_0$  и  $l_{п}$  связаны с разубоживанием  $r_0$  и  $r_{п}$ , выраженным в процентах, следующими зависимостями:

$$l_0 = \frac{100 - r_0}{100} \quad \text{и} \quad l_{п} = \frac{100 - r_{п}}{100}.$$

Полученная дополнительно пустая порода удорожает себестоимость  $1 \text{ м}^3$  руды, добытой подземным способом  $C_{п}$ , по сравнению с открытой разработкой на величину  $(l_0 - l_{п}) \cdot C_{п}$ , руб.

Таким образом, формула для определения  $K_{гр}$  примет вид:

$$K_{гр} = \frac{C_{п} [1 + (l_0 - l_{п})] - C_0 [1 - (K_0 - K_{п})]}{C_{в}}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (6)$$

Формула (6) соответствует одинаковому количеству руды, добываемому при открытом и подземном способах разработки.

В ряде случаев целесообразно находить прибыль, реализуемую от переработки дополнительно полученной руды при открытой разработке  $(K_0 - K_{п}), \text{ м}^3$ .

Прибыль  $\Pi$ , как разность между ценностью металла в руде и издержками производства, определяется из выражения:

$$\Pi = (K_0 - K_{\Pi}) \gamma_p \left[ \frac{\varepsilon}{100^2} K_{из} \Pi - \left( \frac{C_0}{\gamma_p} + C_{\Phi} + \gamma_K C_K \right) \right], \text{ руб.}, \quad (7)$$

где  $\varepsilon$  — содержание металла в руде, %;

$K_{из}$  — суммарное извлечение при обогащении руды и металлургической переработке, %;

$\Pi$  — цена 1 т металла, руб.;

$\gamma_p$  — объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>;

$C_{\Phi}$  — себестоимость переработки 1 т руды на фабрике, руб.;

$\gamma_K$  — выход концентрата из добытой руды в долях единицы;

$C_K$  — себестоимость металлургической переработки 1 т концентрата, руб.

Если руда не проходит стадию обогащения, как например на Хайдарканском руднике, то вместо суммы  $C_{\Phi} + \gamma_K C_K$  в формулу (7) подставляется величина  $C_3$  — себестоимость переработки 1 т руды на заводе, руб.

Если перерабатывается полиметаллическая руда, содержащая  $i$  извлекаемых компонентов, то вместо ценности одного металла

$\frac{\varepsilon}{100^2} K_{из} \cdot \Pi$  определяется и подставляется в формулу суммарная

ценность всех металлов  $\sum_1^i \frac{\varepsilon_i}{100^2} K_{из_i} \cdot \Pi_i$  и, соответственно, вместо

произведения  $\gamma_K \cdot C_K$  определяются суммарные затраты на металлургическую переработку  $i$  сортов концентрата —  $\sum_1^i \gamma_{K_i} \cdot C_{K_i}$ .

В ряде случаев необходимо учитывать также ценность благородных и редких металлов, попадающих в концентраты.

Для приведения затрат на добычу руды к соизмеримым величинам себестоимость 1 м<sup>3</sup> руды  $C_0$ , добываемой открытым способом, должна быть уменьшена на величину прибыли  $\Pi$ . В связи с этим формула для определения  $K_{ГР}$  получит вид:

$$K_{ГР} = \frac{C_{\Pi} [1 + (l_0 - l_{\Pi})] - (C_0 - \Pi)}{C_B}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (8)$$

Рассмотрим влияние глубины горных работ и показателей технического прогресса горной промышленности на значения величин  $C_{\Pi}$ ,  $C_0$  и  $C_B$ .

Переменными составляющими этих величин, зависящими от глубины горных работ, являются транспортные расходы, затраты на водоотлив и вентиляцию. Проведенными исследованиями установлены рациональные области применения различных видов транспорта. Автомобильный и железнодорожный транспорт рекомендуется применять до глубины 80—100 и реже 150 м [32, 55]; более глубокие горизонты карьеров целесообразно разрабатывать, используя комбинированный транспорт с наклонными скиповыми и конвейер-

ными подъемниками; автотранспорт используется при этом для доставки руды и породы от забоев до погрузочных площадок подъемников. Расчеты показывают, что комбинированный транспорт значительно экономичнее автомобильного и железнодорожного, кроме того, при его применении суммарная себестоимость перевозок практически не зависит от глубины карьера. Это объясняется тем, что расстояния внутрикарьерных перевозок автомобильным транспортом с увеличением глубины обычно сокращаются, что компенсирует рост затрат на подъем по вертикали [30].

Следует также учитывать, что при применении комбинированного транспорта фактические затраты на подъем грузов по наклонным подъемникам и стволам шахт подчиняются одной и той же зависимости и в одинаковой степени влияют на величины  $C_n$ ,  $C_o$  и  $C_b$ .

Затраты на водоотлив должны учитываться в каждом отдельном случае, особенно при сильных водопритоках, однако закономерности увеличения притоков с ростом глубины для открытых и подземных работ еще точно не установлены, что затрудняет определение разницы в затратах по этой статье при проектировании.

Увеличение затрат на вентиляцию при подземной разработке до глубин 500—700 м сказывается в известной степени на себестоимости добычи руды подземным способом  $C_n$ , однако проветривание карьеров также потребует дополнительных затрат, что определяет небольшую разницу в затратах по этой статье для подземного и открытого способов разработки. Абсолютная величина затрат на вентиляцию в общей калькуляции себестоимости добычи играет весьма малую роль, а разница в затратах при подземной и открытой разработке практически будет настолько мала, что ее влияние на глубину карьера можно не учитывать.

Отмеченные обстоятельства позволяют при проектировании принимать величины  $C_n$ ,  $C_o$  и  $C_b$  независимыми от глубины горных работ.

В результате совершенствования техники и технологии, а также организации труда, технико-экономические показатели горных работ постоянно улучшаются.

На основании анализа отчетных данных по карьерам за двадцатилетний период установлены закономерности изменения себестоимости в зависимости от технического прогресса [74, 75]. Предложена следующая формула для определения себестоимости единицы продукции:

$$C_n = C_1 K_c^n, \text{ руб.}, \quad (9)$$

где  $C_n$  — себестоимость единицы продукции через  $n$  лет, руб.;

$C_1$  — себестоимость единицы продукции в исходном году, руб.;

$K_c$  — коэффициент ежегодного снижения себестоимости.

В настоящее время точно не установлены все необходимые для расчетов значения коэффициентов  $K_c$ . Ориентировочные значения коэффициентов снижения себестоимости 1 м<sup>3</sup> вскрыши в целом по Союзу колеблются в пределах 0,96—0,98.

Для получения точных значений коэффициентов снижения себестоимости руды из открытых и подземных работ проводятся специальные исследования. Введение поправочных коэффициентов  $K_c$  позволяет фактически учесть разницу в темпах технического прогресса открытых и подземных работ при определении граничных коэффициентов вскрыши.

Если условно распространить данные о темпах технического прогресса за прошлые годы на будущий период, то даже при этом допущении, разница в темпах, по-видимому, не даст существенного увеличения граничных коэффициентов вскрыши.

Окончательное решение вопроса о необходимости учета коэффициентов  $K_c$  будет возможно после завершения проводимых специальных исследований.

Углы  $\beta_1$ ,  $\beta_2$  и  $\delta$ , входящие в формулу, устанавливаются на основании расчетов, учитывающих физико-механические свойства горных пород, наличие элементов ослабления, характер трещиноватости, возможность размещения транспортных коммуникаций и целый ряд других факторов [41, 58, 60, 72, 73]. Правильное обоснование устойчивых углов откоса бортов карьера является сложной инженерной задачей. Обычно вначале проектирования определить точно фактические значения углов для различных участков профиля каждого из бортов карьера не представляется возможным. Есть основания считать, что с увеличением глубины открытых работ, благодаря большей крепости и монолитности пород и специально принимаемым мерам, выполаживания углов откоса карьера можно избежать.

В настоящее время разработана специальная технология, обеспечивающая повышение устойчивости откосов [60, 73], предложены выпуклые ступенчатые профили бортов [58], используются экраняющие врубы для защиты бортов от влияния массовых взрывов и проводится ряд других мероприятий, что позволяет при проектировании принимать определенные по расчету значения углов откоса бортов для данного профиля карьера и не уменьшать их с глубиной.

Переходим к определению влияния расчетных затрат на глубину карьера.

Расчетные затраты  $Z$  включают в качестве составных элементов себестоимость годовой продукции и приведенные капиталовложения с поправочным коэффициентом  $p_n$  [67, 68] и определяются по формуле

$$Z = C_r + p_n \sum K_{пр}, \text{ руб.}, \quad (10)$$

где  $C_r$  — годовые издержки производства или себестоимость годовой продукции, руб.;

$p_n$  — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений, минимальное значение которого принимается равным 0,1;

$\sum K_{пр}$  — суммарные приведенные капиталовложения, руб.

Величины  $C_r$  и  $\sum K_{др}$  зависят от производственной мощности предприятия, сроков строительства, себестоимости продукции и ряда других факторов, связанных с глубиной карьера, которая в качестве исходной величины определяется по формуле (5).

Чтобы найти минимум расчетных затрат, необходимо рассмотреть несколько наиболее целесообразных вариантов разработки данного месторождения.

Исследованиями отечественных ученых [1, 2, 6, 34] установлено, что различные функциональные зависимости, связывающие технологические параметры карьера с показателями себестоимости, как например уравнение (2), имеют широкую область оптимальных значений. Эта область находится в пределах (0,7—0,8)—(1,3—1,4) от найденного экстремального значения исследуемой функции.

Нашими исследованиями установлено, что минимум расчетных затрат не совпадает с минимумом суммарных эксплуатационных затрат на разработку месторождения, а лежит в области оптимальных значений полученной функции [81, 82]. Учитывая, что для разработки открытыми работами целесообразно выделять максимальные запасы на данном месторождении, рекомендуется исследовать область оптимальных значений в интервале до 1,3—1,4 от найденного экстремального значения. Наиболее подробное обоснование данного интервала приводится в работе чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова и докт. техн. наук Д. М. Бронникова [2].

Выбор наиболее целесообразных вариантов разработки производится на основании исследования режима горных работ.

При исследовании режима устанавливается производственная мощность карьера, производительность по горной массе и все зависящие от этих величин показатели, необходимые для расчетов.

В процессе эксплуатации обычно выделяется несколько этапов, характеризующихся определенными значениями эксплуатационных коэффициентов вскрыши. Эти этапы могут быть определены на основании исследования режима горных работ [62] и построения графиков, устанавливающих зависимость нарастающих объемов руды от нарастающих объемов вскрыши [6, 7]. Найденные по графикам значения усредненных эксплуатационных коэффициентов вскрыши дают возможность определить производительность карьера по горной массе для каждого этапа разработки.

Годовая скорость понижения горных работ рассчитывается по известным формулам [6, 61, 62, 63] или принимается по аналогии с другими горными предприятиями. При известной величине понижения годовые объемы руды и пустых пород находятся графически на поперечных разрезах. Себестоимость годовой продукции  $C_r$ , определяется по формулам:

$$C_r = (C_0 + K_3 C_B) A_0 \frac{K_0}{I_0}, \text{ млн. руб.}, \quad (11)$$

или

$$C_r = A_{r.м} C_{r.м}, \text{ млн. руб.}, \quad (12)$$

где  $K_0$  — усредненный эксплуатационный коэффициент вскрыши для данного этапа разработки,  $m^3/m^3$ ;

$A_0$  — объем рудного тела, обрабатываемый за один год при принятой величине понижения в данный этап разработки, млн.  $m^3$ ;

$A_{г.м}$  — годовая производительность карьера по горной массе в данный этап, млн.  $t$ ;

$C_{г.м}$  — себестоимость горной массы,  $руб./t$ .

В ряде случаев между величинами  $C_{г.м}$  и  $A_{г.м}$  удается установить эмпирические зависимости. Предложены [6] следующие формулы для определения  $C_{г.м}$ :

$$\left\{ \begin{array}{l} C_{г.м} = \frac{0,7}{\sqrt[3]{A_{г.м}}}, \text{ руб./}t \\ \text{при } A_{г.м} < 10 \text{ млн. } t \end{array} \right. \quad \text{и} \quad \left\{ \begin{array}{l} C_{г.м} = 0,15 + \frac{2,0}{A_{г.м}}, \text{ руб./}t \\ \text{при } A_{г.м} \geq 10 \text{ млн. } t. \end{array} \right.$$

Уточненная нами формула, построенная на основании обработки проектных данных по железорудным и некоторым полиметаллическим карьерам, имеет вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} C_{г.м} = 0,18 + \frac{2,0}{A_{г.м}}, \text{ руб. } t, \\ \text{при } A_{г.м} > 10 \text{ млн. } t. \end{array} \right. \quad (13)$$

Величина  $A_{г.м}$  находится по формуле

$$A_{г.м} = A_0 \cdot \frac{K_0}{l_0} (\gamma_p + K_0 \gamma_{п}), \text{ млн. } t/\text{год}, \quad (14)$$

где  $\gamma_p$  и  $\gamma_{п}$  — объемный вес руды и пустой породы,  $t/m^3$ .

В формуле (14) произведение  $A_0 \cdot \frac{K_0 \gamma_p}{l_0}$  представляет собой производственную мощность карьера по руде  $A_{г.м}$ .

Капитальные вложения при комбинированной разработке месторождения осуществляются в течение нескольких периодов. Вначале производятся капиталовложения в строительство карьера  $K_c$ , затем производятся затраты на развитие и поддержание производственной мощности  $K_m$  и в последний этап на реконструкцию карьера, связанную с переходом на подземные работы  $K_p$ .

На основании обработки проектных данных по железорудным карьерам нами предлагается следующая формула для определения удельных капиталовложений в период строительства [81, 82, 83]

$$K_{уд} = 0,87 + \frac{6,8}{A_{г.м}}, \text{ руб.}, \quad (15)$$

где  $K_{уд}$  — удельные капиталовложения на 1  $t$  годовой добычи горной массы в период строительства, руб.

Общие капиталовложения в период строительства  $K_c$  равны

$$K_c = A_{г.м} K_{уд}, \text{ млн. руб.} \quad (16)$$

Капитальные затраты на развитие и поддержание производственной мощности  $K_m$  учитываются обычно при сравнении вариантов, имеющих разную производительность.

Для определения удельных капиталовложений на реконструкцию, нами на основании обработки проектных данных по угольным шахтам с годовой производственной мощностью от 300 до 1800 тыс.  $m$  [83] предлагается следующая формула

$$K_{уд.р} = 17,7 - 0,0032 A_{ш}, \text{ руб.}, \quad (17)$$

где  $K_{уд.р}$  — удельные капиталовложения на 1  $m$  годовой добычи угля, руб.;

$A_{ш}$  — годовая добыча угля, тыс.  $m$ .

При одновременных капиталовложениях необходимо пользоваться приведенными капиталовложениями.

Если капиталовложения производятся в начале каждого года, то формула для определения приведенных к началу строительства капиталовложений будет [68, 81, 83]

$$K_{пр} = K_1 + \frac{K_2}{(1+p_H)} + \frac{K_3}{(1+p_H)^2} + \dots + \frac{K_{t-2}}{(1+p_H)^{t-3}} + \frac{K_{t-1}}{(1+p_H)^{t-2}} + \frac{K_t}{(1+p_H)^{t-1}}, \text{ руб.}, \quad (18)$$

где  $K_{пр}$  — суммарные капиталовложения, приведенные к началу строительства, руб.;

$K_1, K_2, K_3, \dots, K_{t-2}, K_{t-1}$  и  $K_t$  — капиталовложения, производимые в начале каждого года строительства, руб.;

$t$  — период строительства, лет.

Если  $K_1 = K_2 = K_3 = \dots = K_{t-2} = K_{t-1} = K_t = K$ , то

$$K_{пр} = \frac{K [(1+p_H)^t - 1]}{p_H (1+p_H)^{t-1}}, \text{ руб.} \quad (19)$$

При непрерывных вкладах

$$K_{пр} = \frac{K_1 p_H}{(1+p_H) \ln(1+p_H)} + \frac{K_2 p_H}{(1+p_H)^2 \ln(1+p_H)} + \dots + \frac{K_t p_H}{(1+p_H)^t \ln(1+p_H)}, \text{ руб.} \quad (20)$$

Если  $K_1 = K_2 = \dots = K_t = K$ , то

$$K_{пр} = \frac{K [(1+p_H)^t - 1]}{(1+p_H)^t \ln(1+p_H)}, \text{ руб.} \quad (21)$$

Формула (21) дает небольшие отклонения от результатов, полученных по формуле (19).

Рассмотрим предлагаемую методику определения глубины открытых работ на конкретном примере.

Дано:  $C_o = 2 \text{ руб/м}^3$ ;  $C_{п} = 10 \text{ руб/м}^3$ ;  $K_o = 0,97$ ;  $l_o = 0,98$ ;  $K_{п} = 0,8$ ;  $l_{п} = 0,9$ ;  $C_b = 0,775 \text{ руб/м}^3$ ;  $m = 50 \text{ м}$ ;  $L = 1000 \text{ м}$ ;  $\beta_1 = \delta = 45^\circ$ ;  $\beta_2 = 40^\circ$ ;  $\gamma_p = \gamma_{п} = 2,8 \text{ т/м}^3$ ;  $p_H = 0,1$ .

Определяем граничный коэффициент вскрыши по формуле (6)

$$K_{\text{гp}} = \frac{C_{\text{п}} [1 + (l_0 - l_{\text{п}})] - C_0 [1 - (K_0 - K_{\text{п}})]}{C_{\text{в}}} =$$

$$= \frac{10 [1 + (0,98 - 0,9)] - 2 [1 - (0,97 - 0,8)]}{0,775} = 11,8 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Находим коэффициенты  $a$  и  $b$  (см. формулу 5)

$$a = \pi (\text{ctg } \beta_1 + \text{ctg } \beta_2) \text{ctg } \delta = 3,14 (1 + 1,192) \cdot 1 = 6,88;$$

$$b = 2 \text{ctg } \delta m + L (\text{ctg } \beta_1 + \text{ctg } \beta_2) = 2 \cdot 1 \cdot 50 + 1000 (1 + 1,192) = 2292.$$

Первоначальная глубина открытых работ  $H_0$  находится по формуле (5)

$$H_0 = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2aK_{\text{гp}}mL}}{a} =$$

$$= \frac{-2292 + \sqrt{2292^2 + 2 \cdot 6,88 \cdot 11,8 \cdot 50 \cdot 1000}}{6,88} = 200 \text{ м}.$$

Учитывая наличие широкой области оптимальных значений полученной функции, исследуем возможность увеличения глубины открытых работ до  $1,3 H_0$  ( $\Delta H_0 = 60 \text{ м}$ ). Рассмотрим следующие три варианта разработки данного месторождения:

**Вариант I.** Месторождение обрабатывается до глубины  $H_0 = 200 \text{ м}$  открытым способом со стационарными съездами на правом борту карьера *вз* (см. рис. 6, *а*), а затем подземным способом.

**Вариант II.** Месторождение обрабатывается до глубины  $H_0 = 200 \text{ м}$  по I варианту, затем расширяют контуры карьера до положения *и-1-2-3-4-5-6-M* (см. рис. 6, *а*) и до горизонта  $140 \text{ м}$  переносят трассу на борт *мл*; участок  $\Delta H_0 = 60 \text{ м}$  дорабатывается с дальнейшей последовательной переукладкой трассы на этот борт. Общая глубина карьера  $H_0 + \Delta H_0 = 260 \text{ м}$ .

**Вариант III.** Месторождение обрабатывают открытым способом до глубины  $H_0 + \Delta H_0 = 260 \text{ м}$  со стационарными съездами на правом борту карьера *лм*. К концу отработки карьер будет иметь контур *иклм* (см. рис. 6, *б*).

Для исследования режима горных работ принимаем угол наклона рабочего борта  $\varphi$  равным  $20^\circ$ , а годовое понижение горных работ  $10 \text{ м}$ .

Объемы руды и пустых пород, прирезаемых к карьеру в центральной части на  $1 \text{ м}$  по простиранию при углублении на  $10 \text{ м}$ , определяем непосредственным измерением соответствующих площадок на поперечных профилях в масштабе  $1 : 1000$ . Объемы между плоскостями *авг* или *иклм* определяются умножением полученных значений площадей на величину  $L$ . Объемы, прирезаемые со стороны торцов, как показали специально проведенные исследования, могут приниматься пропорциональными соответствующим объемам пустых пород из центральной части карьера. Общие объемы торцов определяются, используя четвертый и пятый члены формулы (1).

Распределение руды и вскрыши по мере углубления горизонтов для рассмотренных трех вариантов разработки при  $\varphi = 20^\circ$  приводится в табл. 2.

Таблица 2

Распределение руды и вскрыши по мере углубления горизонтов для различных вариантов разработки при  $\varphi = 20^\circ$ , тыс. м<sup>3</sup>

Горизонты	Вариант I				Вариант II				Вариант III					
	Порода		Руда	K <sub>T</sub>	Порода		Руда	K <sub>T</sub>	Порода		Руда	K <sub>T</sub>		
	центральная часть	торцы			центральная часть	торцы			центральная часть	торцы				
10	400	100	—	Объем вскрыши при раз- носе бортов 29 465 м <sup>3</sup>	400	125			400	125				
20	800	200	—		800	250			800	250				
30	1 200	300	—		1 200	375			1 200	375				
40	1 600	400	—		1 600	500			1 600	500				
50	2 000	500	—		2 000	630			2 000	630				
60	2 100	524	300		2 500	785			2 500	785				
70	2 160	538	600		2 500	785			2 500	785			300	11,0
80	2 500	625	620		2 700	850			2 700	850			600	5,9
90	2 870	718	620		3 000	940			3 000	940			620	6,35
100	3 360	836	620		3 400	1 070			3 400	1 070			620	7,20
110	3 750	935	620		3 800	1 190			3 800	1 190			620	8,05
120	4 120	1 030	620		4 250	1 330			4 250	1 330			620	9,00
130	3 980	986	620		4 620	1 450			4 620	1 450			620	9,80
140	3 450	860	620		5 000	1 570			5 000	1 570			620	10,6
150	2 980	742	620		5 400	1 700			5 400	1 700			620	11,4
160	2 480	618	620		5 600	1 760			5 600	1 760			620	11,9
170	1 980	494	620		5 000	1 570			5 000	1 570			620	10,6
180	1 490	370	620		4 500	1 410			4 500	1 410			620	9,50
190	980	244	600		4 000	1 260			4 000	1 260			620	8,50
200	600	150	680		3 400	1 070			3 400	1 070			620	7,20
210				2 800	880	2 800	880	620	5,95					
220				2 500	780	460	7,15	2 300	720	620	4,87			
230				2 100	650	500	5,50	1 800	565	620	3,80			
240				1 440	450	500	3,80	1 300	410	600	2,85			
250				850	260	400	2,77	820	260	600	1,80			
260				300	95	800	0,50	400	125	600	0,88			
Итого	44 800	11 170	9000	6,22	10 090	3145	3000	4,42	75 090	23 580	12 000	8,22		

На основании табл. 2 для каждого варианта разработки строится график  $V = f(P)$ , где  $V$  — нарастающие объемы вскрыши, а  $P$  — нарастающие объемы руды (рис. 8).

На данном графике представляется возможным для каждого варианта разработки выделить несколько этапов, характеризующихся постоянными усредненными эксплуатационными коэффициентами вскрыши.

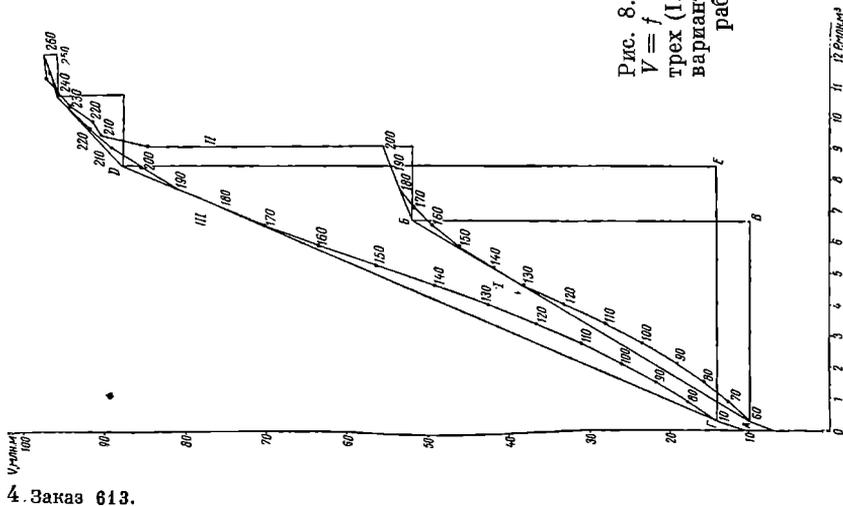


Рис. 8. График  $V = f(R)$  для трех вариантов разработки

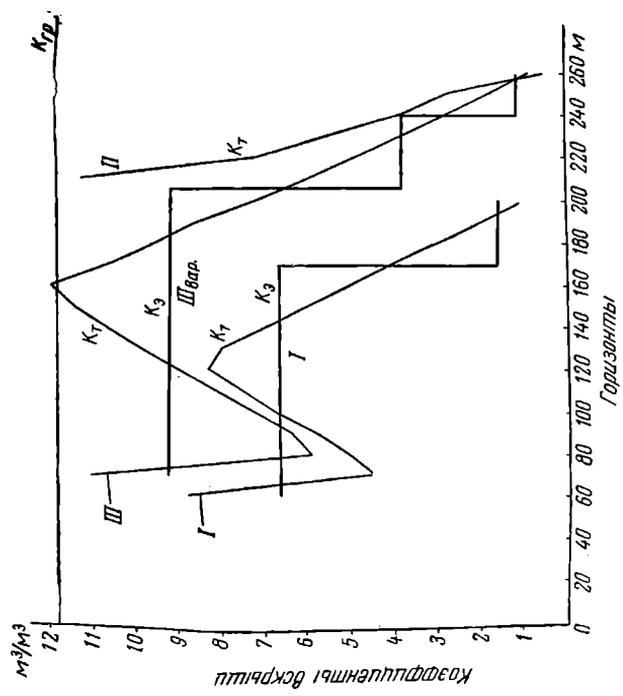


Рис. 9. Текущие и усредненные эксплуатационные коэффициенты вскрыши: I, II и III — варианты разработки;  $K_3$  — значения усредненных эксплуатационных коэффициентов вскрыши;  $K_2$  — значения текущих коэффициентов вскрыши

Разработка по варианту I разбивается на два этапа с коэффициентами вскрыши 6,65 и 1,55 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Разработка по варианту III разбивается на три этапа с коэффициентами вскрыши 9,14; 3,73 и 1,18 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Коэффициенты вскрыши находятся из отношений катетов  $\frac{BB}{AB}$ ,  $\frac{DE}{GE}$  в треугольниках *ABB*, *ГДЕ* и др.

На рис. 9 показаны текущие коэффициенты вскрыши  $K_T$ , полученные из табл. 2 и найденные выше по графику  $V = f(P)$ , усредненные эксплуатационные коэффициенты вскрыши  $K_э$ .

Для варианта I с гор. 60 м до гор. 170 м в течение 11 лет можно работать с эксплуатационным коэффициентом вскрыши  $K_э = 6,65$  м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>, а для варианта III с гор. 70 м до гор. 210 м в течение 13,6 лет со значением  $K_э = 9,14$  м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Коэффициенты  $K_э$  позволяют определить себестоимость годовой продукции и производительность карьера по горной массе в любой этап разработки.

Для каждого варианта необходимо найти полную средневзвешенную себестоимость 1 м<sup>3</sup> руды ( $C_0 + K_э C_B$ ) для всех этапов разработки.

Продолжительность этапов  $t_I$ ,  $t_{II}$ ,  $t_{III}$ , работы по вариантам I, II, III, объемы руды и эксплуатационные коэффициенты вскрыши по этапам  $K_{эI}$ ,  $K_{эII}$  и  $K_{эIII}$  определяются по рис. 9 и табл. 2.

Себестоимость 1 м<sup>3</sup> горной массы:

$$(C_0 + K_э C_B)_{I \text{ вар}} = \frac{(C_0 + K_э C_B) t_I + (C_0 + K_э C_B) t_{II} + C_{II} t_{III}}{t_I + t_{II} + t_{III}} = \\ = \frac{(2 + 6,65 \cdot 0,775) 11 + (2 + 1,55 \cdot 0,775) 3 + 10,6}{11 + 3 + 6} = 7,42 \text{ руб/м}^3.$$

Себестоимость годовой продукции  $C_{\Gamma}^I \text{ вар}$  находится по формуле (11)

$$C_{\Gamma}^I \text{ вар} = (C_0 + K_э C_B)_{I \text{ вар}} A_0 \frac{K_0}{l_0} = 7,42 \cdot 0,620 \frac{0,97}{0,98} = 4,55 \text{ млн. руб.}$$

$$(C_0 + K_э C_B)_{II \text{ вар}} = \\ = \frac{(2 + 6,65 \cdot 0,775) 11 + (2 + 1,55 \cdot 0,775) 3 + (2 + 4,42 \cdot 0,775) 6}{11 + 3 + 6} = 6,04 \text{ руб/м}^3.$$

$$C_{\Gamma}^{II \text{ вар}} = (C_0 + K_э C_B)_{II \text{ вар}} A_0 \frac{K_0}{l_0} = \\ = 6,04 \cdot 0,620 \frac{0,97}{0,98} = 3,71, \text{ млн. руб.}$$

При варианте III разработки в первый этап по сравнению с вариантами I и II существенно увеличивается производительность карьера по горной массе, в связи с чем необходимо внести коррективы в значение себестоимости.

Производительность карьера по горной массе для I и III вариантов  $A_{г.м}^{I \text{ вар}}$  и  $A_{г.м}^{III \text{ вар}}$  в первый этап разработки находится по формуле (14):

$$A_{г.м}^{I \text{ вар}} = A_0 \frac{K_0}{l_0} (\gamma_p + K_э \gamma_n) = 0,62 \frac{0,97}{0,98} (2,8 + 6,65 \cdot 2,8) = 13,15 \text{ млн. т/год};$$

$$A_{г.м}^{III \text{ вар}} = 0,62 \frac{0,97}{0,98} (2,8 + 9,14 \cdot 2,8) = 17,4 \text{ млн. т/год}.$$

Себестоимость горной массы по вариантам  $C_{г.м}$  в первый этап разработки находится по формуле (13):

$$C_{г.м}^{I \text{ вар}} = 0,18 + \frac{2}{A_{г.м}^{I \text{ вар}}} = 0,18 + \frac{2}{13,15} = 0,332 \text{ руб/т};$$

$$C_{г.м}^{III \text{ вар}} = 0,18 + \frac{2}{A_{г.м}^{III \text{ вар}}} = 0,18 + \frac{2}{17,40} = 0,295 \text{ руб/т}.$$

Для проверки полученных значений используем формулы (11) и (12):

$$C_{г.м}^{I \text{ этап}} = (C_0 + K_э C_B) A_0 \frac{K_0}{l_0} = (2 + 6,65 \cdot 0,775) 0,620 \frac{0,97}{0,98} = 4,4 \text{ млн. руб.}$$

$$C_{г.м}^{I \text{ вар}} = \frac{C_{г.м}^{I \text{ этап}}}{A_{г.м}^{I \text{ вар}}} = \frac{4,4}{13,15} = 0,334 \text{ руб/т}.$$

Себестоимость горной массы для варианта I, полученная расчетом (0,334 руб/т) и по эмпирической формуле (0,332 руб/т), фактически одинаковая, что позволяет в данном случае использовать формулу (13) для определения величины  $(C_0 + K_э C_B)$  для первого этапа варианта III разработки.

Из формул (11) и (12) получаем:

$$\begin{aligned} (C_0 + K_э C_B)_{III \text{ вар}}^{I \text{ этап}} &= \frac{C_{г.м}^{I \text{ этап}}}{A_0 \frac{K_0}{l_0}} = \frac{A_{г.м}^{III \text{ вар}} C_{г.м}^{III \text{ вар}}}{A_0 \frac{K_0}{l_0}} = \\ &= \frac{17,4 \cdot 0,295}{0,620 \frac{0,97}{0,98}} = 8,36 \text{ руб/м}^3. \end{aligned}$$

Определение величины  $(C_0 + K_э C_B)_{III \text{ вар}}$  для всех этапов третьего варианта производится аналогично рассмотренному выше:

$$\begin{aligned} (C_0 + K_э C_B)_{III \text{ вар}} &= \\ &= \frac{8,36 \cdot 13,6 + (2 + 3,73 \cdot 0,775) 3,4 + (2 + 1,18 \cdot 0,775) 2}{13,6 + 3,4 + 2} = \\ &= 7,17 \text{ руб/м}^3; \end{aligned}$$

$$C_{г.м}^{III \text{ вар}} = (C_0 + K_э C_B)_{III \text{ вар}} A_0 \frac{K_0}{l_0} = 7,17 \cdot 0,620 \frac{0,97}{0,98} = 4,4 \text{ млн. руб.}$$

Удельные капиталовложения в период строительства для всех вариантов находятся по формуле (15):

$$K_{уд}^I \text{ вар} = 0,87 + \frac{6,8}{A_{г. м}^I \text{ вар}} = 0,87 \frac{6,8}{13,15} = 1,387 \text{ руб/м};$$

$$K_{уд}^{II \text{ вар}} = K_{уд}^I \text{ вар} = 1,387 \text{ руб/м};$$

$$K_{уд}^{III \text{ вар}} = 0,87 + \frac{6,8}{17,40} = 1,26 \text{ руб/м}.$$

Общие капиталовложения в период строительства  $K_c$  находятся по формуле (16):

$$K_c^I \text{ вар} = A_{г. м}^I \text{ вар} K_{уд}^I \text{ вар} = 13,15 \cdot 1,387 = 18,25 \text{ млн. руб.};$$

$$K_c^{II \text{ вар}} = K_c^I \text{ вар} = 18,25 \text{ млн. руб.};$$

$$K_c^{III \text{ вар}} = 17,4 \cdot 1,26 = 21,95 \text{ млн. руб.}$$

Удельные капиталовложения на реконструкцию, связанную с переходом на подземную разработку, определяются по формуле (17).

Величина  $A_{ш}$  в рассматриваемом случае равна:

$$A_{ш} = A_o \frac{K_o}{l_o} \gamma_p = 620 \frac{0,97}{0,98} \cdot 2,8 = 1720 \text{ тыс. м};$$

$$K_{удр} = 17,7 - 0,0032 A_{ш} = 17,7 - 0,0032 \cdot 1720 = 12,2 \text{ руб/м}.$$

В связи с тем, что при комбинированной разработке часть затрат в промстроительство уже сделана в период строительства карьера, то при определении общих затрат на реконструкцию  $K_p$  рекомендуется вводить коэффициент 0,7.

$$K_p = 0,7 K_{удр} A_{ш} = 0,7 \cdot 12,2 \cdot 1,72 = 14,7 \text{ млн. руб.}$$

Если принять, что капиталовложения на реконструкцию начинаются за три года до окончания открытых работ, то период  $t$  с начала капиталовложений по варианту I до начала подземных работ по вариантам II и III будет равен 9 годам. Таким образом, переход на подземные работы при варианте I разработки происходит на 6 лет раньше, чем в других вариантах.

Приведенные капиталовложения на реконструкцию при варианте I разработки определяются по трем слагаемым формулы (18).

Принимаем  $K_1 = K_2 = 5$  млн. руб.;  $K_3 = 4,7$  млн. руб.

$$K_{пр. р}^I \text{ вар} = K_1 + \frac{K_2}{(1+p_H)} + \frac{K_3}{(1+p_H)^2} =$$

$$= 5 + \frac{5}{(1+0,1)} + \frac{4,7}{(1+0,1)^2} = 13,43 \text{ млн. руб.}$$

Приведенные капиталовложения при вариантах II и III определяются также по формуле (18).

$$K_{\text{пр. р}}^{\text{II и III вар}} = \frac{K_{t-2}}{(1+p_{\text{н}})^{t-3}} + \frac{K_{t-1}}{(1+p_{\text{н}})^{t-2}} + \frac{K_t}{(1+p_{\text{н}})^{t-1}} =$$

$$= \frac{5}{(1+0,1)^{9-3}} + \frac{5}{(1+0,1)^{9-2}} + \frac{4,7}{(1+0,1)^{9-1}} = 7,58 \text{ млн. руб.}$$

При варианте II разработки нужны дополнительные затраты, связанные с разном бортов до положения *И-1-2-3-4-5-6-M*. Объем удаляемых при этом пустых пород равен 29,465 млн. м<sup>3</sup> (см. табл. 2).

Капитальные затраты на удаление пустых пород  $K_{\text{п}} = 29,465 \cdot 0,775 = 22,8$  млн. руб.

Нужно также учитывать, что при вариантах II и III разработки дополнительно извлекается полезное ископаемое при доработке запасов  $\Delta V$  в интервале  $\Delta H_0$  ( $\Delta V = 3$  млн. м<sup>3</sup>). Стоимость дополнительно получаемого металла  $C_{\text{м}}$  определяется по формуле (7) с учетом объема  $\Delta V$  и исключения из расчета одинаковых для всех вариантов издержек производства

$$C_{\text{м}} = (K_0 - K_{\text{п}}) \gamma_{\text{р}} \Delta V \left( \frac{\varepsilon}{100^2} K_{\text{изЦ}} \right), \text{ млн. руб.}$$

Принимаем:  $\varepsilon = 1,5\%$ ;  $K_{\text{из}} = 70\%$ ;  $\text{Ц} = 500$  руб. Тогда

$$C_{\text{м}} = (0,97 - 0,8) 2,8 \cdot 3 \left( \frac{1,5}{100^2} 70 \cdot 500 \right) = 7,5 \text{ млн. руб.}$$

Так как издержки производства, связанные с переработкой руды одинаковы для всех вариантов (перерабатывается во всех случаях одинаковое количество руды), то в среднем за весь период разработки  $t_{\text{раз}}$  расчетные затраты для вариантов II и III могут быть снижены на величину  $\Delta C_{\text{м}} = \frac{C_{\text{м}}}{t_{\text{раз}}}$ :

$$\Delta C_{\text{м}} = \frac{7,5}{20} = 0,375 \text{ млн. руб.}$$

Расчетные затраты  $Z$  для рассмотренных вариантов определяются по формуле (10)

$$Z^{\text{I вар}} = C_{\text{г}}^{\text{I вар}} + p_{\text{н}} \sum K_{\text{пр}}^{\text{I вар}} =$$

$$= 4,55 + 0,1 (18,25 + 13,43) = 7,718 \text{ млн. руб.}$$

$$Z^{\text{II вар}} = 3,71 + 0,1 (18,25 + 22,8 + 7,58) - 0,375 = 8,198 \text{ млн. руб.};$$

$$Z^{\text{III вар}} = 4,4 + 0,1 (21,95 + 7,58) - 0,375 = 6,978 \text{ млн. руб.}$$

Из рассмотренных вариантов третий имеет минимальные расчетные затраты и является наиболее целесообразным.

Разработка месторождения по варианту II нерациональна, так как помимо дополнительных затрат на расширение рабочей зоны

карьера (22,8 млн. руб.) в течение ряда лет прекращается добыча руды. Расчетные затраты получаются при этом варианте максимальными.

Полная глубина карьера во всех случаях должна определяться с учетом возможности углубления без разноса бортов на величину  $H_y$  по формуле проф. В. П. Боголюбова

$$H_y = \frac{m - D}{\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2}, \quad (22)$$

где  $D$  — ширина дна карьеров на последнем горизонте, определяемая из условия размещения оборудования,  $m$ .

Как показали проведенные расчеты, общий характер выявленных закономерностей для типичного крутопадающего месторождения сохраняется и для более сложных форм оруденения.

В отечественной и зарубежной практике было много случаев, когда для открытых работ оставлялись участки, отработанные подземным способом камерными системами разработки с закладкой и без закладки выработанного пространства.

В ряде случаев эти участки не могли быть доработаны подземным способом и открытый способ являлся единственно возможным (Хайдарканское месторождение и др.). Целесообразность повторной разработки этих участков открытым способом определялась из условия рентабельности добычи и переработки руды

$$\frac{\varepsilon}{100^2} K_{изЦ} \geq \left( K_{гр} \frac{C_B}{\gamma_p} + \frac{C_0}{\gamma_p} + C_{\phi} + \gamma_K C_K \right), \quad (23)$$

откуда

$$K_{гр} \leq \frac{\gamma_p \frac{\varepsilon}{100^2} K_{изЦ} - \left( \frac{C_0}{\gamma_p} + C_{\phi} + \gamma_K C_K \right) \gamma_p}{C_B}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3. \quad (24)$$

Оконтуривание участков производилось по найденному граничному коэффициенту вскрыши  $K_{гр}$ .

Определение рентабельности в этих случаях необходимо, так как руда из оставшихся запасов (потолочины, междукламерные целики, нерентабельные участки для подземной разработки) была значительно беднее получаемой ранее из подземных работ.

При гнездовом характере оруденения в процессе доработки запасов, оставшихся от подземных работ, часто выявляются новые рудные тела, разработка которых повышает эффективность открытых работ.

В некоторых случаях представляется возможным учесть отдельные рудные тела в бортах карьера, которые при подземной разработке были бы потеряны. В этих случаях добыча дополнительного металла из отдельных рудных тел позволяет снизить себестоимость добычи руды из основного рудного тела [61].

Во всех случаях, в зависимости от особенностей данного месторождения, выбираются наиболее целесообразные варианты его разработки и определяются расчетные затраты.

Изложенная выше методика позволяет в каждом конкретном случае наиболее эффективно осуществлять комбинированную разработку месторождения.

#### **§ 4. Определение параметров открытых работ в зависимости от способа оконтуривания месторождения, величины минимального промышленного содержания металла в руде и бортового содержания**

Оконтуривание месторождений вкрапленных руд является сложной и мало изученной проблемой. В зависимости от состояния техники данного периода, способа разработки, территориального признака, пространственного расположения богатых и бедных участков, наличия определенной закономерности оруденения и ряда других факторов изменяются критерии оценки и, следовательно, запасы месторождения.

Для оконтуривания балансовых запасов должны быть известны среднее минимальное промышленное содержание металла в руде (промминимум) и минимальное бортовое содержание. Промминимум должен соответствовать такому наименьшему содержанию металла в руде, при котором допускается ее использование для промышленной переработки. Бортовое содержание должно соответствовать наименьшему содержанию металла в руде, ниже которого руду не следует включать в балансовые запасы месторождения.

В выпускаемых Министерством геологии СССР специальных справочниках определены требования к качеству минерального сырья и указаны ориентировочные минимальные содержания металла для оконтуривания рудных тел. Имеются интересные работы, устанавливающие влияние бортового содержания на подсчет запасов [47]. Однако взаимосвязь между бортовым содержанием металла и промминимумом до настоящего времени еще четко не установлена.

Проведенными рядом авторов исследованиями доказано, что промминимум является сложной экономической категорией, зависящей от горнотехнических условий разработки, применяемой техники и технологии, производственной мощности предприятия, запасов месторождения, потребности в данном металле, прогресса техники и т. д. Бортовое содержание зависит от найденного промминимума и от характера распределения полезных компонентов в месторождении. Нами установлено, что в зависимости от абсолютных значений максимальных содержаний в месторождениях вкрапленных руд бортовое содержание может изменяться от своего минимального значения до величины, приближающейся к промминимуму.

Методика определения бортового содержания для россыпных месторождений разработана проф., докт. техн. наук С. М. Шороховым [79]. Ряд месторождений вкрапленных руд по характеру распределения полезных компонентов имеет много общего с россыпными месторождениями, однако специфика вкрапленных рудных

месторождений требует разработки нового комплексного метода определения промминимума и бортового содержания.

Ниже излагается метод определения указанных величин, предлагаемый нами для месторождений с равномерно убывающим содержанием, в основу которого положено рациональное использование запасов недр и рентабельность добычи и переработки [87].

Для максимального извлечения запасов из недр в первую очередь рекомендуется определять промминимум, а затем как его функцию — бортовое содержание. Промминимум определяется из условия равенства общей стоимости продуктов производства или полезных компонентов, извлекаемых из 1 *m* руды при ее добыче и переработке (ценности), и производственных затрат по всему циклу добычи и переработки руды. Для установления промминимума нами используются зависимости, предложенные проф. П. И. Городецким [34],

$$V = \frac{\gamma_K}{100} p = \frac{\alpha_{\text{ср}} \epsilon (100 - r)}{100^2 \delta_K} p, \text{ руб.} \quad (25)$$

и

$$U = \frac{\epsilon_K \alpha_{\text{ср}} (100 - r)}{100^2 \cdot \beta} (f_K + t_K) + (C_T + K_a C_B + f_P + t_P), \text{ руб.}, \quad (26)$$

где *V* — общая стоимость продуктов производства или полезных компонентов, получаемых из 1 *m* руды при ее добыче и переработке (ценность), руб.;

$\gamma_K$  — выход концентрата из добытой руды, %;

*p* — цена металла, концентрата или другой продукции, получаемой в результате переработки руды, руб./*m*;

$\alpha_{\text{ср}}$  — среднее содержание полезного компонента в массиве, %;

$\epsilon$  — общее извлечение полезного компонента при переработке добытой руды, %;

$\delta_K$  — содержание полезного компонента в конечном продукте, %;

*r* — показатель качественных потерь (разубоживания) при добыче, %;

*U* — производственные затраты по всему циклу, отнесенные к 1 *m* руды, руб.;

$\epsilon_K$  — извлечение полезного компонента из руды в концентрат, %;

$f_K$  — себестоимость металлургической переработки 1 *m* концентрата, руб.;

$t_K$  — расходы по транспорту 1 *m* концентрата до завода, руб.;

$\beta$  — содержание полезного компонента в концентрате, %;

$C_T$  — себестоимость добычи 1 *m* руды без учета затрат на погашение вскрыши, руб.;

$K_a$  — эксплуатационный коэффициент вскрыши,  $m^3/m$ ;

$C_B$  — себестоимость 1  $m^3$  вскрыши, руб.;

$f_P$  — себестоимость переработки 1 *m* руды на обогатительной фабрике, руб.;

$t_P$  — расходы по транспортировке 1 *m* руды с рудника до обогатительной фабрики, руб.

Из условия равенства извлекаемой ценности и производственных затрат получаем

$$\begin{aligned} & \frac{\alpha_{\text{ср}} \varepsilon (100-r)}{100^2 \delta_K} p = \\ & = \frac{\varepsilon_K \alpha_{\text{ср}} (100-r)}{100^2 \beta} (f_K + t_K) + (C_T + K_a C_B + f_P + t_P), \end{aligned} \quad (27)$$

откуда

$$\alpha_{\text{ср}} = \alpha_{\text{п}} = \frac{C_T + K_a C_B + f_P + t_P}{(100-r) \left[ \frac{\varepsilon p}{100^2 \delta_K} - \frac{\varepsilon_K (f_K + t_K)}{100^2 \beta} \right]}. \quad (28)$$

Величина  $\alpha_{\text{п}}$ , найденная по формуле (28), будет представлять содержание металла в массиве, соответствующее по своей величине промминимуму. Бортовое содержание для месторождений с равномерно убывающим содержанием от центра к периферии определяется из условия максимального извлечения запасов из недр, что соответствует равенству

$$\frac{\sum_{\alpha_M}^{\alpha_B} \alpha_i q_i}{\sum_{\alpha_M}^{\alpha_B} q_i} = \alpha_{\text{п}}, \quad (29)$$

где  $\alpha_i$  — содержание металла в отдельных участках месторождений в интервале от  $\alpha_M$  до  $\alpha_B$ , %;

$q_i$  — объемы руды на участках месторождения, соответствующие содержаниям  $\alpha_i$ , м<sup>3</sup>;

$i$  — число участков в интервале от  $\alpha_M$  до  $\alpha_B$

$$\sum_{\alpha_M}^{\alpha_B} \alpha_i q_i = \alpha_M q_M + \alpha_{M-1} q_{M-1} + \dots + \alpha_{\text{п}} q_{\text{п}} + \dots + \alpha_B q_B, \quad (30)$$

где  $\alpha_B$  — бортовое содержание в периферийных участках месторождения, %;

$\alpha_M$  — максимальное содержание в центральной части месторождения, %.

Если объемы участков будут одинаковые ( $q_M = q_{M-1} = \dots = q_{\text{п}} = q_B = q$ ), то:

$$\sum_{\alpha_M}^{\alpha_B} \alpha_i q_i = q (\alpha_M + \alpha_{M-1} + \dots + \alpha_{\text{п}} + \dots + \alpha_B) \quad (31)$$

и

$$\sum_{\alpha_M}^{\alpha_B} q_i = q \cdot i. \quad (32)$$

В связи с этим можно написать

$$\frac{\alpha_M + \alpha_{M-1} + \dots + \alpha_{\text{п}} + \dots + \alpha_B}{i} = \alpha_{\text{п}}. \quad (33)$$

Бортовое содержание определяется по формулам (29—33) методом приближения; абсолютная величина бортового содержания будет в данном случае меньше промминимума.

Если месторождение с равномерно убывающим содержанием оконтурить по бортовому содержанию, то как видно из формул (29) и (33), оно будет отработано со средним содержанием, равным промминимуму. Чтобы определить экономическую целесообразность такого оконтуривания, необходимо сравнить данный вариант с оконтуриванием месторождения по промминимуму. В последнем случае среднее содержание будет выше промминимума.

Окончательный выбор варианта производится на основании определения суммарных расчетных затрат по сравниваемым вариантам, годовой и общей прибыли и общего количества полученного металла. При оконтуривании месторождений по бортовому содержанию размеры карьера увеличатся по сравнению с оконтуриванием по промминимуму, увеличатся запасы руды, годовая добыча и существенно изменятся показатели себестоимости продукции.

Общий порядок расчета для наклонных и крутопадающих залежей следующий.

Для месторождения с равномерно убывающим содержанием по формуле (28) определяется промминимум и затем по формулам (29—33) — бортовое содержание. В зависимости от характера изменения содержания металла находится горизонтальная мощность рудного тела  $m$  при оконтуривании по промминимуму и бортовому содержанию. Для полученных значений горизонтальной мощности по формуле (5) находится глубина карьеров. Для каждого карьера по формуле (1) определяются объемы руды, пород и средние коэффициенты вскрыши.

Далее по формулам (11—14) для выбранной схемы вскрытия и принятого направления перемещения рабочих бортов карьера находятся величины  $A_0$ ,  $A_{г.м}$ ,  $C_{г.м}$ , срок существования  $t$  и годовая производственная мощность карьеров по руде  $A_{г.}$ .

Себестоимость конечной продукции  $C_{к.п}$  рекомендуется определять по формуле проф. П. И. Городецкого [34], которая в данном случае будет иметь вид:

$$C_{к.п} = \frac{100^2 \delta_k}{\alpha_{ср} (100 - r) \varepsilon} (C_{г.} + K_0 C_в + f_p + t_p) + \frac{100 \cdot \delta}{\beta_{\varepsilon м}} (f_k + t_k), \text{ руб/т}, \quad (34)$$

где  $\varepsilon_m$  — извлечение полезного компонента из концентрата при металлургической переработке, %.

При изменении объема производства и снижении качества руды рекомендуется в формулу (34) вносить соответствующие коррективы. Для всесторонней оценки вариантов необходимо определять количество ежегодно получаемого металла  $M_{г.}$ , общее количество металла  $M_{об}$ , годовую  $\Pi$  и общую прибыль  $\Pi_{об}$  по формулам:

$$M_{г.} = \frac{A_{г.} \alpha_{ср} (100 - r) \varepsilon}{100^3}, \text{ т/год}, \quad (35)$$

$$\Pi = M_{г.} (P - C_{к.п}), \text{ руб}. \quad (36)$$

Величины  $M_{об}$  и  $P_{об}$  определяются в зависимости от срока существования  $t$ . Себестоимость годовой продукции по карьерам  $C_{г.к}$  находится по формуле (11).

Капиталовложения по карьерам определяются по формулам (15) и (16). Себестоимость годовой продукции фабрик  $C_{г.ф}$  находится по формуле

$$C_{г.ф} = A_{г.ф} (f_p + t_p), \text{ руб.} \quad (37)$$

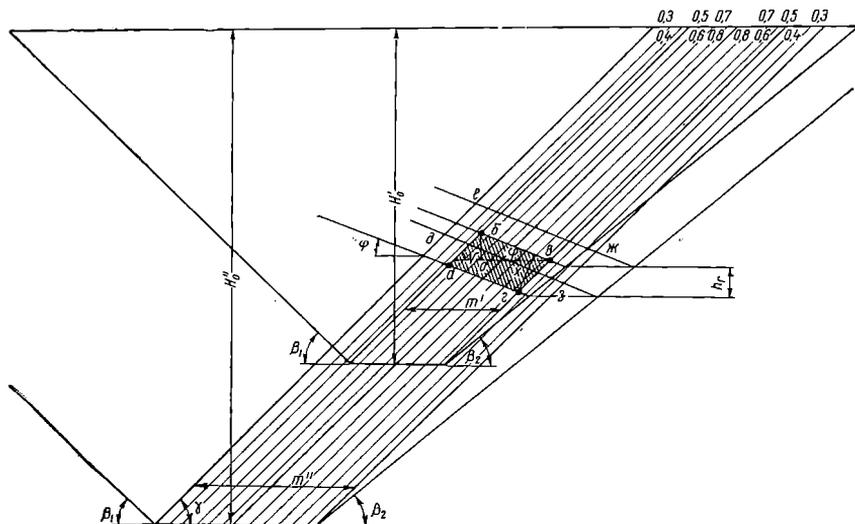


Рис. 10. Схема оконтуривания месторождения вкрапленных руд и построение контуров карьеров

Себестоимость годовой продукции заводов  $C_{г.з}$

$$C_{г.з} = \frac{A_{г.з} \gamma_{к} (f_{к} + t_{к})}{100}; \text{ руб.}, \quad (38)$$

где

$$\gamma_{к} = \frac{\alpha_{ср.к} (100 - r)}{100 \cdot \beta}, \text{ \%}. \quad (39)$$

Общие капиталовложения на строительство фабрик и заводов определяются на основании удельных капиталовложений. Во всех случаях расчеты ведутся для сопоставимых объемов производства и вносятся соответствующие поправочные коэффициенты. Расчетные затраты находятся по формуле (10), после чего определяется наиболее целесообразный вариант.

**Пример.** Содержание полезных компонентов в рудном теле равномерно убывает от центра, где оно равно 0,8% к периферии (рис. 10). Горизонтальные интервалы снижения содержания на 0,1% равны 5 м. Для определения пром-

минимума  $\alpha_{\Pi}$  принимаем следующие значения величин:  $C_T = 0,4$  руб.;  $K_3 = 2$  м<sup>3</sup>/м;  $C_B = 0,4$  руб.;  $\epsilon_M = 90\%$ ,  $f_P = 0,6$  руб.;  $t_P = 0,06$  руб.;  $r = 3\%$ ;  $\epsilon = 80\%$ ,  $P = 580$  руб.;  $\delta_K = 99\%$ ;  $\epsilon_K = 89\%$ ;  $f_K = 20$  руб.;  $t_K = 0,1$  руб.;  $\beta = 15\%$ .

По формуле (28)

$$\alpha_{\Pi} = \frac{C_T + K_3 C_B + f_P + t_P}{(100 - r) \left[ \frac{\epsilon \cdot P}{100^2 \delta_K} - \frac{\epsilon_K (f_K + t_K)}{100^2 \beta} \right]} =$$

$$= \frac{0,4 + 2 \cdot 0,4 + 0,6 + 0,06}{(100 - 3) \left[ \frac{80 \cdot 580}{100^2 \cdot 99} - \frac{89 (20 + 0,1)}{100^2 \cdot 15} \right]} = 0,55\%.$$

Бортовое содержание  $\alpha_6$  находим в данном случае по формуле (33) методом приближения:

$$0,55 = \frac{0,8 + 0,7 + 0,6 + 0,5 + 0,4 + \alpha_6}{6},$$

откуда  $\alpha_6 = 0,3\%$ .

Если ооконтурить месторождение по промминимуму (первый вариант), то как видно из рис. 10 его горизонтальная мощность  $m'$  будет равна 35 м и среднее содержание  $\alpha'_{ср} = 0,675\%$ .

При ооконтуривании по бортовому содержанию (второй вариант) горизонтальная мощность рудного тела  $m''$  будет равна 60 м и среднее содержание  $\alpha''_{ср} = 0,55\%$ .

Для определения глубины карьера используется формула (5) и принимаются следующие значения величин:  $C_0 = C_T \gamma_P = 0,4 \cdot 2,5 = 1$  руб.;  $K_0 = 0,97$ ;  $l_0 = 0,97$ ;  $C_{\Pi} = 5$  руб.;  $K_{\Pi} = 0,8$ ;  $l_{\Pi} = 0,9$ ;  $C_B = 0,4$  руб.;  $m' = 35$  м;  $m'' = 60$  м;  $L = 500$  м;  $\beta_1 = \delta = 45^\circ$ ;  $\beta_2 = 40^\circ$ ;  $\gamma_P = \gamma_{\Pi} = 2,5$  м/м<sup>3</sup>.

Находим значение величин  $a$  и  $b$  при  $m' = 35$  м.

$$a = \pi (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta = 3,14 (1 + 1,192) = 6,88,$$

$$b = 2 \operatorname{ctg} \delta m' + L (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) = 2 \cdot 35 + 500 (1 + 1,192) = 1165.$$

Граничный коэффициент вскрыши  $K_{ГР}$  находим по формуле (6):

$$K_{ГР} = \frac{C_{\Pi} [1 + (l_0 - l_{\Pi})] - C_0 [1 - (K_0 - K_{\Pi})]}{C_B} =$$

$$= \frac{5 \cdot [1 + (0,97 - 0,9)] - 1 \cdot [1 - (0,97 - 0,8)]}{0,4} = 11,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$$

$$H'_0 = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2aK_{ГР}mL}}{a} = \frac{-1165 + \sqrt{1165^2 + 2 \cdot 6,88 \cdot 11,3 \cdot 35 \cdot 500}}{6,88} = 125 \text{ м}.$$

Величины  $a$  и  $b$  при  $m'' = 60$  м равны:

$$a = 3,14 (1 + 1,192) = 6,88;$$

$$b = 2 \cdot 60 + 500 (1 + 1,192) = 1215.$$

$$H''_0 = \frac{-1215 + \sqrt{1215^2 + 2 \cdot 6,88 \cdot 11,3 \cdot 60 \cdot 500}}{6,88} = 185 \text{ м}.$$

Возможность расширения контуров в данном случае не исследуется.

Объем руды в карьере  $V'_0$  при  $H'_0 = 125$  м, равен  $V'_0 = m' L H'_0 = 35 \cdot 500 \cdot 125 = 2\,190\,000$  м<sup>3</sup>. Объем пустых пород  $V'_{п.п}$  согласно формулы (1) равен:

$$\begin{aligned} V'_{п.п} &= V'_{п.р} + V'_{т.р} + V'_{кон} = 0,5 H'_0{}^2 (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) L + \\ &+ H'_0{}^2 \operatorname{ctg} \delta m' + \frac{\pi H'_0{}^3}{6} (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta = \\ &= 0,5 \cdot 125^2 \cdot 2,192 \cdot 500 + 125^2 \cdot 35 + \frac{3,14 \cdot 125^3}{6} \cdot 2,192 = 11\,337\,000 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

Средний коэффициент вскрыши  $K'_{ср}$  равен 5,18 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Объем руды в карьере  $V''_0$  при  $H''_0 = 185$  м равен  $V''_0 = 60 \cdot 500 \cdot 185 = 5\,550\,000$  м<sup>3</sup>. Соответственно объем пустых пород  $V''_{п.п}$  равен:  $V''_{п.п} = 0,5 \cdot 185^2 \cdot 2,192 \cdot 500 + 185^2 \cdot 60 + \frac{3,14 \cdot 185^3}{6} \cdot 2,192 = 28\,062\,000$  м<sup>3</sup>. Средний коэффициент вскрыши  $K''_{ср} = 5,05$  м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Для рассматриваемого нами случая, когда рудное тело выходит на поверхность, средние и эксплуатационные коэффициенты вскрыши близки по своим значениям. Для определения величины  $A_0$  принимаем схему вскрытия со стороны лежащего бока месторождения, годовое понижение горных работ  $h_{г} = 10$  м и угол наклона рабочего борта карьера  $\varphi = 20^\circ$  (рис. 10).

Площадь рудного тела  $S'$ , обрабатываемая за один год, при  $m' = 35$  м ограничивается контуром *абвг* и соответственно площадь  $S''$  при  $m'' = 60$  м ограничивается контуром *дежз*.  $S' = бв \cdot x$ , где  $x$  — перпендикуляр к стороне *бв*.

$$x = \frac{h_{г} \cdot \sin(\beta_2 + \varphi)}{\sin \beta_2} = \frac{10 \cdot \sin(40^\circ + 20^\circ)}{\sin 40^\circ} = 13,5 \text{ м.}$$

Сторона *бв* определяется из треугольника *обв* и равна 27 м.

$$S' = 27 \cdot 13,5 = 364 \text{ м}^2, \quad S'' = 47 \cdot 13,5 = 635 \text{ м}^2.$$

Соответственно  $A'_0 = 364 \cdot 500 = 182\,000$  м<sup>3</sup> и  $A''_0 = 635 \cdot 500 = 318\,000$  м<sup>3</sup>.

$$A'_{г} = A'_0 \frac{K_0}{l_0} \gamma_p = 182\,000 \frac{0,97}{0,97} \cdot 2,5 = 455\,000 \text{ т/год},$$

$$A''_{г} = A''_0 \frac{K_0}{l_0} \gamma_p = 318\,000 \frac{0,97}{0,97} \cdot 2,5 = 795\,000 \text{ т/год}.$$

Срок существования предприятий  $t$ , без учета периодов строительства и ликвидации, будет соответственно равен:

$$t' = \frac{V'_0 \gamma_p}{A'_{г}} = \frac{2\,190\,000 \cdot 2,5}{455\,000} = 12 \text{ лет},$$

$$t'' = \frac{V''_0 \gamma_p}{A''_{г}} = \frac{5\,550\,000 \cdot 2,5}{795\,000} = 17,5 \text{ лет}.$$

Себестоимость конечной продукции для первого варианта  $C'_{\text{кп}}$  по формуле (34) будет равна:

$$C'_{\text{к.п}} = \frac{100^2 \delta_{\text{к}}}{\alpha_{\text{ср}} (100 - \tau) \varepsilon'} (C'_T + K'_B C'_B + f'_P + t'_P) + \frac{100 \delta_{\text{к}}}{\beta \varepsilon'_M} (f'_K + t'_K) =$$

$$= \frac{100^2 \cdot 99}{0,675 (100 - 3) 80} \left( 0,4 + \frac{5,18}{2,5} \cdot 0,4 + 0,6 + 0,06 \right) +$$

$$+ \frac{100 \cdot 99}{15 \cdot 90} \cdot (20 + 0,1) = 504 \text{ руб./т.}$$

Чтобы найти величину  $C''_{\text{кп}}$ , необходимо предварительно установить влияние роста объемов производства и снижения качества руды на входящие в формулу (34) показатели. Известно, что себестоимость продукции зависит от объемов производства, в частности, от производительности карьера по горной массе.

Ряд качественных показателей переработки зависит от содержания металла в руде.

Годовая производительность карьера по горной массе  $A_{\text{ГМ}}$  определяется по формуле (14) и равна:

$$A'_{\text{Г.м}} = A'_0 \frac{K_0}{I_0} (\gamma_P + K'_B \gamma_{\text{п}}) = 0,182 \frac{0,97}{0,97} (2,5 + 5,18 \cdot 2,5) = 2,81 \text{ млн. т/год.};$$

$$A''_{\text{Г.м}} = 0,318 (2,5 + 5,05 \cdot 2,5) = 4,82 \text{ млн. т/год.}$$

Для определения коэффициента снижения себестоимости добычи горной массы  $K_{\text{с.с}}$  используем отношение:

$$K_{\text{с.с}} = \frac{C'_{\text{Г.м}}}{C''_{\text{Г.м}}} = \frac{\sqrt[3]{A'_{\text{ГМ}}}}{\sqrt[3]{A''_{\text{ГМ}}}} = \frac{\sqrt[3]{2,81}}{\sqrt[3]{4,82}} = 0,83.$$

Принимаем этот коэффициент для расчетов равным 0,8.

В связи с тем, что основные затраты на строительство фабрики зависят от производственной мощности карьера, можно аналогичный коэффициент снижения принять для определения себестоимости переработки руды на фабрике. В связи со снижением содержания металла в перерабатываемой руде с 0,675% до 0,55% нужно учесть также возможное снижение качественных показателей переработки.

Принимаются следующие значения величин, входящих в формулу (34), при определении  $C''_{\text{кп}}$ :

$$C''_T = 0,8 \cdot C'_T = 0,8 \cdot 0,4 = 0,32 \text{ руб.}; \quad C''_B = 0,8 C'_B = 0,8 \cdot 0,4 = 0,32 \text{ руб.};$$

$$f''_P = 0,8 f'_P = 0,8 \cdot 0,6 = 0,48 \text{ руб.}; \quad t''_P = 0,8 t'_P = 0,8 \cdot 0,06 =$$

$$= 0,048 \text{ руб.}; \quad \varepsilon'' = 0,95 \varepsilon' = 0,95 \cdot 80 = 76\%;$$

$$\varepsilon''_M = 0,98 \varepsilon'_M = 0,98 \cdot 90 = 88\%; \quad \varepsilon''_K = \frac{100 \cdot \varepsilon'}{\varepsilon'_M} = \frac{100 \cdot 80}{90} = 89\%;$$

$$\varepsilon''_K = \frac{100 \cdot \varepsilon''}{\varepsilon_M} = \frac{100 \cdot 76}{88} = 86,5\%; \quad f''_K = 0,98 \quad f'_K = 0,98 \cdot 20 = 19,6 \text{ руб.};$$

$$t''_K = 0,9 \quad t'_K = 0,9 \cdot 0,1 = 0,09 \text{ руб.}$$

Подставив величины в формулу (34) получим:

$$C''_{к.п} = - \frac{100^2 \cdot 99}{0,55(100-3)76} \left( 0,32 + \frac{5,05}{2,5} \cdot 0,32 + 0,48 + 0,048 \right) + \\ + \frac{100 \cdot 99}{15 \cdot 88} (19,6 + 0,09) = 512 \text{ руб/м.}$$

Количество ежегодно получаемого металла по формуле (35)

$$M'_r = \frac{A'_r \alpha'_{ср} (100-r) \varepsilon'}{100^3} = \frac{455\,000 \cdot 0,675 (100-3) \cdot 80}{100^3} = 2380 \text{ м;}$$

$$M''_r = \frac{795\,000 \cdot 0,55 (100-3) \cdot 76}{100^3} = 3220 \text{ м.}$$

Общее количество металла  $M_{об}$  равно

$$M'_{об} = M'_r t' = 2380 \cdot 12 = 28\,600 \text{ м;}$$

$$M''_{об} = M''_r t'' = 3220 \cdot 17,5 = 56\,300 \text{ м.}$$

Годовая прибыль  $\Pi$  по формуле (36)

$$\Pi' = M'_r (P - C'_{к.п}) = 2380 (580 - 504) = 181\,000 \text{ руб.}$$

$$\Pi'' = M''_r (P - C''_{к.п}) = 3220 (580 - 512) = 219\,000 \text{ руб.}$$

Общая прибыль за весь срок разработки

$$\Pi'_{об} = \Pi' \cdot t' = 181\,000 \cdot 12 = 2\,172\,000 \text{ руб.};$$

$$\Pi''_{об} = \Pi'' \cdot t'' = 219\,000 \cdot 17,5 = 3\,832\,500 \text{ руб.}$$

Себестоимость годовой продукции по карьерам  $C_{гк}$  определяется по формуле (11)

$$C'_{г.к} = (C'_o + K'_o C'_B) A'_o \frac{K_o}{l_o} = (1 + 5,18 \cdot 0,4) 182\,000 \frac{0,97}{0,97} = 560\,000 \text{ руб.};$$

$$C''_{г.к} = (C''_o + K''_o C''_B) A''_o \frac{K_o}{l_o} = (0,8 + 5,05 \cdot 0,32) 318\,000 \frac{0,97}{0,97} = 768\,000 \text{ руб.}$$

При сравнении вариантов с разными объемами продукции, сумма капиталовложений и себестоимость годовой продукции по варианту с меньшим объемом производства должны быть скорректированы до сопоставимого объема производства [67].

Для карьеров конечной продукцией является руда с различным содержанием металла, в связи с чем поправочный коэффициент при корректировании  $K_{п.к}$  должен определяться с учетом объема добычи и качества руды.

$$K_{п.к} = \frac{A''_r \alpha''_{ср}}{A'_r \alpha'_{ср}} = \frac{795\,000 \cdot 0,55}{455\,000 \cdot 0,675} = 1,425.$$

В связи с этим расчетная себестоимость годовой продукции для первого варианта  $C'_{гкр}$  будет равна:

$$C'_{гкр} = C'_{гк} K_{п.к} = 560\,000 \cdot 1,425 = 798\,000 \text{ руб.}$$

Для определения общих капиталовложений в строительство карьеров  $K_K$  вначале определяются удельные капиталовложения  $K_{удк}$  по формуле (15)

$$K'_{удк} = 0,87 + \frac{6,8}{A'_{гм}} = 0,87 + \frac{6,80}{2,81} = 3,29 \text{ руб.}$$

$$K''_{удк} = 0,87 + \frac{6,8}{A''_{гм}} = 0,87 + \frac{6,80}{4,82} = 2,28 \text{ руб.}$$

Общие капиталовложения по формуле (16) равны:

$$K'_K = A'_{гм} \cdot K'_{удк} = 2,81 \cdot 3,29 = 9,25 \text{ млн. руб.};$$

$$K''_K = A''_{гм} \cdot K''_{удк} = 4,82 \cdot 2,28 = 11,0 \text{ млн. руб.}$$

Расчетные капиталовложения по первому варианту  $K'_{кр}$  с учетом поправочного коэффициента  $K_{п.к}$  будут равны:

$$K'_{кр} = K'_K \cdot K_{п.к} = 9,25 \cdot 1,425 = 13,2 \text{ млн. руб.}$$

Себестоимость годовой продукции фабрик  $C_{г.ф}$  определяется по формуле (37):

$$C'_{гф} = A'_г (f'_p + t'_p) = 455\,000 (0,6 + 0,06) = 300\,000 \text{ руб.};$$

$$C''_{гф} = A''_г (f''_p + t''_p) = 795\,000 (0,48 + 0,048) = 420\,000 \text{ руб.}$$

Для определения поправочного коэффициента по фабрике  $K_{п.ф}$  необходимо учитывать объем перерабатываемой руды и выход концентрата  $\gamma_K$ .

Величины  $\gamma_K$  находятся по формуле (39):

$$\gamma'_K = \frac{\alpha'_{ср} \varepsilon'_K (100 - r)}{100 \cdot \beta} = \frac{0,675 \cdot 89 \cdot (100 - 3)}{100 \cdot 15} = 3,88\%;$$

$$\gamma''_K = \frac{\alpha''_{ср} \varepsilon''_K (100 - r)}{100 \cdot \beta} = \frac{0,55 \cdot 86,5 \cdot (100 - 3)}{100 \cdot 15} = 3,08\%;$$

$$K_{п.ф} = \frac{A'_г \gamma'_K}{A'_г \gamma'_K} = \frac{795\,000 \cdot 3,08}{455\,000 \cdot 3,88} = 1,39.$$

Расчетная себестоимость годовой продукции фабрики для первого варианта  $C'_{г.фр}$  будет равна:

$$C'_{гфр} = C'_{гф} K_{п.ф} = 300\,000 \cdot 1,39 = 417\,000 \text{ руб.}$$

Общие и удельные капиталовложения в строительство фабрик, пропорциональны их производительности по руде  $A_г$ . Принимая удельные капиталовложения по первому варианту  $K'_{удф}$  равными 3 руб/т, получим общие капиталовложения  $K'_ф$  равными:

$$K'_ф = A'_г K'_{удф} = 455\,000 \cdot 3 = 1\,365\,000 \text{ руб.}$$

Удельные капиталовложения при втором варианте  $K''_{удф}$  принимаются равными 0,85  $K'_{удф}$ :

$$K''_{удф} = 0,85 \cdot 3 = 2,55 \text{ руб/т.}$$

Общие капиталовложения  $K_{\phi}''$  будут равны

$$K_{\phi}'' = A_{\Gamma}'' K_{\text{уд}\phi}'' = 795\,000 \cdot 2,55 = 2\,030\,000 \text{ руб.}$$

Расчетные капиталовложения по первому варианту  $K'_{\phi\text{р}}$  с учетом поправочного коэффициента  $K_{\text{п}\phi}$  будут равны:

$$K'_{\phi\text{р}} = K'_{\phi} K_{\text{п}\phi} = 1\,365\,000 \cdot 1,39 = 1\,900\,000 \text{ руб.}$$

Себестоимость годовой продукции по металлургическим заводам  $C_{\text{гз}}$  определяется по формуле (38):

$$C'_{\text{гз}} = \frac{A'_{\Gamma} \gamma'_{\text{к}} (f'_{\text{к}} + t'_{\text{к}})}{100} = \frac{455\,000 \cdot 3,88 (20 + 0,1)}{100} = 355\,000 \text{ руб.};$$

$$C''_{\text{гз}} = \frac{A''_{\Gamma} \gamma''_{\text{к}} (f''_{\text{к}} + t''_{\text{к}})}{100} = \frac{795\,000 \cdot 3,08 (19,6 + 0,09)}{100} = 482\,000 \text{ руб.}$$

Поправочный коэффициент по заводу  $K_{\text{п}\phi}$  будет равен коэффициенту  $K_{\text{п}\phi}$ , так как производственная мощность заводов пропорциональна выходу концентрата на фабриках.

Расчетная себестоимость годовой продукции для первого варианта  $C'_{\text{гзр}}$  будет равна:

$$C'_{\text{гзр}} = C'_{\text{гз}} K_{\text{пз}} = 355\,000 \cdot 1,39 = 493\,000 \text{ руб.}$$

Общие и удельные капиталовложения в строительство заводов пропорциональны количеству перерабатываемого концентрата. Принимая удельные капиталовложения по первому варианту  $K'_{\text{удз}}$  равными 150 руб., получим общие капиталовложения  $K'_{\text{з}}$  равными:

$$K'_{\text{з}} = \frac{A'_{\Gamma} \gamma'_{\text{к}}}{100} K'_{\text{удз}} = \frac{455\,000 \cdot 3,88}{100} 150 = 2\,650\,000 \text{ руб.}$$

Удельные капиталовложения по второму варианту  $K''_{\text{удз}}$  принимаются равными 0,85  $K'_{\text{удз}}$ :

$$K''_{\text{удз}} = 0,85 \cdot 150 = 127,5 \text{ руб.}$$

Общие капиталовложения  $K''_{\text{з}}$  будут равны:

$$K''_{\text{з}} = \frac{A''_{\Gamma} \gamma''_{\text{к}}}{100} K''_{\text{удз}} = \frac{795\,000 \cdot 3,08}{100} 127,5 = 3\,120\,000 \text{ руб.}$$

Расчетные капиталовложения по первому варианту  $K'_{\text{зр}}$  с учетом поправочного коэффициента  $K_{\text{пз}}$  будут равны:

$$K'_{\text{зр}} = K'_{\text{з}} K_{\text{пз}} = 2\,650\,000 \cdot 1,39 = 3\,680\,000 \text{ руб.}$$

Суммарные расчетные затраты по всем переделам в соответствии с формулой (10) составят:

$$Z' = C'_{\text{гк}} + C'_{\text{г}\phi\text{р}} + C'_{\text{гзр}} + P_{\text{н}} (K'_{\text{кр}} + K'_{\text{фр}} + K'_{\text{зр}}) = 798\,000 + 417\,000 + 493\,000 + 0,1 (13\,200\,000 + 1\,900\,000 + 3\,680\,000) = 3\,586\,000 \text{ руб.}$$

$$Z'' = C''_{\text{гк}} + C''_{\text{г}\phi} + C''_{\text{гз}} + P_{\text{н}} (K''_{\text{к}} + K''_{\text{ф}} + K''_{\text{з}}) = 768\,000 + 420\,000 + 432\,000 + 0,1 (11\,000\,000 + 2\,030\,000 + 3\,120\,000) = 3\,285\,000 \text{ руб.}$$

Оконтуривание по бортовому содержанию (второй вариант) в данном случае более целесообразно, так как оно обеспечивает разработку с меньшими расчетными затратами. При этом обеспечивается более полное использование запасов недр, более высокая годовая производственная мощность по руде и металлу, более высокая годовая и общая прибыль.

В табл. 3 приводятся основные технико-экономические показатели рассмотренных вариантов.

Таблица 3

Основные технико-экономические показатели вариантов

Показатели	I вариант	II вариант
Проминимум . . . . .	0,55	0,55
Бортовое содержание, % . . . . .	0,55	0,30
Среднее содержание, % . . . . .	0,675	0,55
Годовая добыча руды, т . . . . .	455 000	795 000
Количество получаемого в год металла, т . . . . .	2380	3220
Общее количество получаемого металла, т . . . . .	28 600	56 300
Себестоимость 1 т металла, руб. . . . .	504	512
Цена 1 т металла, руб. . . . .	580	580
Годовая прибыль, руб. . . . .	181 000	219 000
Общая прибыль, руб. . . . .	2 172 000	3 832 500
Суммарные расчетные затраты по всем переделам, руб. . . . .	3 586 000	3 285 000

На ряде месторождений, разрабатываемых комбинированным способом, определение бортового содержания необходимо для разграничения открытых и подземных работ. Наиболее богатые руды в рудном теле с убывающим содержанием обычно выделяются для подземных работ. Бедные вкрапленные руды разрабатываются открытым способом.

Предложенная методика может быть использована при оконтуривании месторождений вкрапленных руд типа Коунрадского, когда определенной закономерности оруденения не наблюдается, а также для месторождений, у которых содержание снижается с глубиной.

Данная методика может быть также использована при решении вопросов о разработке бедных руд и потерянных богатых руд в зоне обрушения [7].

Рациональное использование запасов недр для комбинированной разработки позволит получить значительный народнохозяйственный эффект.

### Глава III

## ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ

### § 5. Технология горных работ и основные расчеты при расположении карьера над подземными незаложенными камерами

При комбинированной разработке месторождений технологический процесс осложняется благодаря наличию подземных выработок, в зоне которых приходится вести открытые горные работы. Наличие в контурах карьеров подземных камер, заполненных закладкой, обычно не вызывает серьезных нарушений технологии, так как закладка при хорошем заполнении камер гарантирует безаварийную работу карьерного оборудования и требует только дополнительных затрат средств и времени на уборку.

Буровзрывной комплекс при заложенных камерах в ряде случаев даже упрощается за счет взрывания целиков при трех обнаженных плоскостях. В случае, если буровзрывные работы производятся над подземными незаложенными камерами, возникает ряд вопросов, от успешного решения которых зависит безопасность горных работ и рентабельная работа предприятия.

Буровзрывной комплекс на разных карьерах имеет свою специфику. Наиболее типичными карьерами, где широко применяется посадка потолочин над подземными пустотами взрыванием скважинных зарядов ВВ, являются карьер Главного поля Хайдарканского рудоуправления и карьер «Медвежий ручей» Норильского горнометаллургического комбината. Горные породы в проектном контуре карьера Главного поля изрезаны подземными горными выработками, пройденными в свое время для производства разведочных, подготовительных и очистных работ, причем на площади  $0,25 \text{ км}^2$  было пройдено более 30 000 м различных выработок малого сечения и 54 камеры самого различного профиля и объема. Развитие открытых горных работ в этих условиях было возможно только при условии систематической локализации пустот. Карьерное оборудование должно было работать над подземными отработанными и незаложенными камерами в зоне возможного обрушения [85].

АксонOMETрическая проекция участка карьера Главного поля с разрезами по подземным камерам приведена на рис. 11.

Для локализации пустот на карьере в течение многих лет применялась посадка потолочин, которые разбуривались станками ударно-канатного бурения и затем обрушались.

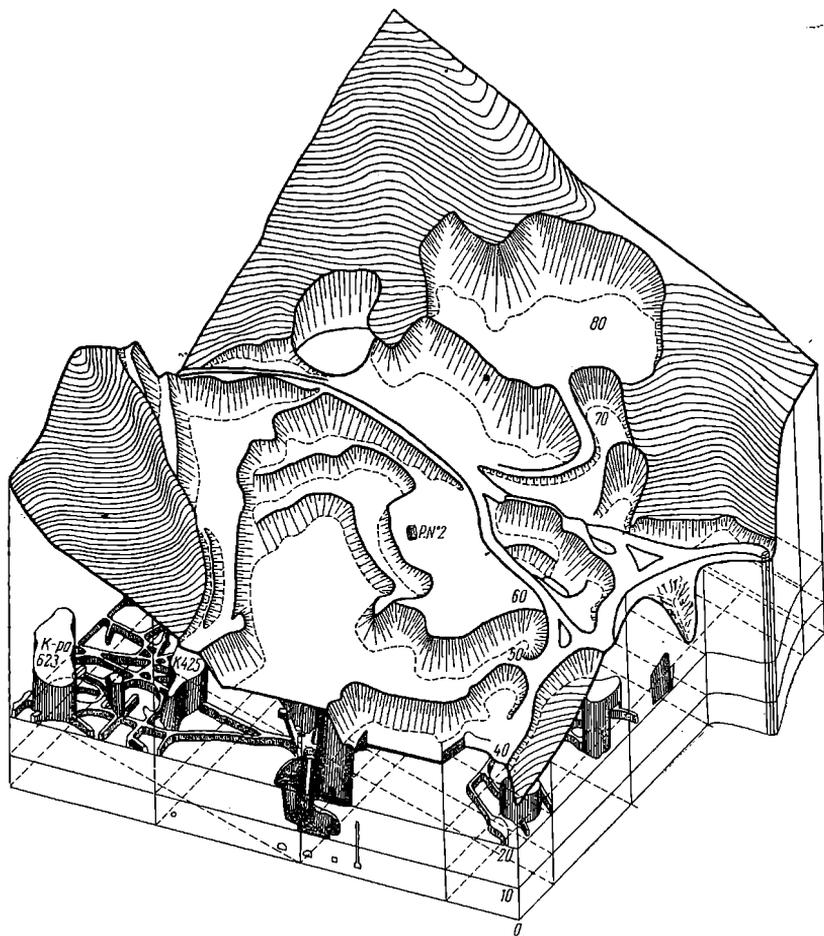


Рис. 11. АксонOMETрическая проекция участка карьера Главного поля с разрезами по подземным камерам

Как показала практика, разрушение потолочин взрывами серий колонковых зарядов в скважинах дает наиболее благоприятные результаты, если мощность потолочины не превосходит определенной, сравнительно небольшой величины, так как посадки потолочин завышенной мощности часто происходят неудачно. Безопасная работа оборудования обеспечивается при мощности потолочины не меньше допустимой величины, обусловленной ее прочностью как плиты.

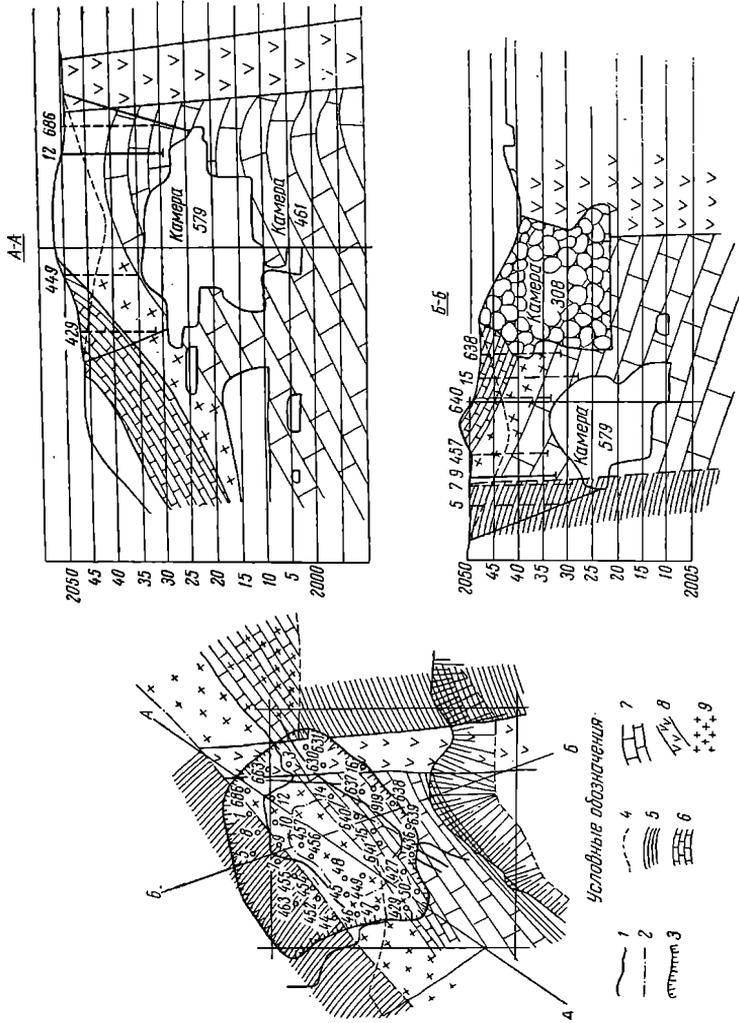


Рис. 12. Расположение скважин и характерные разрезы при посадке потолочины камер 579

1 — контур камер на гор. 2025;  
 2 — то же на гор. 2020; 3 — контур воронки обрушения на поверхности;  
 4 — граница воронки обрушения на поверхности; 5 — снапцы; 6 — слопы известняки; 7 — массивные известняки; 8 — дайка диоразового порфирита; 9 — джасперонцы



Посадка потолочин производится в самых разнообразных условиях. В качестве примера на рис. 12 приведено расположение скважин, характерные разрезы и контуры воронки обрушения при посадке потолочины камеры 579.

На рис. 13 аналогичные данные приведены по посадке потолочины камеры 1001.

Высота камеры 579 составляла 25—30 м, площадь обнажения кровли 800 м<sup>2</sup>, объем разрушенной потолочины 25 000 м<sup>3</sup>, мощность потолочины изменялась от 16—17 до 20—22 м. В непосредственной близости от камеры 579 находилась ранее погашенная камера 308. В потолочине и по ее контуру было пробурено 36 скважин диаметром 200 мм, общей глубиной 618 м, предназначенных непосредственно для посадки. Для выравнивания уступа за контуром обрушения пробурено еще 54 скважины и несколько контрольных скважин для определения фактической мощности потолочины.

Все скважины взрывались одновременно. После взрыва образовалась воронка обрушения, показанная на рис. 12, и потолочина была полностью разрушена.

Расчетная сетка скважин была принята равной 5 × 5 м, однако фактически в середине потолочины она несколько расширилась.

Для посадки камеры 1001 было пробурено 19 скважин глубиной от 7 до 17 м; все скважины недобуривались до кровли камер на 2,5—4 м.

При составлении локальных проектов на карьере приняты были параметры буровзрывных работ, установленные для взрывания на уступах [84] (табл. 4).

Таблица 4

Основные параметры буровзрывных работ для ударно-канатного бурения при  $d = 200$  мм и  $h = 10$  м

Породы	$f$	$\frac{w_{\Pi}}{h}$	$m = \frac{a \cdot l}{w_{\Pi}}$	$\frac{l}{h}$	$\tau$	$q$
Легковзрываемые (сланцы)	4—6	0,9—1,1	0,8—0,9	0,15	45—50	0,30—0,35
Средневзрываемые (известняки)	6—8	0,85—1,0	0,65—0,7	0,20	35—40	0,35—0,40
Трудновзрываемые (джаспероиды)	10—12	0,75—0,85	0,5—0,6	0,25	25—30	0,40—0,45

Обозначения:  $f$  — коэффициент крепости по М. М. Протодяконову,  $h$  — высота уступа, м;  $w_{\Pi}$  — сопротивление по подошве, м;  $\tau$  — выход горной массы на 1 м скважины, м<sup>3</sup>/м;  $m$  — коэффициент сближения скважин;  $l$  — величина перебура, м;  $q$  — расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> взорванной горной массы, кг/м<sup>3</sup>;  $a$  — расстояние между скважинами в ряду, м.

При посадке потолочин величина зарядов в контурных скважинах, предназначенных для отрыва потолочины от массива, несколько увеличивалась. В ряде случаев заряды ВВ в центральной части потолочины уменьшались. Для каждой посадки можно

установил коэффициент расхода ВВ, представляющий собой отношение фактического удельного расхода к нормативному при взрывании на уступах.

Значения коэффициентов  $K_{ВВ}$  приводятся в табл. 5 для наиболее характерных посадок потолочины за четыре года.

После производства массового взрыва потолочины погрузка горной массы обычно производится с горизонта, расположенного ниже площадки, с которой производилось бурение, т. е. соблюдается такой же порядок отработки уступов, какой принят при обычной организации горных работ.

При образовании новых уступов целесообразно совмещать их отметки с отметками подошвы подземных камер, однако это не всегда возможно выполнить. Очень часто уступы пересекают отдельные подземные камеры на разной высоте, а в ряде случаев между данным горизонтом и сводами подземных камер остаются потолочины различной мощности.

Согласно рекомендациям института Гипроникель мощность потолочины для условий карьера Главного поля должна быть не менее 10—15 м при высоте камеры до 10 м и площади обнажения кровли от 100 до 500 м<sup>2</sup> и не менее 15—20 м для камер высотой 10—15 м с площадью обнажения кровли 500—1000 м<sup>2</sup>.

Таким образом, в лучшем случае, мощность потолочины рекомендуется принимать равной наиболее распространенной высоте уступа (10 м), а в более сложных случаях увеличивать ее до высоты двух уступов (20 м).

В практике карьера Главного поля были, однако, случаи, когда посадка потолочины мощностью 20 м оканчивалась только частичным рыхлением массива, несмотря на большие величины зарядов. Например, при посадке потолочины камеры 80 объемом 46 500 м<sup>3</sup> было израсходовано 16 640 кг ВВ, а добиться полного разрушения потолочины не удалось. Эту потолочину пришлось обрушать вторично.

Посадка потолочин небольшой мощности в большинстве случаев происходит успешно. Например, мощность потолочин камер 364 и 465 в отдельных местах составляла 3—6 м (в среднем 10,5 м). Для их обрушения было пробурено всего 30 скважин общей длиной 269 м. Обрушение произведено с меньшими затратами ВВ, чем это предусмотрено для взрывания на уступах.

В некоторых случаях можно вести работы при потолочинах небольшой мощности, если экскаватор имеет возможность перемещаться по строго заданному безопасному направлению. Так, при отработке одного участка горизонта 2032 м, экскаватор ЭКГ-4 перемещался вдоль вынесенной на данный горизонт оси штольни 21. Охранные целики, оставленные около штольни, служили надежной опорой для экскаватора.

В результате проведенных расчетов, а также благодаря специально принимаемым мерам, на карьере удалось существенно снизить установленные институтом Гипроникель нормативы на допус-

Удельный расход ВВ при посадке потолочин и значения коэффициентов  $K_{ВВ}$ 

№ номер	Дата и год посадки	Характеристика спалающих пород	Объем потолочины в конуре воронки обрушения, м <sup>3</sup>	Общий расход ВВ, кг	Фактический удельный расход ВВ, кг	Расход ВВ по нормам, кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент $K_{ВВ}$
20	20/III 1957	Известняки тонкослоистые и толсто-слоистые . . . . .	4 500	2 200	0,49	0,40	1,225
1447	26/IX 1957	Джаспероиды и частично тонкослои-стые и толстослоистые известняки	6 000	2 520	0,42	0,40	1,050
400	7/III 1958	Сланцы глинистые, частично извест-няки . . . . .	31 300	12 500	0,40	0,35	1,140
80	14/VI 1958	Глинистые сланцы, частично джаспе-роиды . . . . .	46 500	16 640	0,358	0,35	1,023
4001	18/VIII 1958	Сланцы, частично окварцованные изве-стняки и джаспероиды . . . . .	9 000	3 000	0,333	0,30	1,111
579	15/XII 1958	Сланцы по флангам, известняки, джа-спероиды . . . . .	25 000	11 600	0,463	0,45	1,030
364 и 465	12/VII 1959	Известняки массивные и тонкослои-стые, частично джаспероиды . . . . .	10 000	4 480	0,448	0,45	0,990
2	6/I 1960	В непосредственной кровле джасперо-иды, верху сланцы . . . . .	16 000	5 120	0,32	0,40	0,800
192	12/III 1960	Известняки, частично джаспероиды, верху сланцы . . . . .	28 000	8 670	0,31	0,38	0,810
150	6/IV 1960	Массивные известняки и джаспероиды, на флангах сланцы . . . . .	29 000	8 160	0,28	0,30	0,940
221—350	14/IV 1960	Джаспероиды и известняки . . . . .	23 000	7 200	0,315	0,35	0,860
8-я южная	Июль 1960	Известняки и джаспероиды, верх и фланги — сланцы . . . . .	5 500	1 750	0,32	0,40	0,800

каемую мощность потолочин при работе горного оборудования над подземными камерами.

Опыт проведенных посадок доказал полную целесообразность перехода на обрушение потолочин с минимально необходимыми размерами, определяемыми по условиям безопасности. В некоторых случаях производилось только частичное обрушение потолочин и подход к обрушенным участкам осуществлялся с отметок подошвы камеры.

При полном разрушении потолочины на поверхности обычно происходит оседание пород и образуются провалы в подземные камеры.

При составлении локальных проектов на посадку потолочин производится расчет зарядов ВВ и определение параметров сетки скважин, обеспечивающих эффективное разрушение потолочин и подготовку достаточного количества горной массы для экскаваторной погрузки. Между взрыванием скважин на уступах и в карьерных потолочинах можно провести некоторую аналогию. В обоих случаях взрывание осуществляется при двух обнаженных плоскостях, но несколько изменяется относительное расположение зарядов и характер их работы.

При взрывании скважин ударно-канатного бурения на уступах удлиненные заряды располагаются под углом  $20-30^\circ$  к плоскости откоса уступа и перпендикулярно верхней площадке уступа; в потолочных скважинах удлиненные заряды располагаются перпендикулярно верхней площадке уступа и плоскости свода потолочины. При взрывании на уступах часть энергии взрыва расходуется на перемещение горной массы по горизонтали перпендикулярно фронту уступа. При посадке потолочин перемещение взорванной горной массы вниз, в сторону свода камеры, может происходить под действием ее собственного веса. Несколько по иному располагается линия наименьшего сопротивления  $w$ . При посадке потолочины величина  $w$  представляет собой расстояние от центра заряда до плоскости свода потолочины.

В обоих случаях должен быть получен материал, пригодный для экскаваторной погрузки и, кроме того, при посадке потолочины должно гарантироваться ее полное разрушение. На карьере Главного поля изучался опыт погашения потолочин, проводились эксперименты с различным расположением скважин в потолочинах, изыскивались рациональные параметры сетки скважин и велась соответствующая замеры и хронометражные наблюдения [84].

Принят следующий порядок расчета параметров массовых взрывов потолочин:

1. На основании маркшейдерских данных устанавливаются ширина  $b$  и длина  $l$  потолочины по контуру подземной камеры (рис. 14), ее мощность  $h_{\text{п}}$  и затем по углу откоса предполагаемой воронки обрушения  $\alpha$  находят ее ширина  $B$  и длина  $L$  на поверхности.

Как показали замеры образующихся после взрывов воронок обрушения, объем потолочины  $V_{\text{п}}$  при расположении скважин в кон-

туре площади  $bl$  может с достаточной точностью предварительно определяться как объем прямоугольной усеченной пирамиды. В данном случае:

$$V_{\Pi} = 0,333 h_{\Pi} (bl + BL + \sqrt{bl \cdot BL}), \text{ м}^3. \quad (40)$$

2. Общий вес зарядов в скважинах  $Q_{об}$  определяется с учетом удельного расхода  $q$ , установленного для данных пород при взрывании на уступах (см. табл. 4) и коэффициента  $K_{вв}$  (см. табл. 5).

Общий вес зарядов в скважинах будет равен:

$$Q_{об} = V_{\Pi} \cdot q \cdot K_{вв}, \text{ кг}. \quad (41)$$

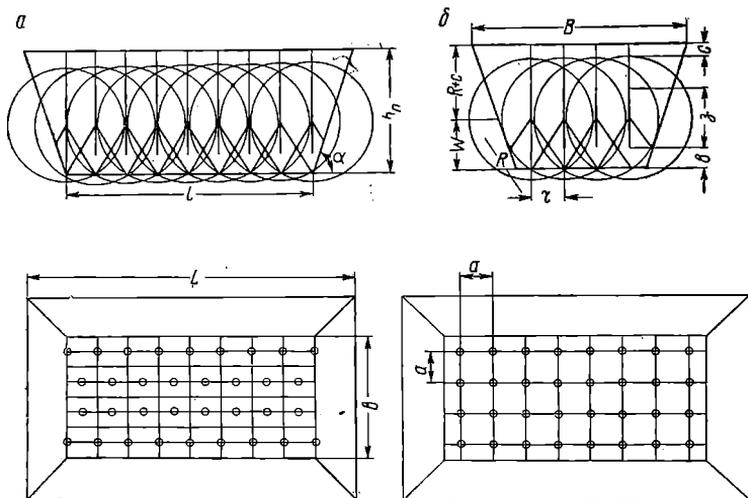


Рис. 14. Схема к расчету параметров сетки скважин при посадке потолочин

3. Общее количество скважин  $P$  определяется в зависимости от принимаемой площади  $S$  на одну скважину и способа их расположения. При расположении скважин в углах квадратной сетки со стороной  $a$  (рис. 14, б):

$$S = a^2 = (m \cdot w_{\Pi})^2, \text{ м}^2. \quad (42)$$

Коэффициент сближения  $m$  и величина  $w_{\Pi}$  принимаются по табл. 4.

Тогда

$$P = \frac{bl}{S}, \text{ шт}. \quad (43)$$

4. Длина заряда  $ВВ$  в каждой скважине  $l_a$  зависит от веса заряда 1 м скважины  $\Delta$  и величин  $Q_{об}$  и  $P$

$$\Delta = 7,85 d_{\Phi \Gamma}^2, \text{ кг}, \quad (44)$$

где  $d_{\phi}$  — фактический диаметр скважины,  $\delta$  м;  
 $\gamma$  — плотность ВВ в заряде,  $\text{кг}/\delta\text{м}^3$

$$l_3 = \frac{Q_{об}}{P\Delta}, \text{ м.} \quad (45)$$

5. При размещении зарядов в скважинах необходимо, чтобы

$$w = 0,5 l_3 + g, \text{ м,} \quad (46)$$

где  $g$  — расстояние от нижней части колонкового заряда скважины до плоскости свода потолочины,  $\text{м}$  ( $g = 2,5-3,5 \text{ м}$ ).

Расстояние от центра заряда каждой скважины до поверхности должно быть больше радиуса действия взрыва  $R$  на величину  $c$

$$c = h_{\Pi} - (w + R), \text{ м.} \quad (47)$$

Предполагается, что верхняя часть потолочины будет разрушена взрывной волной сотрясения ( $c = 2-3,5 \text{ м}$ ).

Радиус действия взрыва  $R$  при зарядах уменьшенного выброса, работающих на рыхление, может быть найден из выражения:

$$R = \sqrt{r^2 + w^2}, \text{ м, } c = \sqrt{1,49} \cdot W = 1,22W \quad (48)$$

где  $r$  — радиус воронки заряда уменьшенного выброса,  $\text{м}$ .

Величина  $r$  находится из выражения

$$r = wn, \text{ м,} \quad (49)$$

$n$  — показатель выброса, который может для зарядов рыхления приниматься равным 0,7.

В качестве примера рассмотрим порядок определения основных величин применительно к условиям посадки потолочины камеры 579. Дано:  $l = 40 \text{ м}$ ,  $b = 20 \text{ м}$ ,  $\alpha = 72^\circ$ ,  $q = 0,45 \text{ кг}/\text{м}^3$ ,  $w_{\Pi} = 8,35 \text{ м}$ ,  $h_{\Pi} = 20 \text{ м}$ ,  $g = 3,2 \text{ м}$ ,  $m = 0,6$ ,  $n = 0,7$ ,  $d_{\phi} = 2,3 \text{ м}$ ,  $\gamma = 0,9 \text{ кг}/\delta\text{м}^3$ ,  $K_{вв} = 1,03$ . При этом;  $B = 33 \text{ м}$  и  $L = 53 \text{ м}$ .

$$V_{\Pi} = 0,33 h_{\Pi} (bl + BL + \sqrt{bl \cdot BL}) = 0,333 \cdot 20 (20 \cdot 40 + 33 \cdot 53 + \\ + \sqrt{20 \cdot 40 \cdot 33 \cdot 53}) = 24 900 \text{ м}^3$$

$$Q_{об} = V_{\Pi} q \cdot K_{вв} = 24 900 \cdot 0,45 \cdot 1,03 = 11 530 \text{ кг.}$$

$$S = a^2 = (mw_{\Pi})^2 = (0,6 \cdot 8,35)^2 = 25 \text{ м}^2$$

$$P = \frac{bl}{S} = \frac{20 \cdot 40}{25} = 32 \text{ шт.}$$

$$\Delta = 7,85 \cdot d_{\phi} \gamma = 7,85 \cdot 2,3^2 \cdot 0,9 = 37,3 \text{ кг}$$

$$l_3 = \frac{Q_{об}}{P\Delta} = \frac{11 530}{32 \cdot 37,3} = 9,65 \text{ м.}$$

$$w = 0,5 l_3 + g = 0,5 \cdot 9,65 + 3,2 = 8 \text{ м}$$

$$r = wn = 8 \cdot 0,7 = 5,6 \text{ м}$$

$$R = \sqrt{r^2 + w^2} = \sqrt{5,6^2 + 8^2} = 9,75 \text{ м}$$

$$c = h_{\Pi} - (w + R) = 20 - (8 + 9,75) = 2,25 \text{ м.}$$

Данные параметры получены при расположении скважин в углах квадратной сетки.

Два возможных варианта расположения скважин показаны на рис. 14. В зависимости от принятого расположения скважин их число может несколько корректироваться. Кроме того, при бурении скважин могут встретиться нарушенные предшествующими взрывами участки, произойти обрушение стенок скважин и другие осложнения, что заставляет несколько отступать от расчетных параметров; эти отступления не должны принципиально изменять установленные отношения.

При посадке карьерных потолочин, обычно, кроме скважин, предназначенных для обрушения самой потолочины, приходится бурить скважины, необходимые для выравнивания контура участка.

Кроме того, при обрушении потолочин скважины задаются в междукамерные целики.

Таким образом, при производстве массового взрыва обрушается потолочина, разрушается часть массива, расположенная со стороны уступа, а также происходит разрушение целиков.

При расчете зарядов в первую очередь определяется объем бурения и величина зарядов в скважинах, предназначенных для обрушения потолочины, затем определяются на общих основаниях заряды в скважинах, предназначенных для выравнивания уступа и, наконец, находятся заряды в междукамерных целиках.

Скважины, пробуренные в междукамерных целиках, обычно заряжаются на  $\frac{2}{3}$  их глубины, что гарантирует безотказное разрушение целиков. Из этого условия находится величина зарядов в каждой скважине.

В технической литературе освещался вопрос о необходимости при работе над подземными камерами производить их закладку [48]. Закладка может осуществляться из подземных выработок и через специальные шурфы, которые необходимо проходить с горизонтов карьера.

Для применения гидрозакладки необходимо бурение серий закладочных скважин. Некоторые камеры могут закладываться пустой породой, выдаваемой из подземных работ.

При закладке камер через шурфы возможно использование пустых пород, выдаваемых из карьера.

При использовании для закладки пустых пород, получаемых в процессе эксплуатации подземного рудника, она должна по специальным выработкам доставляться к камере и через разгрузочные устройства поступать непосредственно в камеру.

Для обеспечения полноты закладки нужно, чтобы разгрузочные устройства располагались выше свода камеры. Кроме того, требуется проходка специальных выработок для транспортирования пустых пород к камере.

При закладке камер через шурфы необходимо при помощи контрольных скважин предварительно определить истинную мощность потолочины, пройти несколько шурфов и обеспечить доставку

пустых пород с соответствующих горизонтов карьера. В обоих случаях для обеспечения полноты заполнения требуется производить дополнительную забутовку верхней части камеры.

После заполнения камеры закладкой данный горизонт должен отрабатываться с соблюдением правил безопасности и с обязательной раздельной выемкой руды и пустых пород. Пустая порода из камер затем должна удаляться в отвалы, а руда, полученная в результате взрывания междукамерных целиков, отсортировываться и вывозиться на фабрику или завод.

Если принять при закладке камер породами, что дополнительных затрат на добычу и транспортирование не производится, то дополнительные расходы появятся при удалении закладки из камер. Эти расходы будут примерно равны себестоимости  $1 \text{ м}^3$  вскрыши без учета затрат на буровзрывные работы.

При закладке камеры породами вскрыши с горизонтов карьера общая себестоимость закладочных работ  $C_{\text{обз}}$  с учетом последующего удаления закладки из камеры определится по формуле

$$C_{\text{обз}} = V_{\text{ш}} \cdot C_{\text{ш}} + V_{\text{к}} \tau (C_{\text{в}} - C_{\text{бв}}) \frac{k_{\text{у}}}{k_{\text{р}}} + (1 - \tau) V_{\text{к}} C_{\text{р}}, \text{ руб.}, \quad (50)$$

где  $V_{\text{ш}}$  — объем шурфов, необходимых для заполнения камеры закладкой,  $\text{м}^3$ ;

$C_{\text{ш}}$  — себестоимость проходки  $1 \text{ м}^3$  шурфа, руб.;

$C_{\text{в}}$  — себестоимость  $1 \text{ м}^3$  вскрыши, руб.;

$C_{\text{бв}}$  — себестоимость буровзрывных работ в калькуляции себестоимости  $1 \text{ м}^3$  вскрыши, руб.;

$V_{\text{к}}$  — объем закладываемой камеры,  $\text{м}^3$ ;

$\tau$  — коэффициент полноты заполнения камеры закладкой, выраженный в долях единицы;

$k_{\text{у}}$  — коэффициент усадки пород в камере;

$k_{\text{р}}$  — коэффициент разрыхления пород;

$C_{\text{р}}$  — себестоимость  $1 \text{ м}^3$  дополнительной забутовки верхней части камеры, руб.

Производство забутовки верхней части камеры необходимо, так как в противном случае потолочина камеры лишается опорной поверхности.

Определим в качестве примера себестоимость закладочных работ камеры 579.

При средней мощности потолочины  $18 \text{ м}$  для ее закладки потребовалось бы пройти два шурфа сечением  $1,5 \times 2 \text{ м}$  ( $3 \text{ м}^2$ ).  $V_{\text{ш}} = 2 \cdot 18 \cdot 3 = 108 \text{ м}^3$ . Значения других величин:  $C_{\text{ш}} = 10,0 \text{ руб/м}^3$ ,  $C_{\text{в}} = 0,795 \text{ руб/м}^3$ ,  $C_{\text{бв}} = 0,3 \text{ руб/м}^3$ ,  $V_{\text{к}} = 21\,000 \text{ м}^3$ ,  $k_{\text{р}} = 1,5$ ,  $k_{\text{у}} = 1,1$ ,  $\tau = 0,95$ ,  $C_{\text{р}} = 2,0 \text{ руб/м}^3$ . Делая подстановку в формулу (50) получим:

$$C_{\text{обз}} = 108 \cdot 10,0 + 21\,000 \cdot 0,95 (0,795 - 0,3) \frac{1,1}{1,5} + (1 - 0,95) \cdot 21\,000 \cdot 2 = \\ = 10\,430 \text{ руб.}$$

Как видно из табл. 5, на посадку потолочины камеры 579 было израсходовано ВВ больше нормы на

$$25\,000(0,463 - 0,45) = 325 \text{ кг.}$$

При цене 1 кг ВВ — 0,26 руб., перерасход составит:

$$325 \cdot 0,26 = 84,5 \text{ руб.}$$

Таким образом, при производстве закладочных работ дополнительные расходы увеличиваются во много раз.

Засыпка камер из подземных выработок также связана с большими затратами времени и средств.

Имеющаяся практика засыпки камер 919—1009 из подземных выработок Хайдарканского рудника показала, что из общего объема 24,6 тыс. м<sup>3</sup> в течение года было засыпано всего 17,5 тыс. м<sup>3</sup>. Безопасность работы карьерного оборудования при таком коэффициенте заполнения не обеспечивается, а на уборку закладки затрачиваются большие средства. Большие сроки заполнения камер также не могут обеспечить нормальных темпов отработки запасов открытым способом.

Заполнение камер гидрозакладкой также экономически невыгодно, так как себестоимость гидрозакладки, даже при использовании для этого хвостов обогатительной фабрики, остается высокой.

Комбинированная закладка, когда основная часть камеры заполняется через шурфы пустой породой, а оставшаяся верхняя часть заполняется гидрозакладкой, также будет иметь высокую себестоимость.

Как видно из приведенного, посадка потолочин с эксплуатационных горизонтов в условиях карьера Главного поля является экономически наиболее выгодной.

При составлении локальных проектов на погашение пустот в условиях карьера «Медвежий ручей» используются параметры буровзрывных работ, принятые для взрывания на уступах, приведенные в табл. 6.

Таблица 6

Основные параметры буровзрывных работ для ударно-канатного бурения при  $d = 250$  мм и  $h = 15$  м

Порода	$f$	$\frac{w_{II}}{h}$	$m = \frac{d}{w_{II}}$	$\frac{l}{h}$	$\tau$	$q$
Легковзрываемые (рывелитовые)	6—8	0,74—0,8	0,70—0,75	0,20	50—55	0,40—0,5
Средневзрываемые (диоритовый габбро-диабаз, порфириты)	8—12	0,74	0,65—0,7	0,25	45—50	0,50—0,55
Трудновзрываемые (габбро-диориты, миндалекаменный диабаз)	12—14	0,67—0,74	0,60—0,65	0,30	40—45	0,55—0,6
Весьма трудновзрываемые (оливиновый габбро-диабаз)	14—16	0,67	0,55—0,60	0,33	35—40	0,60—0,65

Погашение пустот на карьере «Медвежий ручей» производится в более сложных условиях, чем на карьере Главного поля. Установленная действующими инструкциями мощность потолочин, равная трехкратной высоте камер, значительно изменяет технологию посадочных работ.

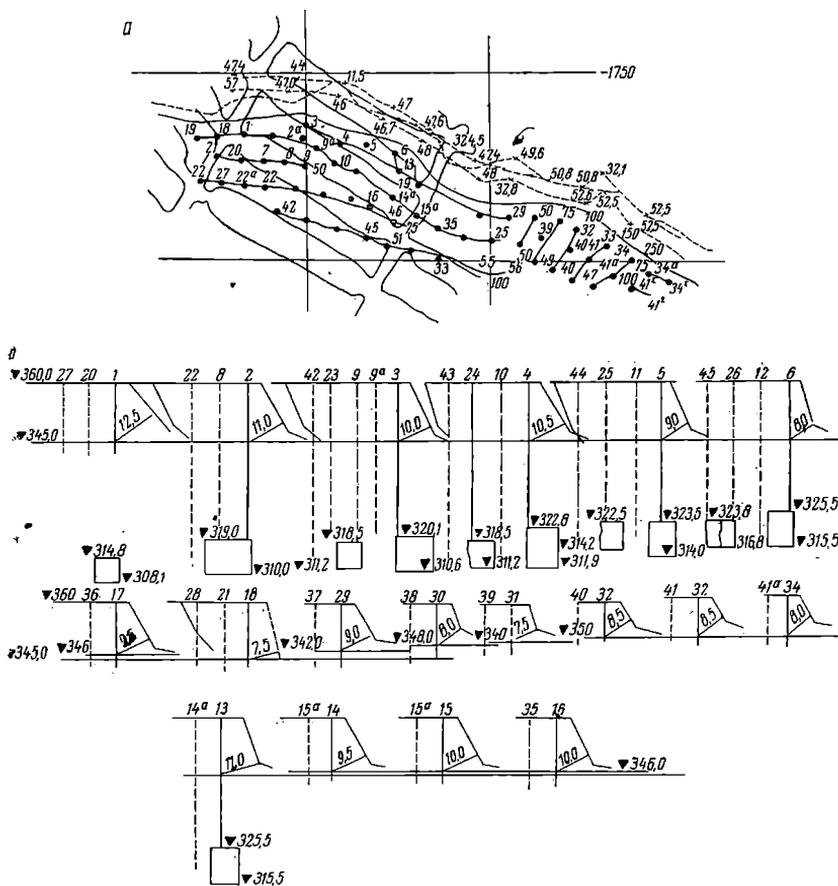


Рис. 15. План и поперечные разрезы по скважинам взрывного блока 1—28:

а — план; б — поперечные разрезы

В качестве примера на рис. 15 показан план и поперечные разрезы по скважинам взрывного блока 1—28 горизонта 345 м [22].

Для посадки потолочин камер, имеющих отметки кровли 314,8—325,4, взрывные скважины бурились с гор. 360 м и имели глубину 35—50 м. Посадка с гор. 345 м была признана опасной, так как при высоте подземных камер 9—11 м средняя мощность потолочин должна составлять 30 м, а фактически она была бы равна 20—25 м.

После взрыва погрузка осуществлялась с гор. 345 м, а весь расположенный ниже разрыхленный взрывом массив подвергался повторному разбуриванию и взрыванию при отработке гор. 330 м. Общий расход бурения при погашении составил 960 м, в том числе на обрушение потолочин 480 м и на рыхление пород обрабатываемого уступа 480 м. Общий расход ВВ — 30 100 кг, в том числе на обрушение потолочины 14 350 кг и на рыхление пород — уступа 15 750 кг. Из общего объема взорванного блока, равного 72 000 м<sup>3</sup>, объем потолочин составил 48 600 м<sup>3</sup>, а остальные 23 400 м<sup>3</sup> располагались на обрабатываемом уступе. После взрыва подземные камеры (6000 м<sup>3</sup>) были заполнены породой и для повторного рыхления оставили объем, равный 54 600 м<sup>3</sup>. Удельный расход ВВ на рыхление пород уступа составил 0,673 кг/м<sup>3</sup>. Удельный расход на обрушение потолочин составил 0,298 кг/м<sup>3</sup>.

Отношение мощности обрушенной потолочины к высоте камер было в среднем равно 4.

Для установления основных закономерностей при погашении пустот нами проанализировано более 50 аналогичных массовых взрывов, произведенных за два года. Для сравнительной характеристики расхода буровзрывных работ было введено два коэффициента:  $k_b$  — коэффициент увеличения буровых работ, представляющий собой отношение общей глубины скважин, пробуренных в данном блоке, к глубине скважин, необходимой для рыхления пород верхнего уступа при нормальной отработке;  $k_v$  — коэффициент увеличения расхода ВВ, представляющий собой отношение общего количества ВВ, израсходованного при взрывных работах в блоке, к количеству, необходимому для рыхления пород верхнего уступа при нормальной отработке.

Значения этих коэффициентов для блока 1—28 следующие:

$$k_b = \frac{960}{480} = 2; \quad k_v = \frac{30\,100}{15\,750} = 1,91.$$

На рис. 16 приведены кривые, показывающие фактическое изменение коэффициентов  $k_b$  и  $k_v$  за два года в зависимости от мощности обрушенных потолочин  $H_{п.}$

Из рис. 16 видно, что с увеличением мощности обрушенных потолочин происходит неуклонное увеличение коэффициентов  $k_b$  и  $k_v$ .

Для определения прямых затрат на обрушение потолочин  $P_{пр}$  предложена формула

$$P_{пр} = V_y [(k_b - 1) C_{бур} + (k_v - 1) C_{вз}], \text{ руб.}, \quad (51)$$

где  $V_y$  — объем взорванной горной массы верхнего уступа, удаляемый после посадки потолочин, м<sup>3</sup>;

$C_{бур}$  — себестоимость бурения, руб/м<sup>3</sup>;

$C_{вз}$  — себестоимость взрывных работ, руб/м<sup>3</sup>.

Кроме прямых затрат производятся дополнительные затраты  $P_{доп}$  при последующей работе в нарушенной зоне.

При повторном бурении в разрушенных породах происходит потеря бурового плама, осыпание стенок скважин и в результате снижение производительности бурения на 30—40%, в связи с чем для определения себестоимости бурения необходимо вводить поправочный коэффициент  $k_{уд}$ , равный 1,3—1,4.

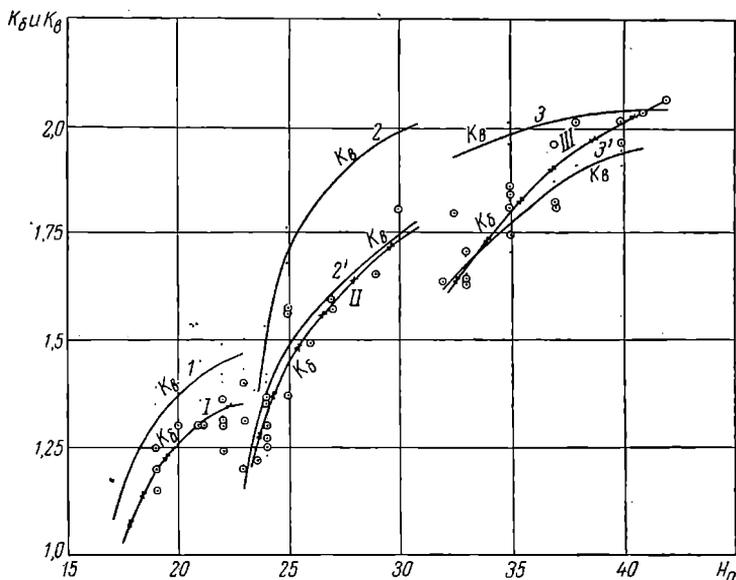


Рис. 16. Функциональные зависимости коэффициентов  $K_b$  и  $K_v$  от мощности потолочин  $H_n$ :

1 — фактические значения коэффициентов  $K_b$ ; 2 — то же коэффициентов  $K_v$ ; I, II, III — кривые изменения коэффициентов  $K_b$ ; 1, 2, 2', 3, 3' — то же коэффициентов  $K_v$

Дополнительные затраты  $P_{доп}$  определяются по формуле

$$P_{доп} = \frac{V_{пр}}{q_{г.м}} C_{пм} (k_{уд} - 1), \text{ руб.}, \quad (52)$$

где  $V_{пр}$  — объем повторного рыхления,  $м^3$ ;  
 $q_{г.м}$  — выход горной массы с 1 м пробуренной скважины,  $м^3$ ;  
 $C_{пм}$  — себестоимость бурения 1 м, руб.

Анализ формул (51) и (52) показывает, что затраты, связанные с погашением пустот, прямо пропорциональны величине коэффициентов  $k_b$  и  $k_v$ , объему повторного рыхления  $V_{пр}$ , а также зависят от коэффициента удорожания бурения  $k_{уд}$  в нарушенной зоне.

В табл. 7 приводятся основные средневзвешенные показатели по посадкам потолочин за два года.

## Средневзвешенные показатели посадочных работ

Показатели	1960 г.	1961 г.
Высота камер, м . . . . .	7,2	8,6
Мощность потолочин, м . . . . .	28	26
$k_6$ . . . . .	1,62	1,44
$k_B$ . . . . .	1,70	1,50
Объем разрыхленных пород при посадке потолочин ниже разрабатываемых горизонтов, м <sup>3</sup> . . . . .	241 900	147 900
Объем погашенных пустот, м <sup>3</sup> . . . . .	35 550	68 400
Объем зоны повторного рыхления, м <sup>3</sup> . . . . .	277 450	216 300
Удельный расход ВВ на рыхление пород уступа, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	0,67	0,575
Удельный расход ВВ при посадке потолочин, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	0,315	0,375
Отношение мощности потолочин к высоте камер . . . . .	3,9	3,02

Из данных табл. 7 видно, что удельный расход ВВ на обрушение потолочин был фактически в 1,5—2 раза меньше, чем расход ВВ на рыхление пород уступа. При этом заряды обрушения работали в условиях зажима на большой глубине, когда гарантировать хорошее разрушение потолочин и полное заполнение разрыхленной породой подземных камер не удавалось.

Особую сложность представляли работы, которые велись над неполностью заполненными пустотами после отработки верхнего уступа.

При перемещении по рабочему горизонту экскаваторов, буровых станков и другого оборудования возникали дополнительные нагрузки и в ряде случаев происходили оседания и провалы в районе посадок потолочин. Особую опасность представляли внезапные обрушения, имевшие место на гор. 375 м.

Для изыскания рациональных и безопасных способов производства горных работ в зоне подземных камер проводились специальные исследования.

Так, производилось увеличение зарядов в посадочных скважинах, что не оправдало себя, так как большая мощность обрушаемых потолочин и повторное бурение на нижележащих уступах сохранялось.

Предлагалось также снизить мощность обрушаемых потолочин до размеров, гарантирующих их прочность в данных конкретных условиях.

Для успешного внедрения новой технологии требовалось разработать инженерный метод расчета потолочин на прочность с учетом физико-механических характеристик горных пород и их состояния. Эти вопросы рассматриваются в § 7.

Снижение мощности обрушаемых потолочин в ряде случаев успешно осуществлялось на карьере.

В 1961 г. был взорван экспериментальный блок № 1—15 на гор. 345 м с мощностью потолочины, уменьшенной по сравнению с проектной на 15 м (с 36 до 21 м). При этом была получена экономия в размере 22,5 тыс. руб. Для улучшения качества посадочных

работ последнее время применяется взрывание зарядов, размещаемых в парно-сближенных скважинах [37].

Для обеспечения безопасности горных работ на карьерах разрабатываются специальные мероприятия, учитывающие местные особенности.

Основные мероприятия при работе людей и оборудования над подземными незаложенными камерами:

1. Погашение подземных пустот массовыми взрывами серий скважин, пробуренных с эксплуатационных горизонтов карьера, должно производиться по специально составленным локальным проектам. Локальные проекты составляются на базе утвержденного технического проекта разработки данного месторождения и в соответствии с типовыми паспортами ведения горных работ над пустотами.

2. Локальные проекты составляются на каждую посадку потолочины, для чего используются данные маркшейдерской съемки пустот, геологическая характеристика горных пород района посадки, а также данные оперативного учета и контроля горных работ. В проекте указывают контуры обрушаемого массива, объем бурения, вес зарядов в скважинах, параметры сетки скважин, приводятся разрезы по потолочинам и камерам, устанавливаются способ взрывания, общая организация работ по посадке и безопасные расстояния от района взрыва.

3. При ведении горных работ над пустотами повышаются требования к геолого-маркшейдерской документации. На всех горизонтальных планах должны быть вынесены контуры ближайших подземных пустот, указаны отметки подошвы и кровли камер, выделены нарушенные зоны, имеющиеся провалы в подземные выработки и другие особенности данного района. Границы опасной зоны должны быть вынесены в натуру и отмечены опознавательными знаками.

4. Перед составлением локального проекта необходимо пробурить несколько контрольных скважин для определения истинной мощности потолочин, а также провести исследование структуры слагающих потолочину пород.

5. Во всех возможных случаях целесообразно совмещать отметки горизонтов с отметками подошвы камер, а также заранее планировать экскаваторные заходки, обеспечивая передвижение машин над целиками подземных выработок. В данном случае опасность провала экскаваторов в подземные камеры полностью исключается.

6. При производстве расчетов допустимой мощности потолочин и величин зарядов для их разрушения рекомендуется использовать разработанные научные основы выбора этих величин.

## **§ 6. Технология горных работ и основные расчеты при расположении карьера в зоне обрушения**

Работа в зонах обрушения является наиболее сложной в практике комбинированной разработки. Уступы южного торца карьера «Угольный ручей» расположены в зоне обрушения рудника «Заполлярный», причем по мере их перемещения на юг они последова-

тельно попадают в разрушенную зону. На рис. 17 показан участок совмещенных открытых работ карьера «Угольный ручей» и подземных работ рудника «Заполярный».

На рис. 18 приведены вертикальные разрезы по линиям IV—IV и V—V зоны сдвига с указанием направления перемещения фронта открытых и подземных очистных работ.

Для обеспечения эффективной и безопасной работы людей и оборудования в зоне обрушения требовалось установить особый режим всех производственных процессов на карьере и разработать специальные

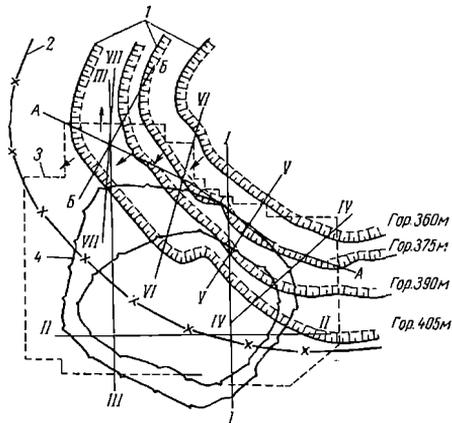


Рис. 17. Участок совмещенных открытых и подземных работ:

1 — горизонты карьера; 2 — предельное положение горизонта 405 м; 3 — границы обрушения подземных блоков; 4 — крайние трещины обрушения на поверхности

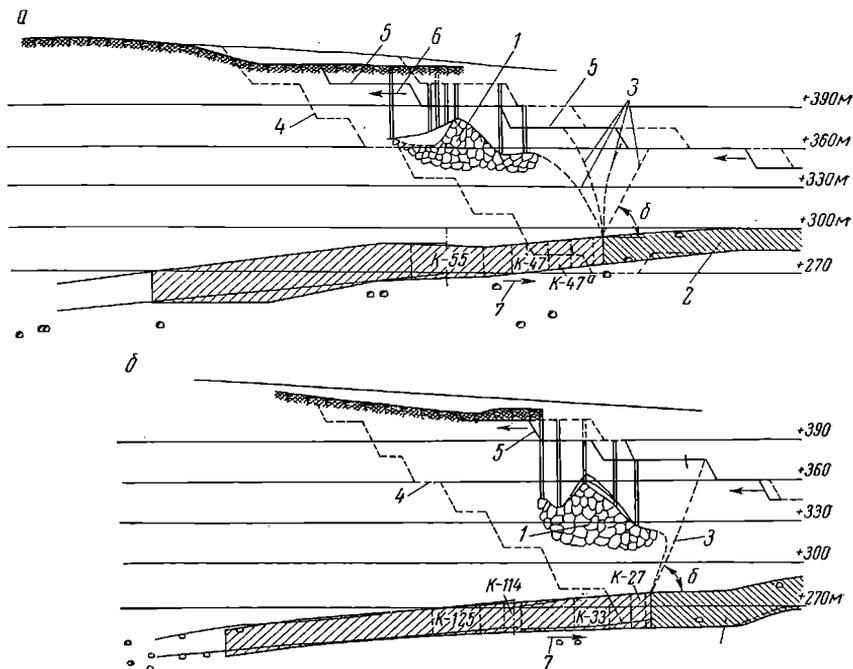


Рис. 18. Вертикальные разрезы зоны сдвига:

а — по линии IV—IV; б — по линии V—V (см. рис. 17); 1 — зона обрушения; 2 — барьерный целик; 3 — положение границ обрушения в разные периоды; 4 — проектный контур карьера; 5 — фактический контур карьера; 6 — направление перемещения южного торца карьера; 7 — направление перемещения фронта подземных работ

профилактические и контрольные мероприятия в зоне совместного ведения работ.

Совместной разработке предшествовали большие исследования процесса сдвижения горных пород налегающей толщи и земной поверхности. С целью изучения характера обрушения горных пород и закономерностей сдвижения земной поверхности были проведены следующие работы:

1. Наблюдения по грунтовым реперам специальной наблюдательной станции, состоящей из трех профильных линий (рис. 17, линии I, II и III).

2. Съемка зон обрушения, которая производилась по мере их появления.

3. Наблюдения по глубинным реперам, заложенным в скважины ударно-канатного бурения. Было пробурено и оборудовано глубинными реперами 20 контрольных скважин, глубина которых изменялась от 60 до 114 м (рис. 19, а).

4. Наблюдения из подземных смотровых восстающих, из которых были пробурены глубокие скважины. Эти наблюдения производились в породах непосредственной кровли над отработываемыми камерами на высоту до 45—50 м.

Кроме того, ранее было исследовано горное давление на моделях [35].

Такой комплекс исследований позволил детально изучить характер обрушения горных пород по всей их толще от подземных выработок до земной поверхности.

Основные положения характера обрушения, выявленные в процессе исследования, следующие:

1. Обрушение пород при достаточно широком фронте подземных работ начинается после массового взрыва целиков и достигает земной поверхности через 8—10 месяцев. Угол обрушения, в зависимости от мощности налегающей толщи и фронта горных работ, изменяется от 75 до 85°.

2. В процессе обрушения покрывающей толщи пород образование значительных пустот до 10—12 м происходит только в ее нижней части. В верхней части толщи мощностью до 40—50 м наблюдаются обычно лишь незначительные расслоения.

3. При сдвижении земной поверхности образуются три основных зоны (см. рис. 20): I — зона обрушенных пород; II — зона трещин; III — зона плавных сдвижений.

Максимальная величина сдвижения в зоне обрушенных пород достигает 12 м при коэффициенте разрыхления 1,09—1,1.

Зона трещин характеризуется наличием серии скрытых и открытых трещин шириной до 1,5—2,0 м.

Зона плавных сдвижений в условиях совместной разработки не является стабильной и по мере продвижения подземных очистных работ переходит в зону трещин, а затем в зону обрушенных пород. Период, в течение которого зона плавных сдвижений переходит в зону трещин, зависит в основном от ширины фронта

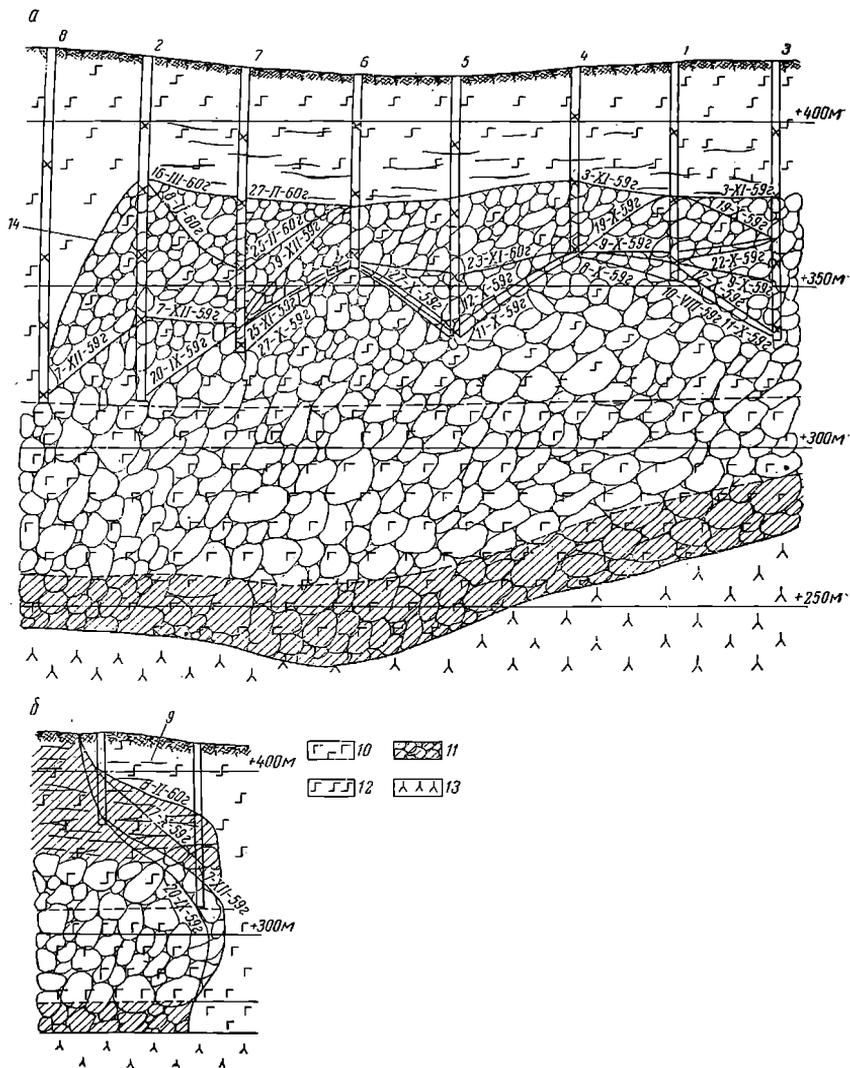


Рис. 19. Разрез по скважинам глубинных реперов (реперы указаны крестиками):

а — по линии А-А; б — по линии Б-Б; 1-8 — скважины; 9 — консоли необрушенных пород; 10 — габбро-диабазы; 11 — рудное тело; 12 — эффузивные породы; 13 — лабрадорные порфиры; 14 — границы зоны обрушения

подробтки и мощности налегающих пород. При мощности налегающих пород 160—180 м и фронте подработки 250—300 м этот период равен 7—9 месяцам.

4. Оседание земной поверхности происходит плавно с максимальной скоростью 40 мм в сутки. Общая продолжительность процесса сдвижения в зоне горных работ карьера «Угольный ручей» равна 5,5 лет. Шаг обрушения колеблется в пределах 35—45 м.

5. Уступообразная форма контура подземных очистных работ северного участка рудника «Заполярный» (см. рис. 17) вызвала образование консоли необрушенных пород в южном торце карьера «Угольный ручей» (см. рис. 19, б), что неблагоприятно сказывалось на планомерном формировании зоны сдвижения.

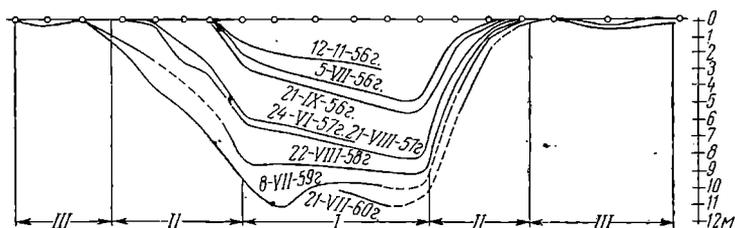


Рис. 20. Вертикальные смещения горных пород по профильной линии I—I:

I — зона обрушенных пород; II — зона трещин; III — зона плавных сдвижений

6. При общем плавном оседании земной поверхности возможны случаи образования провалов, которые обычно приурочиваются к участкам пересечения нескольких трещин или к участкам пересечения трещин с тектоническими нарушениями.

Для обеспечения безопасной работы людей и оборудования в зоне обрушения производилось контрольное бурение скважин в наиболее опасных участках по четырем профильным линиям (рис. 17, линии IV, V, VI и VII). На каждом горизонте бурилось две скважины глубиной по 60 м, причем первая скважина с верхнего горизонта бурилась до глубины 80—90 м.

По мере продвижения фронта подземных и открытых горных работ происходила подработка скважин, в связи с чем их приходилось неоднократно восстанавливать. Наблюдения по скважинам, расположенным на рабочих горизонтах, производились с помощью специального прибора, который позволял определять месторасположение пустот, трещин и их размеры. Прибор представлял собой цилиндр с двумя гибкими пружинами, которые при встрече пустоты раздвигались, подъем и опускание цилиндра производили при помощи небольшой лебедки. Кроме этих скважин были пробурены контрольные скважины по всему контуру консоли необрушенных пород, которые были оборудованы глубинными реперами (см. рис. 19).

В связи с большим объемом работ и сложностью закрепления глубинных реперов существующих конструкций были разработаны и успешно использованы глубинные реперы новой конструкции. Репер представлял собой отрезок металлической трубы диаметром 80—100 мм длиной 300—400 мм с приваренными к нему тремя плоскими пружинами из рессорной стали. Перед спуском репера в скважину пружины прижимались к его корпусу и связывались шпагатом. В таком виде репер на проволоке от ручной лебедки спускался в скважину. Для разрезания шпагата имелся специальный нож, соединенный тросиком с поверхностью.

Контрольные скважины позволили следить за ходом обрушения и своевременно предупреждать возможное распространение обрушения до поверхности. Одновременно были продолжены наблюдения за характером оседания поверхности и формированием трещин разрыва.

На основании проведенных наблюдений и изучения процессов сдвижения горных пород был разработан комплекс мероприятий, обеспечивающий безопасную работу людей и оборудования в зоне обрушения.

Основные, проводимые на рудниках мероприятия, следующие:

1. В установленных опасных зонах производится бурение опережающих разведочных скважин, которые задаются в каждом взрывном блоке через 30 м по фронту уступа.

Наиболее опасными считаются участки, примыкающие к крайним трещинам разрыва и месту их пересечения с тектоническими трещинами. В местах пересечения разведочные скважины бурятся по сетке 10 × 10 м.

2. При приближении уступов к крайним трещинам разрыва расстояние до верхней бровки уступа принимают не менее 20 м. Буровые станки для погашения возможных пустот устанавливаются не ближе 10 м от крайних трещин разрыва.

3. Минимальная допускаемая мощность массива необрушенных пород над выработанным пространством, находящимся в зоне сдвижения, принимается равной трехкратной высоте обнаруженной пустоты, но не менее 25 м.

При обнаружении скважинами пустот высотой большей, чем 0,1 мощности покрывающих пород производится принудительная посадка кровли взрыванием специальных скважин.

4. На уступах производятся ежедневные наблюдения за поверхностью, за ходом обрушения над выработанным пространством по всем скважинам, оборудованным глубинными реперами и производится проверка глубины опережающих разведочных скважин.

При встрече разведочной скважиной пустоты или разрушенной зоны бурение становится невозможным, так как происходит потеря бурового шлама. Обычно через такую скважину начинает поступать воздух.

5. Согласно паспорту управления уступами, поддерживается постоянное опережение верхних уступов, которое должно быть не менее 40 м.

6. Взрывные работы в зоне обрушения производятся по специальному графику, согласованному с рудником «Заполярный», чтобы исключить возможность отравления людей в подземных выработках за счет всасывания газообразных продуктов взрыва.

Для установления основных параметров зоны сдвижения необходимо рассмотреть закономерности ее формирования.

Акад. С. Г. Авершин [9], рассматривая процесс сдвижения (рис. 21), выделяет в зоне сдвижений  $ACB$  область  $a_1ov_1$ , расположенную непосредственно над выработкой и ограниченную углами полной подработки  $\varphi_1$  и  $\varphi_2$ . Сдвижение в этой области происходит без бокового распора и направления векторов сдвижений принимаются нормальными к пласту. За пределами этой области возникают зависания пород и неизбежные при этом опорные нагрузки на це-

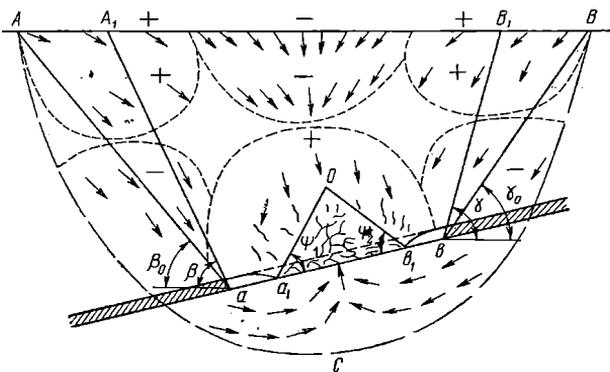


Рис. 21. Схема деформаций в зоне сдвижения по С. Г. Авершину

лики вблизи границы выработки. Благодаря этому возникают деформации и перемещения пород в опорных зонах и со стороны почвы. Участки  $aa_1$  и  $vv_1$  — это границы зависания основной кровли над выработкой. В породах, примыкающих к земной поверхности, возникают области растяжений (+) и области сжатий (-), которые на глубине постепенно сменяются соответственно областями сжатий и растяжений. Расположение этих областей над выработкой примерно аналогично расположению их в толстой балке, заделанной по концам или в толстой плите, заделанной по контуру.

Углы сдвижения  $\beta$  и  $\gamma$  определяют техническую границу зоны сдвижений, а на земной поверхности — техническую границу мульды сдвижений  $A_1B_1$ .

Граничные углы  $\beta_0$  и  $\gamma_0$  определяют физическую границу зоны сдвижений  $AB$ .

Аналогичная картина развития деформаций происходит на карьере «Угольный ручей».

Особую опасность для открытых горных работ представляет консольная плита необрушенных пород, сформировавшихся на ко-

нечной границе подземной очистной выемки. Рассмотрим возможную схему образования консоли необрушенных пород (рис. 22).

Предположим, что за какой-то период времени  $T_1$  подземные очистные работы продвинулись на величину  $L_1$ . Через определенный промежуток времени процесс сдвигения достигает поверхности в точке  $a$ , образуя отрицательный угол обрушения  $\varphi_{отр}$  по отношению к первоначальной границе отработки  $AB$ . После этого процесс сдвигения налегающей толщи пород будет продолжаться одновременно с продвижением подземных очистных работ, которые

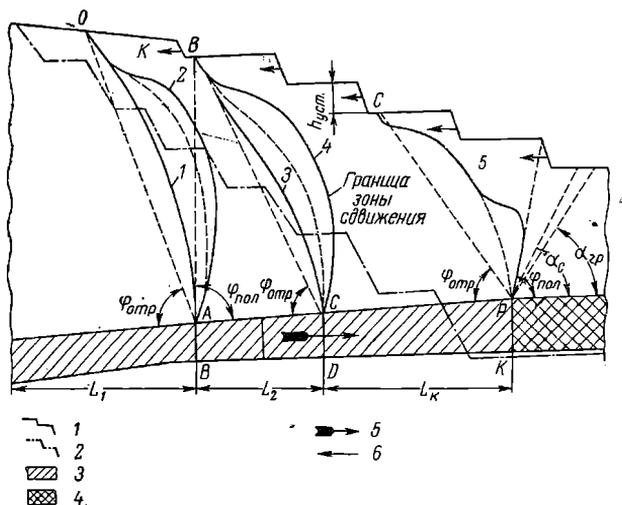


Рис. 22. Схема формирования консоли необрушенных пород:

1 — граница карьера на 17/VII 1961 г.; 2 — проектный контур карьера; 3 — отработанные подземные блоки; 4 — барьерный целик; 5 и 6 — направления перемещения подземных очистных работ и уступов карьера

через промежуток времени  $T_2$  продвинутся на величину  $L_2$  к границе  $CD$ . Граница зоны сдвигения из положения 2 будет в это время перемещаться в положение 4, однако в течение определенного времени в верхней части массива будет сохраняться консоль необрушенных пород  $K$ .

После взрыва подземных целиков на участке  $L_2$  и достижения консольной плитой критического вылета часть консоли  $av$  обрушится. По отношению к первоначальной границе подземных работ  $AB$  произойдет изменение отрицательного угла обрушения  $\varphi_{отр}$  на положительный угол  $\varphi_{пол}$ . Однако по отношению к новой границе  $CD$  этот угол обрушения будет отрицательным. Таким образом, при непрерывно передвигающемся фронте подземных очистных работ будет происходить непрерывное формирование консоли необрушенных пород и периодическое ее обрушение с появлением трещин

разрыва на поверхности через определенные интервалы, равные шагу обрушения. Величина периода формирования и обрушения консоли определяется по времени выхода трещин разрыва на дневную поверхность и закольцеванию этими трещинами зоны обрушения.

Процесс перехода отрицательных углов обрушения в положительные углы разрыва, являющийся периодом опасных деформаций и сопровождающийся внезапными опусканиями дневной поверхности, может наблюдаться на конечных границах подземной очистной

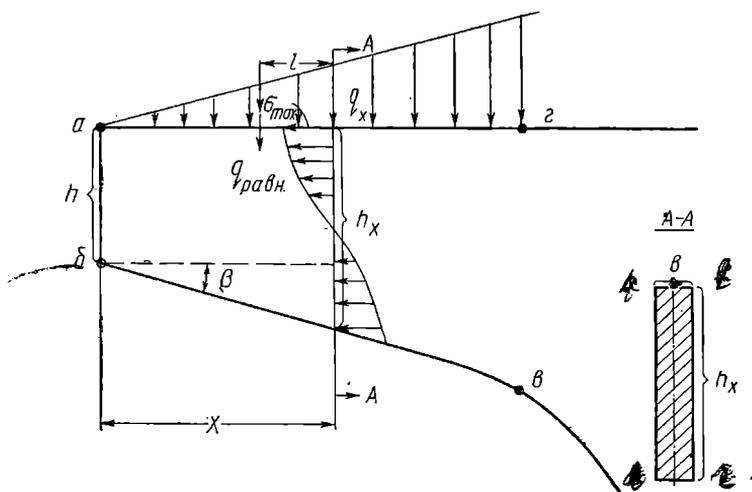


Рис. 23. Схема к расчету критической длины консоли

выемки (рис. 22, линия  $PK$ ). Определение этого периода очень важно для выявления опасных участков на карьере.

На конечной границе подземных очистных работ (линия  $PK$ ) процесс сдвижения горных пород разделяется на периоды:

- выход обрушения на дневную поверхность с образованием отрицательных углов обрушения  $\varphi_{отр} = 75-80^\circ$ ;
- переход отрицательных углов обрушения в положительные углы разрыва;
- переход углов разрыва в углы сдвижения  $\alpha_{сдв} = 58-60^\circ$ ;
- окончание процесса сдвижения налегающей толщи горных пород с образованием граничных углов мульды сдвижения  $\alpha_{гр} = 55^\circ$ .

Наиболее опасным является второй период, когда происходит изменение знаков углов обрушения. В этот период может произойти самообрушение консоли. Для установления критического вылета консоли, при котором возможно ее самообрушение предложен следующий расчет [26].

Из консольной плиты вырезается элемент  $abg$  (рис. 23), имеющий ширину  $e = 1$ . Данный элемент представляет собой консоль-

ную балку, заземленную по плоскости  $eg$  и находящуюся под действием собственного веса. Нагрузка от действия собственного веса возрастает при движении от плоскости  $ab$  к плоскости  $eg$ . Нагрузка  $q_x$  на расстоянии  $x$  от плоскости  $ab$ :

$$q_x = (h + x \operatorname{tg} \beta) 1 \cdot 1 \gamma. \quad (53)$$

Изгибающий момент  $M$  равен произведению равнодействующей весовых нагрузок ( $q_{\text{равн}} = \frac{1}{2} x q_x$ ) на расстояние  $l$  точки приложения равнодействующей от рассматриваемого сечения ( $l = \frac{1}{3}x$ ):

$$M = \frac{1}{2} x \cdot q_x \frac{1}{3} x = \frac{1}{6} \gamma x^2 (h + x \operatorname{tg} \beta). \quad (54)$$

Момент сопротивления

$$w = \frac{bh^2x}{6} = \frac{1}{6} (h + x \operatorname{tg} \beta)^2. \quad (55)$$

Максимальные растягивающие напряжения

$$\sigma_{\max} = \frac{M}{w} = \frac{\gamma x^2}{h + x \operatorname{tg} \beta}. \quad (56)$$

Решая уравнение (56) относительно  $x$ , получаем

$$x = \frac{\sigma_{\max} \operatorname{tg} \beta \pm \sqrt{\sigma_{\max}^2 \operatorname{tg}^2 \beta + 4\gamma h \sigma_{\max}}}{2\gamma}. \quad (57)$$

С другой стороны,

$$\sigma_{\max} = \frac{\sigma_{\text{разр}}}{k}, \quad (58)$$

где  $\sigma_{\text{разр}}$  — разрушающие напряжения для данных пород;  
 $k$  — запас прочности.

В результате изгиба консольной балки возникают растягивающие напряжения;  $\sigma_{\text{разр}}$  для пород Норильска установлена равной  $90 \text{ кг/см}^2$ . Запас прочности  $K$  с учетом трещиноватости массива и коэффициента структурного ослабления принимается равным 10.

Пример.  $\sigma_{\text{разр}} = 90 \text{ кг/см}^2$ ;  $K = 10$ ;  $\beta = 15^\circ$ ;  $h = 25 \text{ м}$ ;  $\gamma = 3 \cdot 10^{-3} \text{ кг/см}^3$ .

Находим:  $\sigma_{\max} = \frac{90}{10} = 9,0 \text{ кг/см}^2$ ;  $\sigma_{\max} \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 9,0 \cdot 0,268 = 2,41$

$$x = \frac{2,41 + \sqrt{9^2 \cdot 0,268^2 + 4 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 25 \cdot 10^2 \cdot 9}}{2 \cdot 3 \cdot 10^{-3}} = 31,7 \text{ м}.$$

Таким образом, при данных параметрах консольной балки она должна самообрушаться при критическом вылете  $x$ , равном 31,7 м. Учитывая наличие боковых связей со всей консольной плитой, можно предположить, что фактическое обрушение произойдет при несколько большем вылете. Для установления общих

закономерностей самообрушения консоли выполнены аналогичные расчеты для разных значений величин  $h$  и  $\beta$ . Расчетные данные приведены в табл. 8.

Таблица 8

Расчетные значения критического вылета консоли  $x$   
в зависимости от ее параметров  $h$  и  $\beta$

$h$ консоли, м	Вылет консоли $x$ , м при $\beta$ , град						
	0	5	10	15	20	25	30
0 . . . .	0	2,6	5,3	8,1	11,0	14,0	17,3
5 . . . .	12,3	13,7	15,2	16,9	18,9	21,1	23,7
10 . . . .	17,3	18,8	20,9	21,6	23,7	25,7	28,0
15 . . . .	21,3	22,6	24,0	25,6	27,4	29,4	31,6
20 . . . .	24,5	25,8	27,4	28,6	30,7	32,5	34,7
25 . . . .	27,4	28,9	30,2	31,7	33,8	35,2	37,4
30 . . . .	30,0	31,4	33,0	34,4	36,2	37,9	39,9

Значения  $\beta$  от 0 до 30° и  $h$  от 0 до 30 м приняты потому, что они в условиях карьера соответствуют параметрам сформировавшейся консоли. Чаще всего угол  $\beta$  имеет значения 15—30°,  $h = 20—30$  м. При больших значениях величин  $\beta$  и  $h$  процесс формирования консоли еще не закончился, и вероятность ее обрушения практически исключается. Угол  $\beta$  на практике определяется по 2—3 скважинам, пробуренным по краю консоли до разрушенных пород.

Проведенные замеры по контрольным скважинам и некоторым разрезам показали, что на ряде участков вылет консоли несколько превышает расчетные величины. В данном случае большое значение имеет наличие опоры со стороны плоскости консоли  $bc$ .

При систематическом выпуске руды из подземных блоков пространство обрушения до плоскости  $bc$  консоли происходит равномерно на достаточной площади благодаря чему консоль, лишенная опоры, обязательно самообрушится. Поскольку самообрушение консоли неизбежно, участок карьера, находящийся около крайних трещин разрыва со стороны консоли, представляет серьезную опасность для людей и оборудования. Как установлено наблюдениями, шаг обрушения равен 35—45 м, что соответствует примерно критическим вылетам консоли, полученным расчетом (табл. 8). Для контроля за ходом обрушения на карьере применяется бурение опережающих скважин, которые ранее оборудовались глубинными реперами.

На рабочих площадках карьера появляются воронки обрушения; на их появление большое влияние оказывает неравномерный выпуск руды из подземных блоков рудника. Для оценки этого влияния был произведен тщательный анализ выпуска руды, который заключался в подсчете объемов руды, отгруженной из блоков, и

увязке этих объемов в пространстве и во времени с воронками обрушения на поверхности. При этом удалось установить, что выпуск руды из подземных блоков рудника ведется неравномерно и является одной из причин появления воронок обрушения на рабочих площадках карьера.

Анализ выпуска руды из подземных блоков рудника позволил также установить, что провалы на рабочих площадках карьера появляются в местах образования куполов зоны обрушения, которые являются центрами наиболее интенсивного выпуска руды. Для

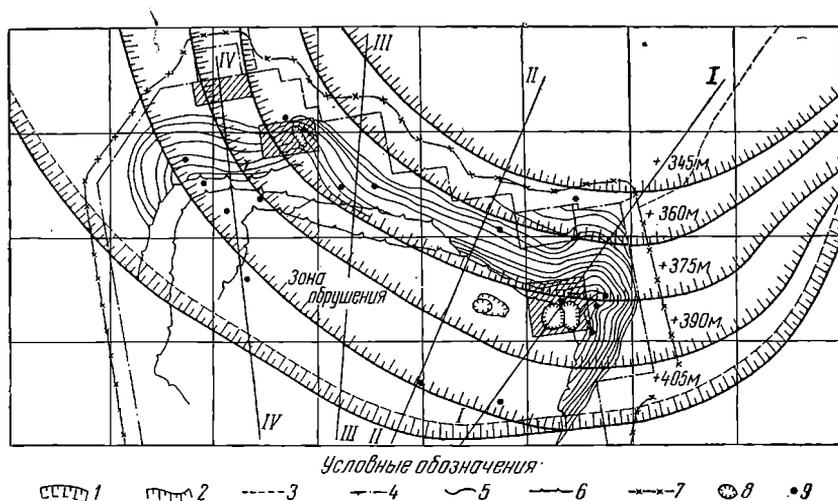


Рис. 24. Карта изолиний зоны обрушения:

1 — контур карьера по проекту; 2 — положение уступов карьера на 1/1 1962 г.; 3 — южная граница барьерного целика; 4 — граница подземных работ на 1/1 1962 г.; 5 — изолинии зоны обрушения; 6 — крайние трещины обрушения на поверхности карьера; 7 — положение предельной границы зоны обрушения на поверхности карьера на 1/1 1962 г.; 8 — воронки обрушения на уступах карьера; 9 — контрольные скважины, пробуренные в 1961 г., обнаружившие зону сдвижения

подтверждения этого вывода была построена карта изолиний зоны обрушения по данным маркшейдерской службы карьера (рис. 24). На совмещенный план горных работ подземного рудника и карьера в зоне сдвижения дневной поверхности были нанесены контрольные скважины, пробуренные в 1961 г. и обнаружившие зону сдвижения. По отметкам забоев этих скважин путем геометрического интерполирования на плане были нанесены изолинии зоны обрушения. Кроме того, для выявления влияния выпуска руды из подземных блоков на появление воронок обрушения на поверхности на плане были нанесены подземные блоки, из которых руда выпускалась наиболее интенсивно.

Анализ рис. 24 показывает, что над подземными блоками, из которых производится интенсивный выпуск руды, граница зоны обрушения имеет куполообразную форму. Последующий выпуск

руды из этого и соседних блоков приводит к увеличению размеров купола с одновременным поднятием его верхних отметок и приближением их к дневной поверхности. При разности между отметками дневной поверхности и верхними границами купола в пределах 20—30 м происходит зависание верхней части необрушившихся пород с образованием подземных пустот. Эти пустоты, в свою очередь, и являются причиной появления воронок обрушения на рабочих площадках карьера. На основании проведенного анализа выпуска руды из подземных блоков и построения карты изолиний зоны обрушения можно сделать вывод о существенном влиянии принятого режима выпуска руды на появление провалов на поверхности.

В качестве примера рассмотрим схему образования провалов над подземным блоком 55, из которого производился интенсивный выпуск руды.

Отработка блока 55 гор. 235 м начата в январе 1959 г.; соседние блоки начали обрабатываться с августа 1958 г. В результате взрыва целиков этих блоков и интенсивного выпуска руды в августе 1959 г. образовалось очень большое по своей площади подработанное пространство. Кроме того, в районе блока 55 горный массив был ослаблен тектоническими нарушениями, поэтому после взрыва целиков соседних блоков часть породы, расположенной над выработанным пространством, обрушилась за очень короткий промежуток времени по линии сброса и на дневной поверхности в контуре карьера «Угольный ручей» образовалась воронка вытянутой формы размерами 5 × 15 м. Схема образования провала над блоком 55 показана на рис. 25.

В июле 1961 г. на гор. 390 м в районе старого провала образовалась новая воронка глубиной до 4 м. Схема образования нового провала показана на рис. 26.

В этом районе при подготовке экскаваторных блоков к взрыву в июне 1960 г. контрольными скважинами № 6, 7, 8, 9, 10 и 11 на глубине 33 м была обнаружена пустота высотой 9—16 м. Был составлен проект ликвидации этой пустоты, по которому контрольные скважины были заряжены и взорваны. Схема погашения пустоты показана на рис. 27.

Несмотря на погашение этой пустоты и старого провала, в июле 1961 г. образовалась новая воронка, которая захватила часть рабочей площадки гор. 390 м и часть рабочей площадки гор. 405 м.

Образование воронок в данном случае связано с интенсивным и неравномерным выпуском руды из подземных блоков и наличием тектонических нарушений.

Для производственных целей очень важно своевременно определить местонахождение пустот. Бурение контрольных скважин отнимает много времени и средств.

Для определения пустот с горизонтов карьера нужны надежные приборы типа локаторов. Работы в этой области проводятся в институте ВНИМИ, где созданы опытные установки для прозвучивания, звуколокации и радиолокации горных пород.

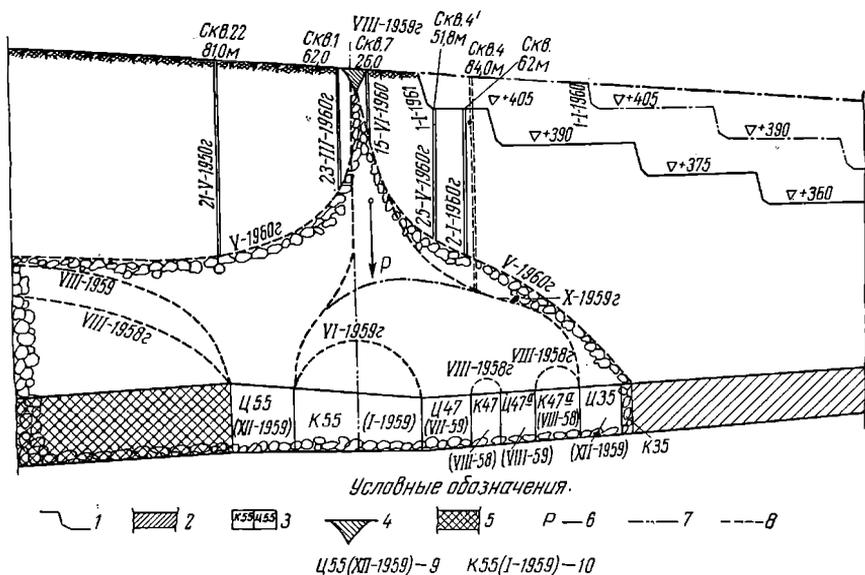


Рис. 25. Схема образования провала над подземным блоком 55 в августе 1959 г.:

1 — уступы карьера; 2 — барьерный целик; 3 — подземные блоки, из которых интенсивно выпускалась руда; 4 — провал на поверхности в августе 1959 г.; 5 — отработано рудником «Заполярный» к августу 1959 г.; 6 — ослабленная зона, вызвавшая внезапное обрушение массива; 7 — линия геологического сброса; 8 — положение границы зоны обрушения; 9 — номер целика и дата его взрывания; 10 — номер камеры и дата начала ее отработки

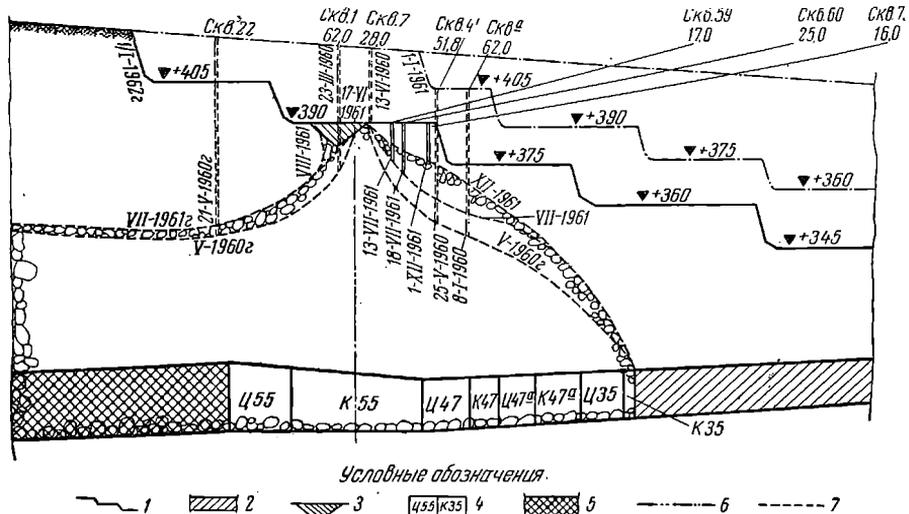
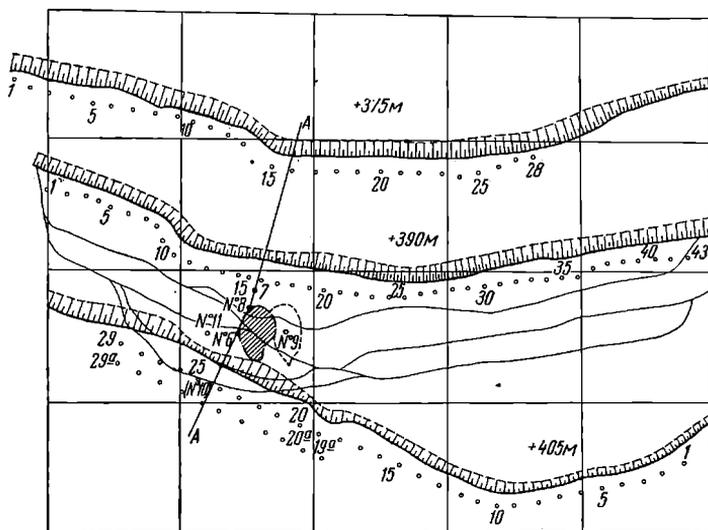
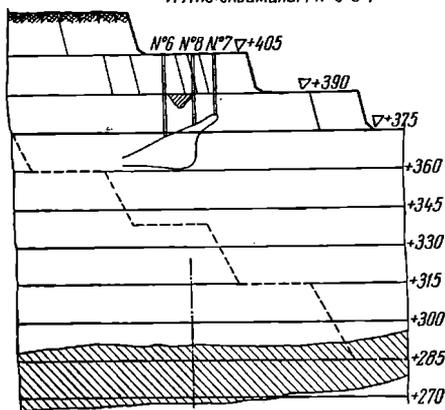


Рис. 26. Схема образования провала над подземным блоком № 55 в июле 1961 г.:

1 — уступы карьера; 2 — барьерный целик; 3 — провал на рабочей площадке карьера 17/VIII 1961 г.; 4 — подземные блоки, из которых производился выпуск руды с августа 1959 г. по август 1961 г.; 5 — отработано рудником «Заполярный» к августу 1959 г.; 6 — линия геологического сброса; 7 — граница зоны обрушения



А-А по скважинам №6-8-7



Условные обозначения:

1 — 2 — 3 — 4 — 5 — 6 — 7

Рис. 27. Схема погашения пустоты в районе старого провала:  
 1 — уступы карьера на 29/VI 1960 г.; 2 — продвижение гор. +390 м с 29/VI 1960 г. по 17/VII 1961 г.; 3 — провал над блоком № 55 рудника «Заполярный» в августе 1959 г.; 4 — провал на горизонте +390 м карьера «Угольный ручей» 17/VII 1961 г.; 5 — проектный контур карьера «Угольный ручей»; 6 — отработано рудником «Заполярный»; 7 — линия геологического сброса

На рис. 28 приведена схема установки для прозвучивания горных пород.

Основные блоки установки: генераторный, усилительный, индикаторный и магнестрикционный. Генераторный блок состоит из механического и электрического реле, которые замыкают конденсатор на обмотку магнестрикционного излучателя. Усилительный блок представляет собой трехкаскадный усилитель. Индикаторный блок — осциллограф.

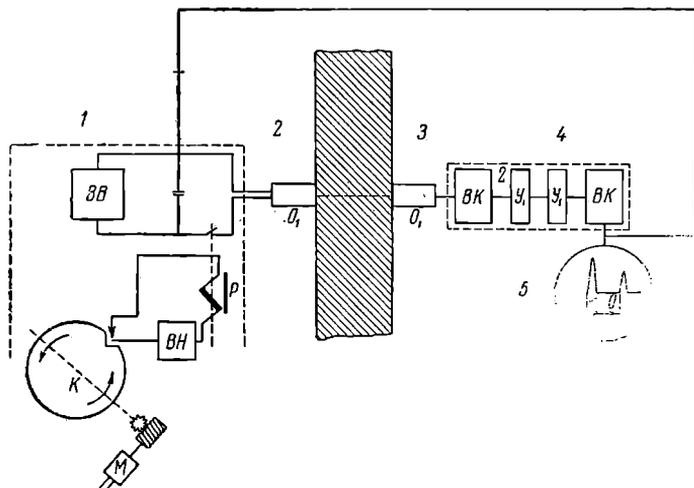


Рис. 28. Схема установки для прозвучивания горных пород:  
 1 — генератор импульсов; 2 — магнестрикционный излучатель; 3 — магнестрикционный приемник; 4 — усилитель; 5 — индикатор (осциллограф ЭНО-1); ВВ — выпрямитель высокого напряжения; ВН — выпрямитель низкого напряжения; Р — реле; К — кулачок; М — электродвигатель; ВК — входной и выходной контуры настройки; У — каскады усилителя

В результате опытных работ были определены коэффициенты затухания и скорости распространения звуковых колебаний в горных породах. Для определения скорости распространения продольных звуковых колебаний определялось время прохождения сигналов через целик.

На рис. 29 приведена схема установки для звуколокации горных пород. При помощи этой установки определялись расстояния до соседних выработок путем фиксации отраженного звукового импульса от границы раздела «порода — воздух».

Схема установки для радиолокации горных пород приведена на рис. 30.

Опытные работы, проведенные в подземных условиях, показали, что все три метода имеют перспективы для дальнейшего развития. Относительные ошибки в вычислении расстояний в ряде случаев не превышали 3—5%.

Своевременное обнаружение пустот позволяет в точно установленных местах осуществить бурение контрольных скважин, и, в случае необходимости, произвести искусственную посадку пустот.

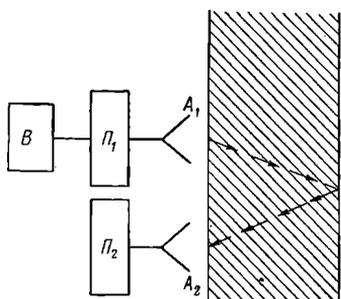


Рис. 29. Схема установки для звуколокации горных пород: В — выпрямитель; П<sub>1</sub> — передатчик; П<sub>2</sub> — приемник; А<sub>1</sub> — передающая антенна; А<sub>2</sub> — приемная антенна

Разработка надежной аппаратуры и выпуск промышленных партий локаторов существенно упрощает технологию при работе карьера в зоне обрушения.

При совместной разработке месторождений должна обеспечиваться полная безопасность людей, работающих в зоне обрушения, для чего предусматривается проведение ряда дополнительных мероприятий по сравнению с обычной эксплуатацией месторождений.

Разработка необходимых мероприятий должна производиться с учетом специфических особенностей данного месторождения и условий его эксплуатации,

однако можно выделить ряд мероприятий, которые являются общими и обязательными для различных условий комбинированной разработки. Рекомендуются следующие обязательные мероприятия, проводимые при работе в зоне обрушения:

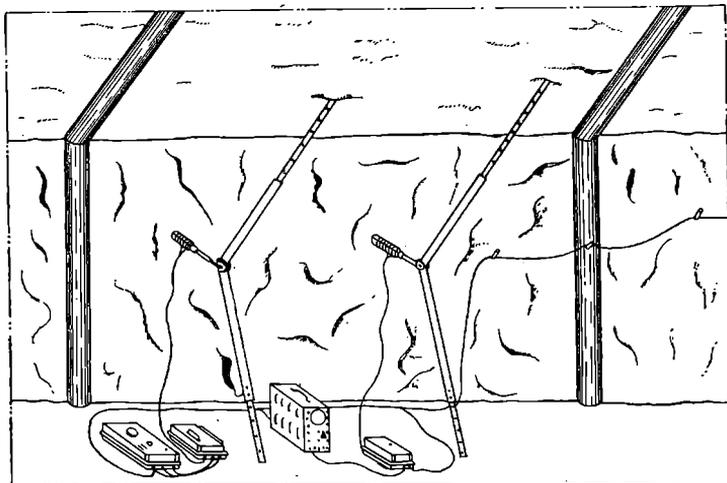


Рис. 30. Схема установки для радиолокации горных пород

1. Совместная разработка должна осуществляться по специально утвержденному техническому проекту.

2. На месторождении должны быть организованы наблюдения за характером сдвижения горных пород и установлены основные

параметры и закономерности формирования зоны обрушения. В результате проведенных наблюдений должен быть определен шаг обрушения на поверхности, скорость оседания поверхности в различные этапы обрушения, продолжительность этапов и всего процесса сдвижения, величина отставания выхода трещин на поверхность от перемещения фронта подземных очистных работ, характер развития деформаций при переходе от отрицательных к положительным углам обрушения, исследованы вопросы устойчивости горных пород и определено влияние темпов очистных работ на формирование зоны обрушения.

3. В процессе изучения характера деформаций необходимо принять наиболее целесообразный режим выпуска руды и разработать типовые планограммы выпуска для основных этапов разработки. Строгий контроль за выпуском руды из подземных обрушенных блоков позволит установить необходимые количественные показатели, а также управлять планомерным развитием обрушения на всех этапах разработки.

4. Производство открытых горных работ в зоне обрушения может быть допущено только при организации систематического контроля за ходом обрушения. Для этой цели рекомендуется закладывать контрольные разведочные скважины, оборудованные глубинными реперами; скважины должны проходить с рабочих горизонтов карьера до встречи с подземными пустотами. Контрольные скважины позволяют следить за ходом обрушения и своевременно предупреждать возможное внезапное обрушение верхних слоев нарушенного массива.

В ряде случаев целесообразно контрольные скважины проходить из соответствующих подземных выработок.

Характер формирования трещин на поверхности может быть различным, однако во всех случаях при достаточной подработанной площади трещины выходят на поверхность и происходит окольцевание зоны обрушения.

Оседание горных пород в окольцованной зоне обычно протекает плавно. При дальнейшем расширении площади очистной выемки соответственно расширяется зона обрушения на поверхности и происходит образование новых трещин. Участки, примыкающие к крайним трещинам, являются наиболее опасными для людей и оборудования. При выборе места заложения контрольных скважин это обстоятельство должно обязательно учитываться.

5. Если контрольными скважинами будет обнаружено приближение зоны обрушения к поверхности, то в зависимости от характера развития обрушения, должен быть решен вопрос об искусственной посадке массива в опасной зоне. При встрече скважиной ударно-канатного бурения подземной пустоты происходит резкое опускание бурового инструмента и из скважины уходит буровой шлам, благодаря чему бурение становится невозможным. В ряде случаев по скважинам в подземные выработки начинает интенсивно поступать воздух. Горные работы в опасной зоне, обнаруженной

контрольной скважиной, должны быть прекращены, и на поверхности должны быть выставлены опознавательные знаки и предупредительные надписи. Размер потолочины над зоной обрушения, допускающей установку на ней буровых станков, определяется в индивидуальном порядке.

Принудительная посадка массива в опасной зоне должна производиться по специальному проекту. Буровые станки при бурении устанавливаются на безопасном расстоянии от возможной границы обрушения. Маркшейдерская служба рудника производит специальный контроль за опасной зоной; все имеющееся на участке оборудование удаляется на безопасное расстояние и движение транспорта через данную зону прекращается.

6. Особенно важное значение для предупреждения внезапных обрушений приобретает составление карты тектонических нарушений района совместного ведения горных работ. Подобные карты позволяют определить возможные зоны пересечения тектонических трещин, сбросов, зон разлома и других нарушений с ожидаемой линией обрушения поверхности от ведения горных работ.

Особую осторожность следует соблюдать именно в этих зонах пересечения трещин, так как здесь создаются наиболее благоприятные условия для внезапных провалов и обрушений нарушенного массива.

7. На всех предприятиях, ведущих работы в зоне обрушения, должны составляться инструкции по технике безопасности и разрабатываться специальные мероприятия, обеспечивающие безопасную работу людей и оборудования.

Все работники рудника должны пройти специальный инструктаж по безопасным методам работы в зоне обрушения.

8. При наличии сбойки между открытыми и подземными работами производство взрывных работ в карьере должно осуществляться по взаимно согласованному графику. Пуск всасывающих вентиляторов после взрыва на карьере может привести к недопустимой концентрации окиси углерода в подземных выработках за счет непосредственного всасывания газообразных продуктов взрыва. Если взорванная порода будет перекрывать трещины или выработки, соединяющие карьер с подземным рудником, то и в этом случае при работе всасывающего вентилятора может возникнуть опасная концентрация окиси углерода за счет фильтрации газообразных продуктов из отбитой породы. Допуск людей в подземные выработки, которые могут иметь опасную концентрацию продуктов взрыва, должен разрешаться только после получения положительных анализов проб рудничного воздуха.

9. Необходимо продолжать разработку специальной звукометрической аппаратуры, а также новых приборов для контроля за ходом обрушения и обнаружения пустот с горизонтов карьера. Опыты ВНИМИ с использованием для этих целей ультразвуковых волн и ультракоротких радиоволн должны быть распространены на месторождения, разрабатываемые комбинированным способом.

## § 7. Расчет карьерных потолочин на прочность

При работе людей и горного оборудования в зоне подземных пустот между сводами подземных камер и горизонтами карьера сохраняются потолочины переменной мощности.

Потолочина представляет собой толстую прямоугольную плиту, закрепленную по контуру и находящуюся под действием собственного веса и веса горного оборудования.

Известно, что теория толстых плит еще не получила окончательного завершения и для условий, в которых работают карьерные потолочины, до последнего времени не было предложено достаточно обоснованных инженерных методов расчета.

В работах акад. Б. Г. Галеркина, относящихся к тридцатым годам текущего столетия, рассматриваются шарнирно-опирающиеся плиты. В известной работе проф. А. И. Лурье [50] дается общий расчет толстых плит, практически же можно использовать только расчет равномерно нагруженной круглой плиты. В одной из последних работ В. М. Деева [36] рассматриваются только шарнирно-опирающиеся плиты.

В специальной горной литературе рассматриваются подземные потолочины и целики, которые находятся в несколько иных условиях. Для определения оптимальной мощности карьерных потолочин необходимы инженерные методы расчета, учитывающие физико-механические свойства пород, коэффициенты структурного ослабления и целый ряд других специфических факторов.

В соответствии с принципом независимости действия сил определим отдельно напряжения в потолочине от действия ее собственного веса и веса карьерного оборудования. Для определения напряжений от действия собственного веса использовано решение, предложенное докт. техн. наук К. В. Руппенойтом и Ю. М. Либерманом [65]. В этой работе принимается:

- а) длина камер значительно превосходит их ширину;
- б) число камер достаточно велико, что позволяет исключить влияние крайних пролетов.

Принятые условия позволяют свести сложную трехмерную задачу расчета толстых плит к хорошо разработанной плоской задаче теории упругости.

Расчетная схема показана на рис. 31. В отличие от работы [65], начало координат нами перенесено из точки  $O_1$  в точку  $O$ , в связи с чем в приводимых ниже формулах у величины  $A_n$  появился множитель  $(-1)^n$  и, кроме того, принято считать положительными (+) растягивающие напряжения. Формулы для определения напряжений получены следующие:

$$\sigma_x = \sigma_x^0 + \sigma_{x1}; \quad \sigma_y = \sigma_y^0 + \sigma_{y1}; \quad \tau_{xy} = \tau_{xy}^0 + \tau_{xy1}. \quad (59)$$

$$\sigma_x^0 = \sigma_y^0 - \gamma(h - y), \quad (60)$$

где  $\tau_{xy}^0 = 0$ ;

$\gamma$  — объемный вес потолочины;

$h$  — мощность потолочины;

$l$  — расстояние между серединами потолочины и целика;

$a$  — половина ширины целика.

$$\sigma_{x1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \cos \alpha_n x [(k_n - \alpha_n y L_n) \operatorname{sh} \alpha_n y + (1 - 2L_n + \alpha_n y k_n) \operatorname{ch} \alpha_n y], \quad (61)$$

$$\sigma_{y1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \cos \alpha_n x [(k_n + \alpha_n y L_n) \operatorname{sh} \alpha_n y - (1 + \alpha_n y k_n) \operatorname{ch} \alpha_n y]. \quad (62)$$

$$\tau_{xy1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \sin \alpha_n x [(1 + \alpha_n y k_n - L_n) \operatorname{sh} \alpha_n y - \alpha_n y L_n \operatorname{ch} \alpha_n y]. \quad (63)$$

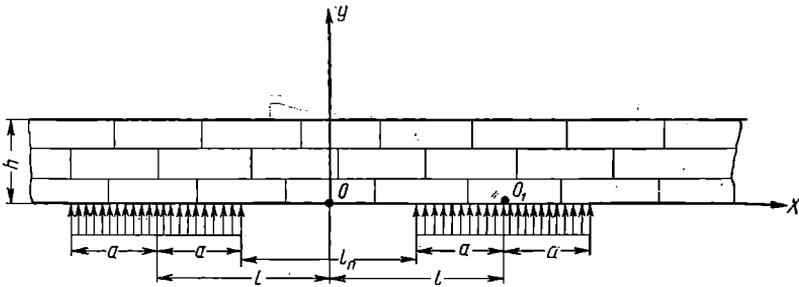


Рис. 31. Расчетная схема потолочины, находящейся под действием собственного веса

В формулах (61—63) обозначено

$$\alpha_n = \frac{n\pi}{l}; \quad (64)$$

$$A_n = (-1)^n \cdot 2\gamma h \frac{\sin \alpha_n a}{\alpha_n a}, \quad (65)$$

$$k_n = \frac{\operatorname{sh} \alpha_n h \operatorname{ch} \alpha_n h + \alpha_n h}{\operatorname{sh}^2 \alpha_n h - (\alpha_n h)^2}, \quad (66)$$

$$L_n = \frac{\operatorname{sh}^2 \alpha_n h}{\operatorname{sh}^2 \alpha_n h - (\alpha_n h)^2}. \quad (67)$$

Ширина пролета потолочины  $l_n = 2(l - a)$ .

К напряжениям, определяемым по формулам (61—63), добавляются напряжения от веса карьерного оборудования, которые определяются по предлагаемым ниже формулам.

Расчетная схема для определения этих дополнительных напряжений показана на рис. 32.

Нагрузка от экскаватора передается на площадь, равную опорной поверхности гусениц, однако, для определения растягивающих

напряжений в потолочине со стороны свода камеры, фактически в зоне, достаточно удаленной от места приложения нагрузки, можно принять опорную поверхность равной  $2\epsilon c$ , где  $2\epsilon$  — ширина хода экскаватора,  $c$  — длина гусениц. Расчетное удельное давление  $q$  на опорную поверхность определится делением веса экскаватора на площадь  $2\epsilon c$ .

Как видно из рис. 32, нагрузки, действующие на потолочины, являются периодическими, с периодом, равным  $2l$ . Указанное обстоятельство позволяет разложить нагрузки в ряд Фурье следующего вида:

$$\text{при } y = h: \quad B_0 + \sum_{n=1}^{\infty} B_n \cos \alpha_n x, \quad (68)$$

$$\text{при } y = 0: \quad B'_0 + \sum_{n=1}^{\infty} B'_n \cos \alpha_n x. \quad (69)$$

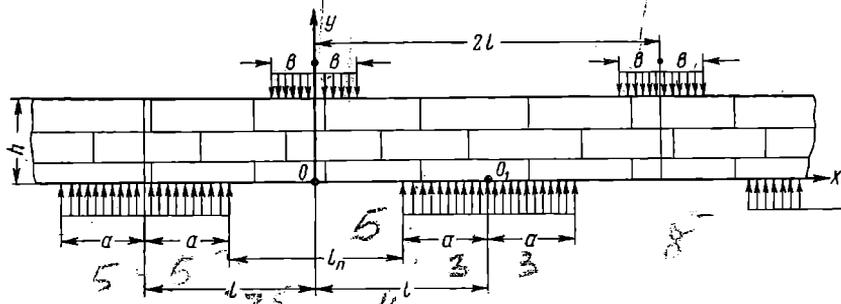


Рис. 32. Расчетная схема потолочины с учетом веса карьерного оборудования

Вычислим коэффициенты  $B$  с указанными в формулах индексами:

$$B_0 = \frac{1}{2l} \int_{-b}^b q dx = \frac{qb}{l}, \quad (70)$$

$$B_n = \frac{1}{l} \int_{-b}^b q \cos \alpha_n x dx = \frac{2q \sin \alpha_n b}{\alpha_n l}, \quad (71)$$

$$B'_0 = \frac{1}{2l} \left( \int_{-l}^{-(l-a)} q \frac{b}{a} dx + \int_{l-a}^l q \frac{b}{a} dx \right) = \frac{qb}{l}, \quad (72)$$

$$B'_n = \frac{1}{l} \left( \int_{-l}^{-(l-a)} \frac{qb}{a} \cos \alpha_n x dx + \int_{l-a}^l \frac{qb}{a} \cos \alpha_n x dx \right) =$$

$$= (-1)^n \frac{2qb}{l} \frac{\sin \alpha_n a}{\alpha_n a}. \quad (73)$$

Напряжения  $\sigma'_x$ ,  $\sigma'_y$  и  $\tau'_{xy}$ , возникающие в потолочине от нагрузок  $B_0$  и  $B'_0$ , находятся из следующих условий:

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma'_x - \mu (\sigma'_y + \sigma'_z)] = 0, \quad (74)$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma'_z - \mu (\sigma'_x + \sigma'_y)] = 0, \quad (75)$$

где  $\varepsilon_x$  и  $\varepsilon_z$  — относительные деформации в направлении осей  $x$  и  $z$ ;  
 $\mu$  — коэффициент Пуассона;  
 $E$  — модуль упругости горной породы, из которой сложена потолочина.

Из уравнения (74) находим

$$\sigma'_x = - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{qb}{l}. \quad (76)$$

В данном случае

$$\tau'_{xy} = 0. \quad (77)$$

Напряжения  $\sigma''_x$ ,  $\sigma''_y$  и  $\tau''_{xy}$ , возникающие в потолочине от нагрузок, выраженных вторыми членами формул (68—69), могут быть найдены из следующего бесконечного ряда:

$$F = \sum_{n=1}^{\infty} \cos \alpha_n x (D_{1,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{3,n} y \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{4,n} y \operatorname{ch} \alpha_n y). \quad (78)$$

При этом:

$$\sigma''_x = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2} = \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n \cos \alpha_n x [\alpha_n (D_{1,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{3,n} y \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{4,n} y \operatorname{ch} \alpha_n y) + 2 (D_{3,n} \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{4,n} \operatorname{sh} \alpha_n y)]. \quad (79)$$

$$\sigma''_y = \frac{\partial^2 F}{\partial x^2} = - \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n \cos \alpha_n x [\alpha_n (D_{1,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{3,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{4,n} y \operatorname{ch} \alpha_n y)], \quad (80)$$

$$\tau''_{xy} = - \frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} = \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n \sin \alpha_n x [\alpha_n (D_{1,n} \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{2,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{3,n} y \operatorname{ch} \alpha_n y + D_{4,n} y \operatorname{sh} \alpha_n y) + D_{3,n} \operatorname{sh} \alpha_n y + D_{4,n} \operatorname{ch} \alpha_n y]. \quad (81)$$

Коэффициенты  $D$  находятся из граничных условий на верхней и нижней гранях потолочины. Для каждой из граней можно написать два условия, а всего таким образом получаем четыре условия для определения четырех неизвестных коэффициентов  $D_{1,n}$ ;  $D_{2,n}$ ;  $D_{3,n}$ ;  $D_{4,n}$ .

Граничные условия для данного случая загрузки потолочины запишутся в следующем виде:

$$\text{при } y = h \text{ и} \quad \sigma_y'' = - \sum_{n=1}^{\infty} B_n \cos \alpha_n x \quad (82)$$

$$-l \leq x \leq l \quad \tau_{xy}'' = 0 \quad (83)$$

$$\text{при } y = 0 \text{ и} \quad \sigma_y'' = - \sum_{n=1}^{\infty} B_n' \cos \alpha_n x. \quad (84)$$

$$-l \leq x \leq l \quad \tau_{xy}'' = 0 \quad (85)$$

Из граничных условий (82—85) получаем:

$$D_{1,n} = \frac{B_n M_n - B_n' k_n}{\alpha_n^2}. \quad (86)$$

$$D_{2,n} = \frac{B_n'}{\alpha_n^2}. \quad (87)$$

$$D_{3,n} = \frac{B_n N_n - B_n' L_n}{\alpha_n}. \quad (88)$$

$$D_{4,n} = -\alpha_n D_{1,n}, \quad (89)$$

где

$$M_n = \frac{\alpha_n h \operatorname{ch} \alpha_n h + \operatorname{sh} \alpha_n h}{\operatorname{sh}^2 \alpha_n h - (\alpha_n h)^2}; \quad (90)$$

$$N_n = \frac{\alpha_n h \operatorname{sh} \alpha_n h}{\operatorname{sh}^2 \alpha_n h - (\alpha_n h)^2}. \quad (91)$$

Подставляя выражения (86—89) в уравнения (79—81), окончательно получаем:

$$\begin{aligned} \sigma_x'' = \sum_{n=1}^{\infty} \cos \alpha_n x \{ & [-(B_n M_n - B_n' k_n) + \alpha_n y (B_n N_n - B_n' L_n)] \operatorname{sh} \alpha_n y + \\ & + [B_n' + 2(B_n N_n - B_n' L_n) - \alpha_n y (B_n M_n - B_n' k_n)] \operatorname{ch} \alpha_n y \} \dots \quad (92) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \sigma_y'' = - \sum_{n=1}^{\infty} \cos \alpha_n x \{ & [(B_n M_n + B_n' k_n) + \alpha_n y (B_n N_n - B_n' L_n)] \operatorname{sh} \alpha_n y + \\ & + [B_n' - \alpha_n y (B_n M_n - B_n' k_n)] \operatorname{ch} \alpha_n y. \quad (93) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \tau_{xy}'' = \sum_{n=1}^{\infty} \sin \alpha_n x \{ & [B_n' - \alpha_n y (B_n M_n - B_n' k_n) + (B_n N_n - B_n' L_n)] \operatorname{sh} \alpha_n y + \\ & + \alpha_n y (B_n N_n - B_n' L_n) \operatorname{ch} \alpha_n y. \quad (94) \end{aligned}$$

Таким образом, полные напряжения в потолочине будут определяться по формулам:

$$\sigma_x^n = \sigma_x^0 + \sigma_{x1} + \sigma'_x + \sigma''_x \quad (95)$$

$$\sigma_y^n = \sigma_y^0 + \sigma_{y1} + \sigma'_y + \sigma''_y \quad (96)$$

$$\tau_{xy}^n = \tau_{xy1} + \tau''_{xy}. \quad (97)$$

**Пример 1.** Определить напряжения  $\sigma_x^n$  в потолочине при следующих значениях величин:  $l = 10$  м;  $a = 5$  м;  $b = 2,5$  м;  $h = 5$  м;  $L_n = 2(10 - 5) = 10$  м; вес экскаватора  $Q = 200$  т;  $c = 6$  м.

$$q = \frac{Q}{2bc} = 0,67 \text{ кг/см}^2.$$

Потолочина сложена известняками с объемным весом  $\gamma = 0,0025$  кг/см<sup>3</sup> и коэффициентом Пуассона  $\mu = 0,3$ .

1. Вычисляем вспомогательные величины  $\alpha_n, k_n, L_n, M_n, N_n$  по формулам (64), (66), (67), (90), (91). Результаты вычислений даны в табл. 9.

2. Вычисляем величины  $A_n$  по формуле (65), величины  $B_n$  и  $B'_n$  по формулам (71) и (73), а затем и величины  $B_n M_n - B'_n K_n$  и  $B_n N_n - B'_n L_n$ .

Результаты вычислений даны в табл. 10.

3. Вычисление напряжений  $\sigma_x^0$ .

Для выяснения картины распределения напряжений  $\sigma_x^0$  будем вычислять эти напряжения при следующих значениях  $x$ :  $x = 0$ ;  $x = 2$  м;  $x = 4$  м.

Для каждого из перечисленных значений  $x$  координате  $y$  будем придавать следующие значения:  $y = 0$ ;  $y = 2$  м;  $y = 3$  м;  $y = h = 5$  м.

Согласно формуле (60)

$$\sigma_x^0 = -\gamma(h-y).$$

откуда видно, что  $\sigma_x^0$  будет зависеть лишь от координаты  $y$

$$y = 0: \sigma_x^0 = -0,0025 \cdot 5 \cdot 10^2 = -1,25 \text{ кг/см}^2$$

$$y = 2 \text{ м}: \sigma_x^0 = -0,0025(5 \cdot 10^2 - 2 \cdot 10^2) = -0,75 \text{ кг/см}^2$$

$$y = 3 \text{ м}: \sigma_x^0 = -0,0025(5 \cdot 10^2 - 3 \cdot 10^2) = -0,50 \text{ кг/см}^2$$

$$y = 5 \text{ м}: \sigma_x^0 = 0.$$

4. Вычисляем напряжение  $\sigma_{x1}$  по формуле (61).

При вычислениях достаточно ограничиться 5—7 членами ряда, так как ряд быстро сходится. Результаты вычислений заносим в табл. 11, 12 и 13.

5. Вычисляем напряжение  $\sigma'_x$  по формуле (76):

$$\sigma'_x = -\frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{qb}{l} = -\frac{0,3}{1-0,3} q \frac{2,5}{10} = -q \cdot 0,11.$$

6. Вычисляем напряжение  $\sigma''_x$  по формуле (92).

Ввиду быстрой сходимости ряда достаточно учитывать первые 5—7 членов. Результаты вычислений также заносим в табл. 11, 12 и 13.

Таблица 9

n	1	2	3	4	5	6	7
$k_n$	2,61	1,11	1,01	1,00	1,00	1,00	1,00
$L_n$	1,88	1,08	1,01	1,00	1,00	1,00	1,00
$M_n$	2,21	0,388	0,104	$2,72 \cdot 10^{-2}$	$6,88 \cdot 10^{-3}$	$1,68 \cdot 10^{-3}$	$4,0 \cdot 10^{-4}$
$N_n$	1,28	0,294	$8,53 \cdot 10^{-2}$	$2,35 \cdot 10^{-2}$	$6,11 \cdot 10^{-3}$	$1,52 \cdot 10^{-3}$	$3,67 \cdot 10^{-4}$

Таблица 10

n	1	2	3	4	5	6	7
$A_n \kappa \Gamma / \text{сМ}^2$	-1,590	0	0,530	0	-0,318	0	0,227
$B_n : q$	0,450	0,318	0,153	0	-0,090	-0,106	-0,0644
$B'_n : q$	-0,318	0	0,106	0	-0,0636	0	0,0454
$\frac{B_n M_n - B'_n K_n}{q}$	1,824	0,124	-0,091	0	0,063	-0,00017	-0,0454
$\frac{B_n N_n - B'_n L_n}{q}$	1,172	0,094	-0,094	0	0,063	-0,00016	-0,0454
$\alpha_n 1/\text{сМ}$	$3,14 \cdot 10^{-3}$	$6,28 \cdot 10^{-3}$	$9,43 \cdot 10^{-3}$	$1,26 \cdot 10^{-2}$	$1,57 \cdot 10^{-2}$	$1,89 \cdot 10^{-2}$	$2,2 \cdot 10^{-2}$

Таблица 11

 $x=0$ 

$y, \text{м}$	0	2	3	5
$\sigma_x^0, \text{кг/см}^2$	-1,25	-0,75	-0,50	0
$\sigma_{x1}$	4,00	0,66	-0,70	-4,10
$\sigma_x'$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$
$\sigma_x''$	$q \cdot 2,12$	$q \cdot 0,41$	$-q \cdot 0,31$	$-q \cdot 0,25$
$\sigma_x^0, \text{кг/см}^2$	$2,75 + 2,039 q$			
при $q = 0,67 \text{ кг/см}^2$	4,11	0,09	-1,43	-5,75

Таблица 12

 $x=2 \text{ м}$ 

$y, \text{м}$	0	2	3	5
$\sigma_x^0, \text{кг/см}^2$	-1,25	-0,75	-0,50	0
$\sigma_{x1}$	3,38	0,49	-0,61	-3,3
$\sigma_x'$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$
$\sigma_x''$	$q \cdot 1,67$	$q \cdot 0,29$	$-q \cdot 0,26$	$-q \cdot 1,80$
$\sigma_x^0$	$2,13 + 1,56 q$			
при $q = 0,67 \text{ кг/см}^2$	3,18	-0,26 + 0,18 q	-1,11 - 0,37 q	-3,3 - 1,91 q
		0,14	-1,36	-4,58

Таблица 13

 $x = 4 \text{ м}$ 

$y, \text{ м}$	0	2	3	5
$\sigma_{x,1}^0, \text{ кг/см}^2$	-1,25	-0,75	-0,50	0
$\sigma_{x,1}$	2,23	0,06	-0,29	-1,27
$\sigma_x'$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$
$\sigma_x''$	$q \cdot 0,64$	$q \cdot 0,04$	$-q \cdot 0,12$	$-q \cdot 0,35$
$\sigma_x^{\text{н}}$	$0,98 + 0,53 q$	$-0,69 - 0,07 q$	$-0,79 - 0,23 q$	$-1,27 - 0,46 q$
$\sigma_x^{\text{н}}, \text{ кг/см}^2 \text{ при } q = 0,67 \text{ кг/см}^2$	1,33	-0,74	-0,94	-1,58

Таблица 14

 $x = 6 \text{ м}$ 

$y, \text{ м}$	0	2	3	5
$\sigma_{x,1}^0, \text{ кг/см}^2$	-1,25	-0,75	-0,50	0
$\sigma_{x,1}$	-2,23	-0,06	0,29	1,27
$\sigma_x'$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$	$-q \cdot 0,11$
$\sigma_x''$	$-q \cdot 0,64$	$-q \cdot 0,04$	$q \cdot 0,12$	$q \cdot 0,35$
$\sigma_x^{\text{н}}$	$-3,48 - 0,75 q$	$-0,81 - 0,15 q$	$-0,21 + 0,01 q$	$1,27 + 0,24 q$
$\sigma_x^{\text{н}}, \text{ кг/см}^2 \text{ при } q = 0,67 \text{ кг/см}^2$	-3,98	-0,91	-0,20	1,44

7. По результатам вычислений определяем полные напряжения  $\sigma_x^n$  (с табл. 11, 12, 13) по формуле (95):

$$\sigma_x^n = \sigma_x^0 + \sigma_{x_1} + \sigma_x' + \sigma_x''.$$

8. В силу периодичности напряжений  $\sigma_{x_1}$  и  $\sigma_x''$  можно заключить, что при  $x = 6$  м значения указанных напряжений будут по величине такими же, как и при  $x = 4$  м, но обратны им по знаку. Это дает возможность составить следующую таблицу значений напряжений при  $x = 6$  м.

9. По данным значениям  $\sigma_x^n$ , имеющимся в таблицах 11—14, строим эпюру напряжений (рис. 33).

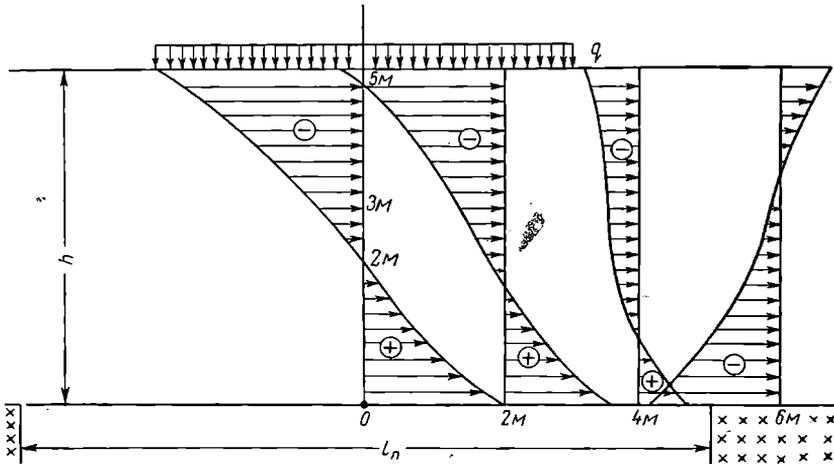


Рис. 33. Эпюра напряжений в потолочине

Из указанных таблиц и эпюры напряжений видно, что растягивающее напряжение  $\sigma_x^n$  достигает своей максимальной величины  $4,11 \text{ кг/см}^2$  в начале координат на нижней грани потолочины в середине пролета.

**Пример 2.** Определить напряжение  $\sigma_x^n$  для указанных в примере 1 значений величин при  $H = 10$  м и  $\gamma = 0,003 \text{ кг/см}^3$ .

Вычисляем вспомогательные величины  $\alpha_n$ ,  $k_n$ ,  $L_n M_n$  и  $N_n$  по аналогичным формулам и результаты вычислений сводим в табл. 15.

Далее находим величины  $A_n B_n B_n'$  в разности  $B_n M_n - B_n' K_n$ ;  $B_n M_n - B_n' K_n$ .

Результаты вычислений и все промежуточные величины даны в табл. 15. Вычисление напряжений производим для середины свода потолочины ( $x = 0$  и  $y = 0$ ), где они имеют максимальные значения.

Величину  $\sigma_x^0$  определяем по формуле (60)

$$\sigma_x^0 = -\gamma(h-y) = -0,003 \cdot 10 \cdot 10^2 = -3 \text{ кг/см}^2.$$

Величину  $\sigma_{x_1}$  определяем по формуле (61)

$$\begin{aligned} \sigma_{x_1} &= A_1(1-2L_1) + A_3(1-2L_3) + A_5(1-2L_5) = \\ &= -3,82(1-2 \cdot 1,08) + 1,275(1-2) - 0,764(1-2) = \\ &= +4,43 - 1,275 + 0,764 = 3,92 \text{ кг/см}^2. \end{aligned}$$

Величины	n				
	1	2	3	4	5
$\alpha_n h = \pi n \frac{b}{l} = n\pi$	3,14	6,28	9,42	12,56	15,7
$\text{sh } \alpha_n h$ (по табл.)	11,65	267,7	6196,0	142 500	3 292 000
$\text{ch } \alpha_n h$ (по табл.)	11,59	267,7	6196,0	142 500	3 292 000
$(\alpha_n h)^2$	9,87	39,5	88,7	158,0	247,0
$\text{sh}^2 \alpha_n h$	133,4	267,7 <sup>2</sup>	6196 <sup>2</sup>	142 500 <sup>2</sup>	3 292 000 <sup>2</sup>
$\text{sh } \alpha_n h \text{ ch } \alpha_n h$	138,8	267,7 <sup>2</sup>	6196 <sup>2</sup>	142 500 <sup>2</sup>	3 292 000 <sup>2</sup>
$\text{sh}^2 \alpha_n h - (\alpha_n h)^2$	123,53	71 460	38 399 000	203 · 10 <sup>8</sup>	10 825 · 10 <sup>9</sup>
$\text{sh } \alpha_n h \text{ ch } \alpha_n h + \alpha_n h$	136,94	71 526	3 840 000	142 500 <sup>2</sup> + 12,5	3 292 000 + 15,7
$k_n$	4,11	1,033	1	1	1
$L_n$	1,08	1,033	1	1	1
$\alpha_n h \text{ ch } \alpha_n h + \text{sh } \alpha_n h$	47,95	1950	64 596	1 932 500	54 992 000
$M_n$	0,388	2,72 · 10 <sup>-2</sup>	1,68 · 10 <sup>-3</sup>	9,5 · 10 <sup>-5</sup>	5,07 · 10 <sup>-6</sup>
$\alpha_n h \text{ sh } \alpha_n h$	36,25	1682	58 400	1 790 000	51 700 000
$N_n$	0,294	2,35 · 10 <sup>-2</sup>	1,52 · 10 <sup>-3</sup>	8,82 · 10 <sup>-5</sup>	4,77 · 10 <sup>-6</sup>
$\alpha_n$	3,14 · 10 <sup>-3</sup>	6,28 · 10 <sup>-3</sup>	9,42 · 10 <sup>-3</sup>	1,26 · 10 <sup>-2</sup>	1,57 · 10 <sup>-2</sup>

Величины	n				
	1	2	3	4	5
$\alpha_n a = \frac{\pi \cdot n}{2}$	$\frac{\pi}{2}$	$\pi$	$\frac{3}{2}\pi$	$2\pi$	$\frac{5}{2}\pi$
$\sin \alpha_n a$	1	0	-1	0	1
$A_n$	-3,82	0	1,275	0	-0,764
$\alpha_n b = \frac{\pi \cdot n}{4}$	$\frac{\pi}{4}$	$\frac{\pi}{2}$	$\frac{3\pi}{4}$	$\pi$	$\frac{5}{4}\pi$
$\sin \alpha_n b$	0,707	1	0,707	0	-0,707
$\alpha_n l = \pi n$	$\pi$	$2\pi$	$3\pi$	$4\pi$	$5\pi$
$B_n$	0,45 q	0,318 q	0,15 q	0	-0,09 q
$B'_n$	-0,318 q	0	0,106 q	0	-0,063 q
$B_n M_n - B'_n k_n$	0,525 q	0,00865 q	-0,106 q	0	0,063 q
$B_n M_n - B'_n L_n$	0,476 q	0,00747 q	-0,106 q	0	0,063 q

Величину  $\sigma'_x$  определяем по формуле (76)

$$\sigma'_x = -\frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{qb}{l} = -\frac{0,3}{1-0,3} \cdot \frac{0,67 \cdot 250}{1000} = -0,07 \text{ кг/см}^2.$$

Величина  $\sigma''_x$  определяется по формуле (92)

$$\begin{aligned} \sigma''_x = & (-0,318 q + 2 \cdot 0,476 q) + (2 \cdot 0,00747 q) + (0,106 q - 2 \cdot 0,106 q) + \\ & + (-0,063 q + 2 \cdot 0,063 q) = 0,904 q = 0,604 \cdot 0,67 = 0,405 \text{ кг/см}^2. \end{aligned}$$

Суммарное значение напряжений находим по формуле (95)

$$\sigma_x^n = -3 + 3,92 - 0,07 + 0,405 = 1,25 \text{ кг/см}^2.$$

Из приведенных примеров видно, что увеличение мощности потолочины в два раза, с 5 до 10 м, приводит к снижению максимальных разрывающих напряжений с 4,11 до 1,25 кг/см<sup>2</sup>, т. е. приблизительно в 3,3 раза.

Однако возникающие в потолочине напряжения значительно меньше временных сопротивлений разрыву данных горных пород  $\sigma_{вр}$ .

По данным ИГД им. А. А. Скочинского, временное сопротивление разрыву известняков  $\sigma_{вр}$  колеблется в пределах 40—90 кг/см<sup>2</sup>.

Временное сопротивление разрыву скальных пород Норильского месторождения изменяется от 90 до 239 кг/см<sup>2</sup> [8].

Между допускаемым напряжением на разрыв (растяжение)  $\sigma_{доп}$  и временным сопротивлением  $\sigma_{вр}$  существует зависимость

$$\sigma_{доп} = \frac{\sigma_{вр} \cdot \mu}{k_{зап} k_{с.о}}, \quad (98)$$

где  $k_{\text{зап}}$  — запас прочности, принимаемый в пределах 2—3;  
 $k_{\text{с.о}}$  — коэффициент структурного ослабления, величина которого зависит от крепости пород, характера их трещиноватости, наличия плоскостей ослабления, прослоев льда и других факторов.

Величина  $k_{\text{с.о}}$  определяется на основании натуральных испытаний.

Для ориентировочных расчетов вместо коэффициента  $k_{\text{с.о}}$  можно использовать значения аналогичного коэффициента трещиноватости и прочности пород  $a$  по данным ВНИМИ. Этот коэффициент, зависящий от прочности пород в куске и характера трещиноватости, изменяется от 0,5 до 10 [72, 73].

Для крепких изверженных пород с нормальносекущей трещиноватостью величина  $a$  принимается в пределах 4—7. Для крепких пород с развитой кососекущей трещиноватостью величина  $a$  увеличивается до 10.

Для десятиметровой потолочины, сложенной габбро-диабазами с сильной кососекущей трещиноватостью и  $\sigma_{\text{вр}} = 90 \text{ кг/см}^2$ , допускаемые напряжения составят:

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{\sigma_{\text{вр}}}{k_{\text{зап}} k_{\text{с.о}}} = \frac{90}{3 \cdot 10} = 3 \text{ кг/см}^2.$$

Фактические напряжения получены равными  $1,25 \text{ кг/см}^2$ , т. е. значительно меньше допускаемых ( $3 \text{ кг/см}^2$ ).

Если принять (по С. Г. Авершину), что в потолочине возникают напряжения, аналогичные напряжениям в толстой балке с заделанными концами (см. § 6), то можно написать

$$M_{\text{из}} = \frac{(\gamma h + q) l_n^2}{12}; \quad (99)$$

$$w = \frac{bh^2}{6}, \quad (100)$$

где  $M_{\text{из}}$  — изгибающий момент;  
 $w$  — момент сопротивления;  
 $b$  — ширина балки.

В данном случае максимальный изгибающий момент возникает в местах заземления.

✓ Допускаемое напряжение  $\sigma_{\text{доп}}$  будет равно

$$\sigma_{\text{доп}} = \frac{M_{\text{из}}}{w} = \frac{(\gamma h + q) l_n^2}{2bh^2}, \quad (101)$$

Решая уравнение (101) относительно  $h$ , получим

$$h = 0,25 l_n \frac{[\gamma l_n + \sqrt{\gamma^2 l_n^2 + 8\sigma_{\text{доп}} b q}]}{\sigma_{\text{доп}} \cdot b}, \text{ см.} \quad (102)$$

Вычисления по формуле (102) дают более точные результаты для потолочин небольшой мощности. Для мощных потолочин результаты получаются завышенными.

**Пример 3.** Определить мощность потолочины, используя данные рассмотренного выше примера 2 (при  $b = 1$ ).

$$h = 0,25 \cdot 10 \cdot 10^2 \cdot \frac{0,003 \cdot 10 \cdot 10^2 + \sqrt{0,003^2 \cdot (10 \cdot 10^2)^2 + 8 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 0,67}}{1,25 \cdot 1} = 1390 \text{ см (13,9 м)}.$$

В данном случае мощность потолочины получилась завышенной на 3,9 м.

**Пример 4.** Определить мощность потолочины для условий примера 1 (при  $b = 1$ ).

$$h = 0,25 \cdot 10 \cdot 10^2 \cdot \frac{0,0025 \cdot 10 \cdot 10^2 + \sqrt{0,0025^2 \cdot (10 \cdot 10^2)^2 + 8 \cdot 4,11 \cdot 1 \cdot 0,67}}{4,11 \cdot 1} = 475 \text{ см (4,75 м)}.$$

Мощность потолочины получилась близкой к полученной в примере 1 ( $h = 5 \text{ м}$ ).

При расчете допускаемой мощности карьерной потолочины необходимо учитывать следующее:

1. Полученная по формулам величина  $h$  должна быть скорректирована с учетом мощности слоя разрушенных пород на горизонте от предыдущих взрывов.

2. В подземных камерах часто происходит самообрушение кровли, которая принимает форму свода, в связи с чем расчетная величина  $h$  должна соответствовать фактической мощности потолочины в центре свода. Для определения фактической мощности потолочины необходимо бурение контрольных скважин или применение специальных установок для звуко- или радиолокации горных пород.

3. При производстве массовых взрывов в потолочинах возникают дополнительные напряжения, которые ослабляют прочность горных пород и увеличивают их трещиноватость. В связи с этим значения коэффициента структурного ослабления  $k_{с.о}$  не должны приниматься менее 7—10.

4. На каждом предприятии, производящем посадки потолочин, должны быть поставлены широкие исследования физико-механических свойств горных пород, их структуры и специфических особенностей.

В частности, в условиях Норильского месторождения необходимо исследовать влияние вечной мерзлоты на прочность горных пород в летних условиях.

Использование расчетных методов и широкая экспериментальная проверка полученных результатов позволяют в каждом конкретном случае правильно определить необходимую мощность карьерных потолочин и снизить затраты на их обрушение.

## § 8. Использование карьерных экскаваторов для селективной выемки и комбинированной погрузки

После перехода с подземного на открытый способ добычи экскаваторные работы в ряде случаев приходится вести в более сложных условиях, чем при обычной разработке. На месторождениях Каула, Блявинское и др., где применялись системы разработки с закладкой выработанного пространства, после перехода на открытые работы карьерные экскаваторы успешно осуществляли погрузку руды из взрываемых целиков и отдельную уборку закладки. Как указывалось в § 1, экскаваторные работы производились без каких-либо осложнений.

В более сложных условиях производились экскаваторные работы на карьере Главного поля Хайдарканского рудоуправления, где месторождение вкрапленных руд имело гнездообразный характер оруденения. Если при подземной разработке производилась выборочная выемка рудных гнезд из массива, то при открытой разработке необходимо было таким образом построить технологию буровзрывных и экскаваторных работ, чтобы обеспечить селективную выемку из развала взорванной горной массы.

В первый период эксплуатации на карьере применялись строительные экскаваторы с ковшами небольшой емкости. В связи с тем, что после взрывания происходила сильная трансформация структуры экскаваторных блоков и строительные экскаваторы плохо осуществляли сортировку скальных пород, качество добываемой руды было низким.

В технической литературе часто высказывалось мнение о целесообразности применения для селективной выемки строительных экскаваторов с ковшами малой емкости. Опыт работы отечественных карьеров, таких как Магнитогорский, Кургашиканский, Кальмакирский, «Медвежий ручей», «Угольный ручей», Сорский, Сибайский, Алтын-Топканский и др., показал, что для селективной выемки скальных пород наиболее эффективно применять карьерные экскаваторы.

Строительные экскаваторы по своим конструктивным качествам вообще непригодны для работы в скальных забоях. Их применение на ряде карьеров, разрабатывающих скальные породы, объяснялось небольшими объемами работ, а в ряде случаев считалось, что они обеспечивают лучшую селекцию.

Карьерные экскаваторы благодаря большим усилиям на зубьях ковша производят набор взорванной горной массы толстым слоем, и при одинаковом со строительными экскаваторами пути движения ковша по забою, всегда обеспечивают более высокий коэффициент наполнения его. Кроме того, при работе этих экскаваторов легко осуществляется внутризабойная сортировка горной массы, свободно убирается негабарит, они имеют прочную конструкцию, более совершенную систему привода и по всему комплексу факторов их применение наиболее целесообразно для селективной разработки скальных пород.

Для обеспечения высококачественной сортировки и более высокой производительности на карьере Главного поля Хайдарканского рудоуправления все строительные экскаваторы были заменены на карьерные. Проведенными на карьере исследованиями было доказано, что карьерные экскаваторы обеспечивают: меньшее разубоживание; наибольшую полноту извлечения; более высокую годовую производительность на  $1 \text{ м}^3$  емкости ковша; ритмичную и бесперебойную работу карьера и более качественную сортировку.

Под разубоживанием понимается отношение объема пустых пород, добываемых вместе с рудой, к общему объему получающейся при этом горной массы. При наборе горной массы из развала ковш экскаватора движется по криволинейной траектории. Однако в связи с тем, что все траектории перемещаются при отработке забоя параллельно друг другу, горизонтальные расстояния между соседними траекториями  $s$  получаются одинаковыми. Таким образом, горизонтальное сечение вынимаемого слоя по всей высоте набора оказывается постоянным и равным произведению величины  $s$  на ширину ковша экскаватора  $b$ . Объем горной массы при подъеме ковша на высоте  $m$  будет равен:

$$v = \int_0^m cb \cdot dm = cbm. \quad (103)$$

Отмеченное обстоятельство позволяет определять разубоживание при разработке сложных забоев с гнездовым характером оруденения [20]. При выемке рудного включения из развала взорванной горной массы разубоживание  $R$  определяется по формуле

$$R = \frac{ek_{\text{нап}} - cbm}{ek_{\text{нап}}} \cdot 100\%, \quad (104)$$

где  $R$  — разубоживание руды, %;

$e$  — емкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$k_{\text{нап}}$  — коэффициент наполнения;

$c$  — горизонтальная мощность слоя горной массы, набираемого ковшем экскаватора,  $\text{м}$ ;

$b$  — ширина ковша экскаватора,  $\text{м}$ ;

$m$  — вертикальная мощность рудного включения,  $\text{м}$ .

При выемке рудного включения, имеющего, например, мощность  $m = 1,5 \text{ м}$  и работе с коэффициентом наполнения  $k_{\text{нап}} = 0,8$ , разубоживание  $R$  для экскаваторов Э-2001, Э-2005, СЭ-3 и ЭКГ-4 будет равно:

$$R_{\text{Э-2001}} = \frac{2 \cdot 0,8 - 0,35 \cdot 1,45 \cdot 1,5}{2 \cdot 0,8} \cdot 100 = 52,5\%;$$

$$R_{\text{Э-2005}} = \frac{2,25 \cdot 0,8 - 0,5 \cdot 1,55 \cdot 1,5}{2,25 \cdot 0,8} \cdot 100 = 35,5\%;$$

$$R_{\text{СЭ-3}} = \frac{3 \cdot 0,8 - 0,6 \cdot 1,75 \cdot 1,5}{3 \cdot 0,8} \cdot 100 = 34,2\%;$$

$$R_{\text{ЭКГ-4}} = \frac{4 \cdot 0,8 - 0,6 \cdot 1,85 \cdot 1,5}{4 \cdot 0,8} \cdot 100 = 48,0\%.$$

Для  $m = 2$  м соответственно получаем: 36,5%, 13,9%, 12,5% и 30,6%.

Приведенные примеры и выполненные исследования показали, что оптимальная емкость ковша экскаватора для селективной разработки соответствует 3 м<sup>3</sup>. Наиболее эффективно производить селективную выемку в скальных породах экскаватором ЭКГ-4, оборудованным ковшом емкостью 3 м<sup>3</sup>.

Внедрение карьерных экскаваторов для селективной добычи позволило увеличить производительность, приходящуюся на 1 м<sup>3</sup> емкости ковшей списочного состава, с 39,2 до 110 тыс. м<sup>3</sup> в год. Содержание металла в руде увеличилось в 1,57 раза. Производительность труда увеличилась с 15,8 до 33,2 м<sup>3</sup> на чел.-смену [21].

Повышение качества добываемой руды на карьере достигалось также применением специальных схем для взрывания сложных забоев.

Обычно в процессе бурения взрывных скважин удается ориентировочно определить расположение рудных гнезд в подготавливаемом блоке, но после взрыва происходит перемешивание руды с породой и изменяется пространственное положение обнаруженных рудных гнезд.

На основании проведенных экспериментальных взрывов было установлено, что наиболее благоприятные условия для экскаваторной селекции создаются при взрывании блоков с минимальной шириной развала, если при этом обеспечивается хорошее дробление горной массы и нормальный выход негабарита.

На основании проведенных исследований были установлены оптимальные параметры сетки скважин для мгновенного взрывания (см. табл. 4).

В последние годы на карьере вместо мгновенного взрывания однорядных скважин внедрено многорядное короткозамедленное взрывание, которое дало значительный производственный и экономический эффект.

Применение многорядного короткозамедленного взрывания позволило увеличить выход горной массы с 1 м скважины, снизить удельный расход ВВ и свести к минимуму выход негабарита. В связи с малым фронтом экскаваторных забоев обычно применяется 3—5-рядное расположение скважин, что позволяет полностью обеспечить экскаваторы взорванной горной массой. Расстояние между рядами принимается равным расстоянию между скважинами в ряду. В зависимости от характера оруденения во взрываемых блоках параметры сетки скважин и схемы взрывания устанавливаются такими, чтобы рудные скважины при их взрывании обеспечивали компактный развал рудной массы в желаемом направлении, а породные скважины давали развал с некоторым смещением от рудного (рис. 34). Управление формой развала значительно облегчило организацию экскаваторной выемки и существенно снизило разубоживание [21].

На рис. 35 приведены основные типы сложных забоев по Б. П. Боголюбову и Ф. Г. Грачеву [29].

Забои I типа имеют наиболее простую структуру и состоят из слоя руды (заштриховано) и одного слоя породы. Забои II типа (а, б, в) представлены горизонтальными или слабонаклонными пла-

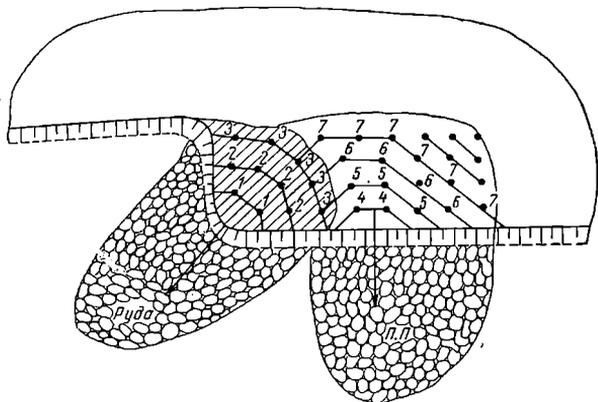


Рис. 34. Схема направленного взрывания:  
1, 2, 3 и т. д. — порядок взрывания скважин

стообразными рудными телами, между которыми имеются прослойки пустых пород. Забои III типа состоят из крутопадающих пластообразных рудных тел, разделенных пустыми породами. Наи-

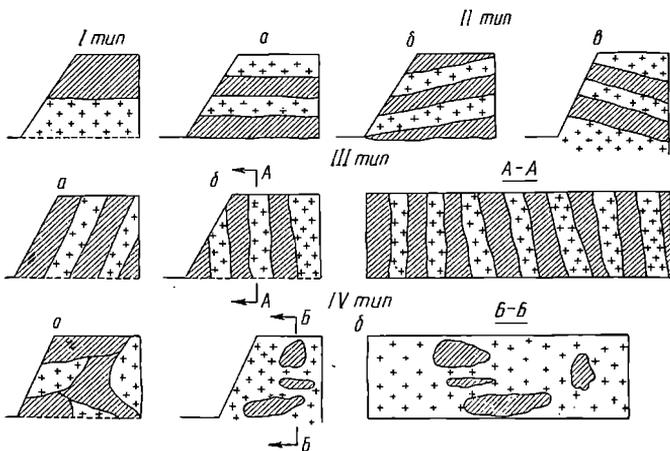


Рис. 35. Основные типы сложных забоев

более сложную структуру имеют забои IV типа с неправильными гнездообразными рудными телами.

Для селективной разработки скальных забоев первых трех типов применяются хорошо известные приемы и способы, которые проф., докт. техн. наук П. Э. Зурковым сведены к четырем типич-

ным схемам. На рис. 36 приведены способы разработки сложны забоев по П. Э. Зуркову [39].

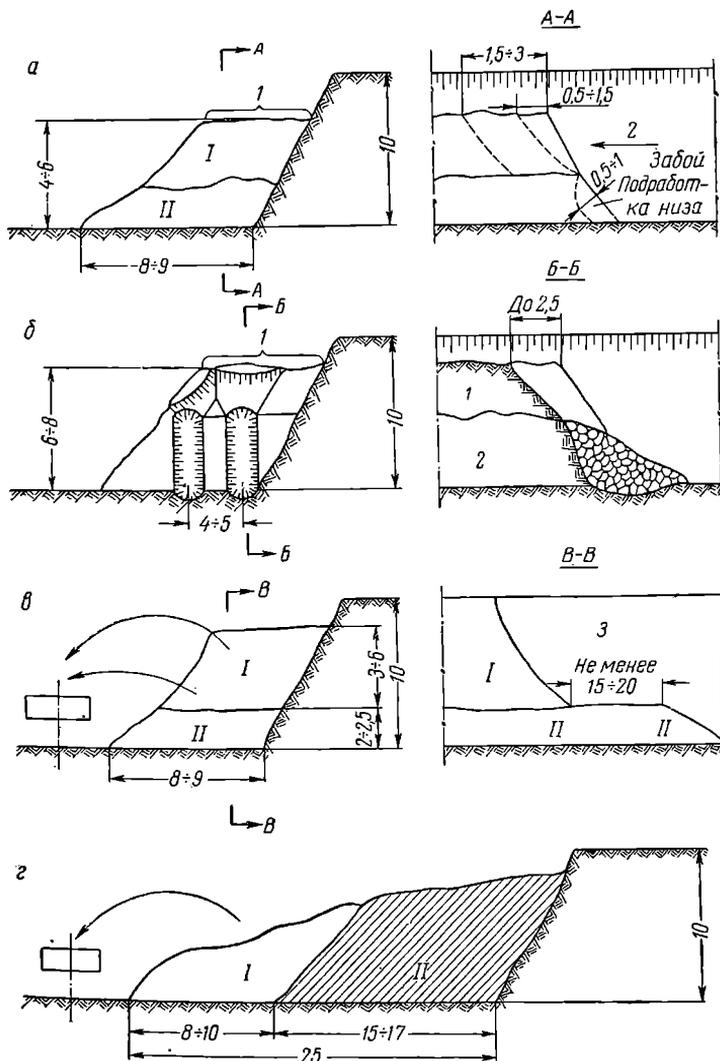


Рис. 36. Способы разработки сложных забоев:  
 а — раздельная выемка; б — управляемое обрушение; в — разработка ступенчатым уступом; г — разработка узкими экскаваторными заходками; I и II — порядок выемки отдельных частей забоя; 1 — 2-я заходка; 2 — заоткоска; 3 — верхний подступ

Чтобы обеспечить селективную экскавацию скальных пород, применяется также раздельное взрывание рудных и породных скважин, отбойка наклонными скважинами по контакту руды с породой,

раздельное взрывание подступов, отмеченное выше направленное взрывание, взрывание в условиях зажима без изменения структуры блоков и т. д.

В условиях карьера Главного поля, где забои относятся в основном к IV типу, широко применялось раздельное взрывание скважин с последующей валовой погрузкой и частично раздельное взрывание подступов. На основании специально проведенных исследований было установлено, что наиболее целесообразно производить направленное взрывание скважин и в особо сложных забоях осуществлять комбинированную погрузку, сочетающую приемы упра-

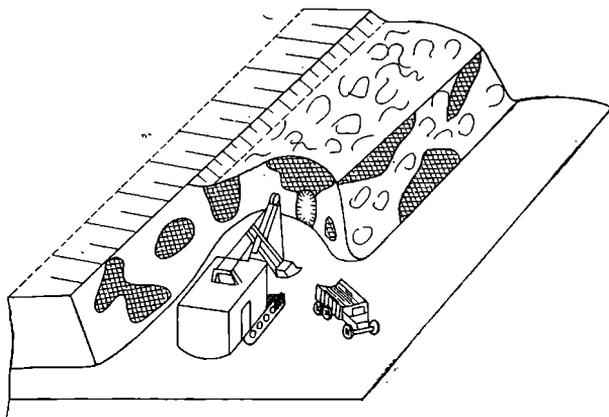


Рис. 37. Сложный забой, разрабатываемый комбинированным способом

вляемого обрушения с выборочной погрузкой отдельных гнезд [13, 14, 19, 20, 21, 29, 84, 85]. На рис. 37 показан сложный забой, в котором отдельные участки обрабатываются экскаватором с использованием приемов управляемого обрушения, а небольшие рудные гнезда вынимаются этим же экскаватором раздельно.

При выемке отдельных рудных гнезд применялись карьерные экскаваторы СЭ-3 и ЭКГ-4 с ковшами емкостью 3 м<sup>3</sup>. Фактическое разубоживание находилось в пределах, подсчитанных по формуле (104).

При выемке целиков на карьере Каула, они после взрывания обрабатывались тупиковыми заходками, если качество руды было различным (заходки 1, 2, 3 на рис. 38). После погрузки руды производилось удаление закладки (заходка 4 на рис. 38).

Применение селективной выемки на указанных карьерах было связано с переходом на открытый способ разработки. Во всех случаях селективной выемки необходимо определять рентабельность открытых горных работ  $P$  по формуле

$$P = V - U, \text{ руб.} \quad (105)$$

Величины  $V$  и  $U$  находятся по формулам (25) и (26).

Опыт работы отечественных и зарубежных карьеров показал, что при разработке руд сложного строения необходимо в каждом отдельном случае изыскивать наиболее рациональные схемы экска-

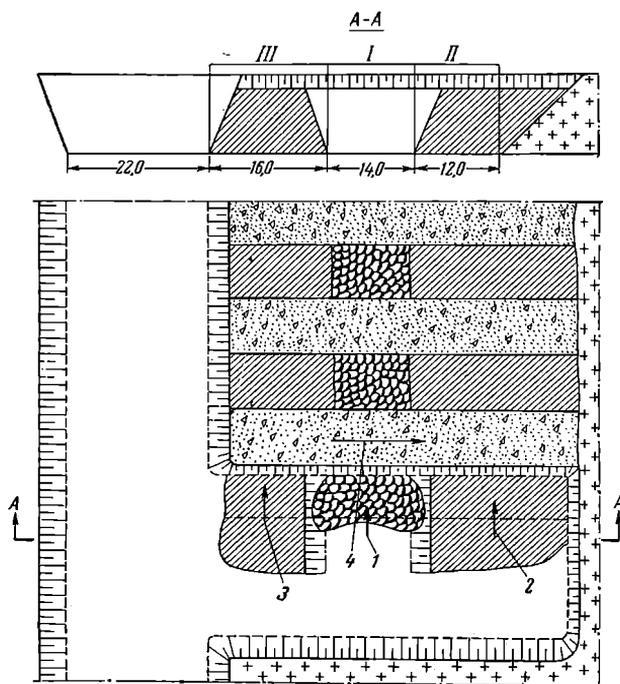


Рис. 38. Порядок отработки заходок на карьере Каула: 1, 2, 3, 4 — соответственно 1-я, 2-я, 3-я, 4-я заходки

ваторной селекции, применять раздельное и направленное взрывание, отбойку наклонными скважинами, взрывание в зажиме, что обеспечивает наиболее высокую рентабельность открытых работ.

Особую важность приобретает при этом ведение тщательной геолого-маркшейдерской документации и опробования [29, 39]. В особо сложных забоях рекомендуется производить комбинированную погрузку.

## Глава IV

### ВСКРЫТИЕ ВЕРХНИХ И ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

#### § 9. Определение глубины погружения внешних капитальных траншей при комбинированном вскрытии

Комбинированное вскрытие месторождений глубокими внешними траншеями, примыкающими к системе внутренних капитальных траншей, нашло широкое применение в практике. Вскрытие глубокими внешними траншеями осуществлено на месторождениях: Соколовском, Западно-Каражальском, Златоуст-Беловском, Зыряновском, Сарбайском, Карагайлинском Коунрадском, Кургашиканском и на целом ряде других карьеров. Как отмечалось выше, ряд из указанных месторождений разрабатывается комбинированным способом. При обосновании комбинированного вскрытия особую важность и сложность представляет определение глубины погружения внешней капитальной траншеи.

Как показал анализ практики и проектных материалов, глубина погружения внешних капитальных траншей часто принималась без достаточно обоснованных технико-экономических расчетов, с учетом главным образом удобства подхода к месторождению, мощности наносов в месте примыкания, характера оруденения, удобства проведения траншей или по аналогии с действующими предприятиями.

Комбинированный вариант вскрытия внешней капитальной траншеей, примыкающей на одном из горизонтов к системе внутренних капитальных траншей, имеет по сравнению с вскрытием внутренними траншеями следующие преимущества:

- а) карьерные коммуникации, расположенные на бортах, значительно упрощаются и сокращаются, так как часть из них (до глубины погружения) размещается во внешней капитальной траншее;
- б) внешняя капитальная траншея проходится обычно со стороны фабрики или отвала, что позволяет значительно сократить расстояние транспортирования горной массы из карьера до пунктов разгрузки;

в) сокращение расстояния грузоперевозок позволяет во время эксплуатации месторождения получить большую экономию на транспортных расходах;

г) внешняя траншея позволяет осуществить примыкание путей к горизонтам карьера без дополнительного разноса его бортов;

д) при неустойчивых бортах карьера внешнее заложение является самым рациональным и часто единственно возможным.

Основным недостатком внешних траншей является большой объем горностроительных работ. При проектировании всегда исследуется возможность расположения выездов из карьера со стороны фабрики или со стороны отвалов, чтобы избежать встречных перевозок. Если выезд из карьера по комплексу условий располагается не точно со стороны указанных объектов, то внешнюю траншею целесообразно ориентировать в их сторону. Таким образом, при вскрытии внешней траншеей расстояние транспортирования всегда может быть сокращено, по сравнению со вскрытием системой внутренних траншей, примыкающих к контуру карьера в том же месте.

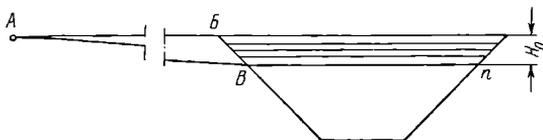


Рис. 39. Схема вскрытия внешней капитальной траншеей

Максимальное сокращение расстояний перевозок происходит в том случае, если выезд из карьера располагается точно со стороны объектов доставки.

Нужно учитывать, что объем внешней капитальной траншеей значительно больше объема внутренней траншеи, пройденной на ту же глубину, в связи с чем целесообразная глубина погружения внешней капитальной траншеи  $H_{п}$  должна находиться по ряду факторов, среди которых ведущее место должен занимать технико-экономический анализ рассматриваемых вариантов вскрытия. В частности, при сравнении варианта вскрытия внешней траншеей, примыкающей на горизонте  $n$  к системе внутренних траншей с вариантом вскрытия системой общих внутренних траншей, необходимо сопоставлять затраты на горностроительные работы для обоих вариантов с получающейся экономией за счет сокращения перепробегов грузов при внешнем заложении [17].

Определим величину перепробегов грузов.

При вскрытии общей внешней капитальной траншеей  $ABB$ , примыкающей к системе внутренних траншей на горизонте  $n$  (рис. 39), все грузы, поступающие из карьера, при движении к точке  $A$ , будут проходить за контуром карьера путь  $VA$ ; равный

$$k_{\text{внеш}} \frac{H_{п}}{i}, \text{ м,}$$

где  $H_{п}$  — глубина погружения внешней капитальной траншеи, м;

$i$  — руководящий уклон внешней траншеи, в тысячных;

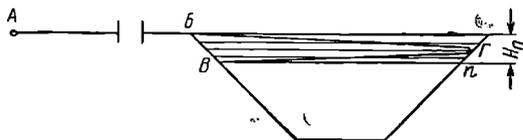
$k_{\text{внеш}}$  — коэффициент развития трассы внешней траншеи.

При вскрытии месторождения системой внутренних, например спиральных траншей (рис. 40), все грузы, транспортируемые с горизонта  $n$ , расположенных ниже горизонта  $n$ , будут при подъеме на высоте  $H_{\Pi}$  и движении к точке  $A$  проходить путь  $BГBA$ , равный  $k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i} + BA$ , м

где  $k_{\text{внут}}$  — коэффициент развития трассы внутренней траншеи.

Величина перепробега  $l_{\text{пн}}$  для данных грузов будет равна:

$$l_{\text{пн}} = k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i} + BA - k_{\text{внеш}} \frac{H_{\Pi}}{i}.$$



Принимая  $BA = k_{\text{внеш}} \frac{H_{\Pi}}{i}$ , получаем

$$l_{\text{пн}} = k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i}, \text{ м.} \quad (106)$$

Рис. 40. Схема вскрытия внутренней спиральной траншейей

Грузы, расположенные выше горизонта  $n$ , должны при подъеме на поверхность и движении к точке  $A$  пройти путь  $0,5 BГB + BA$ , равный  $0,5 k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i} + BA$ .

Величина перепробега для этих грузов  $l_{\text{пв}}$  будет равна:

$$l_{\text{пв}} = 0,5 k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i} + BA - k_{\text{внеш}} \frac{H_{\Pi}}{i}.$$

Принимая  $BA = k_{\text{внеш}} \frac{H_{\Pi}}{i}$ , получим

$$l_{\text{пв}} = 0,5 k_{\text{внут}} \frac{H_{\Pi}}{i}, \text{ м.} \quad (107)$$

Коэффициент развития трассы  $k_{\text{внут}}$  принимается для внутренней трассы данного типа на общих основаниях.

При определении объема внешней траншеи необходимо учитывать рельеф местности и производить подсчеты по участкам с учетом площадей отдельных поперечных сечений траншей, однако для предварительных расчетов объем внешней траншеи  $V_{\text{внеш}}$  с достаточной степенью точности может быть определен по формуле

$$V_{\text{внеш}} = \frac{H_{\Pi}^2}{i} k_{\text{внеш}} \left( \frac{b}{2} + \frac{H_{\Pi}}{3 \text{tg } \beta} \right), \text{ м}^3, \quad (108)$$

где  $b$  — ширина основания траншеи, м;

$\beta$  — угол откоса бортов внешней траншеи, град.

При определении угла  $\beta$  необходимо иметь в виду, что для приямка к горизонтам карьера внешняя траншея должна иметь транспортные бермы, в связи с чем угол  $\beta$  будет соответственно меньше угла откоса отдельных ее уступов  $\alpha$ . Предварительное определение угла  $\beta$  производится обычно графическим способом.

Горностроительный объем  $V_{\text{внут}}$  системы внутренних траншей, пройденных до горизонта  $n$ , будет равен:

$$V_{\text{внут}} = \frac{h^2}{i} k_{\text{внут}} \left( \frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \frac{H_n}{h}, \text{ м}^3, \quad (109)$$

где  $h$  — высота уступа;

$\alpha$  — угол откоса бортов внутренних траншей, град.

При размещении на борту карьера системы внутренних траншей приходится делать дополнительный разнос бортов  $V_{\text{доп}}$ , который определяется как объем полупризмы:

$$V_{\text{доп}} = 0,5 \frac{H_n^2}{i} k_{\text{внут}} \cdot b_{\text{транс}}, \text{ м}^3, \quad (110)$$

где  $b_{\text{транс}}$  — ширина транспортной бермы, м.

По мере отработки горизонтов внутренние траншеи становятся полутраншеями и объем  $V_{\text{внут}} - V_{\text{доп}}$  входит в объемы эксплуатационных работ.

Таким образом, при внутреннем вскрытии затраты, связанные с проходкой траншей, частично окупаются, так как объем  $V_{\text{внут}} - V_{\text{доп}}$  находится в контуре карьера и может быть оценен по себестоимости вскрыши.

Затраты на перепробеги грузов при вскрытии системой внутренних траншей будут равны:

а) для грузов, поступающих с горизонтов, расположенных ниже горизонта  $n$  (затраты  $C_{\text{ниж}}$ ):

$$C_{\text{ниж}} = (Q - qH_n) l_{\text{пв}} \cdot P_{\text{пер}}, \quad (111)$$

или, используя формулу (106):

$$C_{\text{ниж}} = (Q - qH_n) k_{\text{внут}} \frac{H_n^2}{i} P_{\text{пер}}, \text{ руб.} \quad (112)$$

где  $Q$  — общий объем перевозок за весь срок существования карьера,  $m$ ,

$q$  — объем перевозок на 1 м углубления карьера сверху,  $m$ ;

$P_{\text{пер}}$  — себестоимость одного тонно-метра перепробега, руб/1  $m$ -м.

б) для грузов, поступающих с горизонтов, расположенных выше горизонта  $n$  (затраты  $C_{\text{вер}}$ ):

$$C_{\text{вер}} = qH_n l_{\text{пв}} P_{\text{пер}}, \quad (113)$$

или, используя формулу (107)

$$C_{\text{вер}} = 0,5 q \frac{H_n^2}{i} k_{\text{внут}} P_{\text{пер}}, \text{ руб.} \quad (114)$$

Себестоимость одного тонно-метра перепробега  $P_{\text{пер}}$  рекомендуется определять из следующих соображений.

Если объем перевозок, например для грузов, поступающих с горизонтов, расположенных ниже горизонта  $n$ , составляет  $(Q - qH_n)$ ,

$m$ , то себестоимость одного тонно-метра перевозок в общем случае будет равна:

$$p = c_1 + \frac{c_2}{L} \cdot \text{руб./1 } m\text{-м}, \quad (115)$$

где  $c_1$  и  $c_2$  — коэффициенты;

$L$  — расстояние перевозок, м.

Общая себестоимость перевозок  $c_L$  груза  $(Q - q H_{\text{п}})$  на расстояние  $L$  будет равна:

$$C_L = (Q - q H_{\text{п}}) \left( c_1 + \frac{c_2}{L} \right) L, \text{ руб.} \quad (116)$$

Себестоимость перевозок  $c_{L+l_{\text{пн}}}$  этого же груза на расстояние  $L + l_{\text{пн}}$  будет равна:

$$C_{L+l_{\text{пн}}} = (Q - q H_{\text{п}}) \left( c_1 + \frac{c_2}{L+l_{\text{пн}}} \right) (L + l_{\text{пн}}), \text{ руб.} \quad (117)$$

Затраты на перепробег грузов  $c_{\text{ниж}}$  будут равны разности  $c_{L+l_{\text{пн}}} - c_L$ , т. е.

$$\begin{aligned} c_{\text{ниж}} &= C_{L+l_{\text{пн}}} - C_L = \\ &= (Q - q H_{\text{п}}) \left[ \left( c_1 + \frac{c_2}{L+l_{\text{пн}}} \right) (L + l_{\text{пн}}) - \left( c_1 + \frac{c_2}{L} \right) L \right] = \\ &= (Q - q H_{\text{п}}) c_1 \cdot l_{\text{пн}}, \text{ руб.} \end{aligned} \quad (118)$$

Сопоставляя формулы (111) и (118), легко видеть, что себестоимость одного тонно-метра перепробега  $p_{\text{пер}}$  равна коэффициенту  $c_1$  в формуле (115).

Этот вывод распространяется также на грузы, поступающие с горизонтов, расположенных выше горизонта  $n$ , и являются общим для всех расчетов затрат на перепробеги.

Для определения глубины погружения внешней капитальной траншеи необходимо сопоставить общие расчетные затраты двух сравниваемых вариантов вскрытия.

Расчетные затраты находятся с учетом экономической эффективности капитальных вложений по типовой методике.

Проведение внешней траншеи будет экономически целесообразным, если расчетные затраты, связанные с ее проведением и эксплуатацией, будут равны или меньше соответствующих затрат при вскрытии внутренними траншеями.

Расчетные затраты при вскрытии внешней траншеей будут равны:

$$c_{\text{г}} + (V_{\text{внеш}} P_{\text{тр}}) P_{\text{н}}, \text{ руб.}, \quad (119)$$

где дополнительно обозначено:

$c_{\text{г}}$  — годовые издержки производства, руб.;

$P_{\text{тр}}$  — себестоимость 1 м<sup>3</sup> проведения траншеи, руб.;

$P_{\text{н}}$  — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Расчетные затраты при вскрытии внутренними траншеями

$$c_{\text{г}} + (V_{\text{внут}} P_{\text{тр}}) P_{\text{н}} - \frac{V_{\text{внут}} - V_{\text{доп}}}{t} P_{\text{вскр}} + \frac{C_{\text{ниж}} + C_{\text{вер}}}{t}, \text{ руб.}, \quad (120)$$

где  $t$  — срок существования предприятия, лет;  
 $P_{\text{вскр}}$  — себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрышных работ, руб.

В данном случае из общих годовых издержек производства выделена величина  $c_{\Gamma}$ , равная по своей величине годовым издержкам производства при вскрытии внешней траншеи.

Общие эксплуатационные затраты на перепробеги грузов  $c_{\text{внж}} + c_{\text{вер}}$  путем деления их на величину  $t$  приведены к необходимым годовым издержкам производства, которые, естественно, прибавляются к величине  $c_{\Gamma}$ .

Годовые издержки производства в соответствии с изложенным выше, уменьшены на величину  $\frac{V_{\text{внут}} - V_{\text{доп}}}{t} P_{\text{вскр}}$ , так как в процессе эксплуатации происходит возврат средств за счет оценки данных объемов по себестоимости вскрыши. Приравнивая расчетные затраты сравниваемых вариантов, получим следующее уравнение:

$$c_{\Gamma} + (V_{\text{внеш}} P_{\text{тр}}) P_{\text{н}} = \\ = c_{\Gamma} + (V_{\text{внут}} P_{\text{тр}}) P_{\text{н}} - \frac{(V_{\text{внут}} - V_{\text{доп}})}{t} P_{\text{вскр}} + \frac{c_{\text{внж}} + c_{\text{вер}}}{t}. \quad (121)$$

Делая подстановку в уравнение (121) ранее найденных величин, раскрывая скобки и произведя необходимые преобразования, получим квадратное уравнение:

$$\frac{P_{\text{тр}} P_{\text{н}} k_{\text{внеш}}}{3 \text{tg } \beta} H_{\text{п}}^2 + 0,5 \left( k_{\text{внеш}} b \cdot P_{\text{тр}} P_{\text{н}} - \frac{k_{\text{внут}} \cdot b_{\text{транс}} \cdot P_{\text{вскр}}}{t} + \right. \\ \left. + \frac{q \cdot k_{\text{внут}} P_{\text{пер}}}{t} \right) H_{\text{п}} - \\ - \left[ \frac{h^2 k_{\text{внут}}}{i} \left( \frac{b}{2} + \frac{h}{3 \text{tg } \alpha} \right) \left( P_{\text{тр}} P_{\text{н}} - \frac{P_{\text{вскр}}}{t} \right) \frac{i}{h} + \frac{Q k_{\text{внут}} P_{\text{пер}}}{t} \right] = 0.$$

Решая это уравнение относительно  $H_{\text{п}}$ , получим:

$$H_{\text{п}} = \frac{-A + \sqrt{A^2 + \frac{1,33 k_{\text{внеш}} P_{\text{тр}} P_{\text{н}}}{h \cdot \text{tg } \beta} \left[ \left( P_{\text{тр}} P_{\text{н}} - \frac{P_{\text{вскр}}}{t} \right) V'_{\text{внут}} i + \right. \\ \left. \frac{Q \cdot k_{\text{внут}} P_{\text{пер}} h}{t} \right]}}{0,666 \cdot k_{\text{внеш}} P_{\text{тр}} P_{\text{н}} \times \\ \times \text{ctg } \beta}, \quad (122)$$

где

$$A = 0,5 \left( k_{\text{внеш}} b \cdot P_{\text{тр}} P_{\text{н}} - \frac{k_{\text{внут}} b_{\text{транс}} P_{\text{вскр}}}{t} + \frac{q k_{\text{внут}} P_{\text{пер}}}{t} \right). \\ V'_{\text{внут}} = \frac{h^2 k_{\text{внут}}}{i} \left( \frac{b}{2} + \frac{h}{3 \text{tg } \alpha} \right).$$

Формула (122) позволяет вначале проектирования с достаточной степенью точности определить экономически целесообразную глубину погружения внешней капитальной траншеи. Совместный

анализ капитальных затрат и эксплуатационных расходов с учетом экономической эффективности капиталовложений позволяет наиболее правильно подойти к определению целесообразной глубины погружения внешней капитальной траншеи.

Правильное определение глубины погружения внешней траншеи имеет большое значение для всех месторождений и особенно для месторождений, разрабатываемых комбинированным способом.

Рассмотрим несколько примеров из практики.

Соколовский железорудный карьер вскрывается южной внешней капитальной траншеей, пройденной с отметки +180 м. Глубина траншеи в месте примыкания равна 60 м.

На Коунрадском месторождении пройдена южная траншея до гор. 605 м. Отметка поверхности в месте примыкания 660 м; глубина погружения составляет 55 м.

Златоуст-Беловское месторождение вскрывается двумя траншеями: восточной и западной. Восточная траншея пройдена до отметки 375 м. Отметка поверхности в месте примыкания 445 м; глубина траншеи 70 м.

Внешняя траншея Западно-Каражальского карьера имеет проектную глубину 76 м и рассчитана для автомобильной откатки.

В табл. 17 приводятся значения всех необходимых для расчета величин, глубина погружения траншей найденная по формуле (122) и принятая проектом.

Таблица 17

Значения расчетных величин и глубина погружения внешних капитальных траншей

Показатели	Карьеры			
	Соколовский (южная траншея)	Коунрад- ский (южная траншея)	Златоуст- Беловский (восточная траншея)	Каражаль- ский (восточная траншея)
$Q$ , млн. т . . . . .	430	450	540	80
$q$ , млн. т . . . . .	1,7	2,1	4,0	0,8
$b$ , м . . . . .	30	25	15	15
$b_{\text{транс}}$ , м . . . . .	16	24	13,5	12
$h$ , м . . . . .	10	15	15	12
$i$ , тысячых . . . . .	0,039	0,030	0,030	0,080
$k_{\text{внеш}}$ . . . . .	1,2	1,2	1,15	1,15
$k_{\text{внут}}$ . . . . .	1,4	1,3	1,3	1,3
$\alpha$ , град . . . . .	40	45	45	45
$\beta$ , град . . . . .	35	35	35	35
$R_{\text{пер}}$ , руб/т·м . . . . .	0,000008	0,000008	0,000008	0,00006
$R_{\text{вскр}}$ , руб/м <sup>3</sup> . . . . .	0,5	0,45	0,5	0,7
$R_{\text{тр}}$ , руб/м <sup>3</sup> . . . . .	0,75	0,65	0,75	1,0
$R_{\text{п}}$ . . . . .	0,1	0,1	0,1	0,1
$t$ , лет . . . . .	30	25	27	15
$A$ . . . . .	1,48	1,13	1,255	2,58
$V'_{\text{внут}}$ , м <sup>3</sup> . . . . .	68 000	170 500	122 000	26 900
$H_{\text{п}}$ , м . . . . .	50	60	60	67,7
Проектная глубина траншеи, м . . . . .	60	55	70	76,0

Во всех рассмотренных случаях целесообразность проведения глубоких траншей подтверждается расчетом. В условиях Коунрадского рудника южная траншея позволяет сократить расстояние перевозки руды по поверхности примерно на 4,5 км, что дает несколько миллионов рублей экономии.

Как известно, основной транспортной магистралью на карьере долгое время служила восточная траншея, которая с проходкой южной траншеи теряет свое значение.

Траншею Соколовского карьера было бы целесообразно пройти со стороны северного торца карьера, но проектировавшаяся ранее отработка северной части месторождения подземным способом послужила одной из причин перенесения места примыкания на южный торец.

В целях сокращения расстояний перевозок трасса траншеи принята криволинейной с выходом на север в юго-западной части рудного поля.

Применение глубоких внешних траншей для вскрытия верхних горизонтов карьеров позволяет существенно улучшить комбинированную схему вскрытия рудных месторождений, разрабатываемых до больших глубин.

#### **§ 10. Особенности вскрытия глубоких карьеров и нагорных месторождений при комбинированной разработке**

Выбор наиболее целесообразного варианта вскрытия при проектировании разработки месторождений является интересной и сложной задачей, которая обычно решается в данных конкретных условиях с учетом рельефа местности, размера карьерного поля, характера залегания рудного тела, годовой производственной мощности предприятия, типа применяемого оборудования, направления грузопотоков, конструкции фронта очистных работ и ряда других факторов.

При выборе варианта вскрытия необходимо:

а) обосновать технико-экономическими расчетами наиболее целесообразный вариант вскрытия;

б) увязать принятый вариант с системой разработки и установленным режимом горных работ;

в) предусмотреть возможность изменения схемы вскрытия, если отработка месторождения проектируется по этапам;

г) обосновать величину руководящего уклона траншей, их провозную способность, определить параметры траншей, способы их проходки и место заложения.

Наиболее распространенным способом вскрытия до самого последнего времени считалось вскрытие различными наклонными траншеями с тупиковой, спиральной или петлевой формой трассы. Проф. М. Г. Новожиловым на основании проведенных технико-экономических расчетов рекомендуется верхние горизонты карьеров до глубины 30—40 м вскрывать внешними траншеями, горизонты от

30—40 до 105—75 м — скользящими съездами, а затем все нижележащие горизонты — наклонными канатными скиповыми подъемниками или конвейерами [55, 56, 57].

Внутрикарьерный транспорт до погрузочных площадок, а также спуск руды и пустых пород с гор. 75 м на гор. 105 м, где устраивается первая погрузочная площадка, рекомендуется осуществлять большегрузными автосамосвалами. Таким образом, железнодорожный и автомобильный транспорт рекомендуется применять для подъема на поверхность только до глубины 75 м. С переходом на скиповый подъем все железнодорожные пути из карьера, естественно, должны удаляться.

Проф., докт. техн. наук М. В. Васильев для карьеров малой и средней производительности глубиной до 250 м также считает возможным использовать автомобильный транспорт в верхней зоне до глубины 80—150 м [32].

Скиповые подъемники успешно работают на меднорудных карьерах Либерти, Чино, Пима (США), Кольези (Конго), Кананеа (Мексика), на железорудных карьерах Саус-Энью, Мезаби, Мортон (США), Мармора, Хогарт (Канада), Маркезадо (Испания), на асбестовых карьерах Джеффри-Майн, на Фушуньском бурогольном карьере (КНР).

Скиповые подъемники проектируются на карьере Беркли, Шлей, Богдад, а также на карьерах СССР: Сибавском, Сорском, Учалинском, Блявинском, Зыряновском, на карьерах треста Союзасбест и на ряде других карьеров.

Во всех случаях внутрикарьерный транспорт осуществляется автосамосвалами.

Автомобильно-конвейерный транспорт нашел еще более широкое применение на рудных карьерах.

В порядке проектной проработки рассматривался вопрос о применении конвейерных подъемников на карьерах Гайском, Николаевском, Качарском, ЮГОК и др.

Применение для вскрытия месторождений наклонных скиповых подъемников и конвейеров позволит наиболее рационально и экономично вести горные работы на всех обрабатываемых горизонтах. Кроме того, отсутствие транспортных берм при этих способах вскрытия сократит объем работ по разносу бортов и позволит увеличить углы их откосов. Разработка новых высокопроизводительных и эффективных способов вскрытия и их внедрение в практику позволит существенно снизить транспортные эксплуатационные расходы и обоснованно проектировать увеличение глубины открытых работ.

Как показано в § 9, для вскрытия крупных месторождений целесообразно проходить внешние капитальные траншеи, глубина которых может доходить до 60—70 м, а в ряде случаев до 80—100 м.

Отмеченное обстоятельство позволяет существенно упростить вскрытие крупных месторождений, разрабатываемых до больших глубин, так как после проходки глубокой траншеи все нижележа-

щие горизонты целесообразно сразу вскрывать наклонными скиповыми подъемниками или конвейерами. При этом отпадает необходимость укладки скользящих съездов на промежуточных горизонтах, а также исключается операция их уборки из карьера при переходе на скиповый или конвейерный подъем.

Размещение откаточных путей в глубокой внешней траншее позволит своевременно осуществить строительство подъемников на бортах карьера, свободных от откаточных магистральных путей.

При выборе способа вскрытия рекомендуется также рассматривать варианты комбинированного вскрытия рудных месторождений конвейерами или скиповыми подъемниками. Конвейеры целесообразно использовать для подъема руды, а скиповые подъемники для удаления пустых пород. Этот вариант позволяет исключить операцию дробления пустых пород в карьере, что дает существенную экономию и снижает себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши.

На рис. 41 показана комбинированная схема вскрытия скиповыми подъемниками 3 и конвейерной системой 9.

Если для подъема руды устанавливается конвейерная система 9, то остается один из скиповых подъемников 3, который используется для подъема породы. При переходе на подземные работы вскрытие осуществляется подземной конвейерной системой 10, которая примыкает к конвейерной системе 9, расположенной на борту карьера. Возможен вариант, когда наклонный скиповый подъемник может использоваться для выдачи руды из подземного рудника после окончания открытых работ. На рис. 42 приведена схема вскрытия карьера и подземного рудника одним скиповым подъемником.

При совместной разработке месторождений открытым и подземным способами транспортные коммуникации подземного рудника часто используются для транспортирования руды из карьера. Обычно руда перепускается на горизонт откаточной штольни по рудоспускам и затем транспортируется на фабрику или завод (карьеры Главного поля Хайдарканского рудоуправления, Блявинский, Каула, апатитового рудника им. С. М. Кирова, Расвумчорр-Цирк, Эрдберг,

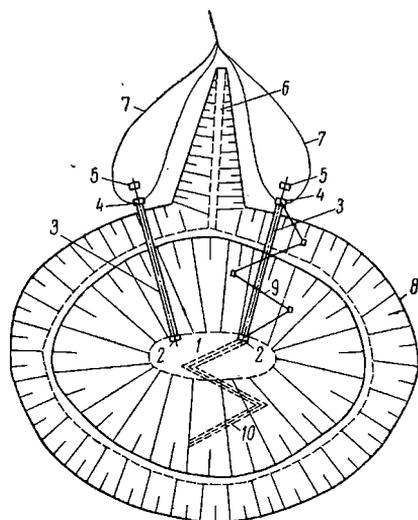


Рис. 41. Комбинированная схема вскрытия глубоких карьеров:

1 — дно карьера; 2 — приемные бункеры скиповых подъемников; 3 — скиповые подъемники; 4 — бункерные устройства на поверхности; 5 — машинное отделение; 6 — внешняя капитальная траншея; 7 — дороги на поверхности; 8 — контур карьера на поверхности; 9 — схема установки системы конвейеров на борту карьера; 10 — подземная конвейерная система

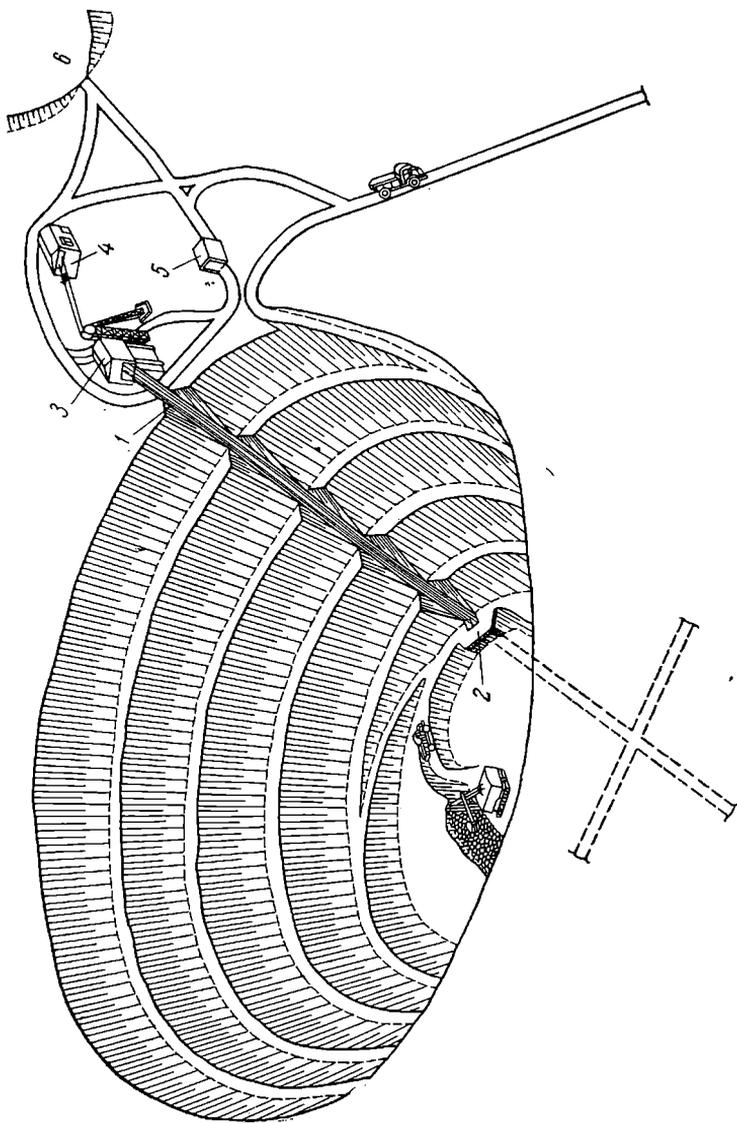


Рис. 42. Схема вскрытия карьера и подземного рудника одним скиповым подъемником:  
 1 — скиповой подъемник; 2 — нижняя погрузочная площадка; 3 — разгрузочное устройство на поверхности;  
 4 — машинное отделение; 5 — весона; 6 — отвал

Юнайтед-Верде, Торнтон и др.). В некоторых случаях при гористом рельефе местности для доставки руды используются подвесные канатные дороги.

Руда из Алтын-Топканского карьера по глубоким рудоспускам попадает на горизонт капитальной штольни и затем транспортируется к бункерам дробильного отделения фабрики. После дробления руда поступала к погрузочной станции подвесной канатной дороги и транспортировалась далее на 8,5 км к железнодорожной станции. В настоящее время пройден тоннель, в котором установлен конвейер для доставки руды на фабрику. Руда с горизонтов Каджаранского карьера по рудоспускам попадает на горизонт капитальной штольни и затем по подвесной канатной дороге — на фабрику [19]. Схема транспортирования руды приведена на рис. 43.

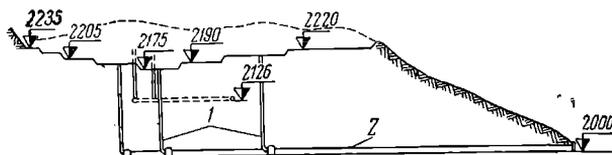


Рис. 43. Схема транспортирования руды из Каджаранского карьера:

1 — рудоспуски; 2 — штольня

На рис. 44 показана схема вскрытия нагорного месторождения с использованием для доставки руды подземных рудоспусков, штольни и подвесной канатной дороги.

На рис. 45 приведены схемы расположения рудоспусков в карьерах, а на рис. 46 — схемы их погашения (по Б. П. Боголюбову и Ю. П. Астафьеву) [15, 16].

Обычно перед погашением рудоспуск заполняется рудой, площадка около него обуривается и затем весь подготовленный массив взрывается. На рис. 46, а показано погашение верхней части рудоспуска на Блявинском руднике. Рудоспуск после отработки гор. 423 м перекрывался на гор. 405 м, заполнялся рудой, а оставшаяся площадка около рудоспуска обуривалась и весь массив взрывался на высоту подустапа. Транспортирование руды производилось по наклонному съезду ( $i = 70\text{‰}$ ). При погашении рудоспуска на Алтын-Топканском руднике он заполнялся рудой до отметки 1766 м и затем погашался пятнадцатиметровыми секциями (рис. 46, б). Погашение каждой секции производилось при подходе к ней разрезной траншеи (рис. 46, в).

Для перекрытия рудоспуска иногда проектируется проходка специальных подземных выработок, показанных на рис. 46, г. Проектировалось также погашение рудоспусков системой глори-холл (рис. 46, д) без предварительного заполнения рудоспуска рудой.

При большом сечении рудоспуска возможно производить его погашение по этапам без остановки эксплуатации (рис. 46, е). Для

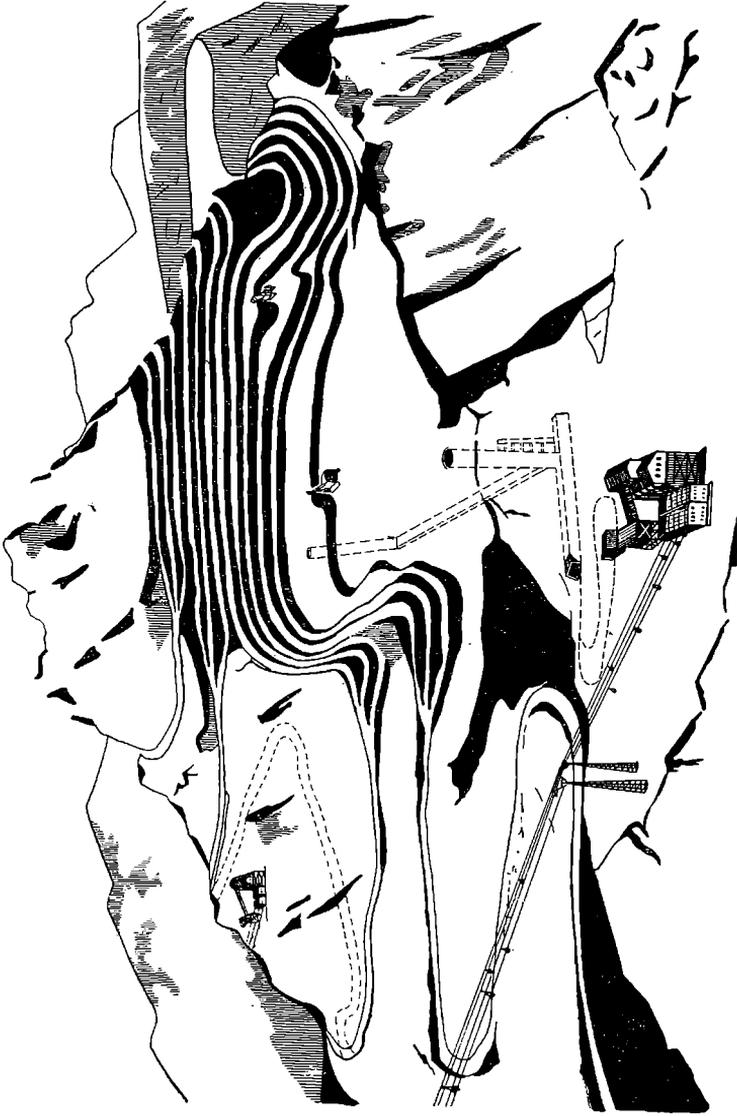


Рис. 44. Схема вскрытия нагорного месторождения с использованием для доставки руды подземных рудоспусков, штольни и подвесной канатной дороги

этого в первый этап погашается часть рудоспуска непосредственно примыкающая к разрезной траншее. Во второй этап погашается

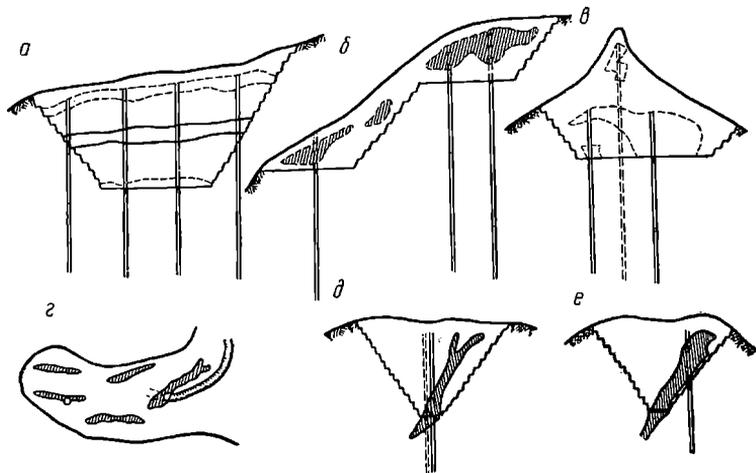


Рис. 45. Схемы расположения рудоспусков в карьерах

остальная часть рудоспуска. В данном случае без остановки эксплуатации оказывается возможным производить погрузку руды в рудоспуск с двух горизонтов.

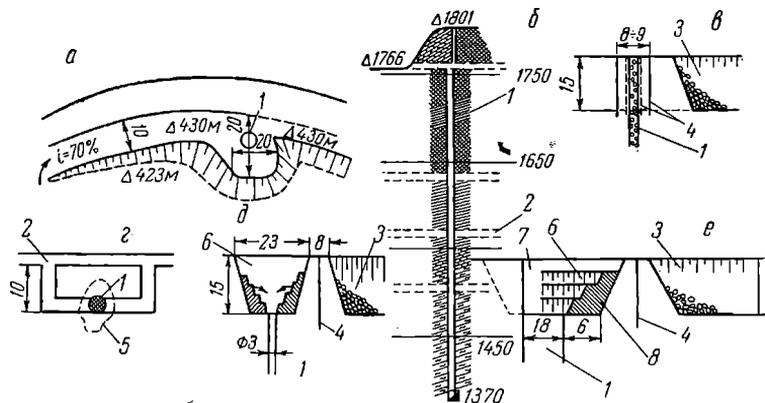


Рис. 46. Схемы погашения рудоспусков:

1 — рудоспуск; 2 — подземные горизонты; 3 — разрезная траншея; 4 — сважины; 5 — фактическое сечение рудоспуска; 6 — воронка; 7 — рабочая часть рудоспуска; 8 — погашаемая часть рудоспуска

При расположении рудоспусков за контурами карьера, вопрос их погашения отпадает (карьеры Главного поля, Каула).

Опыт эксплуатации глубоких рудоспусков на карьерах Алтын-Топканском, Расвумчорр-Цирк и др. показал, что в зимние месяцы

в рудоспусках образуются пробки. На комбинате «Апатит» в 1964 г. было проведено специальное совещание по техническим проблемам эксплуатации глубоких рудоспусков.

В частности, работниками комбината предложено производить расширение нижней части рудоспусков по схеме, приведенной на

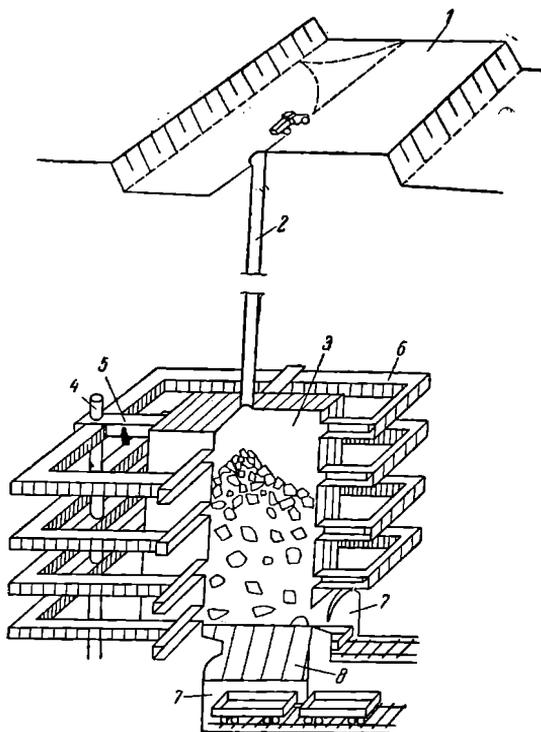


Рис. 47. Схема расширения нижней части рудоспуска:

1 — уступы карьера; 2 — рудоспуск; 3 — аккумулярующая камера; 4 — контрольный восстающий; 5 — смотровые ходки; 6 — соединительные выработки; 7 — погрузочный тоннель; 8 — днище камеры

рис. 47. Разработана конструкция вибрационного комплекса с бигармоническими колебаниями для выпуска руды из карьерных рудоспусков.

Предложены и другие конструктивные решения, повышающие надежность эксплуатации рудоспусков [63].

При доработке нижних горизонтов нагорных месторождений применяется тоннельное вскрытие. Меднорудное месторождение Бингам-Юта вскрыто тремя тоннелями, из которых третий имеет длину 5,5 км и проходит ниже современного дна карьера на 45 м (рис. 48).

В каждом конкретном случае выбор способа вскрытия должен решаться на основании технико-экономических расчетов с учетом местной специфики.

Совершенно очевидно, что в ближайшее время предпочтение должно отдаваться наиболее перспективным вариантам вскрытия

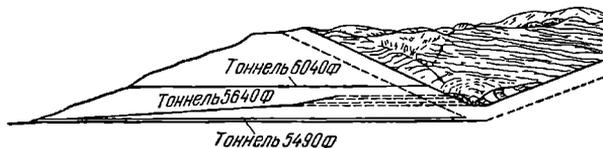


Рис. 48. Схема тоннельного вскрытия карьера Бингам-Юта

с использованием скиповых и конвейерных подъемников, а для нагорных месторождений — с использованием подземных выработок, которые должны рассчитываться с учетом транспортирования руды из открытых и подземных работ.

Снижение транспортных расходов позволит значительно расширить возможности комбинированной разработки ряда месторождений.

---

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Комбинированная разработка месторождений с каждым годом получает все более широкое применение на отечественных и зарубежных горных предприятиях. Если раньше комбинированная разработка производилась в порядке поисков более целесообразных способов выемки полезных ископаемых по техническим проектам, составленным по аналогии и без достаточно апробированных расчетов, то в настоящее время проектирование осуществляется на надежной научной базе. В основу научных разработок положен богатый отечественный опыт передовых горных предприятий, осуществляющих комбинированную разработку, выполненные в последнее время большие научные исследования в этой области и предложенные отечественными и производственными коллективами новые технологические схемы разработки для самых сложных условий. Проведенными исследованиями установлено, что в Криворожском бассейне в зоне обрушения подземных рудников накопилось около 500 млн. *т* чистых и разубоженных руд со средним содержанием железа 40—45% [7, 43]. Предложено производить добычу этих руд и вмещающих железистых кварцитов открытым способом. При этом разработка богатых железных руд будет продолжаться подземным способом. Целесообразность одновременной разработки месторождений открытым и подземным способами, когда для открытых работ выделяются участки с бедной рудой, нерентабельной для подземной добычи, подтверждаются практикой карьеров ЦГОК, «Медвежий ручей», Главного и Южного полей Хайдарканского рудоуправления и целого ряда других карьеров. При этом обеспечивается наиболее полное использование запасов недр и наиболее высокая производительность.

При определении экономической целесообразности разработки бедных руд в настоящее время используется хорошо обоснованная методология расчетов, учитывающая эффективность капиталовложений, ежегодную и общую прибыль от эксплуатации, количество получаемого металла и ряд других факторов, что позволяет вести разработку с максимальным народнохозяйственным эффектом. Комбинированная разработка запроектирована для ряда новых крупных месторождений, находящихся в сложных геологических и горно-

технических условиях, таких как Горевское, Тишинское, целесообразность комбинированной разработки доказана для многих месторождений Криворожского бассейна, Алтая и спецсырья. Применение эффективных схем вскрытия с использованием скиповых и конвейерных подъемников позволит значительно увеличить глубину открытых работ и в ряде случаев в дальнейшем использовать эти подъемники для транспортирования руды из подземных работ. Глубина карьеров при комбинированной разработке проектируется в пределах 300—500 м и может быть увеличена до 600—700 м.

Большое значение для расширения области применения комбинированной разработки имеет происходящий в нашей стране технический прогресс и ожидаемый серийный выпуск различной физической аппаратуры, позволяющей контролировать технологические процессы в нарушенных зонах. Применение звуко- и радиолокации горных пород позволит обеспечить полную безопасность открытых горных работ в зонах обрушения и над подземными незаложенными камерами. Для обоснования экономической эффективности комбинированной разработки представляется возможным использовать электронные вычислительные машины и различные счетно-решающие устройства.

---

## ЛИТЕРАТУРА

1. А го ш ко в М. И. Определение производительности рудняка. Металлургиздат, 1948.
2. А го ш ко в М. И. и Б ро н ни ко в Д. М. Особенности экономически наивыгоднейших значений некоторых параметров в горном деле. В кн. «Вопросы разработки месторождений полезных ископаемых». Изд. АН СССР, 1958.
3. А ста ф ь е в Ю. П. Техничко-экономический обзор добычи руд цветных металлов на карьерах зарубежных стран. ЦИИИЦветмет, 1962.
4. А ри ст о в И. И., Ва си л ь е в Е. И. Новое в технике открытых работ в капиталистических странах. Горный журнал, № 10, 1957.
5. А ри ст о в И. И. Анализ условий производства открытых горных работ на подработанных площадях. В Сб. научных трудов МГИ № 26, издание МГИ, 1959.
6. А р с е н т ь е в А. И. Определение производительности и границ карьеров. Госгортехиздат, 1961.
7. А р с е н т ь е в А. И. и др. Комплексное развитие железорудного бассейна. Недра, 1964.
8. А р би е в К. К. Опыт буровзрывных работ на карьерах Норильского комбината. Горный журнал, № 7, 1963.
9. А в е р ш и н С. Г. Вопросы определения деформаций земной поверхности под влиянием горных разработок. В Сб. Вопросы проектирования и строительства зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. Изд. Центрогипрошахт, 1960.
10. Б а р б о т д е - М а р н и. Открытые работы на медных рудниках США. Цветметиздат, 1932.
11. Б е к к и Ф. Е. Система блокового обрушения. Metallurgizdat, 1947.
12. Б а р а н о в Е. Г., Мосинец В. Н., Подойницын Е. М., Клаповский В. Е. Совершенствование технологии буровзрывных работ на рудных карьерах Киргизии. ЦИИИ ЦМ, 1961.
13. Б о го л ю б о в Б. П., Грачев Ф. Г. Буровзрывные работы в сложных забоях. Известия высших учебных заведений, Цветная металлургия, № 4, 1958.
14. Б о го л ю б о в Б. П., Грачев Ф. Г. Минимальная мощность отдельно извлекаемого рудного включения при разработке сложных забоев

на открытых работах. Известия высших учебных заведений, Цветная металлургия, № 5, 1958.

15. Боголюбов Б. П., Астафьев Ю. П. Некоторые вопросы применения рудоспусков на карьерах. Геология и горное дело. Сб. научных статей № 34 КИЦМ. Госгортехиздат, 1961.

16. Боголюбов Б. П., Астафьев Ю. П. Погашение рудоспусков на карьерах, Горный журнал, № 12, 1959.

17. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П. Расчет глубины погружения внешней капитальной траншеи. Горный журнал, № 6, 1959.

18. Боголюбов Б. П., Ходинов А. С. Способы ликвидации пустот при работе карьера в зоне старых подземных выработок. Известия вузов, Горный журнал, № 2, 1962.

19. Боголюбов Б. П., Астафьев Ю. П. Опыт использования подземных выработок на карьерах. Горный журнал, № 3, 1965.

20. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П. Проблемы комбинированной разработки рудных месторождений. Геология и горное дело, Сб. научных статей КИЦМ, № 34, Госгортехиздат, 1961.

21. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Лукин Н. М., Чантурия А. В. Усовершенствование технологии и расширение границ открытых работ на Хайдаркашском руднике. Горный журнал, № 8, 1961.

22. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Ходинов А. С. Опыт работы карьера «Северный» над подземными камерами рудника «Таймырский». Цветная металлургия, Бюллетень ЦИИН, № 4, 1962.

23. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Исаев А. В. Опыт работы карьера «Угольный ручей» в зоне обрушения Заполярного рудника. Горный журнал, № 6, 1962.

24. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Ходинов А. С., Григорянц Э. А., Коргун И. К., Курков П. А., Якименко Н. Д. Определение мощности потолочин при открытой разработке зон, нарушенных подземными выработками, Горный журнал, № 11, 1962.

25. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Шитарев В. Г. Опыт эксплуатации и выбор рационального режима горных работ карьера «Большой Медвежий ручей». Цветная металлургия, Бюллетень ЦИИН, № 9, 1963.

26. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Бунин Ж. В. Об изыскании рациональных и безопасных способов ведения открытых горных работ на карьере. Известия вузов, Горный журнал, № 9, 1963.

27. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Бунин Ж. В., Нагорнов А. М. Особенности реконструкции карьера «Угольный ручей». Горный журнал, № 7, 1963.

28. Боголюбов Б. П., Юматов Б. П., Бунин Ж. В., Шубодеров В. И., Шитарев В. Г. Опыт эксплуатации и выбор рациональных схем транспорта для карьера «Медвежий ручей», Цветная металлургия, Бюллетень ЦИИН, № 10, 1964.

29. Боголюбов Б. П., Грачев Ф. Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава, Недра, 1964.

30. Виночки К. Е., Трубецкой К. Н. Определение границ открытых горных работ в сложных горнотехнических условиях. Горный журнал, № 6, 1964.

31. Васильев М. В., Фаддеев Б. В., Хохряков В. С. Наклонные подъемники на карьерах. Госгортехиздат, 1962.
32. Васильев М. В. О рациональных зонах и границах применения различных видов карьерного транспорта. Горный журнал, № 3, 1962.
33. Вовк А. А., Черный Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом, Киев, Наукова Думка, 1965.
34. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. Металлургияиздат, 1955.
35. Городецкий П. И., Галаев Н. З., Палий В. Д. Вопросы механики массива горных пород. Горный журнал, № 5, 1959.
36. Деев В. М. Расчет толстых упругих плит с помощью собственных функций полигармонических операторов. ХАДИ, Научное сообщение № 10, 1953.
37. Зверьков С. Н., Степашко А. П., Григорянц Э. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на карьерах Норильского комбината. Горный журнал, № 6, 1965.
38. Захваткин Б. Н. Практика работы рудника Каула. ЦИИИцветмет, 1959.
39. Зурков П. Э. Разработка железных руд сложного состава открытым способом. В Сб. Техника и технология открытых горных работ, Углетехиздат, 1959.
40. Ильин А. М., Скакун Г. П., Карпов В. В. Опыт работы карьеров Высокогорского рудоуправления. Горный журнал, № 4, 1963.
41. Иофин С. Л. Устойчивость бортов карьеров, М., Metallургияиздат, 1953.
42. Куликов А. В., Куликов В. В., Мелешкин С. М. Разработка железорудных месторождений за рубежом. Госгортехиздат, 1960.
43. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений, Недра, 1965.
44. Кушеницкий К. С. Добыча железной руды на руднике Кируна, Горный журнал, № 6, 1956.
45. Кушеницкий К. С. Железородная промышленность Австрии, Бюллетень ЦИИИ, № 5 (313), 1957.
46. Куваев Н. Н., Кузьмина Р. В., Можжерин В. М. Устойчивость бортов карьера Центрального горнообогатительного комбината, Горный журнал, № 12, 1963.
47. Каждан А. Б., Соловьев Н. Н. К вопросу определения наиболее рационального значения бортового содержания при подсчете запасов рудных месторождений. В Сб. научных трудов Минцветметзолото, № 28, Metallургияиздат, 1958.
48. Лунев А. Л. и Зверьков С. Н. Открытая разработка месторождения в зоне старых подземных работ, Горный журнал № 9, 1959.
49. Лукин Н. М. Влияние потерь и разубоживания руды на экономически предельный коэффициент вскрыши. Горный журнал, № 7, 1964.
50. Лурье А. И. Пространственные задачи теории упругости, Гостехиздат, 1955.
51. Мильченко Д. В., Седлов М. Г., Мечиков О. С. и др. Вопросы комбинированной разработки Зырянского месторождения и тематика научных исследований, АН Каз. ССР, Алма-Ата, 1963.

52. Мельников Н. В., Чесноков М. М. Техника безопасности на открытых горных работах, Госгортехиздат, 1963.
53. Мельников Н. В. Задачи горной науки в связи с развитием промышленности. ИГД, 1964.
54. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. Недра, 1964.
55. Новожилов М. Г., Селянин В. Г., Троп А. Е. Глубокие карьеры. Госгортехиздат, 1962.
56. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. Недра, 1965.
57. Новожилов М. Г., Фиделев А. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых, Киев, Гостехиздат, УССР, 1963.
58. Попов С. И. Рациональный профиль бортов карьеров, Сб. трудов МГМИ, № 19, 1959.
59. Попов Г. Н., Нифонтов Б. И., Лобанов Д. П., Куликов А. В. Особенности разработки месторождений радиоактивных руд. Атомиздат, 1964.
60. Рудаков М. Л. Устойчивость бортов глубоких карьеров. В сб. Вопросы исследования горного давления и сдвижения пород. Свердловск, Труды ИГД УФАН СССР, вып. 5, 1963.
61. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьера. Metallurgizdat, 1956.
62. Ржевский В. В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды, Углетехиздат, 1957.
63. Ржевский В. В., Анистратов Ю. И., Ильин С. А. Открытые горные работы в сложных условиях, Недра, 1964.
64. Руппенейт К. В. Механические свойства горных пород, Углетехиздат, 1956.
65. Руппенейт К. В., Либерман Ю. М. Введение в механику горных пород. Госгортехиздат, 1960.
66. Справочник по горнорудному делу, том I, Госгортехиздат, 1960.
67. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений и новой техники в народном хозяйстве СССР. Госпланиздат, 1960.
68. Временная отраслевая методика определения экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1964.
69. Филярчук С. Е. Переход Блявинского рудника на открытый способ разработки. Горный журнал, № 4, 1956.
70. Фиделев А. С. Основные расчеты при открытой разработке угольных месторождений. Госгортехиздат, 1960.
71. Фиделев А. С. Основные расчеты при открытой разработке нерудных строительных материалов. Госстройиздат, 1960.
72. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов, М., Недра, 1965.
73. Фисенко Г. Л., Кагермазова С. В., Пустовойтова Т. К. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов. ВНИМИ, Ленинград, 1962.

74. Х о х р я к о в В. С. Учет разновременности затрат при технико-экономическом сравнении вариантов открытой разработки. Горный журнал, № 7, 1962.
75. Х о х р я к о в В. С. Показатели технического прогресса на карьерах СССР. Известия вузов, Горный журнал, № 6, 1963.
76. Ш а ш у р и н С. Л., Б у ш е Л. И., П л а к с а Н. В. К вопросу определения основных размеров карьера при организации открытых работ над подработанными площадями. Цветная металлургия, Бюллетень ЦИИИ № 10, 1962.
77. Ш а ш у р и н С. Л. Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов, Госгортехиздат, 1962.
78. Ш и л и н А. Н. Перевод месторождений руд цветных металлов с подземных работ на открытые. Бюллетень горного общества, № 1, Свердловск, Изд. НТО, 1957.
79. Ш о р о х о в С. М. Разработка россыпных месторождений и основы проектирования. М., Госгортехиздат, 1963.
80. Ш п а й д е р М. Ф., Г о р д и е н к о Е. Т. О совместных открытых и подземных работах, Безопасность труда в промышленности, № 1, 1964.
81. Ю м а т о в Б. П. Определение экономической эффективности капиталовложений и глубины карьера при комбинированной разработке месторождений. Горный журнал, № 2, 1961.
82. Ю м а т о в Б. П. Использование нового метода определения экономической эффективности капитальных вложений для обоснования границ карьеров и их производительности. В Сб. трудов Всесоюзной межвузовской конференции на тему «Пути повышения производительности горных предприятий», Высшая школа, 1962.
83. Ю м а т о в Б. П. Определение удельных, общих и приведенных капиталовложений для технико-экономических расчетов в области горного дела. Известия вузов, Горный журнал, № 4, 1961.
84. Ю м а т о в Б. П. Расчет параметров массовых взрывов при посадке потолочин с эксплуатационных горизонтов карьеров, Геология и горное дело, сб. научных статей КИЦМ, № 34, 1961.
85. Ю м а т о в Б. П., Ч а н т у р и я Г. В., А с т а ф ь е в Г. П., А к с е н о в Б. Ю. Опыт погашения пустот в условиях перехода с подземных работ на открытые. Горный журнал, № 6, 1959.
86. Ю м а т о в Б. П., Ю м а т о в В. П. Расчет потолочин на прочность при размещении на них карьерного оборудования, Горный журнал, № 6, 1961.
87. Ю м а т о в Б. П. Влияние бортового и минимального промышленного содержания на глубину и производительность карьеров. Известия вузов, Горный журнал, № 2, 1962.
-

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение . . . . .	3
<b>Глава I. Обзор практики и основные вопросы комбинированной разработки рудных месторождений . . . . .</b>	<b>5</b>
§ 1. Краткий обзор отечественной и зарубежной практики комбинированной разработки . . . . .	5
§ 2. Основные вопросы комбинированной разработки . . . . .	30
<b>Глава II. Определение глубины открытых работ и принципы оконтуривания месторождений с переменным содержанием полезных компонентов . . . . .</b>	<b>33</b>
§ 3. Определение глубины открытых работ при комбинированной разработке . . . . .	33
§ 4. Определение параметров открытых работ в зависимости от способа оконтуривания месторождения, величины минимального промышленного содержания металла в руде и бортового содержания . . . . .	55
<b>Глава III. Технология горных работ и основные расчеты . . . . .</b>	<b>67</b>
§ 5. Технология горных работ и основные расчеты при расположении карьера над подземными незаложенными камерами . . . . .	67
§ 6. Технология горных работ и основные расчеты при расположении карьера в зоне обрушения . . . . .	84
§ 7. Расчет карьерных потолочин на прочность . . . . .	103
§ 8. Использование карьерных экскаваторов для селективной выемки и комбинированной погрузки . . . . .	117
<b>Глава IV. Вскрытие верхних и глубоких горизонтов при комбинированной разработке месторождений . . . . .</b>	<b>124</b>
§ 9. Определение глубины погружения внешних капитальных траншей при комбинированном вскрытии . . . . .	124
§ 10. Особенности вскрытия глубоких карьеров и нагорных месторождений при комбинированной разработке . . . . .	131
<b>Заключение . . . . .</b>	<b>140</b>
<b>Литература . . . . .</b>	<b>142</b>