

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации**  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Санкт-Петербургский горный университет»

*На правах рукописи*

Овсянников Максим Павлович



**ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ  
ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ЭТАПАМИ**

Специальность 25.00.21 – Теоретические основы проектирования  
горнотехнических систем

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук, профессор  
Фомин С.И.

Санкт-Петербург – 2022

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЭТАПАМИ</b> .....	11
1.1 Развитие методов разработки месторождения этапами.....	11
1.2 Оценка современного состояния минерально-сырьевой базы медного сырья и экономических показателей меднорудной промышленности.....	26
1.3 Оценка целесообразности реализации способа поэтапной разработки месторождения в условиях современного горнодобывающего предприятия .....	33
1.4 Выводы по первой главе.....	36
<b>ГЛАВА 2 ОБОСНОВАНИЕ ГРАНИЦ ЭТАПА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ</b> ..	38
2.1 Анализ значимых факторов при проектировании поэтапной отработки глубоких карьеров.....	38
2.2 Методика сравнения вариантов разработки карьеров по этапам.....	52
2.3 Схемы поэтапной открытой разработки рудных крутопадающих месторождений .....	59
2.4 Выводы по второй главе.....	71
<b>ГЛАВА 3 ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИХ В ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИХ МЕТОДАХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА</b> .....	73
3.1 Исследование режима открытых горных работ при разработке сближенных залежей по этапам .....	73
3.2 Календарное планирование развития горных работ при разработке месторождения с использованием временно нерабочих бортов.....	78
3.3 Конструкция и интенсивность отработки временных бортов карьера.....	92

3.4 Выводы по третьей главе.....	106
<b>ГЛАВА 4 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И УСЛОВИЙ РАЦИОНАЛЬНОГО ПРИМЕНЕНИЯ ПОЭТАПНОЙ ОТРАБОТКИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ.....</b>	<b>108</b>
4.1 Оценка эффективности проектных решений для карьера АО «Михеевский ГОК»	108
4.2 Применение метода отработки карьеров этапа в разработке Михеевского месторождения .....	118
4.3 Оценка эффективности реализация варианта отработки карьеров этапами для горнотехнических условий Михеевского месторождения медно-порфировых руд	130
4.4 Выводы по четвёртой главе.....	143
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>145</b>
<b>СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ .....</b>	<b>148</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....</b>	<b>149</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А.....</b>	<b>161</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....</b>	<b>163</b>

## **ВВЕДЕНИЕ**

### **Актуальность темы исследования**

В процессе проектирования карьеров, отрабатывающих протяженные рудные крутопадающие месторождения, растет необходимость повышения достоверности и эффективности принимаемых решений, с учетом горно-технологических, горно-геологических условий и экономических факторов.

До недавнего времени разработка рудных месторождений на больших глубинах была возможна только с применением подземного способа разработки, однако в современных условиях проектная глубина некоторых карьеров уже приближается к 1000 м. Основная возникающая проблема при разработке глубоких карьеров – это возрастающий текущий коэффициент вскрыши, а также организационно-технические сложности в работе рудника в период достижения горными работами конечных контуров карьера по поверхности. Рациональная отработка рудных крутопадающих месторождений возможна при постепенном обоснованном наращивании производственных мощностей и формировании рабочей зоны с учётом сложности геологического строения рудных тел.

Известно, что отработка рудных крутопадающих месторождений этапами (очередями) является одним из способов обеспечения экономической эффективности отработки карьера.

### **Степень разработанности темы исследования**

Научные исследования в области поэтапной отработки месторождений карьерами связаны с работами В.С. Хохрякова и его учеников. Решением методологических проектных задач отработки месторождений этапами занимались Н.В. Мельников, Ж.В. Бунин, А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков, С.И. Фомин, Б.К. Оводенко, С.С. Аршинов, В.И. Шатуев и др.

Можно выделить три основных способа разработки карьера этапами:

- проектирование конечного контура карьера и определение этапов в его пределах;
- по результатам доразведки, в ходе эксплуатации, определяются конечные контуры карьера и в процессе дальнейшего проектирования осуществляется

реконструкция действующего предприятия с применением этапного способа отработки;

- применение способа разработки этапами на действующих карьерах, где были приняты не оптимальные решения при проектировании и в ходе эксплуатации месторождения, сформировались участки борта со сдвоенными и строенными уступами – в рабочей зоне карьера формируется временно нерабочий борт.

При создании новых методов проектирования открытой разработки рудных крутопадающих месторождений необходимо учитывать специфические горно-геологические и горнотехнические особенности проектируемых карьеров, динамику рынков минерального сырья, стохастический характер исходных данных, закономерности развития рабочей зоны.

Карьер является сложной динамической горнотехнической системой, имеющей закономерности формирования рабочей зоны. Принимаемые проектные решения могут реализовываться, как правило, по истечении значительного промежутка времени.

Однако, в существующих методах проектирования открытой разработки рудных крутопадающих месторождений этапами не получили обоснование рациональные схемы разработки протяжённых сближенных крутопадающих рудных месторождений.

Следует отметить, что при проведении системного анализа параметров карьера каждой очереди необходимо применять современные критерии и методы оценки эффективности принятия проектных решений по вариантам этапной разработки. Обоснование метода выбора рационального варианта разработки карьера этапами, основанного на анализе режима горных работ, динамики рынков минерального сырья и на вариантной технико-экономической оценке развития рабочей зоны в контурах карьера при различных положениях и конструкциях временно нерабочего борта является задачей, имеющей существенное значение для методологии проектирования.

Таким образом, теоретическое обоснование и разработка методов проектирования отработки сближенных рудных залежей карьером с применением этапных схем, учитывая горнотехнические и горно-геологические особенности разработки протяженных крутопадающих рудных месторождений, позволяющих повысить эффективность принимаемых решений, является актуальной исследовательской задачей методологии проектирования.

**Целью работы** является обоснование и разработка методов проектирования карьеров при отработке протяженных сближенных крутопадающих рудных месторождений этапами, позволяющих повысить эффективность принимаемых проектных решений.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие **задачи**:

1. Анализ и обоснование способов проектирования поэтапной разработки рудных крутопадающих месторождений.

2. Научное обоснование метода ведения открытых горных работ этапами, с учётом горнотехнических условий разработки рудных крутопадающих месторождений.

3. Анализ режима открытых горных работ при разработке сближенных залежей по этапам.

4. Определение предполагаемого экономического эффекта от реализации предлагаемых проектных решений.

### **Идея работы**

Проектирование открытой разработки протяженных сближенных крутопадающих рудных месторождений должно базироваться на разработанных методах и рациональных схемах разделения карьера на этапы, позволяющих уменьшить в первый период разработки коэффициент вскрыши и объём горно-капитальных работ, а также отнести удаление объёмов вскрышных пород на более поздний период.

### **Научная новизна работы**

1. Выявлена степень влияния различных факторов на рациональную глубину этапа в зависимости от коэффициента эластичности.

2. Обоснован метод и критерий оценки технико-экономической эффективности принятия решений при проектировании открытой разработки крутопадающих рудных месторождений этапами.

3. Обоснована методика построения календарного плана разработки участков крутопадающих рудных месторождений по этапам.

### **Теоретическая и практическая значимость работы**

1. Разработана модель технико-экономической оценки вариантов открытой разработки рудных крутопадающих месторождений этапами.

2. Разработанная методика определения производительности карьера при проектировании открытой разработки рудных крутопадающих месторождений этапами включена в состав учебно-методического комплекса для обучения специалистов по направлению подготовки 25.00.21 «Горного дело» Горного университета (акт о внедрении от 28 марта 2022 г.).

3. Разработанная методика сравнения вариантов отработки карьеров этапами и методика календарного планирования развития горных работ при разработке месторождений с использованием временно нерабочих бортов внедрены в проектную деятельность «ООО Карьерпроект (акт о внедрении от 22 марта 2022 г.).

4. Обоснованы рациональные условия применения типичных схем разделения карьера на этапы разработки при проектировании открытой разработки рудных крутопадающих месторождений.

### **Методология и методы исследования**

Использованы методы научного анализа и обобщения теоретических исследований в области разработки карьеров этапами, а также опыт производственной и проектной практик. Для достижения поставленных задач использовалось горно-геометрическое моделирование, анализ и оценка развития рабочей зоны карьера, метод графического отображения функциональных

зависимостей, математическое моделирование развития горных работ для стабилизации извлекаемых объемов полезного ископаемого и горной массы по этапам отработки карьера.

### **Положения, выносимые на защиту**

1. Оптимизацию календарного графика горных работ с учётом горнотехнических особенностей открытой разработки крутопадающих рудных месторождений этапами следует проводить по разработанной методике, обеспечивающей выполнение планируемых объемов работ и возможность одновременного их интенсивного ведения в границах различных этапов, а также повышение эффективности и достоверности проектных решений.

2. Выбор оптимального экономически целесообразного варианта глубины первого этапа отработки крутопадающего рудного месторождения карьером целесообразно проводить по разработанному методу с использованием критерия максимума чистой текущей стоимости реализации проекта (NPV) с учётом наиболее значимых факторов, выявленных на основе анализа чувствительности NPV к изменению показателей и параметров системы разработки.

3. Проектирование открытой разработки крутопадающих рудных месторождений этапами должно базироваться на разработанных методах, позволяющих уменьшить в первый период отработки месторождения коэффициент вскрыши, снизить объем горно-капитальных работ, отнести удаление объёмов вскрышных пород на более поздний период, построить рациональный календарный график вскрышных работ с учётом объёмов горных работ по ликвидации временно нерабочего борта (ВНБ), а также сократить суммарные приведенные эксплуатационные затраты на разработку месторождения на 10-20 %.

### **Степень достоверности результатов исследования**

Обеспечивается применением современных научных методов исследования; математического моделирования с использованием специализированного ПО; обширным привлечением проектных и фактических материалов работы отечественных и зарубежных карьеров-аналогов; использованием информации о



развитии рынков минерального сырья; технико-экономической оценки разработанных технологий.

**Апробация результатов** проведена на научно-практических мероприятиях с докладами:

1. Всероссийская научно-практическая конференция «Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: эффективное освоение месторождений полезных ископаемых», г. Санкт-Петербург, Россия, 2020 г.

2. IV Международная научно-практическая конференция «Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование», г. Санкт-Петербург, Россия, 2021 г.

**Личный вклад автора** заключается в разработке и обосновании метода и критерия оценки технико-экономической эффективности принятия решений при проектировании открытой разработки протяженных сближенных крутопадающих рудных месторождений этапами; установлении степени влияния различных факторов на рациональную глубину этапа в зависимости от коэффициента эластичности; обосновании методики построения календарного плана разработки сближенных участков крутопадающих рудных месторождения по этапам при проектировании карьеров с учетом горнотехнических особенностей крутопадающих рудных месторождений.

**Публикации по работе.** Основные результаты диссертационных исследований опубликованы в 6 печатных работах, в том числе в 2 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук (далее – Перечень ВАК); в 2 статьях – в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из оглавления, введения, четырёх глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы,

включающего 110 наименований. Диссертация изложена на 163 страницах машинописного текста, содержит 31 рисунок и 11 таблиц.

### **Благодарности**

Автор выражает благодарность доктору технических наук, профессору Фомину Сергею Игоревичу за помощь, оказанную при работе над диссертацией, сотрудникам кафедры РМПИ Горного университета, а также доктору технических наук, доценту кафедры РМПИ МГТУ им Г.И. Носова Бурмистрову Константину Владимировичу за предоставленные информационные материалы.

# ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЭТАПАМИ

## 1.1 Развитие методов разработки месторождения этапами

Большой потенциал в области улучшения существующих технологий открытых горных работ и повышения их экономической эффективности находится в способе консервации части вскрышных горных пород и создания в пределах контура карьерного поля временно нерабочей зоны. Её создание позволит уменьшить объемы горно-капитальных работ, а также сократить количество вскрышных работ в первоначальные этапы функционирования карьера. Проектирование карьеров этапами, в рамках каждого из которых устанавливается промежуточный контур, целесообразно использовать для минимизации экономических затрат.

Используя терминологию «разработка этапами», необходимо ясно выделить, что подразумевается под данным понятием. В справочнике по горным работам под авторством К.Н. Трубецкого [64] отмечается, что определения: «разработка этапами», «этапная разработка», «разработка очередями», «позэтапное развитие горных работ» и «выемка вскрышных пород очередями» имеют схожие значения. Ученые дают объяснение, что каждый из этих терминов обозначает порядок горных работ, при котором временно нерабочий борт (целик) формируется с целью получения графика развития вскрышных работ с поэтапным увеличением, по оси ординат, объемов вскрышных пород во времени. В большинстве случаев такой график отражает поэтапное увеличение мощности обрабатываемого карьера. Кроме того, образуемый целик возможно применять не только при разработке этапами или при существовании нескольких эксплуатационных периодов, а также внутри одного эксплуатационного промежутка времени. Тогда во время создания временно нерабочего борта, когда длина активной рабочей зоны в процессе понижения горизонта горных работ будет сокращаться, одновременно будут осуществляться работы по ликвидации

целика на верхних горизонтах. Таким образом, будут плавно регулироваться текущие объемы горной массы.

Одной из особенностей использования поэтапного метода является также возможность размещения в рабочей зоне полустационарных объектов различного назначения.

Сегодня часто используют метод проектирования и дальнейшей эксплуатации карьеров с выделением нескольких этапов. На месторождениях, в рабочей зоне карьера, формируют временно нерабочий борт путем образования целиков. Новые рабочие горизонты вскрываются системой временных съездов [28,44].

Главным минусом предлагаемого способа является не стационарность транспортных коммуникаций, которые располагаются на временных съездах и траншеях.

Во время отработки очередного этапа возникает ситуация, когда целик будет перемещаться за счет отработки верхних горизонтов и формирования целика на нижележащих горизонтах. Отсюда возникает проблема необходимости, при ведении массовых взрывных работ, демонтировать транспортные коммуникации, которые располагаются на вышележащих горизонтах [49]. Чтобы избежать возникновения завала транспортной сети взорванной горной породой, работы по демонтажу коммуникаций, а затем обратному её монтажу, необходимо проводить каждый раз во время ведения взрывных работ. Если на карьере применяется конвейерный или железнодорожный транспорт, то данная проблема может существенно отразиться на себестоимости конечной продукции [43, 45].

Метод отработки карьеров этапами с применением технологии оставления временно нерабочего борта был изобретен еще в середине 20 века. Впервые разделить отработку карьера на очереди предложили проектировщики из института Унипромедь г. Екатеринбург. В последующем, метод был применен на практике, при проектировании глубоких карьеров.

Создание этапов и целиков может быть вызвано решением о реконструкции карьера. В этом случае промежуточным контуром будет являться уже имеющийся конечный контур. Формирование временно нерабочего борта начинается в тот момент, когда рабочие борта карьера находятся на стадии их погашения. Существует ряд месторождений, где проводилась реконструкция таким способом: Сорский, Николаевский, Оленегорский, Сибайский, Малый Куйбас и другие карьеры [2, 23].

Многие ученые занимались теоретическими исследованиями эффективности применения способа разделения карьера на этапы. Метод этапной разработки использовался на практике, при проектировании открытых месторождений полезных ископаемых. Основываясь на теоретико-практической базе, было установлено, что применение этапного способа отработки на карьерах позволяет улучшить календарный график ведения вскрышных работ, а благодаря переносу большей их части на поздние периоды отработки улучшаются технико-экономические показатели всего месторождения. Результаты этих исследований изложены в ряде фундаментальных трудов Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, А.И. Арсентьева, В.С. Хохрякова, Б.П. Боголюбова, Б.П. Юматова, Ж.В. Бунина, Ю.И. Анистратова, В.П. Линева и др. [36, 57, 58, 14, 86, 88, 85, 33, 35, 34, 60, 98, 91, 61, 6, 7, 8, 12]. В представленных работах отражены основные научные положения и методики проектирования глубоких месторождений полезных ископаемых этапами.

Академик Н.В. Мельников отмечает, что проектирование новых глубоких месторождений и реконструкция уже работающих карьеров, с целью наращивания производственной мощности, возможны только с вовлечением в процесс отработки новых единиц техники. Н.В. Мельников считал, что проектирование глубоких карьеров этапным способом всегда обуславливается, в первую очередь, технологической и экономической необходимостью. «Возможность разработки месторождений отдельными этапами имеет принципиальное значение, так как уменьшается объем горно-капитальных работ, обеспечивается равномерное распределение объемов горных работ в каждом

периоде, что позволяет отнести выполнение необходимых объемов по удалению пустых пород на наиболее благоприятные периоды существования предприятий на базе новой техники» [36].

При отработке карьера с применением этапов разнос временно нерабочих бортов начинается гораздо позже, чем при способе отработке без применения этапов и осуществляется одновременно с добычными работами.

В период разноса ВНБ в карьере формируются два рабочих участка: на первом участке карьера ведутся работы по добыче полезного ископаемого и обеспечивается проектная производительность карьера по руде, на втором участке ведутся работы по погашению нерабочего борта.

Работы по разносу ВНБ необходимо проводить с достаточной скоростью, чтобы поддерживать непрерывность добычных работ. Также, согласно проекту на разработку, необходимо своевременно достичь конечных проектных контуров карьера.

Вопросами использования метода этапной разработки карьеров и применения этого метода, для регулирования режима горных работ, также занимался академик В.В. Ржевский. В своих исследованиях он обосновал и доказал эффективность применения этапов за счет возможности формирования рационального режима горных работ в течении всего периода отработки месторождения [57, 58].

Применение таких схем позволяет достичь значительное расширение области наземных работ и увеличение глубины карьеров. При разбивке на очереди обычно стремятся включить в первую очередь разработки запасы руды, обеспечивающие работу карьера в течение нормативного срока амортизации, а также снизить коэффициент вскрыши первого периода и отнести выемку части вскрышных пород на последующие этапы.

А.И. Арсентьев исследовал закономерность разноса временных бортов карьера, им были определены параметры формирования временно нерабочего борта и их зависимости. К основным параметрам относят скорость формирования

ВНБ, скорость, с которой происходит понижение работ при погашении нерабочего борта, а также время, за которое полностью разносят временный борт.

Проектный институт Гипроруда делал проект Николаевского карьера, где на практике была доказана экономическая эффективность работы карьера в две очереди по сравнению с аналогичным проектом разработки в одну очередь. Экономическая эффективность была достигнута в основном именно за счет переноса части работ по вскрыши на более поздний период. Также были выявлены соотношения коэффициентов вскрыши при варианте с применением этапов и без применения этапов. Разработка очередями позволяет лучше выравнять средний коэффициент вскрыши, что благоприятно сказывается на экономических показателях [14, 9, 11].

В области разработки месторождений этапами было проведено много теоретических исследований и на их основе созданы базовые методики проектирования крутопадающих месторождений. Основная методика, по которой проектируются карьеры очередями, базируется на анализе календарного плана, а также режиме горных работ при выделении в карьере этапов. С учетом времени реализации проекта полученные технологические решения оцениваются по ряду критериев как технологических, так и экономических.

Из большого числа возможных способов разделения карьерного поля на этапы необходимо выбрать оптимальный. Выбор оптимального варианта зависит от геологических условий, глубины карьера, горнотранспортного оборудования, вовлеченного в отработку, а также принятой системы разработки. Возможность реализации того или иного решения оценивается с учетом использования комбинированного транспорта и применения различных схем вскрытий глубоких горизонтов месторождения.

При создании методик этапной разработки карьеров многие авторы затрагивали вопрос определения параметров этапа. К параметрам этапа принято относить такие величины как: угол откоса ВНБ, глубину карьера на конец отработки этапа, эксплуатационные расходы, объемы пород консервируемых в

целиках, а также эксплуатационные коэффициенты вскрыши [87, 89, 33, 35, 34, 32, 48, 98].

При рассмотрении существующих методик проектирования карьеров этапами можно выделить два основных подхода.

Первый вариант предполагает проектировать параметры этапа в зависимости от предварительно определенных контуров карьера и его глубины, отсюда выходит, что эти параметры будут напрямую зависеть от конечной глубины карьера.

Второй вариант отработки карьера этапным способом предполагает проектировать в предварительных контурах карьера. В таком случае необходимо точно определить параметры первого этапа, а конечные границы карьера будут уточняться со временем в процессе его отработки и дополнительной геологоразведки.

Профессор В.С. Хохряков опубликовал ряд научных трудов, где осветил основные вопросы этапной технологии разработки карьеров [86, 88, 87].

Существует два способа определения параметров этапа. Графоаналитические и аналитические способы. С помощью аналитического метода, который базируется на применение различных аналитических выражений, можно определить большинство параметров этапа.

В.С. Хохряков в работе [89] с помощью аналитических выражений обосновал все основные параметры этапной разработки. Также ученый обосновал варианты конструкции временно нерабочего борта карьера, где ширина оставляемых рабочих площадок должна обеспечивать необходимую скорость расконсервации нерабочих бортов.

Ученый вывел главные условия рационального применения этапного способа отработки карьеров:

1. В каждый последующий период эксплуатации месторождения производительность карьера по полезному ископаемому должна быть равной или большей, чем в предыдущий этап.



2. На каждом последующем этапе средний коэффициент вскрыши должен уменьшаться.

3. Объемы пустых пород, вовлекаемых в отработку, а также текущий коэффициент вскрыши должны увеличиваться от этапа к этапу.

В ходе проведенных исследований представленных в работе [85] В.С. Хохряков в соавторстве с П.Т. Церенчиковым приходят к выводу, что, чем больше объем пустых пород и чем дольше продолжительность их консервации в целиках, тем будет выше экономическая эффективность. Наименьшее время консервации пустых пород с целью выемки в более поздний период зависит от экономических факторов. Приведенные затраты на разработку карьера без применения этапного способа должны быть равны или больше, чем при применении способа с выделением этапов. Затраты рассматриваются на весь период с учетом удорожания вскрышных работ во времени.

В.П. Линева изучал взаимосвязь показателей и параметров рабочего борта карьера. К таким параметрам относятся скорость отработки месторождения, зависящая от скорости углубки карьера и скорости разноса борта, геометрические параметры целиков и их расположение в карьере относительно поверхности земли, а также скорости разноса борта целика. Необходимо учитывать жесткую взаимосвязь всех этих параметров, иначе это может привести к невозможности своевременно и безопасно проводить работы по расконсервации целиков [33, 34, 35].

В настоящее время при проектировании карьеров с применением этапов на глубоких крутопадающих месторождениях наиболее часто выбирают способ с формированием временно нерабочего борта [7, 54, 82]. Такой подход позволяет ограничивать мощность месторождения «только скоростью углубки карьера, количеством и мощностью горнодобывающей техники, а также площадью участка, на котором ведутся добычные работы. При разработке карьера этапами вся рабочая зона карьера делится на две части» (рисунок 1.1) [50, 60]:

- добычная зона;
- зона разноса ВНБ.

Для обеспечения производительности месторождения выемочно-погрузочные работы ведутся на обеих частях карьера одновременно.

Опыт разработки карьеров показывает, что по ходу понижения горных работ высота ВНБ будет меняться, благодаря этому можно регулировать угол откоса и минимизировать возможность снижения мощности карьера из-за уменьшения зоны добычных работ при формировании в ней временно нерабочего борта.

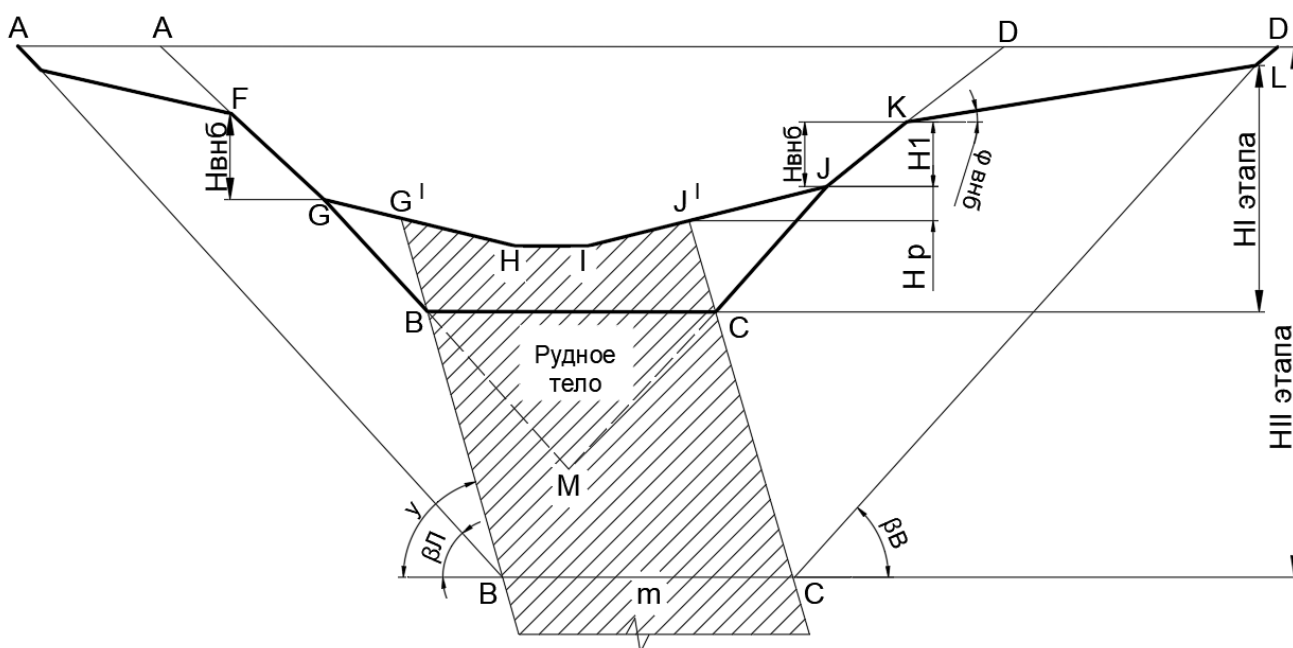


Рисунок 1.1 – Схема отработки рудного крутопадающего месторождения этапами

В.П. Линев в научной статье [33] приводит следующую формулу для нахождения максимально допустимой высоты целика при текущей глубине отработки карьера (1.1)

$$H_{\text{ВНБ}} = H_t \frac{v_{\text{ВНБ}}(\text{ctg}\varphi_{\text{П}} - \text{ctg}\psi) - v_{\text{П}}(\text{ctg}\varphi_{\text{ВНБ}} - \text{ctg}\psi)}{h_r(\text{ctg}\psi \pm \text{ctg}\gamma)(\text{ctg}\varphi_{\text{П}} - \text{ctg}\psi)}, \quad (1.1)$$

где  $H_t$  – высота рабочего борта по породе на участке между контактом рудного тела и нижним основанием временно нерабочего борта, м;

$v_{\text{ВНБ}}$ ,  $v_{\text{П}}$  – скорость подвигания рабочего борта соответственно на участке разноса временно нерабочего борта и под ним, м/год;

$\psi$  – угол откоса временно нерабочего борта, град.;

$\varphi_{\text{П}}$  и  $\varphi_{\text{ВНБ}}$  – угол откоса рабочего борта под временно нерабочим бортом и на участке разноса временно нерабочего борта, град.;

$\gamma$  – угол падения рудного тела, град.;

$h_r$  – скорость углубки карьера, м/год.

Знак  $ctgy$  определяется в зависимости от местоположения целика, если он находится на стороне висячего бока, то будет иметь знак плюс и соответственно минус, если целик располагается со стороны лежащего бока залежи, формула (1.1).

Главными факторами для управления высотой ВНБ являются скорости углубки и выполаживания нерабочего борта, а также угол откоса борта карьера. Величина угла откоса ВНБ зависит от применяемой технологии его расконсервации и регулируется в зависимости от требований безопасности ведения добычных работ.

А.И. Косолапов в научных работах [31, 32] предлагает методику, позволяющую оценить возможность увеличения производительности на глубоких карьерах, разрабатываемых этапным способом. При этом методика дает возможность, при наличии ВНБ, управлять формированием и развитием рабочей зоны, как на добычных, так и на вскрышных участках. «Для быстрой оценки потенциала по наращиванию производительности месторождения нужно определить максимально возможную высоту ВНБ для текущего положения карьера, его глубины и системы разработки, выражение» [32] (1.1). Полученное значение необходимо сравнить с имеющейся высотой временно нерабочего борта на карьере.

Если полученная высота временно нерабочего борта меньше, чем его текущая высота, то можно интенсифицировать мощность карьера без привлечения дополнительного выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, без потери мощности карьера в дальнейшем. Таким образом, можно наращивать производственную мощность вплоть до равенства высоты временно нерабочего борта с его максимально допустимой высотой, для глубины карьера на текущий момент. Во всех остальных случаях, без привлечения дополнительного горного оборудования увеличить производственную мощность невозможно.

Для обеспечения нормальной работы карьера необходимо увеличить скорость подвигания фронта работ по разносу целиков за счет создания условий для высокопроизводительной работы экскаваторов, повышения производительности погрузочных средств и возможностей вывоза увеличенных объемов скальной породы. Создание условий для высокопроизводительной работы экскаваторов обеспечивается наличием требуемой ширины рабочих площадок на участках разноса целиков.

Разработка глубоких крутопадающих месторождений характеризуется увеличением текущего коэффициента вскрыши с увеличением глубины отработки  $k_t$ . Поэтому требуется определять ширину рабочих площадок уступов, обеспечивающую заданную интенсивность разработки месторождения при минимальных значениях  $k_t$  [35]. Формирование временно нерабочего борта является одним из часто используемых способов снижения значения текущего коэффициента вскрыши.

В условиях формирования временно нерабочего борта также необходимо оценивать степень влияния угла откоса целика на результирующий угол откоса борта карьера. В работе [34] автор рассматривает эту зависимость и приходит к выводу, что при малых значениях угла откоса борта целика величина угла откоса рабочего борта изменяется незначительно. Иными словами, «допустимая высота целика увеличивается, а результирующий угол откоса рабочего борта карьера почти не изменяется» [34]. Объясняется это тем, что с повышением скорости подвигания рабочего борта на участке разноса целика, угол откоса ВНБ уменьшается. Однако увеличивающийся результирующий угол откоса рабочего борта карьера, при использовании целиков, достигается путем оставления в целике берм шириной менее минимальной ширины рабочей площадки и снижения, за счет этого, средней скорости подвигания всего рабочего борта карьера. Это приводит к уменьшению ширины полосы готовых к выемке запасов горной массы при сохранении нормативного коэффициента их резерва.

Найденные уравнения для вычисления параметров этапов были сформулированы, основываясь на геометрических и тригонометрических методах

расчетов. Данный подход имеет большое количество достоинств и это относительно простой и быстрый способ получить результат. Однако имеются и отрицательные стороны такого подхода, он наиболее эффективен и применим только в наиболее распространенных и частных случаях проектирования горнотехнических систем.

На действующих месторождениях формирование участка временно нерабочего борта и его последующая отработка происходят по более сложным законам и правилам, чем те, что учитываются и предлагаются в описанных формулах. Из-за необходимости учета различных экономических факторов, например таких, как себестоимость, размер капиталовложений и их эффективность, а также учет фактора времени практически нет возможности решать задачи по определению оптимальных параметров этапа аналитически [21, 66].

В научных трудах авторов Б.П. Юматова и Ж.В. Бунина изложена комплексная методика для определения лучшего варианта формирования этапов на карьере [23, 98]. Предлагаемая методика основана на принципах оценки режима горных работ, рассмотрении и расчете различных вариантов технико-экономического анализа, планирования горных работ на месторождении, изменяя местоположение и конструкцию временно нерабочего борта. В методике предложено оперировать с погоризонтными планами карьера, это позволяет учитывать разные горнотехнические особенности разработки. Авторы выявили влияние геологических и горнотехнических факторов на эффективность этапного способа разработки [96, 97].

Разработанная методика носит характер руководства для проектирования, включает в себя расчеты, по результатам которых можно сделать выбор варианта разработки карьеров этапами. Выбор осуществляется по критерию приведенных затрат на разработку всего месторождения во все временные периоды.

Предложенный вариант проектирования имеет большие преимущества и позволяет получить наиболее точные результаты. Однако данный способ требует большие временные и трудозатраты. Отсюда выходит, что сделать обобщающие

выводы об оптимальных параметрах формирования нерабочего борта и их взаимосвязи с условиями разработки достаточно сложно.

«Сегодня для оценки экономической целесообразности инвестиционного проекта используют методические рекомендации» [37].

«В рекомендациях приведена система основных показателей, критериев и способов оценки инвестиционных проектов как на этапах проектирования, так и в период их осуществления.

Методические указания основаны на главных принципах, которые исторически сложились в мировой практике оценки эффективности инвестиционных проектов» [37].

Для анализа эффективности рассматриваемого проекта принято приводить, с помощью дисконтирования, разновременные показатели к одному моменту времени [109, 1, 13]. Для этого используется норма дисконта, величина которой принимается приемлемой для инвесторов. Норма дисконта должна обеспечивать требуемую норму доходности на инвестируемый капитал.

Различные варианты реализации инвестиционных проектов и выбор из них наиболее экономически целесообразного рекомендуют осуществлять с оценкой ряда критериев, таких как:

- чистый дисконтированный доход (ЧДД) или интегральный эффект;
- индекс доходности (ИД);
- внутренняя норма доходности (ВНД);
- срок окупаемости;
- другие показатели, отражающие интересы участников или специфику проекта.

Чистый дисконтированный доход представляет собой сумму всех текущих экономических потоков за определенный временной период, которые приводятся к начальному моменту времени путем дисконтирования.

Если для расчетного временного периода не учитывать инфляцию или если проводить расчет в базовых единицах цен, то значение ЧДД при неизменной норме дисконта будет рассчитываться по формуле (1.2):

$$\mathcal{E}_{\text{инт}} = \text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - \mathcal{Z}_t) \cdot \frac{1}{(1 + E)^t}, \text{ руб.}, \quad (1.2)$$

где  $R_t$  – результаты, достигаемые на  $t$ -ом шаге расчета, руб.;

$\mathcal{Z}_t$  – затраты, осуществляемые на том же шаге, руб.;

$E$  – норма дисконта;

$T$  – период оценки, лет.

Индекс доходности (ИД) представляет собой отношение суммы приведенных эффектов к величине капиталовложений (1.3)

$$\text{ИД} = \frac{1}{K} \cdot \sum_{t=0}^T \frac{R_t - \mathcal{Z}_t}{(1 + E)^t}. \quad (1.3)$$

Значение индекса доходности связано с чистым дисконтированным доходом и находится по таким же параметрам. Если значение ЧДД положительно, то индекс доходности будет больше единицы, в таком случае проект считается эффективным. Если индекс доходности меньше единицы, то проект признается неэффективным.

Внутренняя норма доходности (ВНД) – это такая норма дисконта, приняв которую величина экономического эффекта ( $E_{\text{вн}}$ ), будет равной величине капиталовложений, приведенных к одному времени.

Если  $E_{\text{вн}} = \text{ВНД}$ , то уравнение примет вид (1.4)

$$\sum_{t=0}^T \frac{R_t - \mathcal{Z}_t}{(1 + E_{\text{вн}})^t} = \sum_{t=0}^T \frac{K_t}{(1 + E_{\text{вн}})^t} \quad (1.4)$$

Когда внутренняя норма доходности равна или превышает требуемые инвесторами нормы дохода на инвестируемый капитал, тогда проект можно считать экономически выгодным и можно рассматривать вопрос о его реализации. В обратной ситуации, когда ВНД меньше, чем предъявляемые требования к доходу, то принятие проекта признается нецелесообразным [78].

Под сроком окупаемости проекта ( $T_{\text{ок}}$ ) понимается наименьшее время от начала функционирования проекта, за которое интегральный эффект становится положительным и остается таким и дальше. Характеризуется периодом, когда

капиталовложения и другие финансовые затраты, связанные с инвестициями, компенсируются полученным в ходе реализации проекта экономическим эффектом.

Для практических расчетов в развернутом виде ЧДД [37], формула (1.5):

$$\sum_0^T \Pi = \left[ \sum_0^T D_t - \sum_0^T (C_t + P_t + H_d) \right] \cdot \frac{100 - H_T}{100} - \sum_0^T K_t + \sum_0^T A_t \rightarrow \max, \quad (1.5)$$

где  $\sum_0^T \Pi$  – сумма дисконтированной прибыли за оцениваемый период T;

$D_t$ ,  $C_t$ ,  $P_t$ ,  $H_d$ ,  $K_t$ ,  $A_t$  – суммы ежегодных значений соответственно дисконтированных доходов, текущих производственных затрат, платежей всех видов, сумма налогов на добавленную стоимость и прочих, вычитаемых до исчисления налога на прибыль, капитальных вложений, амортизации;

$H_T$  – ставка налога на прибыль, %.

Главным минусом величины срока окупаемости является то, что этот показатель не отражает в себе всё время эксплуатации объекта, это означает, что не учитываются все доходы, получаемые после наступления срока окупаемости.

«Капитальные затраты – это сумма затрат на проектирование объекта, горно-капитальных затрат на строительство, покупку оборудования и различных расходов на подготовку к строительству, а также прироста оборотного капитала, требуемого для функционирования горнодобывающего предприятия» [37].

Укрупнено, капитальные затраты [37] (1.6)

$$K = (K_{\text{пр}} + K_{\text{гкр}} + K_{\text{о.п}} + K_{\text{в.п}} + K_3 + K_{\text{н}} + K_{\text{ж.к}}) \cdot k_1 \cdot k_2, \text{ руб.}, \quad (1.6)$$

где  $K_{\text{пр}}$  – затраты на проектно-конструкторские работы, руб.;

$K_{\text{гкр}}$  – затраты на горно-капитальные работы, руб.;

$K_{\text{о.п}}$  – затраты по объектам основного производственного назначения (основные производственные фонды), руб.;

$K_{\text{в.п}}$  – то же, для объектов вспомогательного назначения (по обслуживающим и вспомогательным процессам), руб.;

$K_3$  – плата за изымаемые земли, руб.;

$K_{\text{н}}$  – единовременный арендный взнос за право пользования недрами, руб.;



$K_{ж.к}$  – капитальные затраты на жилищно-культурное строительство, руб.;

$k_1$  – коэффициент, отражающий неучтенные затраты ( $k_1 = 1,12$ );

$k_2$  – коэффициент, учитывающий затраты на прочие работы (принимают по аналогии с выполненными проектами в зависимости от района проектирования).

Капитальные затраты на горно-капитальные работы (1.7)

$$K_{гкр} = V_{гкр} \cdot C_{гкр}, \text{ руб.}, \quad (1.7)$$

где  $V_{гкр}$  – объем горно-капитальных работ, м<sup>3</sup>;

$C_{гкр}$  – затраты на 1 м<sup>3</sup> горно-капитальных работ, руб.

Значение  $C_{гкр}$  следует принимать по выражению (1.8)

$$C_{гкр} = (1,2 \div 1,3) \cdot C_{баз}, \text{ руб.}, \quad (1.8)$$

где  $C_{баз}$  – базовая себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, руб.

В работе [91] авторы Н.Н. Чаплыгин Э.Ю. Островский и А.А. Попов вывели, что при проектировании ВНБ и определении его параметров для получения самого точного результата необходимо учитывать экологические, технологические и экономические факторы, решая объемную задачу. Осуществлять это стоит с использованием графоаналитического метода Б.П. Юматова и Ж.В. Бунина, либо использовать ЭВМ. Использование проектирования с помощью ЭВМ позволяет устанавливать точные параметры с наименьшими затратами времени и труда.

При анализе эффективности консервирования пустой породы в карьере выявлено, что при росте объемов консервации увеличивается и эффективность отработки карьера. Для выбора рациональных параметров нерабочего борта можно принимать ограничивающие условия, например, особенности календарного плана, горнотехнические ограничения, допустимые углы откоса нерабочего борта и т.д.

## **1.2 Оценка современного состояния минерально-сырьевой базы медного сырья и экономических показателей меднорудной промышленности**

Медь – важный промышленный металл, используемый во всем мире. За ценами на медь следят на финансовых рынках по всему миру, и популярность этого металла растет. По данным International Copper Study Group, потребление меди будет увеличиваться сразу в трех сферах, имеющих связи с энергетикой. Традиционные технологии будут замещаться менее энергоемкими [105].

С каждым годом все больше развиваются возобновляемые источники электроэнергии, распространение электроавтомобилей и энергосберегающего оборудования является основным переходным этапом к генерации экологически чистой энергии. Во всех этих вопросах медь играет одну из ключевых ролей, поэтому её потребление будет только расти. По прогнозам аналитического агентства CRU, мировое потребление рафинированной меди в 2023 году превысит 26 млн т. Медь широко используется в строительстве и благодаря своим электрическим свойствам содержится в проводах и печатных платах. Медная руда добывается в карьерах по всему миру, при этом Чили и США лидируют по производству меди. Спрос на медь увеличивается по мере того, как такие страны, как Китай и Индия продолжают развиваться, а предложение остается ограниченным. Растущий спрос и ограниченное предложение, вероятно, сохранят волатильность цен на медь в ближайшем будущем.

Цена на медь является надежным показателем экономической ситуации, поскольку изменения цен на медь могут указывать на рост мировой экономики или приближающуюся рецессию. Благодаря высокой волатильности и высокой ликвидности медь привлекательна для трейдеров. На спотовую цену меди влияют затраты на добычу и транспортировку, а также спрос и предложение.

Согласно отчету аналитической компании Mordor Intelligence, занимающийся исследованиями глобальных рынков [102] в период 2020-2025 гг. ожидается, что среднегодовой темп роста рынка медных многожильных проводов превысит 1 %. Основными факторами, влияющими на изученный рынок,

являются растущие потребности в энергии и разработка продуктов с более гибкими и функциональными приложениями.

Рынок меди в мире характеризуется большой сконцентрированностью производства. На долю ведущих десяти стран по добычи и переработки меди приходится порядка 70-80 % от общей добычи в мире [29].

Фьючерсы на медь широко торгуются на Лондонской бирже металлов (LME), на COMEX и на бирже в Индии. Стандартный контракт составляет 25000 фунтов.

Медь является третьим в мире металлом по объемам использования. Наиболее богатые месторождения медной руды располагаются в Чили и составляют порядка 34 % от всех запасов в мире. На долю США и Перу приходится по 9 % запасов медной руды. В Восточной Сибири, Урале и Кольском полуострове находится 5 % запасов медной руды.

Месторождения меди также рассредоточены в Африке, Южной Америке, Канаде и Австралии. В Польше находятся самые богатые медные месторождения Европы. Кроме того, известны залежи меди и в Центрально-Азиатских странах, в таких как Монголия, Китай, Казахстан, Узбекистан и Армения.

Крупнейшими импортерами меди являются Китай, Япония, Индия, Южная Корея и Германия. Рыночные цены на медь, отображаемые в Trading Economics, основаны на внебиржевых (OTC) финансовых инструментах и контрактах на разницу (CFD).

В ряде стран, таких как Чили и США, по-прежнему имеются значительные запасы медных руд, добываемых на крупных карьерах. Тем не менее, цена на медь быстро росла, увеличившись на 500 % с 60-летнего минимума в 1999 году, в основном из-за возросшего спроса. Этот металл привлек к себе всеобщее внимание из-за высокой волатильности цен.

Согласно NewScientist, на Земле осталось запасов меди на 60-70 лет. Fitch прогнозирует, что мировой спрос на медь вырастет до 29,8 млн т. к 2027 году при годовом росте на 2,6 %. Однако, в ближайшие годы на мировом рынке меди будет наблюдаться постоянная нехватка предложения, поскольку глобальное

потребление, обусловленное энергетическим и инфраструктурным секторами Китая и увеличением производства электромобилей, будет продолжать опережать рост предложения.

На рисунке 1.2 [47] показана диаграмма динамики производства меди в мире в 2005-2020 гг.

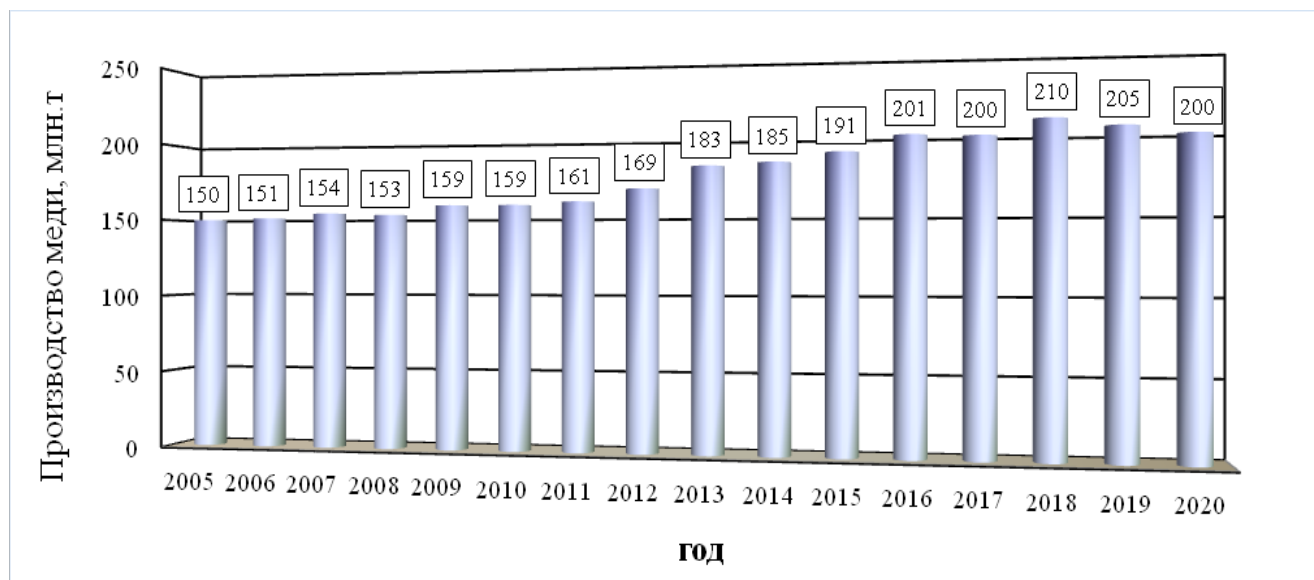


Рисунок 1.2 – Диаграмма динамики производства меди в мире

К 2022 г. запасы меди на биржевых торгах и у других участников рынка сократятся до 400 тыс. тонн.

Существует тенденция к снижению объемов добычи медной руды на действующих месторождениях. Добыча уменьшится на 10 % до 17,8 млн т. (CAGR -0,9 %), в 2020-2022 гг. добыча составит порядка 20-22 млн т. Ключевым фактором сокращения объемов добычи является снижение содержания меди в руде с 0,55 % до 0,51 % уже к 2030 г.

По этой же причине растет величина себестоимости добычных работ. При сохранении этой тенденции неизбежно падение рентабельности или даже убытков на некоторых предприятиях, все это отрицательно скажется на объемах добычи.

Рассмотрим динамику цены на медный концентрат в мире, представленную на рисунке 1.3 [107].

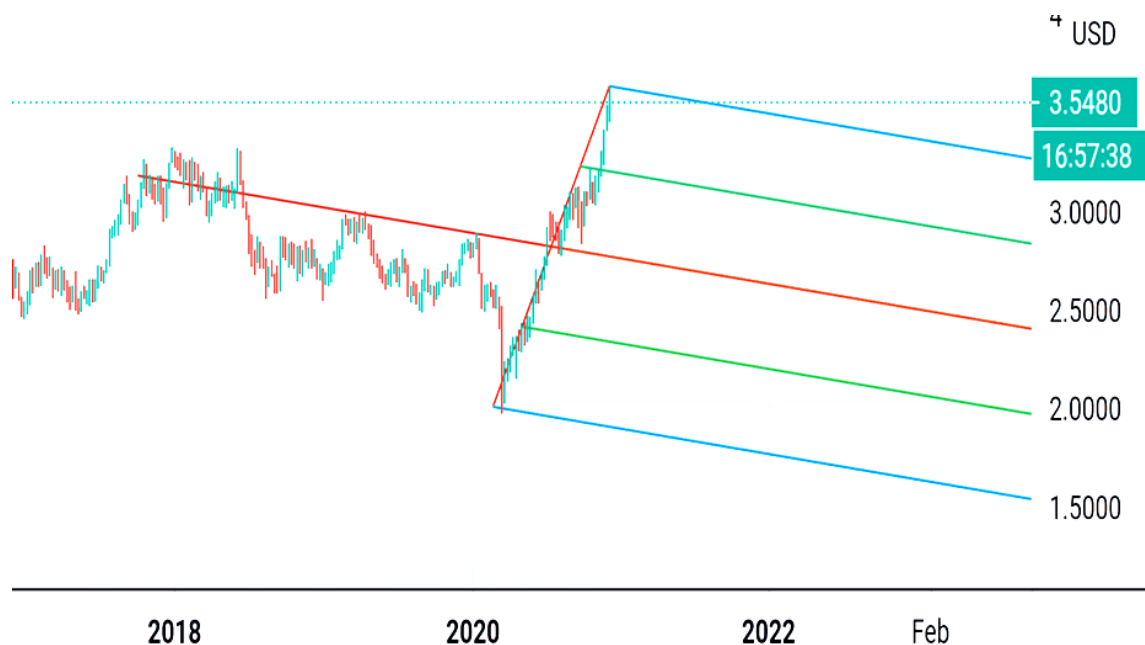


Рисунок 1.3 – Динамика цен на медь в мире (по данным LME.Cooper)

По типу месторождений меди Россия сильно отличается от мировых месторождений. Тогда как в остальных странах преимущественно медно-порфиновые месторождения, а также медистые печатники в России преобладают медно-никелевые и колчеданные месторождения.

На российском рынке медного сырья лидируют три компании «Норильский никель» (Норникель), «Уральская горно-металлургическая компания» (УГМК) и «Русская медная компания» (РМК). Основные месторождения меди располагаются в Сибири и на Урале.

УГМК и РМК являются вертикально-интегрированными структурами. Структура компаний включает в себя все стадии производственного цикла: добыча руд, переработка и обогащение, изготовление и реализация готовой продукции.

В работе [63] Солодка А.М. проводит исследования российского рынка меди, еще в 2018 год рынок находился в достаточно сбалансированном состоянии как в сфере внутреннего потребления медного сырья, так и занимая уверенную позицию в доле экспорта.

Несмотря на это, аналитики из «MetalReserch» сообщают, что с начала 2019 года объемы биржевых запасов на Лондонской бирже металлов составили около

200 тыс. тонн, а это меньше на 35 % по сравнению с прошлым годом, такие показатели для отрасли являются критическими. Прогнозируемый дефицит на рынке медного сырья будет увеличиваться. В 2020 году наблюдалось небольшое снижение общемирового потребления меди, которое составило около одного процента, это в первую очередь связано с пандемией коронавируса. Однако уже в 2021 году рынок потребления меди вновь показывает положительную динамику. При постоянном росте потребления темп роста производства остается недостаточным, так по самым консервативным оценкам рост спроса будет не менее 2 % в год, когда наращивание объемов производств не более 1,4 % [46].

Величина предложения на рынке меди представлена на рисунке 1.4

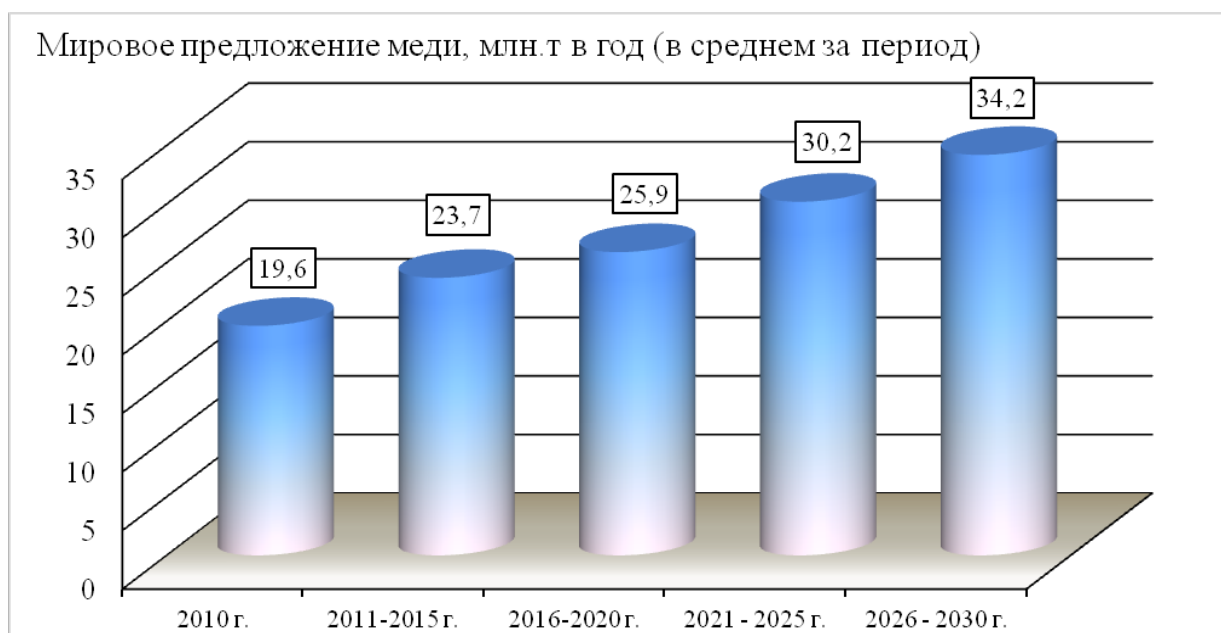


Рисунок 1.4 – Величина предложения на рынке меди

Все эксперты сходятся во мнении, что главным двигателем спроса на медь станут электроавтомобили. Для производства одного гибридного или полностью электрического авто необходимо примерно на 30 % больше меди в сравнении с производством автомобиля с двигателем внутреннего сгорания.

По законам рыночной экономики возникший дефицит металла приведет к росту цен на медь, а это, в свою очередь, повлечет к наращиванию производственной мощности. Сегодня в России ситуация развивается аналогично мировым тенденциям, это характеризуется ежегодным уменьшением кондиционных запасов руды и увеличением потребления меди.

Сохраняющиеся тенденции напрямую угрожают меднодобывающим предприятиям. Перед ними встаёт необходимость решать сложившуюся ситуацию [80]. Существует несколько вариантов решения этой проблемы, можно начать осваивать новые месторождения медной руды или увеличивать производительность на действующих путем использования новых технологий и методов разработки. Строительство новых технологичных обогатительных комплексов тоже способствует увеличению производительности предприятия, однако требует больших инвестиционных вложений.

На рисунке 1.5 представлен график изменения во времени цен на рынке меди.

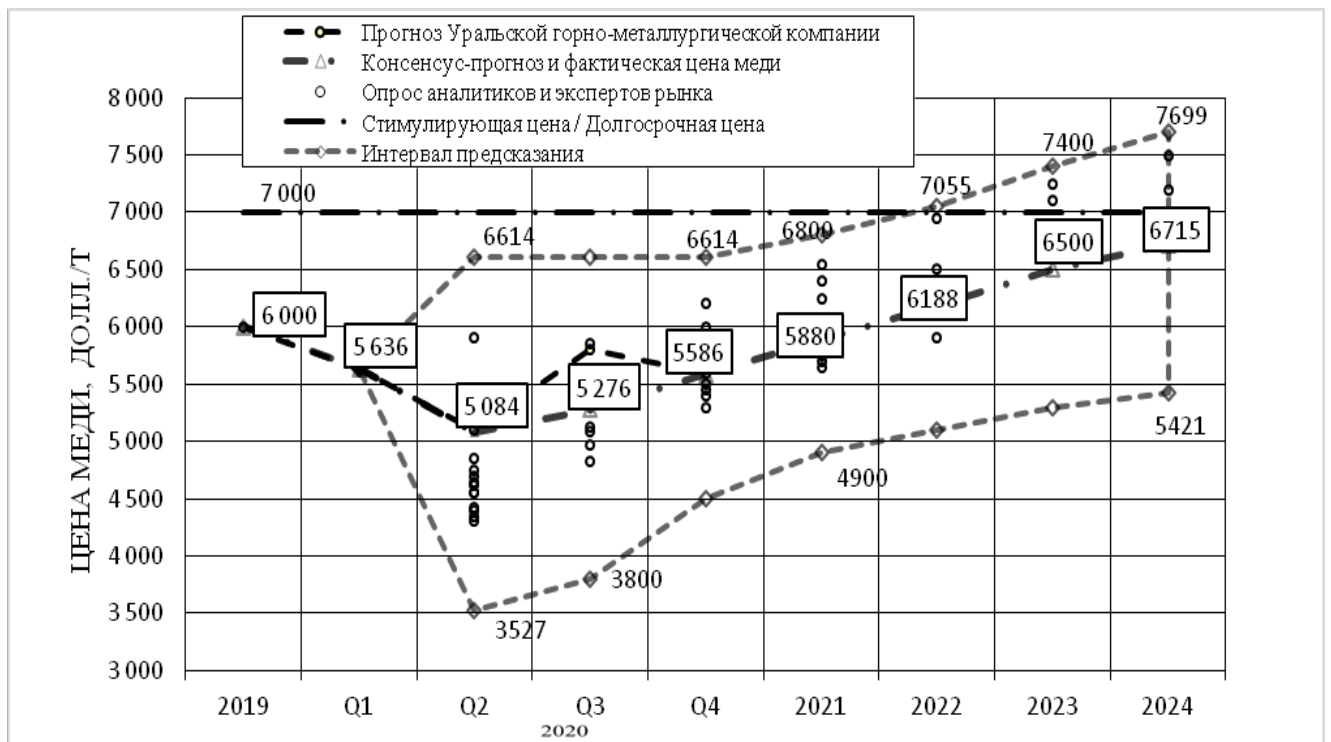


Рисунок 1.5 – График изменения во времени цен на рынке меди

В российских холдингах РМК, УГМК, Норникель стремятся следовать стратегии, которая основана на комбинировании новых технологий обработки и эксплуатации месторождений и сокращения воздействия на окружающую среду. В рамках этой стратегии на предприятиях РМК реализуется стандарт «Умная медь». Этот стандарт внедряется для поддержания высоких требований к качеству меди и как следствие повышения конкурентоспособности на мировых рынках,

стандарт активно реализуется при разработке Михеевского и Томинского месторождения медно-порфириновых руд.

Рассмотренные выше месторождения примечательны тем, что концентрация меди в руде на этих рудниках составляет всего около 0,4 %. Сегодня на Михеевском карьере начал эксплуатацию первый масштабный горно-обогатительный комплекс.

В рамках этой программы осуществляется модернизация и других месторождений, такой подход даёт возможность уменьшить воздействие на окружающую среду и реализовать комплексное использование производственных отходов.

Согласно [105, 38] прогноз мирового предложения и спроса меди представлен в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Прогноз динамики мирового спроса и предложения на медь (млн т. в год, в среднем за период)

Показатель	2016-2020 гг.	2021-2025 гг.	2026-2030 гг.	2030 г. к 2010 г.
Мировое предложение	25,9	30,2	34,2	в 1,7 раза
Мировой спрос	26,2	31,4	36,0	в 1,8 раза
Изменение запасов	-0,3	-1,2	-1,8	-
Цена меди мирового рынка, долл./т	9578	10633	11483	в 1,6 раза

Специалисты Уральской горно-металлургической компании (УГМК), крупнейшего в РФ производителя меди, прогнозируют стабильный рост цен на медь до 2030 года.

Карантинные ограничения оказали наибольшее влияние на объёмы добычи медной руды в Чили и Перу. Характерной особенностью длительной открытой разработки меднорудных месторождений является объективное ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий разработки, снижение среднего содержания полезных компонентов в руде. Уровень цен на медный концентрат



сегодня не даёт возможность горнодобывающим компаниям инвестировать капитал в новые проекты или существенно расширять действующие. Горнодобывающие компании при реализации проектов чаще переходят к модернизации имеющейся инфраструктуры.

Стимулирующая цена на медь находится на уровне 7000 долл./тонн (рисунок 1.5), однако цены ниже этого уровня не позволяют инвестировать в расширение сырьевой базы, разведку новых месторождений и увеличение производственной мощности горнодобывающих предприятий. Финансирование геологоразведочных работ в основных регионах по добыче медной руды снизились в среднем на 30 %. По оценкам экспертов в 2021 г. значительного эффекта на рынке меди ожидать не стоит. Однако, уже через 5 лет на рынке меди может возникнуть проблема дефицита медного сырья. Из всех имеющихся проектных разработок, которые разрабатываются до 2030 г., только 43 % (1,9 млн т в год) имеют статус подтвержденных.

Прогнозирование долгосрочного спроса на медное сырьё является функцией от накопленного объёма меди на складах, экономического роста рынка, а также степени внедрения инновационных технологий. Так в период между 2009 и 2019 годами наблюдался рост мировой экономики на 3,8 %, вместе с тем объёмы потребления медного сырья выросли на 3,2 % – до уровня 24,5 млн т в год. В 2020 году спрос упал на 1,3 % до 24,18 млн т. Это связано с пандемией и, как следствие, отрицательным ростом всей экономики.

Главным потребителем меди за последние 20 лет является азиатский рынок, а именно Китай, который показал, даже в условиях кризиса 2020 г., наименьшее падение спроса на медное сырьё, по сравнению с другими потребителями.

### **1.3 Оценка целесообразности реализации способа поэтапной разработки месторождения в условиях современного горнодобывающего предприятия**

В условиях волатильности и динамичности рынков минерального сырья горнодобывающие предприятия, ведя разработку месторождения открытой технологией и имея постоянную проектную производственную мощность,

испытывают проблемы увеличения эксплуатационных расходов [17]. Это связано, прежде всего, с необходимостью хранить нереализованное сырье на складах при уменьшении спроса на него. Также присутствует и обратная ситуация, когда горное предприятие не имеет возможности реализовать большой объем минерального сырья в периоды роста спроса и получить дополнительную прибыль.

Сегодня для управления режимом горных работ используют переменные параметры зоны разноса рабочего борта. При применении этапного способа отработки карьеров возможно регулирование высоты ВНБ в границе этапа, а также регулировка параметров системы разработки [71, 101]. Такой подход даёт возможность эффективно перераспределять объемы производства работ по разработке месторождения. Это возможно за счёт контроля скорости понижения горных работ и скорости подвигания фронта работ, благодаря регулированию высоты уступа и его параметров, а также изменения количества и расположения рабочих площадок в карьере [18].

Применение этапов даёт возможность гибко менять зоны и концентрацию оборудования и при необходимости увеличения производственной мощности вовлекать в отработку дополнительные единицы техники. А также усовершенствовать действующие технологические схемы и повышать уровень организации на каждом этапе технологической цепочки.

Современные условия рынка минерального сырья, в которых находятся горнодобывающие предприятия, требуют учитывать его факторы еще на этапе проектирования горнотехнической системы.

В работе Н.Н. Симарева предлагается выделять этапы отработки карьера как «период времени отработки части карьерного поля, в которой сосредоточены запасы месторождений полезного ископаемого, гарантирующих горному предприятию прибыль после реализации продукции на рынке» [61]. В методике расчетная прибыль на конец отработки этапа является главным показателем эффективности разработки в пределах этапа. Данный способ разработки

предполагает проектирование контуров карьера поэтапно, учитывая при этом доразведку запасов и влияние экономических факторов.

А.И Косолапов в своей работе приводит тезис «Интенсификация добычных работ при поэтапной отработке возможна тем больше и продолжительнее, чем меньше угол откоса рабочего борта и больше угол откоса нерабочего борта» [31].

В современных условиях, чтобы узнать потенциал разрабатываемого карьера к увеличению объемов добычи изучают следующие показатели: наличие подготовленных рудных площадей, резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого, а также доступность к вовлечению в отработку выемочно-погрузочного оборудования. Состояние рабочей зоны карьера оценивается исходя из оценки значений скорости углубки и подвигания фронта горных работ. Для этого анализируют его удельную длину, которая требуется для достижения производительности в 1 млн м<sup>3</sup> за год при фиксированной высоте уступа и скорости его подвигания [30].

На текущий момент при оценке опыта ведения разработки карьеров современными горнодобывающими предприятиями можно сделать вывод, что на рудниках функционируют не в полной мере или полностью отсутствуют механизмы, позволяющие изменять объемы добываемого полезного ископаемого. Предприятия не в полной мере готовы адаптироваться к непостоянному рынку минерального сырья и меняющемуся спросу на него.

Возникновение незапланированных целиков, а также формирование временно нерабочих бортов в добычной зоне приводит к проблемам в организации формирования рабочей зоны карьера. Для разработки обоснованного способа увеличения объема добычи есть ряд сложностей, одной из главных проблем является большая вариативность способов развития рабочей зоны карьера, а также влияние геологических, горнотехнических и гидрологических факторов.

В работе [31] был выполнен анализ работы горнодобывающих предприятий и современных исследований данного вопроса, представлены следующие выводы,

касающиеся синхронизации технологии горного производства с изменением спроса на рынке минерального сырья:

1. При разработке карьера этапами динамика производительности месторождения по полезному ископаемому рациональна за счёт всестороннего управления параметрами системы разработки карьера. Исходя из имеющегося парка горнотехнического оборудования, целесообразно оперировать следующими параметрами: размер и местоположение целика в рабочей зоне карьера, геометрические параметры рабочей площадки, а также высота уступа. При планировании работ этапами важно учитывать имеющуюся проектную схему вскрытия и сохранить эффективность отработки карьера в последующие этапы.

2. Для эффективного управления режимом горных работ путем применения этапной схемы отработки уменьшение текущего коэффициента вскрыши достигается путём создания в рабочих контурах карьера зоны с измененными параметрами рабочей зоны, которые позволят вывести производительность месторождения на требуемый более высокий, в данный период времени, уровень.

3. Сегодня нет необходимых методических указаний для своевременного выявления потенциала горнодобывающих предприятий по адаптации к постоянно меняющейся экономической ситуации. Разрабатываемая методика должна показывать наибольшее возможное число вариантов, для последующей динамичной и сбалансированной разработки месторождения. Важно не допускать отставания карьера по вскрыши. Методика должна быть основана на текущей оценке рабочей зоны и сопоставлении её с допускаемыми вариантами разработки, учитывая поддержание требуемой производительности предприятия в периоды разноса временно нерабочего борта.

#### **1.4 Выводы по первой главе**

1. На основе анализа методов проектирования карьеров этапами выявлены два основных подхода к определению параметров временно нерабочего борта: аналитический и графоаналитический.

2. Проведен анализ и дана оценка эффективности применения различных методов определения параметров этапа открытой разработки рудных месторождений.

3. Выполнен анализ современного состояния меднодобывающей промышленности и рынка меди. Выявлена необходимость в интенсификации производственной мощности меднорудных карьеров в связи с прогнозируемым увеличением спроса промышленности на сырьё.

4. Доказана необходимость совершенствования методов проектирования карьеров этапами в условиях объективного ухудшения горнотехнических и горно-геологических условий отработки рудных крутопадающих месторождений, волатильности и динамичности рынков минерального сырья.

## ГЛАВА 2 ОБОСНОВАНИЕ ГРАНИЦ ЭТАПА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

### 2.1 Анализ значимых факторов при проектировании поэтапной отработки глубоких карьеров

Одним из способов повышения экономичности отработки крутопадающих месторождений является отработка глубоких карьеров этапами.

При создании аналитической модели развития карьерного пространства, при отработке в два этапа, контур карьера и рудное тело рассмотрим в виде упрощенных геометрических правильных фигур (рисунок 2.1). Залежь полезного ископаемого с простыми условиями залегания с достаточной степенью точности приводится к правильной форме с помощью построения рудного тела по средним значениям истинной мощности и углу падения рудного тела.

Разработка карьера этапами в пределах конечных контуров позволяет вариативно выбирать различную величину глубины первого этапа отработки  $H_1$ .

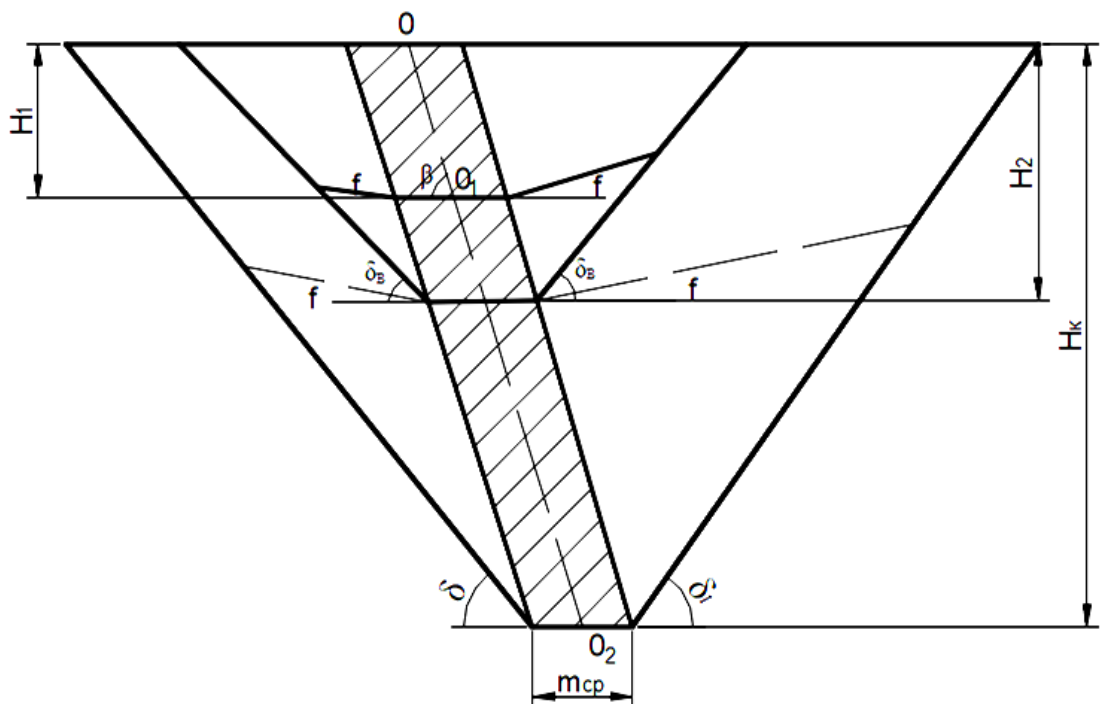


Рисунок 2.1 – Отработка глубокого крутопадающего месторождения этапным способом  
 Чистый дисконтированный доход от реализации проекта отработки месторождения определяется по формуле (2.1) [65,62,108]

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \cdot \frac{1}{(1 + E)^t} - \sum_{t=1}^{T_{\text{и}}} K(1 + E)^{tc} \quad (2.1)$$

где  $K$  – капитальные затраты на реализацию проекта, руб.;

$E$  – норма дисконта.

Результаты, достигаемые на  $t$ -ом этапе реализации проекта (2.2)

$$R_t - Z_t = \text{Ц} \cdot A_p - \text{С} \cdot A_p, \text{ руб.}, \quad (2.2)$$

где  $\text{Ц}$  – цена руды, руб./м<sup>3</sup>;

$\text{С}$  – себестоимость руды, руб./м<sup>3</sup>;

$A_p$  – производительность месторождения по руде, м<sup>3</sup>/год. (2.3)

$$A_p = h_0 \cdot h \cdot L_{\text{бл}} (\text{ctg}\varphi + \text{ctg}\beta) \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho}, \text{ млн м}^3/\text{год.}, \quad (2.3)$$

где,  $\varphi$  – угол откоса рабочего борта карьера, град.;

$\beta$  – угол углубки, град. (2.4)

$$\beta = \text{arctg} \frac{B + h \cdot \text{ctg}a}{h}, \text{ м.}, \quad (2.4)$$

где  $B$  – нормативная ширина рабочих площадок, м;

$h$  – высота уступа, м;

$a$  – угол откоса уступа, град.

Себестоимость руды рассчитывается по формуле (2.5)

$$\text{С} = \text{С}_д + \text{Кв} \cdot \text{Св}, \quad (2.5)$$

где  $\text{С}_д$  – удельные эксплуатационные затраты на собственную добычу 1 т руды (без вскрышных работ), руб./т;

$\text{Св}$  – удельные эксплуатационные затраты на 1 м<sup>3</sup> (1 т) вскрыши, руб./м<sup>3</sup> (руб./т);

$\text{Кв}$  – текущий коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>, т/т).

Подставив значения в формулу (2.1), получим развернутое уравнение «чистого дисконтированного дохода от разработки месторождения» (2.6) [65]

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (\text{Ц} - \text{С}) (h_0 \cdot h \cdot L_{\text{бл}} \text{ctg}\varphi + (\text{arctg} \frac{B + h \cdot \text{ctg}a}{h})) \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho} - \sum_{t=1}^{T_{\text{и}}} K(1 + E)^{tc}, \quad (2.6)$$

где  $T$  – время отработки;  $t$  – год;

$h_0$  – скорость углубки, м/год;

$L_{\text{бл}}$  – длина фронта работ, приходящегося на экскаватор, м;

$\eta$  – показатели потерь руды;

$\rho$  – показатели разубоживания руды.

Так как разработка мощных залежей полезного ископаемого предполагается в течении большого срока времени эксплуатации, необходимо реализовывать процесс реинвестирования. Капитальное вложение инвестиций осуществляется на этапе строительства карьера, дополнительное инвестирование доходных средств осуществляется в периоды эксплуатации месторождения. Каждый процесс инвестиций необходимо дисконтировать по текущей процентной ставке [20].

При сравнении способов реализации разработанных инвестиционных проектов необходимо исключить риски потери капиталовложений, которые могут возникнуть при изменении размера процентной ставки [72,77]. При такой ситуации существует риск недополучить ожидаемый процент прибыли с инвестируемых средств. Такой риск выражен как разность между внутренней нормой рентабельности и ставкой доходности. Ставка доходности определяется из уравнения (2.7)

$$\sum_{j=1}^{-T} NC_j(1 + i_R)^{-n} - \sum_{j=1}^{T_{\text{ок}}} NC_j(1 + i_R)^{-n} - \sum_{t=1}^{T_{\text{и}}} I_t(1 + i_R)^{-n} = 0, \quad (2.7)$$

где  $T_{\text{ок}}$  – период окупаемости капитальных вложений по ставке  $i$ ;

$I_t$  – величина инвестиций в проектирование, строительство и эксплуатацию карьера в  $t$ -й год;

$NC_j$  – чистая текущая прибыль от разработки карьера в  $j$ -й год.

Процентная ставка реинвестирования (2.8)

$$R = IRR_{\text{пи}} - i_R \quad (2.8)$$

«Одним из критериев оценки эффективности инвестиционного проекта, учитывающий процентный выигрыш без рисков потери вложений, является такой динамический показатель, как чистая текущая стоимость реализации проекта с учетом реинвестиционного эффекта» [79, 90].



«Чистая текущая стоимость реализации проекта (2.9) с учетом приращения дохода с момента его появления по процентной ставке реинвестирования вычисляется из равенства (2.6)» [65]

$$NPV_R = \sum_{j=1}^T NC_j \frac{(1+R)^{nT_c}}{(1+i)^n} - \sum_{t=1}^{T_c} I_t (1+i)^{-n}, \quad (2.9)$$

где  $T_c$  – срок строительства карьера, лет;

$R$  – процентная ставка реинвестирования.

Для того, чтобы привести разновременные экономические показатели к единому моменту, необходимо учитывать дисконтирующий фактор (2.10), который позволит учесть изменения ценности инвестиционных вложений [65]

$$q^{-n} = (1+i)^{-n}, \quad (2.10)$$

где  $i$  – процентная ставка;

$n$  – порядковый номер года оценки.

Для каждого рассматриваемого варианта разделения карьера на этапы значение чистой стоимости проекта (NPV) будет различно. Существует зависимость параметров разработки карьера и значений показателей ведения горных работ от принятой величины глубины этапа  $H_э$ .

При оценке чувствительности NPV к изменению показателей рассмотрим период отработки карьера в пределах одного этапа (2.11)

$$NPV = \sum_{j=1}^{T_1} NC_j q_j^{-n} - \left( \sum_{\omega=1}^{T_{и}} K_{\omega} q_{\omega}^{-n} + \sum_{m=1}^{T_{ип}} K_m q_m^{-n} \right) \rightarrow \max., \quad (2.11)$$

Чистая текущая прибыль от разработки карьера (2.12) и (2.13)

$$NC = A * (Ц - C), \quad (2.12)$$

$$NC = h_0 \cdot h \cdot L_{\text{бл}} \left( \text{ctg} \varphi + \text{ctg} \left( \arctg \frac{B + h \cdot \text{ctg} \alpha}{h} \right) \right) \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho} \cdot (Ц - C). \quad (2.13)$$

Скорость углубки этапа (2.14)

$$h_0 = \frac{H_э}{T_n}, \text{ м/год.}, \quad (2.14)$$

где  $T_n$  – время отработки этапа, год;

$H_э$  – глубина этапа, м.

Критериальный показатель для определения NPV первого этапа отработки принимает вид (2.15)

$$NPV = \sum_{j=1}^{T_1} \frac{H_3}{T_j} \cdot h \cdot L_{\text{бл}} \left( ctg\varphi + ctg \left( arctg \frac{B + h \cdot ctg\alpha}{h} \right) \right) \cdot \frac{1 - \eta}{1 - \rho} \times$$

$$\times (Ц - С) \cdot q_j^{-n} - \left( \sum_{\omega=1}^{T_{\text{и}}} K_{\omega} \cdot q_{\omega}^{-n} + \sum_{m=1}^{T_{\text{ир}}} K_m \cdot q_m^{-n} \right), \quad (2.15)$$

где  $h$  – высота уступа, м;

$L_{\text{бл}}$  – длина фронта работ, м;

$\varphi$  – угол откоса рабочего борта карьера, град;

$B$  – ширина рабочей площадки, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, град;

$\eta$  – показатель потерь руды;

$\rho$  – показатель разубоживания руды;

$Ц$  – цена руды, руб/м<sup>3</sup>;

$С$  – себестоимость руды, руб./м<sup>3</sup>;

$E$  – норма дисконта;

$K$  – капитальные затраты на реализацию проекта, руб.;

$k_1 = \{1, 2, 3, \dots, T_1\}$  – продолжительность первого этапа отработки карьера, лет;

$k_2 = \{1, 2, 3, \dots, T_{\text{и}}\}$  – продолжительность инвестирования строительства карьера, лет;

$k_3 = \{1, 2, 3, \dots, T_{\text{ир}}\}$  – продолжительность инвестирования реконструкции с целью перехода ко второму этапу отработки, лет;

$NC_j$  – чистая текущая прибыль от реализации 1 этапа отработки карьера в  $j$ -й год;

$q_j^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли 1 этапа отработки карьера в  $j$ -й год;

$q_{\omega}^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор инвестиций в строительство карьера в  $\omega$ -й год;

$q_m^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки в  $m$ -й год;

$i$  – процентная ставка;

$K_{\omega}$  – величина инвестиций в строительство карьера в  $\omega$ -й годы;

$K_m$  – величина инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки в  $m$ -й год;

$n$  – порядковый номер года оценки.

По результатам анализа данных по карьерам и месторождениям аналогам приняты величины диапазонов изменения исследуемых технико-экономических параметров и показателей. Для определения степени значимости исследуемых технико-экономических параметров и показателей-аргументов на величину NPV оцениваем диапазон изменения каждого из рассматриваемых показателей [59], таблица 2.1.

Используя зависимость (2.15), подставим средние значения показателей

$$NPV = \frac{130}{14} \cdot 15 \cdot 1800 \cdot \left( ctg 15^{\circ} + ctg \left( arctg \frac{45 + 15 \cdot ctg 65^{\circ}}{15} \right) \right) \cdot \frac{1 - 0,032}{1 - 0,07} \times \\ \times (230000 - 25000) \cdot 0,205 - (13000000000 \cdot 0,636 + 6000000000 \cdot 0,404) = \\ = 35,6 \text{ млрд руб.}$$

Далее аналогичным образом подставляем средние значения всех рассматриваемых показателей, изменяя только значения исследуемого аргумента. Таким образом, изменяя значение одного из параметров, мы можем оценить степень влияния каждого конкретного показателя на величину NPV.

Для выражения степени влияния показателей и параметров горных работ на размер чистой приведенной прибыли используется коэффициент эластичности (2.16) [73]

$$\varepsilon = \frac{100}{n - 1} \sum_1^{n-1} \frac{\Delta y_i x_i}{\Delta x_i y_i} \quad (2.16)$$

где  $n$  – число точек;

$y_i$  – приращение функции в  $i$  – й точке;

$\Delta y_i$  – приращение функции в  $i$  – й точке;

$x_i$  – значение аргумента в  $i$  – й точке;

$\Delta x_i$  – приращение аргумента в  $i$  – й точке.

Таблица 2.1 – Исходные данные для анализа чувствительности показателей

Параметр	Диапазон изменения	Среднее значение	Приращение
$h$ – высота уступа, м	12-19	15	1
$L_{\text{бл}}$ – длина фронта работ, м	1200-2600	1800	200
$B$ – ширина рабочей площадки, м	30-65	45	5
$\varphi$ – угол откоса рабочего борта карьера, град	12-19	15	1
$\eta$ – показатели потери руды	0,02-0,048	0,032	0,004
$\rho$ – показатели разубоживания руды	0,01-0,15	0,07	0,02
$\alpha$ – угол откоса уступа, град	50-85	65	5
$H_3$ – глубина этапа, м	70-210	130	20
$T_j$ – время отработки этапа, год	11-18	14	1
$\Pi$ – цена руды, руб./м <sup>3</sup>	200000-270000	230000	10000
$C$ – себестоимость руды руб./м <sup>3</sup>	22000-29000	25000	1000
$q_j$ – дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли 1 этапа отработки карьера в $j$ -й год, дол ед.	0,287-0,13	0,205	–
$q_w$ – дисконтирующий фактор инвестиций в строительство карьера в $\omega$ -й год, дол ед.	0,893-0,404	0,636	–
$q_m$ – дисконтирующий фактор инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки в $m$ -й год, дол ед.	0,567-0,257	0,404	–
$K_w$ – величина инвестиций в строительство карьера, млн руб.	10000-17000	13000	1000
$K_m$ – величина инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки, млн руб.	300-1000	600	100

В таблице 2.1 представлены исходные данные для определения степени влияния параметров и показателей на величину NPV.

При анализе полученных результатов можно выделить ряд значимых технических и экономических факторов, оказывающих наибольшее влияние на расчетную величину NPV.

На рисунках 2.2 и 2.3 представлены графики зависимости горнотехнических

параметров карьера и экономических показателей отработки на относительное изменение чистого дисконтированного дохода

По степени влияния горнотехнических параметров карьера на величину чистого дисконтированного дохода можно выделить 2 типа данных, определяющих значимость исследуемого параметра:

Высокая значимость – ширина рабочей площадки, угол откоса рабочего борта, длина блока, глубина этапа, продолжительность этапа.

Низкая значимость – высота уступа.

По степени влияния экономических параметров карьера на величину чистого дисконтированного дохода можно выделить 3 типа данных, определяющих значимость исследуемого параметра:

Высокая значимость – цена на руду, дисконтирующий фактор в период отработки этапа.

Средняя значимость – дисконтирующий фактор в период строительства., величина инвестиций в период строительства.

Низкая значимость – себестоимость добычи.

Результаты расчетов представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Степень влияния параметров и показателей на величину NPV

Параметр	Единица измерения	1	2	3	4	5	6	7	8	$\varepsilon\%$
$h$	м	12	13	14	15	16	17	18	19	–
$NPV$	млн руб.	26313,30	29380,83	32470,60	35582,01	38714,49	41867,48	45040,44	48232,86	124,83
$L_{бл}$	м	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	–
$NPV$	млн руб.	20884,54	25783,70	30682,85	35582,01	40481,17	45380,32	50279,48	55178,64	113,32
$B$	м	30	35	40	45	50	55	60	65	–
$NPV$	млн руб.	36864,83	36335,40	35918,63	35582,01	35304,46	35071,67	34873,63	34703,10	-7,17
$\varphi$	градусы	12	13	14	15	16	17	18	19	–
$NPV$	млн руб.	46248,08	42155,77	38638,78	35582,01	32899,14	30524,15	28405,71	26503,27	-121,1
$\eta$	дол.ед.	0,02	0,024	0,028	0,032	0,036	0,04	0,044	0,048	–
$NPV$	млн руб.	36128,61	35946,41	35764,21	35582,01	35399,81	35217,61	35035,41	34853,21	-4,13
$\rho$	дол.ед.	0,01	0,03	0,05	0,07	0,09	0,11	0,13	0,15	–
$NPV$	млн руб.	32909,74	33763,77	34653,75	35582,01	36551,07	37563,69	38622,87	39731,88	9,47
$\alpha$	градусы	50	55	60	65	70	75	80	85	–
$NPV$	млн руб.	35274,79	35382,02	35483,80	35582,01	35678,26	35774,05	35870,85	35970,19	3,60
$H_3$	м	70	90	110	130	150	170	190	210	–
$NPV$	млн руб.	15231,67	22015,11	28798,56	35582,01	42365,46	49148,91	55932,35	62715,80	111,45
$T_j$	лет	11	12	13	14	15	16	17	18	–
$NPV$	млн руб.	47607,21	42930,75	38973,73	35582,01	32642,52	30070,46	27801,00	25783,70	-124,5
$\zeta$	руб/м <sup>3</sup>	200000	210000	220000	230000	240000	250000	260000	270000	–
$NPV$	млн руб.	29129,46	31280,31	33431,16	35582,01	37732,86	39883,71	42034,56	44185,41	132,97
$C$	руб/м <sup>3</sup>	22000	23000	24000	25000	26000	27000	28000	29000	–
$NPV$	млн руб.	36227,26	36012,18	35797,10	35582,01	35366,93	35151,84	34936,76	34721,67	-15,21

Продолжение таблицы 2.2

Параметр	Единица измерения	1	2	3	4	5	6	7	8	$\varepsilon\%$
$q_j$	дол.ед.	0,287	0,257	0,229	0,205	0,183	0,163	0,146	0,13	–
$NPV$	млн руб.	53218,97	46766,43	40744,05	35582,01	30850,14	26548,44	22892,00	19450,64	195,51
$q_w$	дол.ед.	0,893	0,797	0,712	0,636	0,567	0,507	0,452	0,404	–
$NPV$	млн руб.	32241,01	33489,01	34594,01	35582,01	36479,01	37259,01	37974,01	38598,01	-36,95
$q_m$	дол.ед.	0,567	0,507	0,452	0,404	0,361	0,322	0,287	0,257	–
$NPV$	млн руб.	35484,21	35520,21	35553,21	35582,01	35607,81	35631,21	35652,21	35670,21	-1,08
$K_w$	млн руб.	10000,00	11000,00	12000,00	13000,00	14000,00	15000,00	16000,00	17000,00	–
$NPV$	млн руб.	37490,01	36854,01	36218,01	35582,01	34946,01	34310,01	33674,01	33038,01	-23,78
$K_m$	млн руб.	300,00	400,00	500,00	600,00	700,00	800,00	900,00	1000,00	–
$NPV$	млн руб.	35703,21	35662,81	35622,41	35582,01	35541,61	35501,21	35460,81	35420,41	-0,68

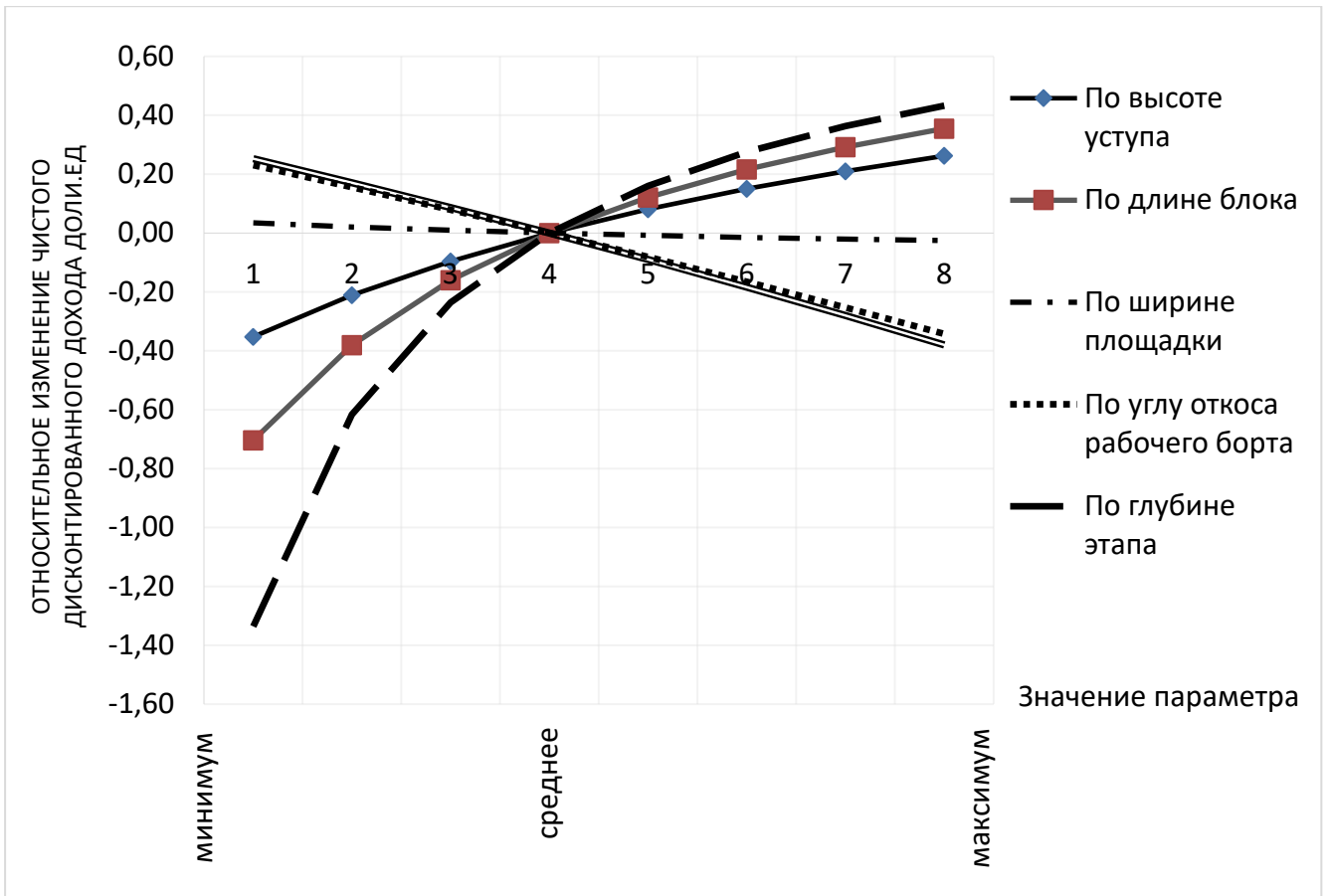


Рисунок 2.2 – Влияние горнотехнических параметров карьера на относительное изменение чистого дисконтированного дохода от разработки крутопадающего рудного месторождения



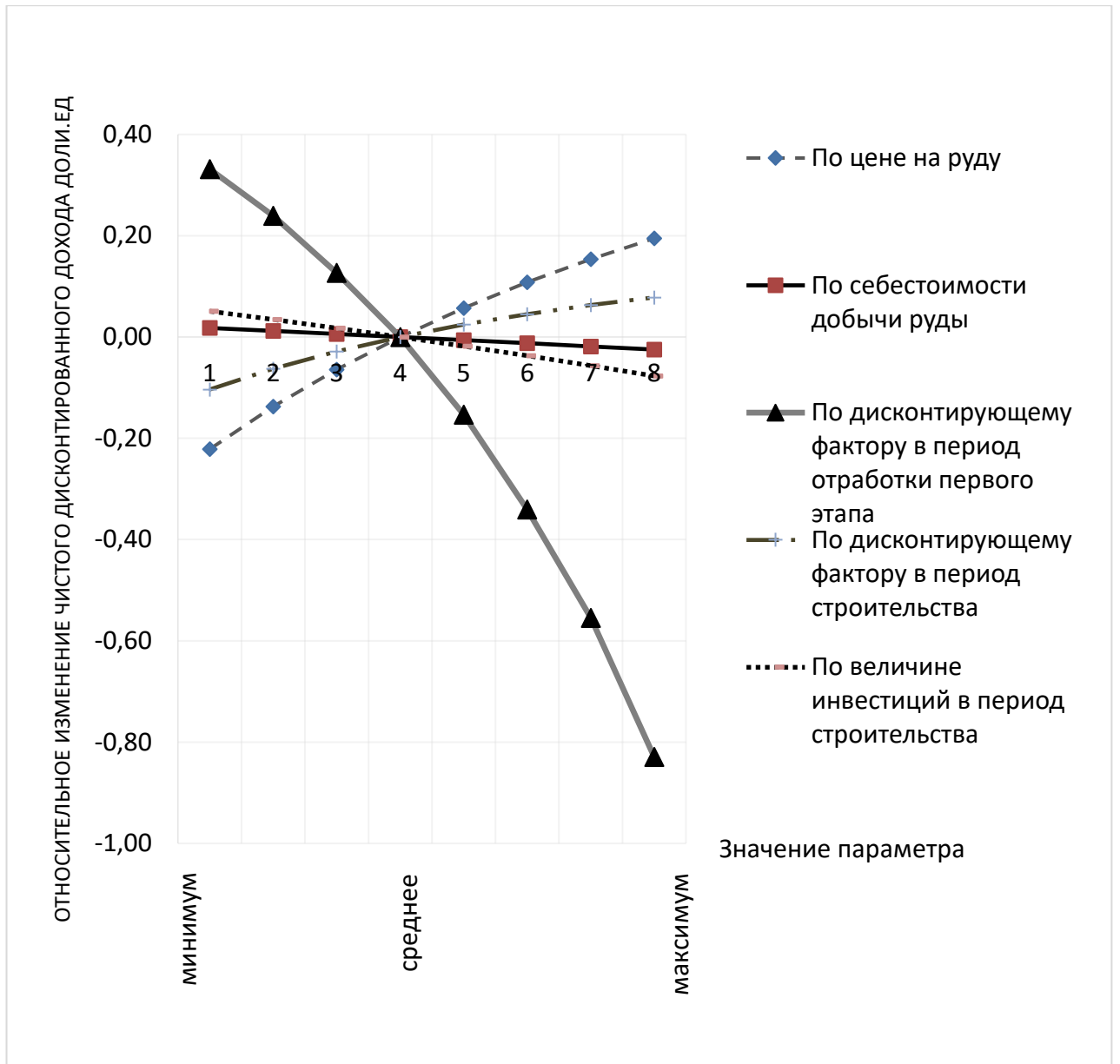


Рисунок 2.3 – Влияние экономических параметров карьера на относительное изменение чистого дисконтированного дохода от разработки крутопадающего рудного месторождения



Рисунок 2.4 – Результаты определения коэффициента эластичности для различных технико-экономических параметров и показателей карьера, разрабатывающего крутопадающее рудное месторождение

Зависимость  $NPV = f(HЭ)$  является непрерывной функцией, имеющей явно выраженный максимум. Таким образом, выбор оптимального, экономически целесообразного варианта глубины первого этапа отработки месторождения карьером целесообразно проводить по критерию максимума  $NPV$  (2.17)

$$NPV = \sum_{j=1}^{T_1} NC_j q_j^{-n} + \sum_{f=1}^{T_2} NC_f q_f^{-n} + \sum_{z=1}^{T_p} NC_z q_z^{-n} - \left( \sum_{\omega=1}^{T_{и}} K_{\omega} q_{\omega}^{-n} + \sum_{m=1}^{T_{ип}} K_m q_m^{-n} \right) \rightarrow \max \quad (2.17)$$

$$J \in k_1, f \in k_2, z \in k_3, \omega \in k_4, m \in k_5,$$

$$k_1 = \{1, 2, 3, \dots, T_1\}, k_2 = \{1, 2, 3, \dots, T_2\}, k_3 = \{1, 2, 3, \dots, T_p\},$$

$$k_4 = \{1, 2, 3, \dots, T_{и}\}, k_5 = \{1, 2, 3, \dots, T_{ип}\},$$

где  $k_1 = \{1, 2, 3, \dots, T_1\}$  – продолжительность первого этапа отработки карьера, лет;

$k_2 = \{1, 2, 3, \dots, T_2\}$  – продолжительность второго этапа отработки карьера, лет;

$k_3 = \{1, 2, 3, \dots, T_p\}$  – продолжительность реконструкции карьера, лет;

$k_4 = \{1, 2, 3, \dots, T_i\}$  – продолжительность инвестирования строительства карьера, лет;

$k_5 = \{1, 2, 3, \dots, T_{ip}\}$  – продолжительность инвестирования реконструкции с целью перехода ко второму этапу отработки, лет;

$NC_j$  – чистая текущая прибыль от реализации 1 этапа отработки карьера в  $j$ -й год;

$NC_f$  – чистая текущая прибыль от реализации 2 этапа отработки карьера в  $f$ -й год;

$NC_z$  – чистая текущая прибыль в период реконструкции карьера в  $z$ -й год;

$q_j^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли 1 этапа отработки карьера в  $j$ -й год;

$q_f^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли 2 этапа отработки карьера в  $f$ -й год;

$q_z^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли в период реконструкции карьера в  $z$ -й год;

$q_\omega^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор инвестиций в строительство карьера в  $\omega$ -й год;

$q_m^{-n} = (1 + i)^{-n}$  – дисконтирующий фактор инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки в  $m$ -й год;

$i$  – процентная ставка;

$K_\omega$  – величина инвестиций в строительство карьера в  $\omega$ -й год;

$K_m$  – величина инвестиций в реконструкцию с целью перехода ко второму этапу отработки в  $m$ -й год;

$n$  – порядковый номер года оценки.

Экономические показатели (прибыль, капитальные затраты), а также продолжительность этапов разработки находятся в функциональной связи с эксплуатационным коэффициентом вскрыши и глубиной этапа.

Допустим, что все указанные факторы, оказывающие влияние на рациональную глубину этапа разработки, остаются неизменными на уровне приведенных выше средних значений, за исключением одного – исследуемого фактора. В этом случае каждому значению исследуемого фактора соответствует

определенное значение рациональной глубины этапа. При изменении исследуемого фактора получаем соответствующее изменение рациональной глубины этапа.

Результаты анализа влияния различных факторов на рациональную глубину первого этапа разработки позволяют сделать следующие выводы:

1. На рациональную глубину этапа разработки оказывают существенное влияние факторы, связанные с текущими объемами горных работ и временными параметрами.

2. Для рассматриваемых пределов определяющих факторов соотношение конечной глубины карьера и рациональной глубины этапа разработки располагаются в диапазоне 0,44-0,67, среднее значение 0,55.

3. Для принятых средних значений исходных данных, в зависимости от коэффициента эластичности, факторы, влияющие на рациональную глубину этапа, распределяются от самого значимого к менее значимому: конечная глубина карьера, угол откоса ВНБ, процентная ставка, скорость понижения горных работ при разносе временно нерабочего борта карьера, себестоимость вскрыши, удельные капиталовложения.

Таким образом, при обосновании глубины первого этапа отработки месторождения карьером в конечных контурах, необходимо для наиболее значимых факторов провести анализ и обоснование исходных данных, позволяющий повысить надёжность и достоверность принятия проектных решений.

## **2.2 Методика сравнения вариантов разработки карьеров по этапам**

Разработка рудных крутопадающих месторождений этапами отличается размером инвестированных капиталовложений на этапе строительства, а также текущими годовыми эксплуатационными затратами.

Ученые в работах [41, 91], рассматривая вопросы разработки карьеров, основывают свои исследования на главной формуле Типовой методики [65] и ее различных модификациях (2.18)

$$C_i + E_H k_i \rightarrow \min, \quad (2.18)$$

где  $k_i$  – капитальные вложения по каждому варианту;

$C_i$  – текущие затраты по тому же варианту;

$E_H$  – норма дисконта.

При изучении этого вопроса академик Российской академии наук Н.П. Федоренко сделал вывод, что данное уравнение не учитывает ряд переменных, имеющих на горном предприятии. Например, дополнительные капитальные вложения во время реконструкции карьера, также в типовой методике не учитывается время на строительство карьера, которое, обычно, достаточно растянуто во времени. Ученый полагает, что для такого рода вычислений «предпочтительнее пользоваться интегральными затратами, которые полнее учитывают влияние разновременности затрат» [70].

В.В. Новожилов предложил для решения задачи, в которой имеются изменяющиеся текущие и капитальные затраты во времени, использовать формулу (2.19):

$$K_i + \frac{C_i}{E_H} \rightarrow \min, \quad (2.19)$$

формула «содержит, по сути дела, сумму эксплуатационных расходов за бесконечное число лет с учетом фактора времени» [40]. «Путем преобразования полученной формулы, меняя срок эксплуатации проекта с бесконечного до определенного, и учитывая, что текущие эксплуатационные расходы зависят от времени» [40], профессор вывел уравнение (2.20):

$$\sum_{t=1}^T \frac{K_i(t)}{(1 + E_H)^t} + \sum_{t=1}^T \frac{C_1(t)}{(1 + E_H)^t} \rightarrow \min, \quad (2.20)$$

В полученной формуле все затраты суммируются и приводятся к начальному промежутку времени – началу строительства карьера.

В работах [110, 40, 70] соотносятся капитальные вложения на строительство карьера и затраты необходимые на эксплуатацию объекта. Результатом этих исследований стали ряд положений, которыми можно руководствоваться при выборе оптимального варианта разработки карьера. Рассматриваемые варианты

следует сравнивать по сумме всех интегральных затрат и сравнивать полученную сумму с эталонным вариантом. За эталон принимается проект отработки месторождения с применением постоянных рабочих площадок и минимально допустимыми, по условиям безопасности, шириной берм.

Чтобы сократить объёмы вскрышных работ, в первый этап разработки месторождения, на промежуточном контуре карьера формируется ВНБ – это позволит уменьшить большие капиталовложения в первые годы эксплуатации. В будущих периодах, на втором этапе, часть финансовых потоков будет направлена на разнос временно нерабочего борта путем увеличения размеров рабочих площадок. Главные задачи, которые ставятся – это сокращение капиталовложений на этапах строительства месторождения, обоснование рационального способа расконсервирования ВНБ на втором этапе и обоснование объемов вскрыши, подготовка и выемка которой будет перенесена на более поздние периоды.

Условие экономической целесообразности реализации варианта отработки (2.21)

$$\mathcal{E}_{\text{прив}} = P_{\text{прив}}^I - \mathcal{Z}_{\text{прив}}^{\text{рек}} \Leftrightarrow \max, \quad (2.21)$$

где  $\mathcal{E}_{\text{прив}}$  – уменьшение суммарных затрат рационального варианта, приведенные к началу реконструкции карьера (началу второго этапа), руб.;

$P_{\text{прив}}^I$  – уменьшение капитальных и эксплуатационных затрат первого этапа, приведенные к началу реконструкции карьера, руб.;

$\mathcal{Z}_{\text{прив}}^{\text{рек}}$  – дополнительные затраты на реконструкцию карьера во втором этапе, приведенные к началу реконструкции, руб.

«Отличительной особенностью между формулами (2.20) и (2.21) является то, что затраты приводятся не к началу строительства карьера, а к началу функционирования второго этапа. Это даёт возможность сравнить уменьшение затрат во время первого периода с дополнительными затратами второго этапа при ограничении периода их дисконтирования» [74].

Уменьшение суммарных затрат первого этапа разработки (2.22)

$$P_{\text{прив}}^I = C_{\text{прив}}^I + K_{\text{прив}}^I, \quad (2.22)$$

где  $C_{\text{прив}}^I$  – суммарное уменьшение эксплуатационных затрат первого этапа разработки карьера, приведенная к началу второго этапа, руб.;

$K_{\text{прив}}^I$  – уменьшение капитальных затрат на строительство карьера, приведенная к началу второго этапа, руб.

Величина годового сокращения эксплуатационных затрат на вскрыше работы в  $i$  – м году, приведенная к началу второго этапа (2.23)

$$C_i = C_B (V_i^I - V_i^{II}) (1 + E_{\text{НП}})^{T_1 - i}, \quad (2.23)$$

где  $C_B$  – себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, руб.;

$V_i^I$  и  $V_i^{II}$  – объемы вскрышных работ в  $i$  – м году при развитии горных работ соответственно по базовому и сравниваемому вариантам, м<sup>3</sup>;

$E_{\text{НП}}$  – норма дисконта;

$T_1$  – продолжительность первого этапа, лет.

$$V_i = A_{pi} k_i,$$

где  $A_{pi}$  – годовая производительность карьера по руде в  $i$  – м году;

$k_i$  – текущий коэффициент вскрыши в  $i$  – м году, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Величина уменьшения суммарных эксплуатационных затрат первого этапа разработки карьера (2.24)

$$C_i = C_B (A_{pi}^I k_i - A_{pi}^{II} k_i^{II}) (1 + E_{\text{НП}})^{T_1 - i}. \quad (2.24)$$

$$\text{При } A_{pi}^I = A_{pi}^{II} = A_p^I; k_i^I = k_i^I \text{ и } k_i^{II} = k_I^{II}$$

где  $A_p^I$  – годовая производительность карьера по руде в первом этапе, м<sup>3</sup>;

$k_I^I$  и  $k_I^{II}$  – усредненные коэффициенты вскрыши соответственно базового и сравниваемого вариантов на первом этапе, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Величина уменьшения суммарных эксплуатационных затрат первого этапа разработки карьера (2.25)

$$C_{\text{прив}}^I = C_B A_p^I (k_I^I - k_I^{II}) \frac{(1 + E_{\text{НП}})^{T_1}}{E_{\text{НП}}}. \quad (2.25)$$

Уменьшение капитальных затрат на строительство карьера, приведенная к началу второго этапа (2.26)

$$K_{\text{ПРИВ}}^I = (K_{\text{ПРИВ}}^I - K_{\text{ПРИВ}}^{II})(1 + E_{\text{НП}})^{T_1}, \quad (2.26)$$

где  $K_{\text{ПРИВ}}^I$  и  $K_{\text{ПРИВ}}^{II}$  – капиталовложения на строительство карьера соответственно для базового и сравниваемого вариантов, приведенные к концу строительства, руб.

Дополнительные затраты на реконструкцию карьера по сравниваемому варианту, приведенные к началу реконструкции (2.27),

$$Z_{\text{ПРИВ}}^{\text{рек}} = Z_1 + Z_2 + \dots + Z_{t_p}, \quad (2.27)$$

где  $Z_1, Z_2, \dots, Z_{t_p}$  – дополнительные приведенные затраты на реконструкцию карьера соответственно в первый, второй, ..., последние годы реконструкции, руб.

При равных годовых объемах вскрышных работ в период реконструкции карьера (второго этапа) выражение (2.27) примет следующий вид (2.28):

$$Z_{\text{ПРИВ}}^{\text{рек}} = C_{\text{В}} A_{\text{р}}^{II} (k_{\text{рек}}^{II} K_{\text{уд}} - k_{\text{рек}}^I) \frac{(1 + E_{\text{НП}})^{t_p} - 1}{E_{\text{НП}} (1 + E_{\text{НП}})^{t_p}}, \quad (2.28)$$

где  $k_{\text{рек}}^I$  и  $k_{\text{рек}}^{II}$  – усредненные коэффициенты вскрыши периода реконструкции карьера соответственно при базовом и сравниваемом вариантах развития горных работ  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;

$A_{\text{р}}^{II}$  – годовая производительность карьера по руде во втором этапе,  $\text{м}^3$ ;

$K_{\text{уд}}$  – коэффициент удорожания вскрышных работ при возобновлении горных работ на рабочих площадках ВНБ.

Рассмотрим применение предлагаемой методики на примере сравнения двух вариантов открытой разработки условного месторождения штокверкового типа. Экономически целесообразная глубина карьера, установленная техническим проектом, принята 450 м. На рисунке 2.3 представлен средневзвешенный разрез по месторождению с границами карьера и рациональным направлением его углубки.



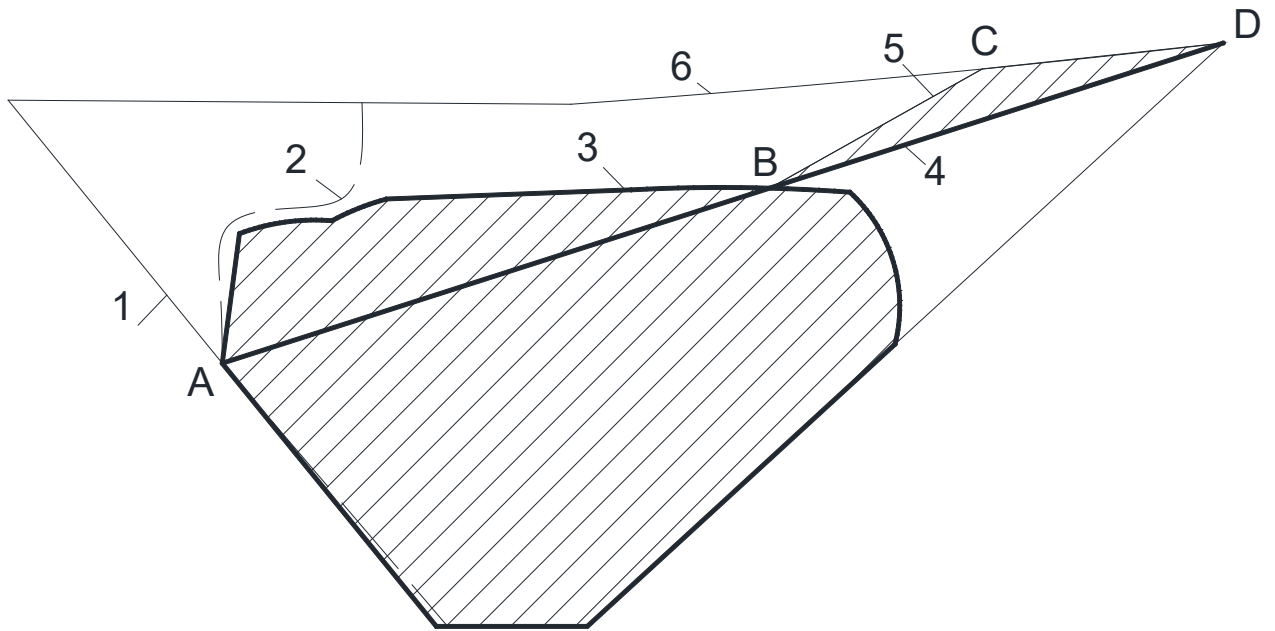


Рисунок 2.3 – Средневзвешенный разрез по месторождению

1 – предельные границы карьера; 2 – рациональное направление углубки; 3 – граница рудной зоны; 4 – положение промежуточного контура при развитии работ по базовому варианту; 5 – положение промежуточного временного нерабочего борта карьера; 6 – положение дневной поверхности.

На карьере принято применение буровых станков СБШ-250МНА-32, экскаваторов ЭКГ-10 и карьерных автосамосвалов БелАЗ-7549. На основе анализа горнотехнических и горно-геологических условий установлена целесообразность отработки карьера в два этапа продолжительностью по 14 лет с периодом строительства  $t_c = 5$  лет, продолжительностью первого эксплуатационного этапа  $T_1 = 9$  лет, периодом реконструкции  $t_{рек} = 2$  года, продолжительностью второго эксплуатационного этапа 11 лет и периодом доработки 1 год. Глубина карьера в конце первого этапа составит 270 м.

На рисунке 2.4 представлены кумулятивные графики  $V = f(P)$  зависимости нарастающих объёмов вскрыши от нарастающих объёмов руды для двух вариантов развития рабочей зоны карьера:

- 1 – При угле откоса рабочего борта  $\varphi \rightarrow 0$  (послойная разработка);
- 2 – При максимально возможном угле откоса рабочего борта  $\varphi \rightarrow \max$  (минимальная ширина рабочих площадок).

На рисунке 2.4 представлены кумулятивные графики  $V = f(P)$ , построенные для рационального направления углубки карьера и для двух вариантов разработки карьера по этапам: ABCD – базовый вариант с усредненными по этапам объемами горных работ без сокращения рабочих площадок в конце первого периода; AB`CD – сравниваемый вариант с формированием временного нерабочего борта карьера.

Варианты характеризуются следующими усредненными коэффициентами вскрыши:  $k_I^I = 1,65 \text{ м}^3/\text{т}$ ;  $k_I^{II} = 1,34 \text{ м}^3/\text{т}$ ;  $k_{\text{рек}}^I = 0,56 \text{ м}^3/\text{т}$ ;  $k_{\text{рек}}^{II} = 1,18 \text{ м}^3/\text{т}$ .

Дополнительные исходные данные:  $A_P^I = 3,5 \text{ млн т.}$ ,  $A_P^{II} = 6 \text{ млн т.}$ ,  $C_B = 96 \text{ руб./м}^3$ ,  $K_{\text{ПРИВ}}^I = 300 \text{ млн руб.}$ ,  $K_{\text{ПРИВ}}^{II} = 290 \text{ млн руб.}$ , коэффициент удорожания вскрышных работ в период реконструкции карьера  $k_{\text{уд}} = 1,2$ .

По формуле (2.25) сокращение суммарных эксплуатационных затрат

$$C_{\text{ПРИВ}}^I = 96 \cdot 3,5(1,65 - 1,34) \frac{(1 + 0,08)^9 - 1}{0,08} = 1290 \text{ млн руб.}$$

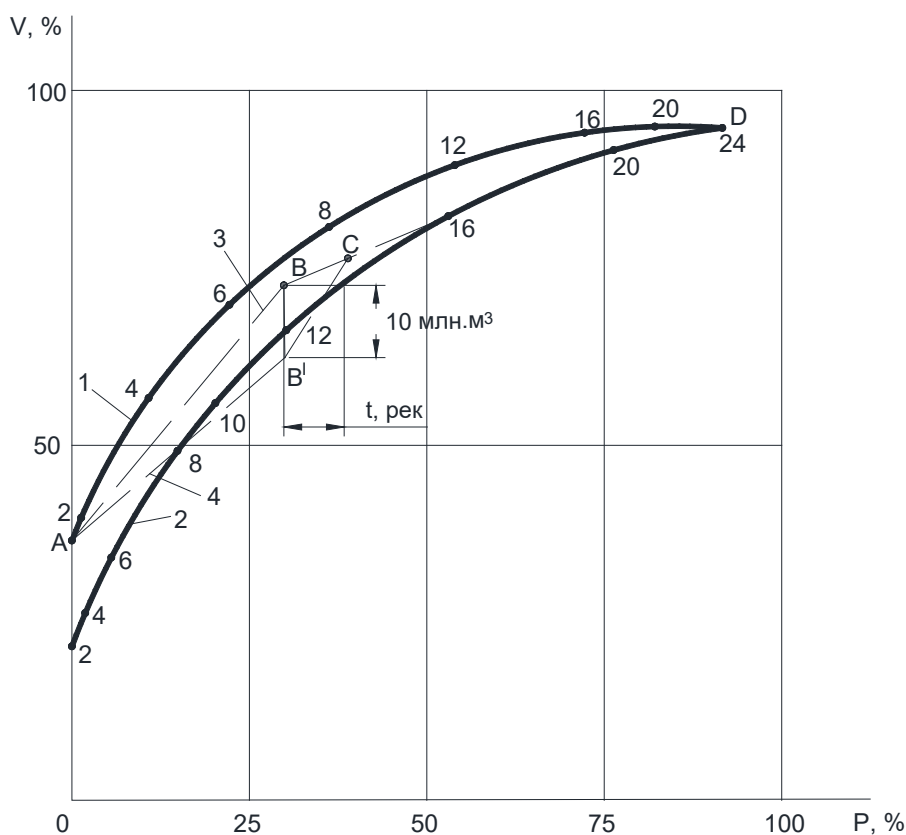


Рисунок 2.4 – Кумулятивные графики  $V = f(P)$  зависимости нарастающих объемов вскрыши от нарастающих объемов руды

1 – при  $\varphi \rightarrow 0$ ; 2 – при  $\varphi \rightarrow \max$ ; 3 – при развитии горных работ по базовому варианту; 4 – при развитии горных работ по сравниваемому варианту

Экономия капитальных затрат по формуле (2.26)

$$K_{\text{ПРИВ}}^I = (300 - 290)(1 + 0,08)^9 = 20 \text{ млн руб.}$$

Экономия суммарных затрат по формуле (2.8)

$$P_{\text{ПРИВ}}^I = 1290 + 20 = 1310 \text{ млн руб.}$$

Дополнительные затраты на реконструкцию карьера по формуле (2.28)

$$Z_{\text{ПРИВ}}^{\text{рек}} = 96 \cdot 6(1,18 \cdot 1,2 - 0,56) \frac{(1 + 0,08)^2 - 1}{0,08 \cdot 1,08^2} = 894 \text{ млн руб.}$$

Сокращение суммарных затрат при разработке карьера по этапам с формированием временного нерабочего борта и консервацией 10 млн м<sup>3</sup> вскрыши в конце первого периода.

$$\mathcal{E}_{\text{ПРИВ}} = 1310 - 894 = 416 \text{ млн руб.}$$

Применение представленной методики позволяет проводить обоснованное сравнение различных вариантов развития рабочей зоны с целью выбора оптимального проектного решения при разработке карьера по этапам с формированием временного нерабочего борта.

### **2.3 Схемы поэтапной открытой разработки рудных крутопадающих месторождений**

Существенное сокращение сроков инвестирования строительства карьеров и горно-капитальных работ, а также увеличение эффективности отработки месторождения может достигаться за счет применения этапного способа разработки.

Разработка карьера этапами предполагается несколькими вариантами [19, 99]:

1. Разработка однородной залежи – с выделением промежуточных контуров карьера путем оставления временно законсервированного борта;

2. Разработка неоднородной залежи – с разделением карьерного поля на более приоритетные к выемке участки с высоким процентным содержанием полезного компонента и низким коэффициентом вскрыши [76];

3. Разработка нескольких сближенных залежей – выбор этапов определяется оптимальной очередностью отработки сближенных залежей или одновременная их отработка с оптимальной интенсивностью.

Разделение отработки месторождения открытым способом на этапы позволяет перенести значительные объемы вскрышных пород на будущие периоды эксплуатации карьера. Поэтому, затраты на разработку, приведенные к одному моменту времени, уменьшаются на 10-30 % [42, 101].

На рисунке 2.5 представлены два возможных варианта последовательности отработки крутопадающего месторождения. В первом случае развитие горных работ планируется в конечных контурах карьера, начиная от лежащего бока залежи к висячему боку, годовые объемы удаляемой вскрыши в первый период разработки возрастают, а затем снижаются (рисунок 2.6, линия 1).

Второй рассматриваемый вариант предполагает применение этапов разработки (рисунок 2.5). В первую очередь отрабатывается контур ABCDE, в то время как на рабочем борту консервируется временно нерабочий участок AE с углом близким к углу борта карьера на этапе доработки. Объемы пустой породы на участке  $A_1AEE_1$  будут отработаны только после извлечения всей горной массы ABCDE, тем самым такой способ позволяет перенести выемку значительного объема вскрышной породы на поздние периоды. Отработка законсервированного участка будет вестись параллельно с добычными работами на карьере.

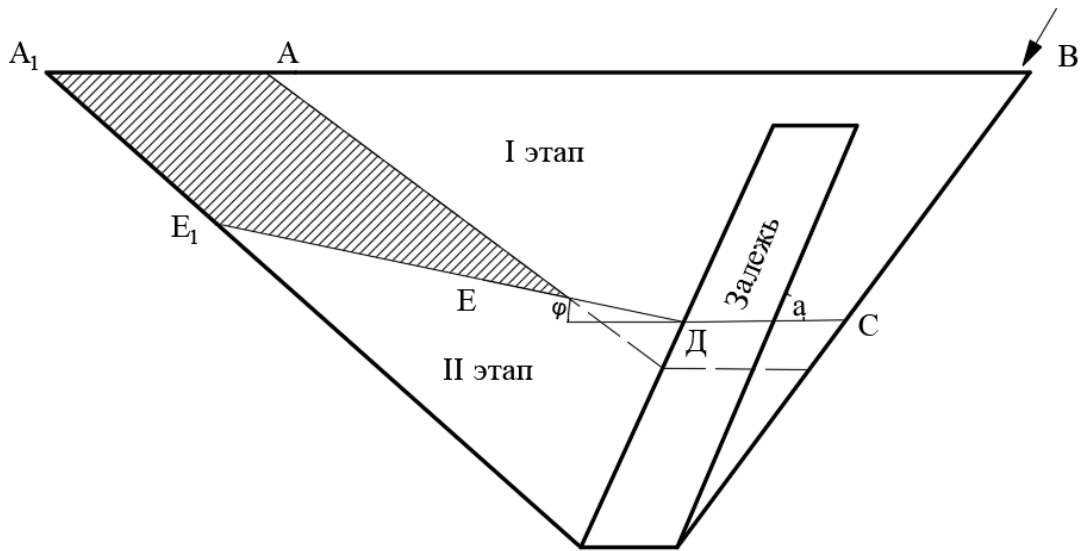


Рисунок 2.5 – Схема отработки карьера этапами

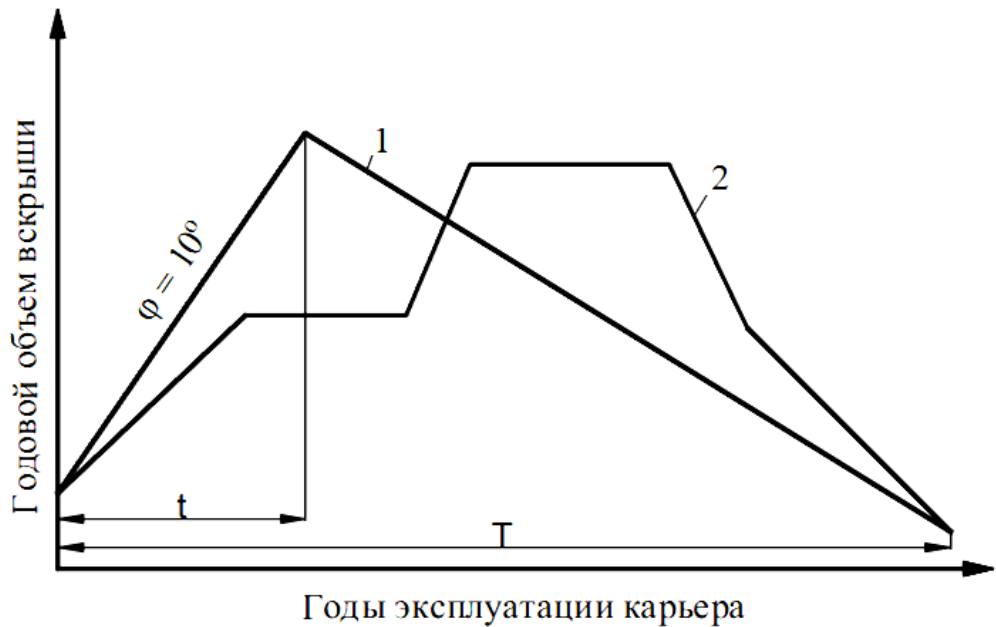


Рисунок 2.6 – График изменения годовых объемов вскрышных работ по годам эксплуатации  
 1 – отработка карьера ведется от висячего бока залежи к лежащему боку; 2 – при оставлении временного нерабочего борта

Скорость углубки карьера при работах по разному ВНБ должна обеспечивать производительность месторождения по руде и формирование конечных контуров карьера в установленный проектом срок.

Проектирование карьеров этапами предполагает определение наиболее рациональных границ этапов, а также определение времени, на которое будут законсервированы объемы вскрыши. Контур карьера, разрабатываемый этапами,

представляет собой комбинацию постоянно рабочих и временно нерабочих бортов [10, 51].

Типичные схемы разделения карьера на этапы разработке представлены на рисунке 2.7 [68].

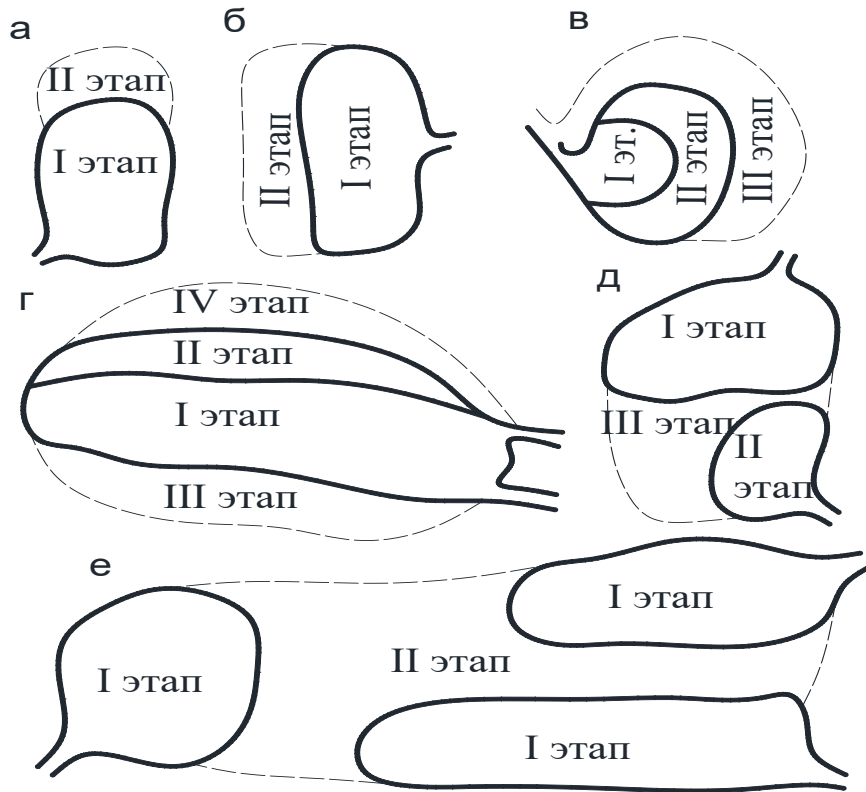


Рисунок 2.7 – Схемы разделения карьера на этапы отработки

Оптимальное расположение контуров ВНБ в карьере зависит от многих факторов. Таких как: экономические, горно-геологические, а также горнотехнические факторы. При оценке практики использования такой технологии на действующих рудных крутопадающих карьерах можно сделать выводы, что иногда ВНБ занимает большую часть борта карьера, примеры таких рудников: Николаевский, Сибайский карьер, Конрадское и Баженовское месторождения [24, 53]. Но чаще всего очереди выделяются только в части карьера, на одном торце или по одному борту, например, такие схемы реализованы на Сарбайском и Гороблагодатском карьерах.

Выбор варианта размещения ВНБ в торце или вдоль по простиранию зависит от соотношения длины и ширины карьера (рисунок 2.7 а, б). Вариант, при

котором нерабочий борт размещается в торце карьерного поля целесообразен, когда его длина больше в 1,5-2,5 раза при ж/д транспорте и в 1,2-2 раза при автотранспорте. Параметры этапа при максимальном объеме и времени консервации вскрышных пород будут находиться в диапазонах:

- высота временно нерабочего борта  $(0,4 \div 0,5)H_k$ ;
- ширина этапа, т. е. расстояние между промежуточными и конечными контурами карьера  $(0,45 \div 0,65)H_k$ ;
- объем породного целика  $(0,25 \div 0,3)H_k^2 * B_k$ ,

где  $H_k$  – конечная глубина карьера;

$B_k$  – средняя ширина карьера.

Для увеличения консервируемых объемов пустой породы при небольших размерах карьера и при его средней скорости углубки до 10 м/год применяют схему расположения ВНБ по большей части всего периметра карьера (рисунок 2.7, в). Рассмотренная схема применяется в Сибайском, Коркинском, Николаевском и Коундарском карьерах.

Схема, при которой в границах одного карьерного поля попеременно консервируются и разносятся оба борта (рисунок 2.7, г) отличается тем, что на ВНБ создаются главные транспортные коммуникации, при том, что на рабочем борте строят только передвижные погрузочные пути. После завершения первого этапа добычные работы на рабочем борту останавливаются и на него переносят все главные транспортные узлы, одновременно с этим проводят работы по разносу ВНБ. Такой способ отработки успешно применяется на Баженовских месторождениях хризотил-асбеста.

При определенных условиях необходимо разделять карьерное поле на разные участки и обрабатывать последовательно (рисунок 2.7, д).

На первых этапах разработки таких карьеров необходимо определить первоочередный участок, что определит дальнейшее направление развития горных работ.

Рассмотренная схема реализована на месторождении Донского рудоуправления, так карьер был поделен на три участка: Северный, Восточный и

Южный. Разработка Восточного и Южного участков с наибольшим коэффициентом вскрыши отнесена на более поздний период.

Последняя схема предполагает разработку месторождения отдельными изолированными карьерами (группой карьеров), предполагается, что на более поздних этапах они будут объединены в одно карьерное поле (рисунок 2.7, е). Таким способом начиналась разработка группы залежей Баженовских месторождений хризотил-асбеста. Так, каждая отдельная залежь отрабатывалась своим карьером, позднее пять карьеров были объединены в три.

В результате анализа производственного опыта, практики проектирования рудных крутопадающих месторождений этапами, а также технико-экономического обоснования были получены закономерности выбора схемы отработки карьера этапами. В таблице 2.2 представлены рациональные условия применения схем отработки карьера этапами.

Основными недостатками технологической схемы разработки с разделением карьера на этапы являются: повышение сложности организации ведения горных работ, необходимость обеспечения более длительного срока планирования развития горных работ, а также возникновение в потребности применения специализированного горного оборудования. Также предприятие несёт дополнительные эксплуатационные затраты на возобновление и развитие горных работ на ВНБ и ухудшение финансовых показателей в периоды реконструкций.

Технология разработки схемами с разделением карьера на этапы разработки имеет ряд главных преимуществ:

1. Улучшение технико-экономических показателей при определенных геологических и горнотехнических условиях. Снижение капиталовложений на этапе строительства карьера, а также снижение эксплуатационных затрат в первые периоды отработки;
2. Уменьшение сроков строительства карьера и объёмов горно-капитальных работ;



3. Повышение интенсивности отработки месторождения и, следовательно, производственной мощности предприятия;

4. Сокращение объемов эксплуатационных геологоразведочных работ на больших глубинах;

5. Возможность проведения реконструкций карьера, повышение надёжности и достоверности реализации перспективных планов и их корректировки, обеспечивающее реализацию проектных решений с меньшими затратами.

Таблица 2.2 – Рациональные условия применения основных схем разделения карьера на этапы разработки

Факторы	Показатели	Схемы разделения карьера на этапы					
		а	б	в	г	д	е
Горно-геологические	Падение залежи	Любое	Наклонное, крутое	Крутое	Наклонное, крутое	Любое	Любое
	Мощность наносов	Предпочтительно большая					
	Мощность залежи	Любое	Предпочтительно малая	Средняя	Средняя	Средняя, большая	Малая, средняя
	Количество залежей	1-3	1-3	1-3	1-3 и более	3-4	3 и более
	Крепость пород	Выше средней				Различная	
Горно-технические	Форма карьера в плане	Удлиненная		Округлая	Удлиненная	Различная	
	Глубина карьера, м	Более 150	Более 200	Более 300	400-500	Различная	
Производственные	Производительность карьер	средняя	большая	средняя	большая	Малая, средняя	большая
	Годовая скорость углубки карьера, м/год	До 15	До 10	До 10	До 5-8	Любая	
	Срок службы карьера, лет	20 и более		30 и более		Любой	

В пределах конечного контура карьера выделяются промежуточные контуры, которые определяют последовательности отработки во времени очередей-этапов (рисунок 2.8)

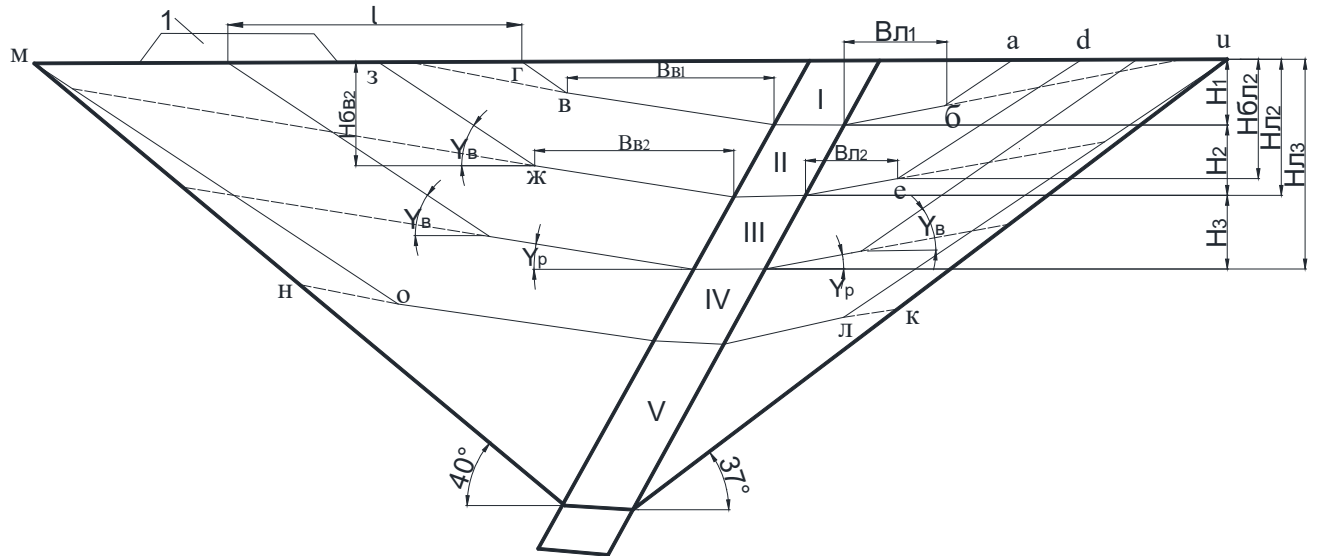


Рисунок 2.8 – Схема этапов отработки крутопадающего рудного месторождения глубоким карьером

После отработки карьера в пределах первого контура (рисунок 2.8. а, б, в, г) разрабатывается второй контур (рисунок 2.8. д, е, ж, з), затем следующий и т. д.

Главными параметрами карьера в пределах каждого контура является: высота этапа  $H$ , глубина карьера в конце отработки очереди  $H_k$ , высота и угол откоса временно нерабочего борта  $H_{бi}$  и  $Y_i$  соответственно. Также к главным параметрам этапа относят его ширину  $V_i$  и средний коэффициент вскрыши в контурах  $K_v$  [52].

Практически, на действующих карьерах высота этапа изменяется в пределах 50 - 120 м, высота ВНБ 80 - 300 м, а угол откоса законсервированного борта карьера в пределах 25°- 40°.

Главные принципы, которыми стоит руководствоваться при выборе рациональной схемы разделения карьера на очереди, а также выбора основных параметров каждого из этапов, заключаются в следующем:

1. При отработке карьера этапами производительность месторождения по полезному ископаемому не должна уменьшаться во время переходного периода отработки первой очереди ко второй и так далее. При анализе практики

разработки месторождений открытым способом можно наблюдать, что небольшое уменьшение производительности карьера или уменьшение темпов ее роста влечет за собой сильное ухудшение технико-экономических показателей всего предприятия.

Для того, чтобы не допустить просадку производительности в период реконструкции, необходимо предусмотреть в карьере наличие резервных объемов запасов руды, выемкой которых можно будет обеспечить проектную производительность карьера во время работ по разносу ВНБ. В случае, если временно нерабочий борт имеет высоту  $H_{bi}$  (рисунок 2.9), то резервные запасы, которые могут быть отработаны без разноса борта, определяются слоем  $b'e$ , высотой  $H_{i+1}$ .

Очевидно, что за время углубки с горизонта  $b'$  до горизонта  $e$ , борт карьера должен переместиться из положения  $a b b'$  в положение  $v ж e$  (2.29)

$$\frac{H_{bi} + H_{i+1}}{h_b} \leq \frac{H_{i+1}}{h_{i+1}}, \quad (2.29)$$

где  $h_b$  – вертикальная скорость понижения горных работ при разносе временно нерабочего борта карьера, м/год;

$h_{i+1}$  – вертикальная скорость понижения добычных работ в этапе, м/год;

$i$  – порядковый номер этапа.

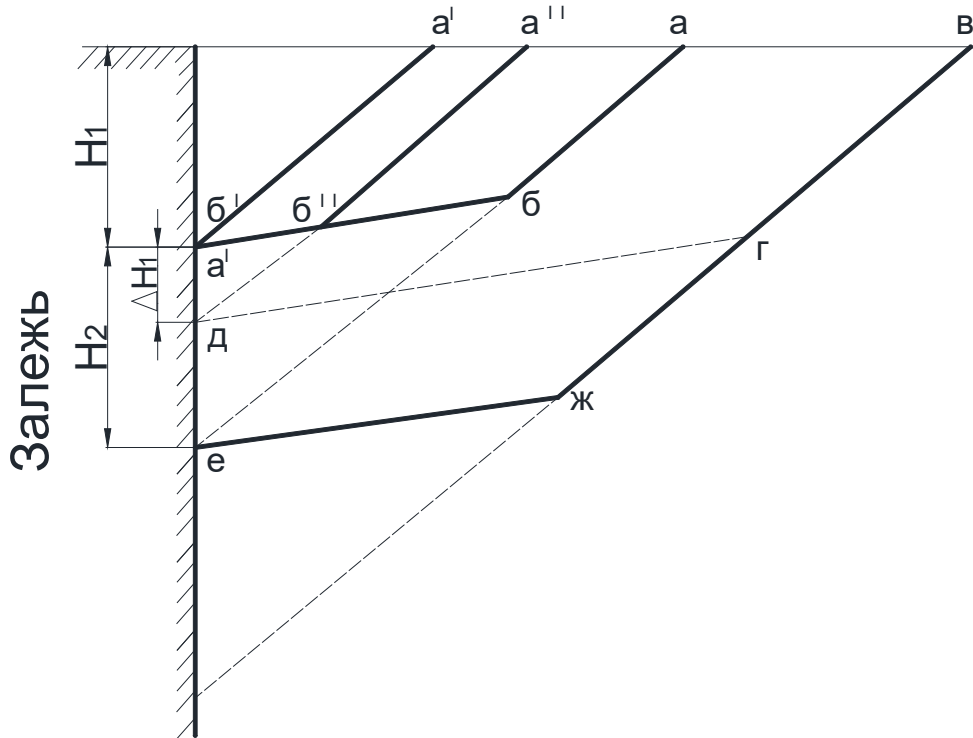


Рисунок 2.9 – Схема к расчету резерва готовых к выемке запасов руды

2. Каждый новый этап отработки карьера должен характеризоваться увеличением производительности месторождения по полезному ископаемому и увеличением среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши по сравнению с предыдущим этапом.

Представленные условия справедливы для всего срока отработки карьера, за исключением этапа доработки, когда происходит затухание горных работ и закономерное снижение всех показателей.

Соблюдение этих принципов позволяет обеспечить перенос наибольшего объема пустых пород на будущие периоды и обеспечить наиболее рациональный режим горных работ. Таким образом, достигается минимизация эксплуатационных затрат и увеличение чистого дисконтированного дохода отработки месторождения.

Возрастающие во времени объемы добычи полезного ископаемого и удаления вскрышных пород соответствуют существующей практике планирования открытых горных работ. Стимулируя использование внутренних резервов и внедрение новой горной техники, они способствуют улучшению технико-экономических показателей отработки месторождения. Несмотря на то,

что в проектной документации проводится стабилизация производительности карьеров на сравнительно длительный период (соизмеримый с продолжительностью этапа отработки), в действительности на большинстве крупных карьеров, она в среднем ежегодно возрастает на 5-8 % при стабильном и расширяющемся спросе на рынке минерального сырья.

Наименьшая допустимая высота  $H_i$  и ширина  $B_i$  этапа определяются по формуле (2.30). Эти параметры будут определять минимальный средний коэффициент вскрыши и зависят от времени отработки этапа  $t_i$ , составляющий порядка 8-12 лет, время отработки принимается на основе экономических, организационных и технических факторов.

$$\begin{aligned} H_i &= h_i t_i; \\ B_i &= H_{i+1} ctg \gamma_b. \end{aligned} \quad (2.30)$$

Условие рациональности определяется по рисунку 2.9 и соответствует положению а б.

Допустим, что на карьере первой очереди сформирован борт  $a' b'$  и условие не будет выполняться, тогда после отработки первого этапа производительность месторождения по руде будет нулевая, т.к. будут отсутствовать вскрытые запасы. Предположим, что временный борт занимает положение  $a'' b''$ , при этом не обеспечивается третье требование, так как календарный график вскрышных работ в переходный период при отработке запасов в интервале  $\Delta H_1$  будет иметь недопустимую пиковую величину.

Все исходные условия рационального разделения карьера на этапы отработки удовлетворяются лишь в том случае, когда временно нерабочий борт занимает положение  $a b$ .

Исходя из этих условий получены аналитические зависимости для расчета параметров этапов, для случая отработки крутых и наклонных месторождений правильной и пластообразной формы с углом падения залежи больше, чем угол откоса борта  $\alpha > \gamma_b$ .

Высота этапа выбирается наибольшей из двух полученных значений (2.31)

$$H_i \geq t_i h_i; \quad (2.31)$$

$$H_i \geq \frac{H_{ki-1}}{\frac{h_6}{h_{i+1}} + \frac{ctg\gamma_B - ctg\alpha}{ctg\gamma_p - ctg\gamma_b}}.$$

Высота бортов со стороны лежачего и висячего боков залежи (2.32)

$$H_{6i} = H_{ki} - H_{i+1} \frac{ctg\gamma_b \pm ctg\alpha}{ctg\gamma_p - ctg\gamma_b}. \quad (2.32)$$

Ширина этапа со стороны лежачего и висячего боков (2.33)

$$B_i = H_{i+1}(ctg\gamma_b \pm ctg\alpha). \quad (2.33)$$

Объем удаляемой вскрыши ( $m^3$  на 1 м длины карьерного поля) в контурах второго и последующих этапов и также отдельно со стороны висячего и лежачего бока залежи (2.34)

$$V_i = ctg\gamma_b \left[ (H_i^2 + 2H_{i+1}H_{ki}) + \frac{H_i^2 + H_{i+1}^2}{ctg\gamma_p - ctg\gamma_b} \right]; \quad (2.34)$$

$$V_{ib(\pi)} = \frac{1}{2}(ctg\gamma_b \pm ctg\alpha)(H_i^2 + 2H_{i+1}H_{ki}) + \frac{1}{2}(H_i^2 - H_{i+1}^2) \frac{ctg\gamma_b \pm ctg\alpha}{ctg\gamma_p - ctg\gamma_b}.$$

Коэффициент вскрыши второго и последующих этапов (2.35)

$$K_i = \frac{V_i L_{bi}}{H_i m_i L_{3i}}. \quad (2.35)$$

Объем вскрыши первого этапа (2.36)

$$V_1 = ctg\gamma_B \left[ H_1^2 + 2H_1 H_2 - H_2^2 \frac{ctg\gamma_b + ctg\alpha}{ctg\gamma_B(ctg\gamma_p - ctg\gamma_B)} \right], \quad (2.36)$$

где  $L_{bi}$ ,  $L_{3i}$  – средняя длина, соответственно, вскрышных и добычных уступов;  
 $h_i$  – скорость понижения горных работ по залежи мощностью  $m_i$ .

В формулах принимается (-  $ctg\alpha$ ) при определении параметров со стороны лежачего бока и (+  $ctg\alpha$ ) со стороны висячего бока.

Исходными данными при расчете приняты:  $\gamma_p = 11^\circ$ ,  $\gamma_b = 34^\circ$ ,  $h_6 = 30$  м/год,  $h_i = 10$  м/год,  $t_i = 10$  лет.

Минимальная ширина этапа  $V_{min}$  по техническим условиям ограничивается минимальной шириной рабочей площадки. Однако, экономически целесообразное значение  $V_{min}$ , установленное с учетом удорожания 1  $m^3$  вскрыши в 1,2-1,7 раза, больше и составляет 100-150 м.

Результаты определения параметров этапов, для горнотехнических условий открытой разработки крутопадающего рудного месторождения мощностью 100 м, представлены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Результаты определения параметров этапов открытой разработки крутопадающего рудного месторождения

Номер этапа	Высота этапа, м	Глубина карьера на конец отработки этапа, м	Высота бортов, м		Ширина этапа (м) со стороны бока		Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	
			висячего	лежащего	висячего	лежащего	При разделении на этапы	Без разделения на этапы
1	100	100	44	75	288	126	3,24	5,14
2	100	200	144	175	288	126	7,40	12,20
3	100	300	244	275	288	126	10,40	12,20
4	100	400	331	370	480	240	15,70	7,20
5	212	612	432	483	466	204	4,10	4,10

## 2.4 Выводы по второй главе

1. Выявлено, что при применении разных вариантов схем разделения карьера на очереди в результате сложных взаимосвязей и зависимостей коэффициентов и различных параметров горных работ от значения величины глубины этапа получаются различные значения суммарной чистой приведённой прибыли. Экономические показатели реализации проекта (прибыль, капитальные затраты), а также продолжительность периодов находятся в функциональной связи с эксплуатационными коэффициентами вскрыши и глубиной этапа.

2. На рациональную глубину этапа оказывают существенное влияние факторы, связанные с текущими объёмами горных работ и временными параметрами.

3. Для рассматриваемых пределов определяющих факторов соотношение конечной глубины карьера и рациональной глубины этапа располагаются в диапазоне 0,44-0,67, среднее значение 0,55.

4. Определяющие факторы влияют с различной степенью на рациональную глубину этапа, которую можно оценить по величине относительного изменения глубины карьера на данном этапе. Определение коэффициента эластичности

позволило ранжировать исследуемые факторы по степени значимости, от самого значимого к менее значимому: глубина карьера на конец отработки, угол откоса ВНБ, процентная ставка, скорость выхода на проектную производительность при разное ВНБ, себестоимость вскрышных работ и удельные капиталовложения.



## ГЛАВА 3 ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИХ В ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИХ МЕТОДАХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

### 3.1 Исследование режима открытых горных работ при разработке сближенных залежей по этапам

Основные положения предложенной и апробированной методики построения календарного плана разработки участков месторождения по этапам сводятся к следующему:

1. Для каждой рудной залежи в отдельности, с использованием базы данных, каркасной или блочной модели месторождения, исследуется режим горных работ и строятся кумулятивные графики (3.1)

$$V = f(P), \quad M = f(P) \text{ и } Q = f(M), \quad (3.1)$$

где  $V$ ,  $P$ ,  $Q$ ,  $M$  – нарастающие объемы соответственно породы, руды, горной массы и металла.

2. По каждому участку месторождения, разрабатываемому карьером, определяются годовая скорость понижения горных работ, интенсивность их горизонтального развития и максимальная производственная мощность по горнотехническим возможностям.

3. Выбирается и обосновывается критерий для комплексной оценки эффективности реализации вариантов развития горных работ.

4. На построенных кумулятивных графиках для каждой рудной залежи в отдельности выделяются этапы ее разработки по выбранному критерию оценки эффективности проектных решений.

5. Производится совместный анализ результатов построения графиков с целью определения оптимального порядка ввода в эксплуатацию участков по разработке рудных залежей и отработки их отдельными этапами.

6. Составляется календарный план открытой разработки участков месторождения по этапам.

Применение данной методики рассмотрим на примере открытой разработки месторождения цветных металлов.

Рассматриваемое месторождение – штокверкового типа представлено тремя сближенными рудными телами. Каждое из рудных тел характеризуется специфическими горно-геологическими особенностями, неравномерным распределением содержания полезных компонентов в руде в плане и по глубине отработки.

На первом участке содержание металла в руде и коэффициент рудоносности с глубиной постепенно снижаются, на втором – содержание металла в руде с глубиной увеличивается значительно при незначительном увеличении коэффициента рудоносности, на третьем наблюдаются незначительные колебания как коэффициента рудоносности, так и содержания полезных компонентов в руде. Каждый из участков месторождения вскрывается независимыми внутренними полутраншеями со спиральной и петлевой формами трассы. Запасы руды по участкам распределяются следующим образом: первая залежь – 34 %, вторая – 27 %, третья – 39 %.

Для каждого из рассматриваемых рудных тела в отдельности с использованием ПЭВМ было проведено исследование режима открытых горных работ, на основании которого определены рациональные варианты развития горных работ и построены кумулятивные графики  $V = f(P)$ ,  $M = f(P)$  и  $Q = f(M)$ .

На основании произведенных расчетов были построены кумулятивные графики  $V = f(P)$  и  $Q = f(M)$ , представленные на рисунке 3.1, анализ данных которых позволил определить рациональный вариант развития горных работ. Рациональным вариантом развития горных работ принят второй вариант, который предусматривает углубку карьера по контакту рудной зоны с вмещающими породами в его западном борту.

Проведенный анализ режима горных работ позволил перейти к определению производительности каждого из участков карьера по горным возможностям.

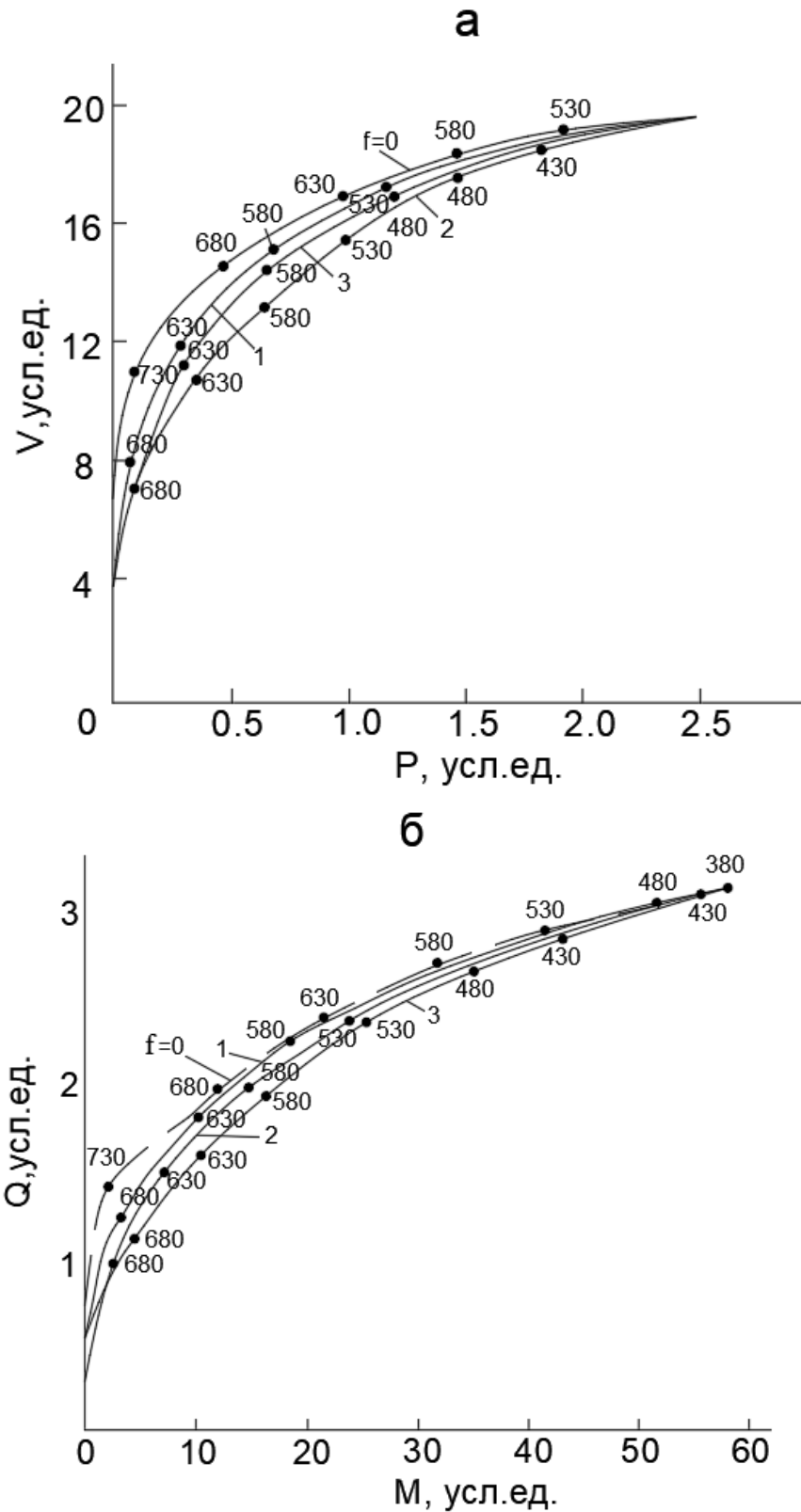


Рисунок 3.1 – Кумулятивные графики а)  $V = f(P)$  и б)  $Q = f(M)$  для рассматриваемых вариантов развития горных работ на третьей залежи:

1 – по контакту рудного тела в восточном борту карьера; 2 – то же, но в западном борту карьера; 3 – по центру рудного тела

Для горнотехнических и горно-геологических условий рассматриваемого месторождения наиболее эффективным критерием комплексной оценки вариантов развития горных работ и очередности отработки сближенных рудных тел является «коэффициент горной массы, характеризующий количество горной массы, приходящееся на единицу извлекаемого из недр металла» (3.2) [81, 83]

$$K_M = \frac{Q}{M} = \frac{P + V}{P} = \frac{1 + K_B}{C}, \quad (3.2)$$

где  $P$  – количество добытой руды, т;

$V$  – количество удаляемых вскрышных пород, т;

$C$  – среднее содержание металла в руде, доли ед.;

$K_B$  – коэффициент вскрыши, т/т.

Анализ формулы 3.2 позволяет сделать вывод, что использование коэффициента горной массы  $K_M$  обеспечивает учёт как количественных, так и качественных показателей открытой разработки месторождений цветных металлов.

Для определения оптимального порядка ввода участков по разработке рудных залежей в эксплуатацию и интенсивности их отработки производится анализ кумулятивных графиков  $Q = f(M)$  по критерию минимума коэффициента горной массы (рисунок 3.2).

Общий порядок вовлечения рудных залежей в эксплуатацию определяется положением кривых на графике (рисунок 3.2). Первоначально обрабатываются рудные залежи, характеризуемые кривыми, занимающими более низкое положение на графике, так как при равном количестве извлекаемого из недр металла более эффективна отработка залежи при минимальных объемах извлекаемой горной массы. На графике  $Q = f(M)$  тангенс угла наклона касательной к кривой в любой точке численно равен принятому в качестве критерия оптимальности коэффициенту горной массы  $K_M$ .

Анализ результатов построения графиков  $Q = f(M)$  позволил определить рациональную очередность разработки рудных залежей: вторая – первая – третья. Поскольку отдельная отработка ни одного из участков рассматриваемого рудного

месторождения не может обеспечить проектную производительность карьера по добыче руды, возникает необходимость в одновременной разработке двух залежей. В этих условиях должен быть решен вопрос о степени производственной нагрузки на каждый из одновременно разрабатываемых участков месторождения.

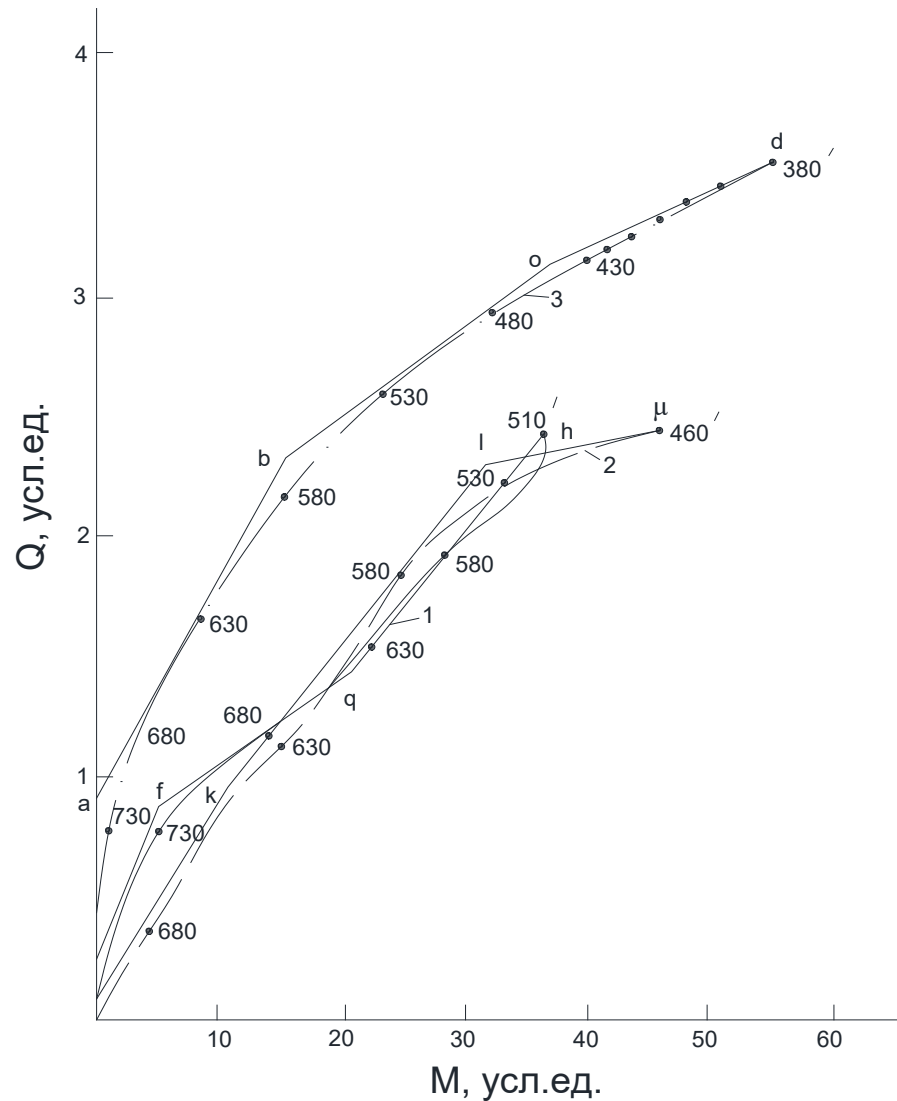


Рисунок. 3.2 – Совмещенные кумулятивные графики  $Q = f(M)$  для оптимальных вариантов развития горных работ на участках месторождения:

1, 2 и 3 – номера залежей

По минимальному значению коэффициента горной массы  $K_M$ , рассчитанному для каждого этапа отработки месторождения, определяется рудная залежь, при отработке которой достигается максимально возможная по горнотехническим возможностям производственная нагрузка.

На основании анализа результатов расчета коэффициента горной массы  $K_m$  по этапам отработки производится определение степени производственной нагрузки на залежи на каждом этапе её отработки, в течение всего периода разработки месторождения, что позволяет составить оптимальный календарный план развития горных работ [104].

Был проведён анализ трёх этапов отработки рудного месторождения.

На первом этапе наиболее интенсивно разрабатывается вторая залежь (линия i-k на рисунке 3.2), которая обеспечивает 45 % проектной производительности карьера. В этот период начинает разрабатываться также первая залежь (линия e-f на рисунке 3.2). На этом участке обеспечивается 55 % проектной производительности карьера.

На втором этапе наблюдается уменьшение годовых объемов добываемой руды до 40 % на втором участке (линия k-l), и увеличиваются объемы годовой добычи до 60 % на первом участке (линия f-q).

На третьем этапе начинается интенсивная разработка третьего участка: годовые объемы добычи вначале составляют 40 % от общей производительности карьера (линия, a-b), с увеличением объемов в дальнейшем до 77,5 % суммарной годовой добычи (линии b-c и c-d). На первом и втором участках годовые объемы добычи снижаются соответственно до 10 % (линия l-u) и до 12,5 % (линия q-h) от общей годовой производительности карьера.

«Реализация оптимального варианта календарного развития горных работ по участкам карьера позволяет повысить экономическую эффективность отработки месторождения» [103].

### **3.2 Календарное планирование развития горных работ при разработке месторождения с использованием временно нерабочих бортов**

В ходе научных изысканий в работах [15, 2] выявлено: имея максимальную скорость и переменное направление углубки карьера, величина, на которую подвигается уступ по горизонтали, может иметь некоторую область значений.

Соответственно, при понижении горных работ с первого на второй горизонт (Рисунок 3.3) с наибольшей допустимой скоростью горные работы к моменту окончания подготовки второго горизонта могут иметь два крайних варианта положения. На рисунке обозначены сплошными и штриховыми линиями. Первый вариант предполагает небольшой разнос горизонта 1 для создания рабочих площадок минимальной ширины. Второй вариант позволяет вести полномасштабные работы по горизонтальному разносу уступа с минимальным временем подготовки горизонта (рисунок 3.3)

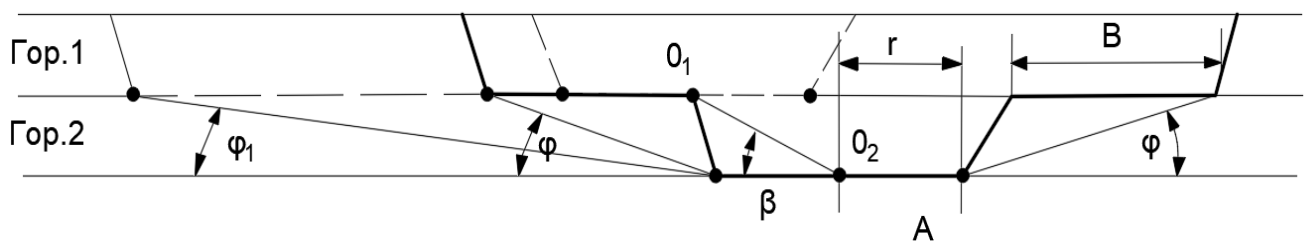


Рисунок 3.3 – Местоположение горных работ на уступе в зависимости от степени подвигания фронта горных работ.

Выявленные пределы горизонтального разноса борта карьера при максимальной интенсивности горных работ легли в основу предложенного графоаналитического метода установления возможной производительности карьера по руде [27], основные положения которого заключаются в следующем:

- в соответствии с принятым направлением углубки строятся положения горных работ на весь период отработки карьера по двум предельным вариантам интенсивности разноса в горизонтальном направлении, обеспечивающим проектные рабочие площадки, а также выемку горной массы в полном объеме;
- производится расчет объемов руды на каждом добычном горизонте и по всему карьеру на момент окончания подготовительных работ всех горизонтов;
- определяется время подготовки горизонтов.

По результатам расчетов развития рабочей зоны карьера и времени подготовки каждого горизонта можно сделать график нарастающих объемов добычи полезного ископаемого во времени. Для рудного карьера график будет

иметь вид  $P = f(T)$  для каждого варианта развития рабочей зоны карьера. По оси абсцисс определяется время подготовки горизонта, ось ординат показывает нарастающий объём руды для всех рассматриваемых вариантов.

Для определения производительности карьера в любой период времени необходимо определить тангенс угла наклона касательной к искомой точке на кривой, который находится путем опускания перпендикуляра из точки касания на ось абсцисс. Рассмотренный график можно построить для двух вариантов: разработка карьера с минимально допустимыми размерами рабочих площадок или вариант с выемкой максимума горной массы. Графики  $P_n = f(T)$  и  $P_m = f(T)$  соответственно.

В области между кривыми  $P_n = f(T)$  и  $P_m = f(T)$  строится кривая стабилизированных по периодам объемов полезного ископаемого  $P_s = f(T)$ , тангенс угла наклона касательной к любой точке которой соответствует возможной производственной мощности месторождения по руде (рисунок 3.4).

В зависимости от таких величин, как объем запасов полезного ископаемого горизонта, местоположение в контуре карьера, а также направление углубки карьера на графике будет изменяться угол прямых участков кривой к оси абсцисс [39]. При работе карьера по рассмотренным двум вариантам производительность по полезному ископаемому будет непостоянной.

Для любого предприятия, занимающегося разработкой месторождений, имеет значение меняющаяся величина спроса на добываемое минеральное сырье. Несмотря на это, часто случается, что продолжительное время можно ожидать достаточно стабильную величину спроса на полезное ископаемое определённого карьера.

Производительность карьера, которую можно достичь в соответствии с предполагаемым спросом на полезный компонент и периодами стабилизации производительности, ограничивается горнотехническими факторами [92].

Область между графиками  $P_n = f(T)$  и  $P_m = f(T)$  получается в результате изменения скорости, с которой ведутся горные работы в горизонтальном



направлении. Анализ этой области позволяет определить периоды возможной относительной стабилизации производительности месторождения по руде.

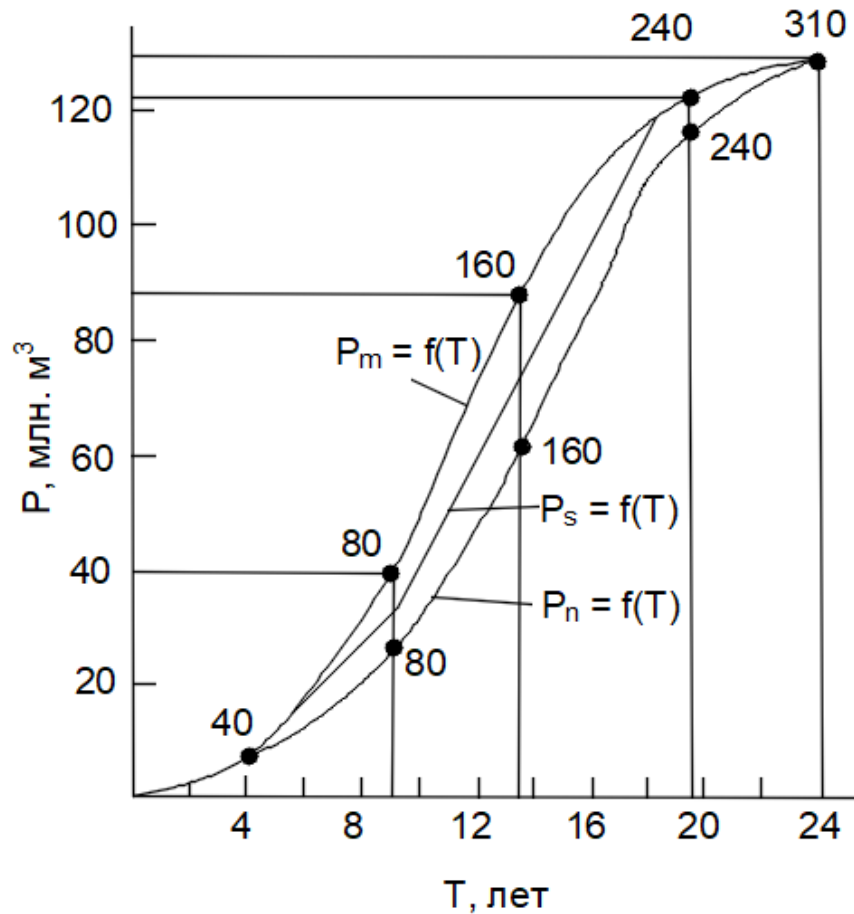


Рисунок 3.4 – Кумулятивные графики объемов добычи полезного ископаемого от времени для рудного карьера

Стабилизационная производительность рудника по руде, установившаяся согласно прогнозируемому спросу на полезное ископаемое, на графике характеризуется тем, что угол, под которым проходят прямые относительной стабилизации к оси абсцисс не могут быть больше, чем максимальный угол наклона отрезков кривых  $P_n = f(T)$  и  $P_m = f(T)$ , в любой временной промежуток.

Различие между вариантами разработки  $P_n = f(T)$  и  $P_m = f(T)$  также характеризуется в скорости подвигания фронта работ на уступах и выражается в области между кривыми графиков. Помимо определения производительности карьера по руде также огромное значение имеет создание рабочей зоны карьера с оптимальными параметрами, этого можно добиться путем грамотного подхода к

планированию горных работ.

Кривая графика  $P_s = f(T)$  характеризует производительность карьера в режиме относительной стабильности спроса на полезное ископаемое. Такая величина производительности обеспечивает самый благоприятный инвестиционный климат и окупаемость денежных вложений, благодаря отсутствию резких колебаний в числе требуемого оборудования и рабочего персонала карьера.

Характерной особенностью ведения горных работ с выделением рабочих площадок минимальных размеров является переменное значение величины подвигания фронта горных работ на уступах  $l_x$ .

В общем случае для любого участка подвигание фронта горных работ на уступах  $l_x$  (3.3) [55]

$$l_x = h[ctg\beta_n \cos \Psi - (n - i - 1)ctg\varphi] - r + \sqrt{[(n - i) * h * ctg\varphi + r]^2 - h^2 ctg^2 \beta_n \sin^2 \Psi} \quad (3.3)$$

где  $h$  – высота уступа, м;

$\beta_n$  – угол направления развития работ в глубину с предпоследнего на последний (вскрываемый) горизонт, град.;

$\Psi$  – угол между направлением развития работ в плане и любым отличным от него направлением, град.;

$\varphi$  – угол откоса рабочего борта, град.;

$n = (1, 2, 3, \dots, N)$  – номер вскрываемого горизонта при отсчете сверху;

$i = (1, 2, 3, \dots, N-1)$  – номер горизонта, для которого определяется величина подвигания фронта работ, при отсчете сверху;

$r$  – радиус подготовительной выработки (котлована), м.

При  $\varphi = 0^\circ$  выражение (3.3) примет вид

$$l_x = l_{max} = h(ctg\varphi + ctg\beta_n),$$

Календарный план развития вскрышных и добычных работ при разработке месторождения, обрабатываемого без выделения этапов, как правило, содержит один основной период нормальной эксплуатации, который характеризуется

стабильными годовыми объемами полезного ископаемого и вскрышных пород. В случае, если месторождение разрабатывается очередями или с использованием временно нерабочих бортов, то календарный план в графическом выражении имеет ступенчатую форму; число ступеней при этом соответствует числу пространственных этапов развития карьера.

Рост спроса на минеральное сырьё обуславливает, в случае выделения этапов или без них, ведение добычных работ с максимальной интенсивностью, поэтому увеличение производительности карьера возможно лишь в случае нарастания вовлекаемой в отработку площади рудного тела.

Производительность карьера по горной массе в течение каждого из календарных этапов отработки определяется выбранными границами пространственных этапов. Годовые объемы вскрышных работ, начиная со второго этапа, определяются как частное от деления суммарных объёмов пустых пород в контурах пространственных этапов на продолжительность соответствующих календарных этапов разработки.

Определим предварительно параметры и показатели переходных периодов от этапа к этапу. Переходные периоды являются существенными составляющими календарного плана развития горных работ как по продолжительности, так и по значимости для эффективности реализации проекта [26].

Особенности переходного периода отработки, отчасти, рассматривается при исследованиях, связанных с возобновлением и развитием работ на ВНБ, но при этом не учитывается режим вскрышных работ [69].

Расширение границ карьера, связанное с возобновлением работ на ВНБ, рассмотрено в работе [41]. Однако, в основном авторы рассматривают разовое расширение границ, которое тесно увязывают с реконструкцией карьера.

Продолжительность реконструкции карьера, заключающаяся в расширении одного или нескольких участков борта, определяется промежутком времени от начала работ на погашенном борту до создания на каждом из уступов рабочих площадок минимально допустимых размеров. В случае же этапной разработки работы по расширению рабочих площадок производятся в течение

всего срока эксплуатации карьера за исключением первого этапа и периода доработки.

Под продолжительностью переходного периода  $t_{\pi}$  следует принимать промежуток времени, в течение которого осуществляется ввод дополнительных мощностей по вскрыше (3.4)

$$t_{\pi} = \frac{\Delta V}{a}, \quad (3.4)$$

где  $\Delta V$  – разница между годовыми объемами вскрышных пород в  $i+1$ -м и  $i$ -м этапах,  $\text{м}^3$ ;

$a$  – интенсивность увеличения производительности карьера по вскрыше.

Величина  $a$  учитывает возможность доставки и монтажа экскаваторов, средств технологического транспорта и вспомогательного оборудования, подготовки условий для их эффективной работы в карьере и на отвалах, увеличения штата, расширения ремонтной базы предприятия и ряд других организационно-технических факторов.

При вводе экскаваторов с той же производительностью  $Q$ , что и в предыдущем этапе, формулу (3.5) можно представить в виде

$$t_{\pi} = \frac{N_{i+1} - N_i}{b}, \quad (3.5)$$

где  $N_{i+1}$ ,  $N_i$  – количество вскрышных экскаваторов в  $i+1$ -м и  $i$ -м этапах, ед.;

$b$  – интенсивность ввода экскаваторов, ед./год,  $b = a/Q$ .

Формула (3.5) при неизменной годовой производительности месторождения по руде  $P$  может быть представлена в виде (3.6)

$$t_{\pi} = \frac{P(n_{i+1} - n_i)}{a}, \quad (3.6)$$

где  $n_{i+1}$ ,  $n_i$  – эксплуатационные коэффициенты вскрыши соответственно  $i+1$ -го и  $i$ -го этапов, соответственно.

Текущий коэффициент вскрыши  $n_t$  изменяется в течение переходного периода в пределах

$$n_i \ll n_t < n_{i+1}.$$

Объём вскрышных пород, обрабатываемый во время переходного периода, м<sup>3</sup> (3.7)

$$V = \frac{Q(N_{i+1} - N_i)(N_{i+1} + N_i - 1)}{2b}, \quad (3.7)$$

или

$$V = \frac{1}{2}Qt_n(N_{i+1} + N_i - 1).$$

Зная объём вскрышных пород, удаляемых в течение переходного периода из рабочей зоны карьера, можно установить объём пород, вынимаемых за тот же срок в зоне разноса ВНБ [56]. Таким образом, может быть установлена высота части ВНБ, разнесенной в течение переходного периода, что необходимо знать при планировании развития горных работ.

Применительно к календарному плану развития горных работ с использованием ВНБ, помимо продолжительности  $i$ -го календарного этапа  $t_k$ , предлагается использовать еще один параметр – срок службы  $i$ -го пространственного этапа  $t_{c1}$ , который равен времени от начала до конца отработки запасов полезного ископаемого в контурах данного пространственного этапа.

Срок службы пространственного этапа включает в себя календарный этап разработки и частично один или два переходных периода (3.8), например (рисунок 3.5)

$$\begin{aligned} t_{c1} &= t_{k1} + \frac{(t_{п1} + d_1)}{2}, \\ t_{c2} &= t_{k2} + \frac{1}{2}(t_{п1} + t_{п2} - d_1 + d_2), \\ t_{c3} &= t_{k3} - \frac{t_{п2} - d_2}{2}, \end{aligned} \quad (3.8)$$

где  $t_{п1}, t_{п2}$  – продолжительности переходных периодов соответственно от первого календарного этапа ко второму и от второго к третьему;

$d_1, d_2$  – время, необходимое для ввода одного вскрышного экскаватора с производительностью  $Q_1$  и  $Q_2$  соответственно при первом и втором переходных периодах ( $d = l/b$ ).

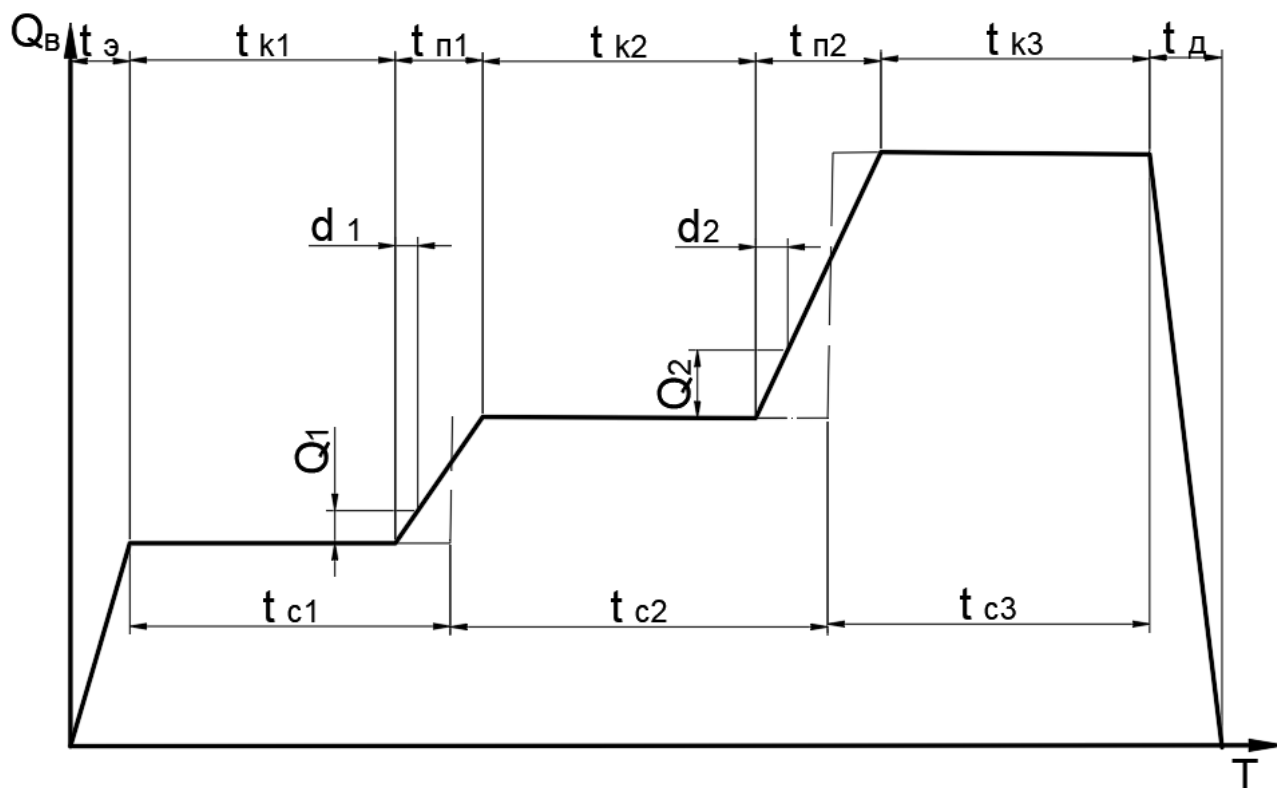


Рисунок 3.5 – Календарный план развития производительности карьера по вскрыше

На рисунке 3.5  $t_э$  – время, за которое карьер достигает проектной производительности;  $t_д$  – период доработки карьера.

На рисунке 3.6 представлены графики зависимости нарастающих объемов вскрышных пород  $V$  и производительности карьера по вскрыше  $Q_э$  от времени. Рациональный вариант распределения по времени удаляемых из карьера объемов вскрыши для двух смежных этапов изображается на графике  $V = f(T)$  ломаной АСВ. Точка С соответствует мгновенному переходу карьера к работе с большим коэффициентом вскрыши. Абсцисса точки С обозначена  $T_{ni}$ .

С учетом того, что переходный период может продолжаться несколько лет, необходимо определить, помимо его продолжительности, время начала технологических мероприятий по увеличению производительности карьера по вскрыше  $T_{Hi}$ .

Увеличение производительности карьера по вскрыше должно осуществляться равномерно и в минимально возможные сроки [16, 67, 93]. Следовательно, отрезок прямой, изображающий на графике  $Q_v = f(T)$  переходный период, будет иметь постоянные длину и угол наклона (положение отрезка  $B'D'$  ( $K'L'$  или  $M'N'$ )).

Суммарный объем вскрыши, удаляемый из карьера в течение переходного периода и двух смежных календарных этапов, характеризуется площадью фигуры, ограниченной по оси абсцисс значениями времени  $T_{ki-1}$  и  $T_{ni+1}$ ; а по оси ординат – графиком  $Q_v = f(T)$ .

Смещение срока начала переходного периода вызывает увеличение или уменьшение этой площади. В результате переход к производительности карьера по вскрыше  $Q_{vi+1}$  осуществляется при различных суммарных объемах вскрыши, удалённых из карьера к данному моменту времени. Более раннее начало переходного периода приводит к варианту распределения во времени удаляемых из карьера объемов вскрыши, который показан на графике  $V = f(T)$  линией  $AKL$  и соответствует работе карьера с меньшей эффективностью, так как в этом случае по сравнению с вариантом переходного периода  $ВД$  из карьера удаляется больший объем вскрышных пород.

Более позднее начало переходного периода (вариант распределения – по линии  $AMN$ ) приводит к отставанию вскрышных работ, что вызовет впоследствии нарушение нормального ведения добычных работ. Абсциссы точек  $B'$  и  $D'$ , соответствующих началу  $T_{ni}$  и концу  $T_{ki}$  переходного периода, на графике  $Q_v = f(T)$  определяется из выражений (3.9) и (3.10)

$$T_{ni} = T_{\pi i} - \frac{t_{\pi} + d}{2}, \quad (3.9)$$

$$T_{ki} = T_{\pi i} - \frac{t_{\pi} + d}{2}. \quad (3.10)$$

Абсцисса точки  $C$  на графике  $V = f(T)$  определяется для перехода от второго этапа к третьему и так далее. Положение точки  $T_{ki}$  в этих случаях

соответствует выбранным границам этапов, т.е. в момент времени  $T_{ni}$  заканчивается отработка запасов полезного ископаемого в границах  $i$ -го этапа.

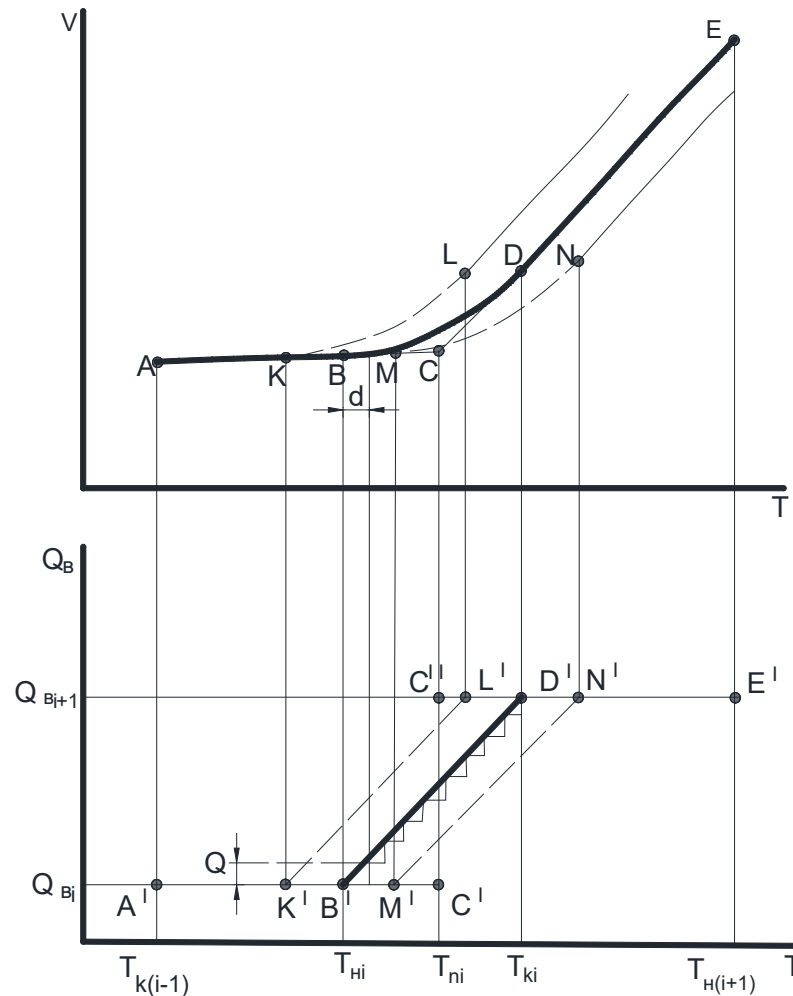


Рисунок 3.6 – Графики зависимости нарастающих объемов вскрышных пород  $V$  и производительности карьера по вскрыше  $Q_B$  от времени для определения продолжительности переходного периода от этапа к этапу

Иначе обстоит дело при переходе от первого этапа ко второму, ведь между ними нет границы, обусловленной положением соответствующих ВНБ.

Если принять одинаковые сроки службы пространственных этапов разработки, то задача по определению момента времени  $T_{ni}$  упрощается (3.11)

$$T_{n1} = t_э + t_{c1}. \quad (3.11)$$

В случае, если же сроки службы могут быть различными, то определение времени начала переходного периода затруднительно.



Продолжительность периода разработки рекомендуется принимать максимальной при коэффициенте вскрыши этого периода меньшим, чем коэффициент вскрыши последующего периода [41, 94]. Поэтому наиболее эффективным является вариант отработки с максимальной продолжительностью первого календарного этапа.

Проведенные исследования позволили установить максимальную продолжительность первого календарного этапа в различных условиях разработки. Задача по определению глубины, до которой возможно усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши первого этапа, решена аналитически используя некоторые допущения:

1. Углы всех бортов карьера равны  $\delta_{\text{в}} = \delta_{\text{л}} = \delta$ ;
2. Эксплуатационный коэффициент вскрыши усредняется с периода достижения проектных значений производительности карьера.

Сначала определяется зависимость угла откоса рабочего борта  $\varphi$  от текущей глубины карьера  $H$  при вскрытии новых горизонтов по залежи и известных годовых объемах вскрышных пород (3.11)

$$\varphi = \text{arctg} \left\{ \text{ctg} \delta + \frac{(H_1 - H)^2 (\text{ctg}^2 \delta + \text{ctg}^2 \gamma)}{H [\text{ctg} \delta (2H_1 - H) + M] - M(n_1 + 1)(H - h_3) - Q_3} \right\} \quad (3.11)$$

где  $H_1$  – конечная глубина карьера первой очереди, м;

$M, \gamma$  – соответственно горизонтальная мощность (м) и угол падения залежи (град.);

$n_1$  – эксплуатационный коэффициент вскрыши первого этапа, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;

$h_3, Q_3$  – соответственно глубина карьера (м) и извлеченный из него объем горной массы на момент достижения проектной производительности (м<sup>3</sup>).

Угол  $\varphi$  после достижения горными работами границ первого этапа по поверхности начинает снижаться при дальнейшей отработке месторождения с усредненным эксплуатационным коэффициентом вскрыши первого этапа  $n_1$ . Соответственно сокращается длина фронта вскрышных работ [75].

Эксплуатации карьера с постоянной минимальной длиной фронта вскрышных работ соответствует переменный угол откоса рабочего борта  $\varphi_{min}^i$  (3.12)

$$\varphi_{min}^i = \text{arcctg} \frac{L}{h_{min}}, \quad (3.12)$$

где  $L$  – длина горизонтальной проекции рабочей зоны карьера по вскрышным породам на поперечном сечении по карьере, м;

$h_{min}$  – минимальная высота рабочей зоны карьера по вскрышным породам, при которой обеспечивается фронт работ имеющимся в карьере в первом этапе вскрышным экскаваторам, м.

С учетом изменения  $L$ , в зависимости от текущей глубины карьера (3.13)

$$\varphi_{min}^i = \text{arcctg} \left[ \text{ctg} \delta \left( 1 + \frac{H_1 - H}{0.5h_{min}} \right) \right]. \quad (3.13)$$

Подставив вместо  $\varphi$  в (3.11)  $\varphi_{min}^i$  из (3.12) и сделав преобразования и некоторые упрощения, получаем выражение (3.14)

$$H_{п1}^2 - 2pH_{п1} - q = 0, \quad (3.14)$$

где  $H_{п1}$  – искомая глубина карьера, соответствующая максимальной продолжительности первого календарного этапа, м.

$$p = H_1 - \frac{n_1 M}{2 \text{ctg} \delta},$$

$$q = \frac{h_3 M (n_1 + 1) - Q_3}{\text{ctg} \delta} - \frac{H_1 h_{min}}{2}.$$

При дальнейшей отработке месторождения с коэффициентом вскрыши  $n_1$  без разноса ВНБ длина фронта вскрышных работ станет меньше минимальной, что недопустимо. Поэтому, до момента достижения горными работами глубины карьера  $H_{п1}$  необходимо приступить к разносу ВНБ и осуществлять переход ко второму календарному этапу разработки.

С учётом формулы (3.14)

$$H_{п1} = p + \sqrt{p^2 + q}. \quad (3.15)$$

Помимо возможности ориентированного определения глубины карьера на момент окончания работ в контурах первого этапа, формула (3.15) позволяет проанализировать соотношение сроков службы первых двух пространственных этапов разработки в различных условиях (рисунок 3.7).

За исходные данные были приняты следующие  $H_1 = 230$  м,  $M = 80$  м,  $\delta = 40^\circ$ ,  $\gamma = 70^\circ$ ,  $h_э = 30$  м,  $Q_э = 3,36$  тыс. м<sup>3</sup>,  $n_1 = 5,25$  м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> Максимальный угол откоса рабочего борта  $\varphi_{max}$  влияет на величину  $n_1$  и принят в расчетах равным  $15^\circ$ .

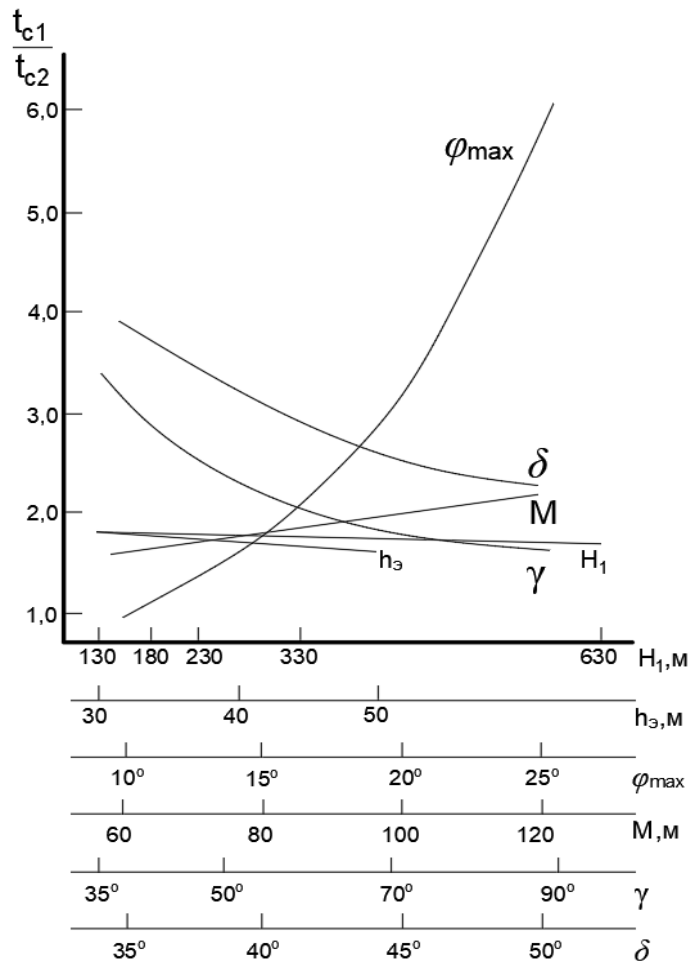


Рисунок. 3.7 – Графики изменения соотношения продолжительностей сроков службы первых двух пространственных этапов в зависимости от горно-геологических и горнотехнических факторов

Анализ данных, представленных на рисунке 3.7, позволяет сделать вывод, что за исключением одного случая ( $\varphi_{max} = 10^\circ$ ) максимальный срок службы первого пространственного этапа больше, чем второго. Причем, если исключить два крайних значения (при  $\varphi_{max} = 10^\circ$  и  $25^\circ$ ), то весь диапазон изменения соотношения составляет 1,58-3,86, т.е. максимальный срок службы первого

пространственного этапа может превышать срок службы второго от полтора до четыре раза.

Таким образом, максимальная глубина первого этапа имеет ограничение по эксплуатационному коэффициенту вскрыши второго этапа, который не должен превышать коэффициента вскрыши третьего этапа или граничного коэффициента вскрыши при отработке в два этапа.

### 3.3 Конструкция и интенсивность отработки временных бортов карьера

Величины параметров и показателей развития рабочей зоны карьера определяются горно-геологическими условиями разработки месторождения, интенсивностью отработки и технологией ведения горных работ. С целью снижения текущего коэффициента вскрыши предусматривается формирование в рабочей зоне карьера временно нерабочего борта. Поэтому, а также по причине невыполнения проектных объёмов вскрышных работ, наличие ВНБ является необходимым техническим решением.

Временно нерабочим следует считать участок борта, сформированный из трёх и более рабочих уступов, на горизонтах которого оставлены бермы, шириной менее минимальной ширины рабочей площадки.

Конструктивно ВНБ должен позволять законсервировать необходимый объем пустой породы, при этом обеспечивать выполнения условий безопасности ведения горных работ. Угол откоса нерабочего борта должен стремиться к углу карьера на конец отработки, а также при возобновлении работ должна обеспечиваться необходимая интенсивность его разноса.

Угол откоса борта карьера  $\gamma_v$  определяется как угол между горизонталью и линией, соединяющей нижние бровки уступов (3.16)

$$ctg\gamma_v = \frac{B_{cp}}{h_y} + ctg\alpha, \quad (3.16)$$

где  $B_{cp}$  – средняя ширина площадок на временно нерабочем борту карьера, м;

$\alpha$  – угол откоса уступа, град.;

$h_y$  – высота уступов, м.

Средняя ширина площадки на временном борту  $V_{cp}$  зависит от числа уступов, на которых оставляются рабочие площадки уменьшенной ширины, и от ширины этих площадок. В случае, если, уменьшенные рабочие площадки оставляются через два уступа (рисунок 3.8), то ширина первых двух площадок  $B_1$  и  $B_2$  должна быть не меньше ширины бермы безопасности, а ширина площадки  $B_3$  определяется по условиям размещения развала горной породы и обеспечения безопасной работы экскаватора при очистке площадки от породы (3.17)

$$\begin{aligned} B_1 \geq B; B_2 \geq B; B_3 \geq P; \\ B_3 \geq B_3 + B - A \end{aligned} \quad (3.17)$$

где  $B$  – ширина бермы безопасности, м;

$A$  – ширина боковой заходки, м;

$P$  – ширина развала горной породы, м;

$B_3$  – ширина экскаваторной площадки, м (3.18)

$$B_3 = R_k + \frac{b}{2} + c, \quad (3.18)$$

где  $R_k$  – радиус вращения кузова экскаватора, м;

$\frac{b}{2}$  – половина ширины экскаваторного хода, м;

$c$  – безопасное расстояние между гусеницей экскаватора и бермой безопасности, 1 м.

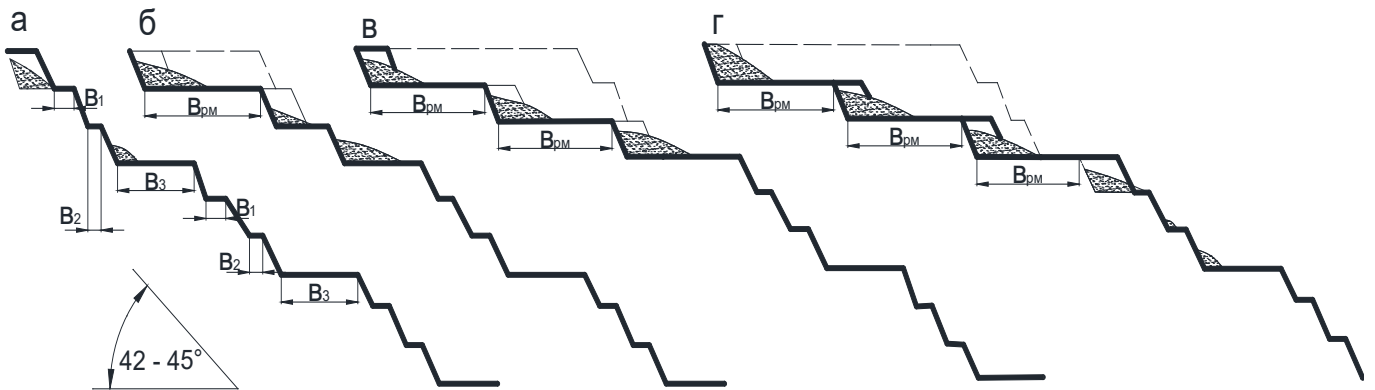


Рисунок 3.8 – Схемы этапов разноса ВНБ

Основным фактором, ограничивающим повышение угла откоса борта, является величина развала горной породы после проведения взрывных работ на уступах [84]. Минимальный размер площадок, достаточный для работы

экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-10, а также для разворота автосамосвалов БелАЗ – 7540 составляет, с учетом бермы безопасности, 16-18 м, следовательно, ширина развала также не должна превышать 16-18 м, что при высоте уступа 12-15 м можно достичь лишь применением специальных методов взрывания [49].

При автомобильном карьерном транспорте, чтобы уменьшить ширину развала взорванной горной массы, целесообразно применять поперечные или диагональные заходки с короткозамедленным взрыванием горной породы на неподобранный забой.

При железнодорожном карьерном транспорте вследствие тупиковой схемы работы экскаватора ширина заходки должна быть минимальной. В этом случае, уменьшение ширины развала достигается применением однорядного расположения скважин малого диаметра (105 мм) и короткозамедленного взрывания.

В случае, если принять, что ширина уменьшенной рабочей площадки равна ширине развала, а площадки между смежными уступами – ширине бермы безопасности, то угол откоса временного борта (3.19)

$$ctg\gamma_B = \frac{1}{h_y} \left( \frac{B_p - Б}{N + 1} + Б \right) + ctg\alpha, \quad (3.19)$$

где,  $N$  – число уступов, через которые оставлены уменьшенные рабочие площадки шириной  $B_p$ .

При минимальной, по условиям безопасной работы горнотранспортного оборудования, ширине площадок, приняв угол откоса уступа  $\alpha = 65-70^\circ$ , а угол устойчивого откоса  $40-45^\circ$ , получим следующие значения угла откоса временного борта (таблица 3.1)

Таблица 3.1 – Конструктивный угол откоса временного борта

Число уступов, через которые оставлены уменьшенные по ширине рабочие площадки	Угол откоса временного борта (град.) при высоте уступа, м					
	10		15		20	
0	28	23	35	31	39	35
1	34	30	39	36	40	39

Продолжение таблицы 3.1

Число уступов, через которые оставлены уменьшенные по ширине рабочие площадки	Угол откоса временного борта (град.) при высоте уступа, м					
	10		15		20	
2	36	33	40	38	41	40
3	37	35	41	39	42	41

Левая колонка для каждого значения высоты уступа - угол откоса при ширине площадки 15 м; правая – при 20 м.

Угол откоса ВНБ имеет взаимосвязь с скоростью понижения горных работ на карьере.

При увеличении угла откоса нерабочего борта на один градус количество законсервированных вскрышных пород увеличивается примерно на 3-5 %. Одновременно с этим, также увеличивается и объем предстоящих работ по разному ВНБ, что ведет к уменьшению скорости его отработки.

Отсюда следует, что максимально допустимый угол откоса консервируемого борта должен обеспечивать условия безопасной работы оборудования, а также позволять вести отработку с требуемой скоростью и в случаи невыполнения этого условия следует принять большую ширину рабочих площадок, увеличив угол откоса ВНБ.

Развитие горных работ при расширении узких рабочих площадок производится в следующем порядке [95]. Для того, чтобы начать работы на горизонте 2, предварительно необходимо расширить уменьшенную рабочую площадку до минимально допустимого размера на вышележащем горизонте 1 (рисунок 3.9). При этом за время  $t_1$  на горизонте 1 вынимается объем  $V_1'$  и нижняя бровка уступа перемещается из положения 1 в положение 1'.

Затем начинается расширение рабочей площадки на горизонт 2. За время  $t_2$  нижняя бровка 2-го уступа перемещается из положения 2 в положение 2', а на вышележащем горизонте 1 нижняя бровка уступа перемещается в положение 1". За время  $t_2$  должны быть вынуты объемы  $V_1''$  и  $V_2''$  соответственно на горизонтах 1 и 2. После создания рабочей площадки необходимой ширины на горизонте 2 приступают к расширению рабочей площадки на горизонте 3 и т. д.

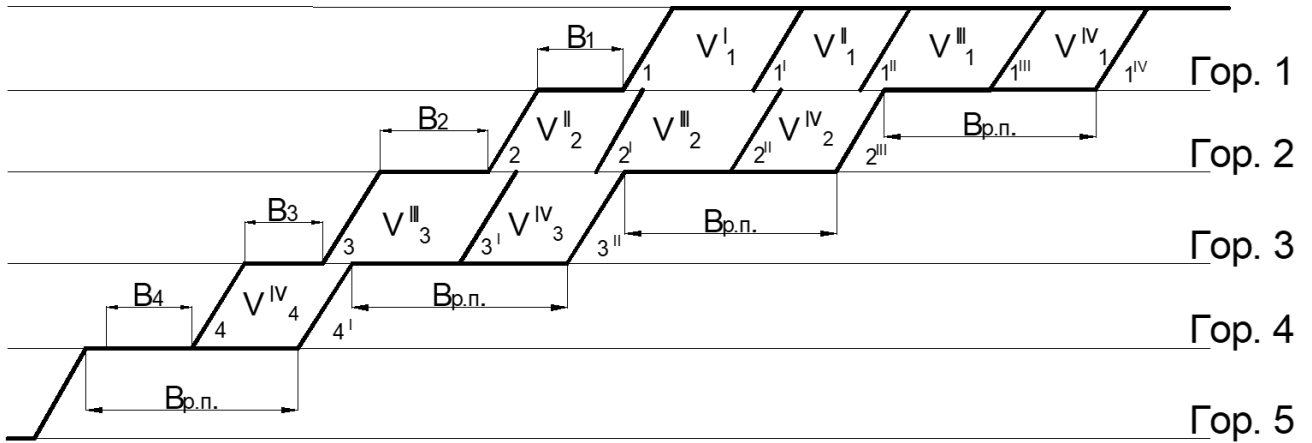


Рисунок 3.9 – Схема развития горных работ при расширении узких рабочих площадок на борту карьера

Суммарное время разноса временно нерабочего борта, имеющего  $n$  уступов, при последовательной их отработке (3.20)

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_n, \text{ лет}, \quad (3.20)$$

где  $t_n$  – продолжительность выемки объемов, необходимых для создания нормальных рабочих площадок соответственно на 1, 2, 3, ...,  $n$ , лет.

Для повышения скорости отработки ВНБ следует стремиться к максимально большому совмещению работ на разгоняемых уступах.

Фактические углы откосов временных бортов на карьерах, как правило, изменяются от  $21^\circ$  до  $40^\circ$  (таблица 3.2).

Интенсивность развития работ на борте карьера оценивается скоростью, с которой происходит вертикальное понижения горных работ (3.21)

$$h_p = \frac{\sum h_y}{t}, \text{ м/год}, \quad (3.21)$$

где  $\sum h_y$  – суммарная высота группы уступов на борту, м;

$t$  – время, измеряемое от начала горных работ на первом уступе до начала горных работ на последнем уступе группы, лет.

Объем горных работ на уступе, ограничивающий время перехода на следующий уступ (3.22)

$$V = (B_{рп} - B_{ср})h_y l_y, \quad (3.22)$$

где  $l_y$  – длина временного борта, м.



Таблица 3.2 – Параметры этапов и интенсивность их отработки на рудных карьерах-аналогах

Карьер	Угол откоса временного борта, град.	Ширина этапа, м		Высота временного борта, м	Скорость понижения горных работ на борту, м/год	Применяемое горнотранспортное оборудование при возобновлении и развитии горных работ на временном борту
		пределы	средняя			
Сибайский:						
по проекту	33-34	500-200	160	-	-	-
фактически	27-35	60-150	100	80	30	ЭКГ-5, автотранспорт
Коунрадский	30-41	60-250	150	135	30	ЭКГ-5, автотранспорт с переходом на ж.-д. транспорт
Гороблагодатский	40-46	100-150	120	110	22	ЭКГ-5, автотранспорт
Николаевский (проект)	38	110-260	170	140	42	То же
Баженовские асбестовые (проект)	21-31	50-500	300 до	300	30	ЭКГ-5, ж.-д. транспорт
«Угольный ручей»	35	100-200	150	95	-	ЭКГ-5, автотранспорт с переходом на ж.-д. транспорт
Коркинский (проект)	30	100-250	170 до	250	60	ЭКГ-5, ж.-д. транспорт

В случае, если  $\Pi_3$  – годовая производительность экскаватора при возобновлении и развитии работ на временно нерабочем борту, а  $K_c$  – коэффициент совмещения, характеризующий число одновременно работающих экскаваторов, то скорость понижения горных работ (3.23)

$$h_p = \frac{\Pi_3 K_c}{(B_{pp} - B_{cp}) l_y}, \frac{\text{м}}{\text{год}}. \quad (3.23)$$

С учётом того, с какой скоростью происходит понижение горных работ, ширина площадок будет определяться взаимосвязью угла откоса ВНБ (3.24) и скоростью понижения горных работ на карьере (3.25)

$$ctg \gamma_B = \frac{B_{pp}}{h_y} + ctg \alpha - \frac{\Pi_3 K_c}{h_y l_y h_p}; \quad (3.24)$$

$$h_p = \frac{\Pi_3 K_c}{[B_{pp} - h_y (ctg \gamma_B - ctg \alpha)] l_y}, \frac{\text{м}}{\text{год}}. \quad (3.25)$$

По длине временного нерабочего борта экскаваторы на смежных уступах могут находиться не ближе длины экскаваторного блока, т.е.  $\frac{l_y}{K_c} = L_6$ .

Скорость, с которой происходит понижение горных работ на карьере при ведении работ по разному временному нерабочему борту, (для каждого поперечного сечения) находится по формуле (3.26)

$$h_p = \frac{\Pi_3}{2 h_y L_6 (ctg \varphi - ctg \gamma_B)}, \text{м/год}. \quad (3.26)$$

где  $\varphi$  – угол откоса рабочего борта, град.

При уменьшении угла откоса ВНБ происходит увеличение скорости понижения горных работ, а при равенстве угла откоса временного борта углу откоса рабочего борта стремиться к бесконечности.

При разработке скальных пород с применением буровзрывных работ ширина площадок на временно нерабочем борту может быть недостаточной для размещения развала горной породы после взрыва и часть породы от взрыва первых заходок будет располагаться на площадке нижнего уступа. При определении времени перехода на следующий уступ необходимо учитывать этот дополнительный объём горных работ.

Если карьер вскрывается системой временных съездов по лежащему боку залежи, то горные работы будут понижаться по линии ОАС и иметь угол  $\gamma$  (рисунок 3.10) при известной скорости углубки карьера  $h_r$  и, если она равна скорости понижения горных работ на добычном уступе  $h_0$ .

Ведение горных работ на уступах будет остановлено, когда линия фронта работ будет находиться на линии АВ.

Скорость вертикального понижения работ по борту АВ находится по формуле (3.27)

$$h_6 = h_0 \frac{ctg\varphi + ctg\gamma}{ctg\varphi - ctg\beta_1}, \frac{\text{м}}{\text{год}}, \quad (3.27)$$

где  $h_0$  – скорость углубки карьера по линии ОАС, м/год;

$\varphi$  – угол откоса рабочего борта, град.;

$\gamma$  – угол падения рудного тела, т.е. угол, под которым проводится углубка карьера, град.;

$\beta_1$  – угол откоса временно нерабочего борта, град.

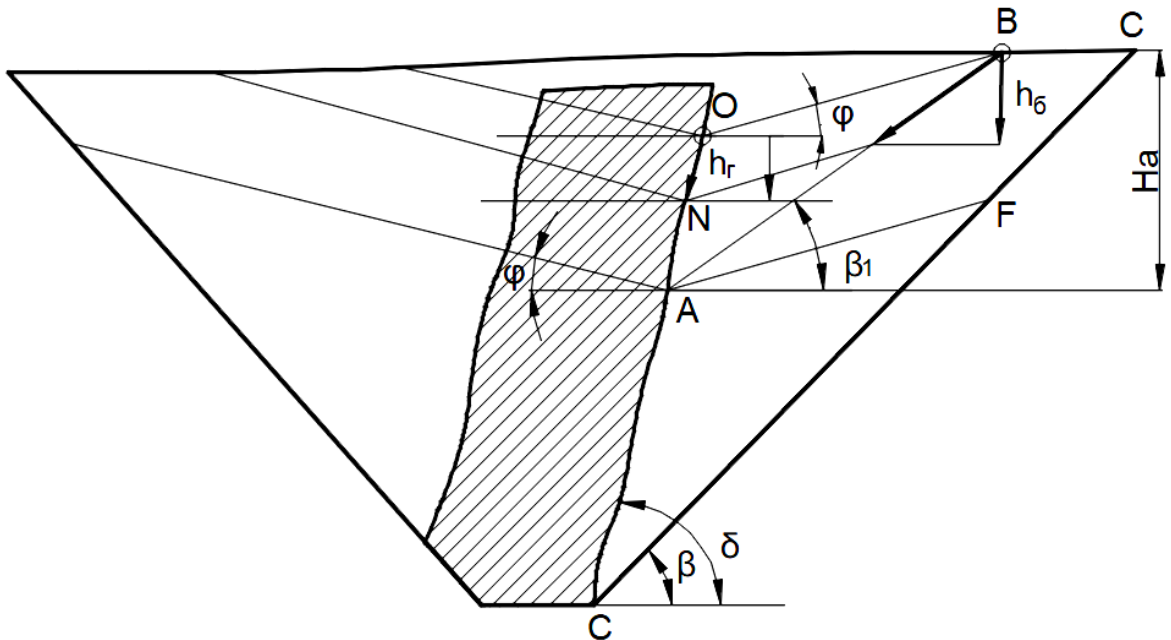


Рисунок 3.10 – Схема работы карьера с оставлением временно нерабочего борта АВ

На рисунке 3.11 представлена схема разноса временно нерабочего борта с двух сторон.

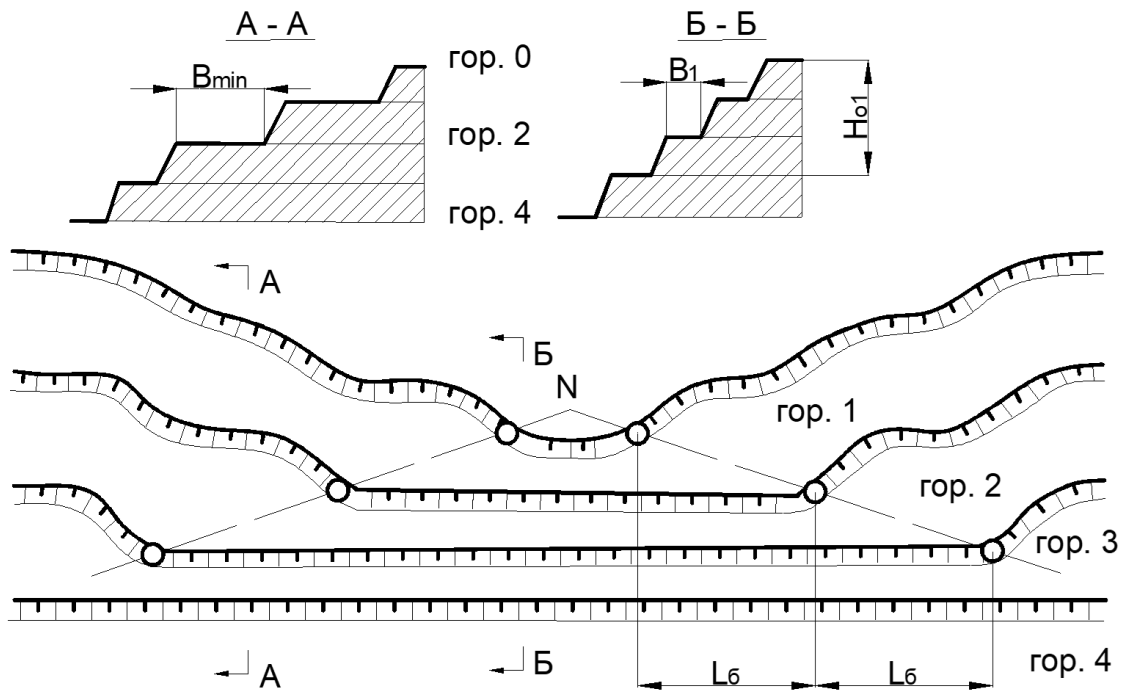


Рисунок 3.11 – Схема разноса временно нерабочего борта карьера с двух сторон

Когда добычные работы опустятся в точку N необходимо начинать разнос временно нерабочего борта до конечных контуров карьера. Скорость, с которой будут понижаться горные работы на борту ВА ( $h_p$ ), может быть определена из уравнения (3.27).

Разнос временно нерабочего борта может происходить, с одной стороны, либо с двух, или даже с нескольких точек. Поэтому, разнос отдаленных от начальных участков частей временно нерабочего борта начинают с некоторым отставанием. Это отставание зависит от длины временного нерабочего борта и длины экскаваторных блоков и равно по высоте (3.28)

$$H_{от} = \frac{L_{hy}}{nL_6}, \text{ м} \quad (3.28)$$

и по времени (3.29)

$$T_{от} = \frac{H_{от}}{h_p} = \frac{2h_y^2 L (ctg\varphi - ctg\beta_1)}{n12Q}, \text{ лет} \quad (3.29)$$

где  $L$  – длина временно нерабочего борта, м;

$n$  – число участков, с которых начинается разнос временно нерабочего борта.

Уравнение (3.29) позволяет определить интервал времени, необходимый для окончания разноса временного нерабочего борта после того, как передовой участок работы уже опустится на заданную глубину.

Полное время на разнос временно нерабочего борта (3.30)

$$T_p = \frac{H_a}{h_p} + T_{от}. \quad (3.30)$$

Сокращение времени  $T_{от}$  возможно за счет уменьшения длины временно нерабочего борта и увеличения числа участков, на которых ведется разнос борта.

Целесообразно также начинать разнос борта в месте проведения углубки карьера, т.е. в области формирования дна карьера. В этом случае никакой задержки не будет и время будет равно (3.31):

$$T_p = \frac{H_a}{h_p}. \quad (3.31)$$

Обеспечение непрерывной работы месторождения возможно только, если при углубке карьера до точки А (рисунок 3.10) будут завершены работы по разносу нерабочего борта АВ. На линии АF будет сформирован рабочий борт.

Если  $T_b$  примем за время, за которое рабочий борт дойдет до точки В,  $T_a$  – это время опускания горных работ в точку А, а  $T_e$  – время начала разноса временного нерабочего борта АВ, тогда за время  $T_6 = T_a - T_b$  горные работы опустятся по борту АВ на глубину  $H_a$  и будет соблюдаться равенство (3.32)

$$H_a = h_0 T_a = h_6 T_6. \quad (3.32)$$

На глубину  $H_a$  должны опуститься горные работы при разносе временного нерабочего борта АВ за время  $T_p = T_a - T_e$ .

Очевидно, процесс разноса борта заканчивается, когда самая верхняя точка временно нерабочего борта опустится в точку А (рисунок 3.12).

Таким образом (3.33),

$$H_a = h_p (T_p - T_{от}), \text{ м.} \quad (3.33)$$

На рисунке 3.12 изображена схема разноса временно нерабочего борта по координатам  $H = f(T)$ . Прямая ОА показывает понижение уровня добычных работ при средней скорости  $h_0$ ; ВА – линия, по которой формируется ВНБ со

скоростью  $h_6$ ;  $B^1A^1$  – прямая разноса ВНБ со скоростью  $h_p$ . С учетом отставания разноса срединной части борта разнос нерабочего борта изображен прямой  $NA$ .

Высота отставания середины разносимого борта равна расстоянию по вертикали между линиями  $B^1A^1$  и  $NA$ . Высота временно нерабочего борта в любой момент времени равна расстоянию по вертикали между линиями  $BA$  и  $B^1A^1$  (минимум), и  $B^1A^1$  и  $NA$  (максимум). Из графика, рисунок 3.12 следует (3.34)

$$\frac{T_p - T_{от}}{T_6} = \frac{h_6}{h_p}. \quad (3.34)$$

Необходимая скорость разноса ВНБ (3.35)

$$h_p = h_0 \frac{T_6(ctg\varphi + ctg\gamma)}{(T_p - T_{от})(ctg\varphi - ctg\beta_1)}. \quad (3.35)$$

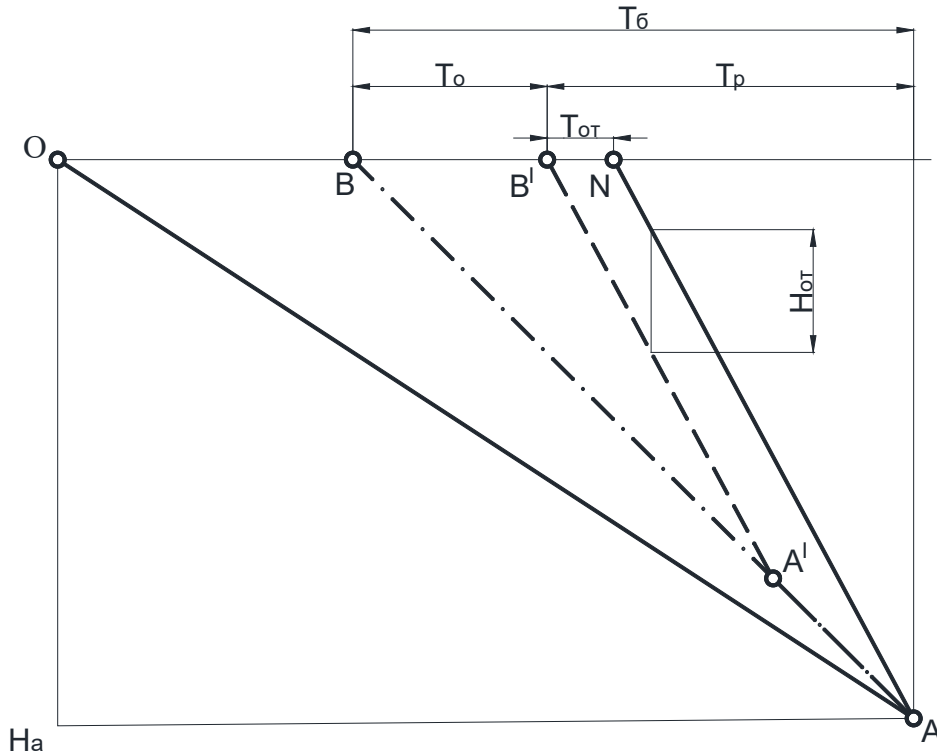


Рисунок 3.12 – Схема разноса борта в координатах  $H = f(T)$

В случае, если известны величины параметров:  $H_a$ ,  $h_0$ ,  $h_p$ ,  $\varphi$ ,  $\gamma$ ,  $\beta_1$ , то максимальное время, на которое можно приостановить разнос временно нерабочего борта ( $T_0 = T_6 - T_p$ , рисунок 3.12) (3.36)

$$T_0 \leq \frac{H_a}{h_0} \left( \frac{ctg\varphi - ctg\beta_1}{ctg\varphi + ctg\gamma} - \frac{h_0}{h_p} \right) - T_{от}, \text{ лет.} \quad (3.36)$$

При современном уровне технического оснащения карьеров наиболее рациональны следующие способы возобновления и развития горных работ на ВНБ, сложенном скальными горными породами (рисунок 3.13).

Возобновление и развитие горных работ с использованием экскаваторов-мехлопат типа ЭКГ-5 и ЭКГ-8 с погрузкой породы в железнодорожный транспорт (рисунок 3.13 а, б). Порода после взрыва первой заходки на уступе с уменьшенной шириной рабочей площадки может быть отработана только одним экскаватором при тупиковой конструкции фронта и двумя – при сквозной. При этом погрузка взорванной породы в обоих случаях производится в тупиковом забое.

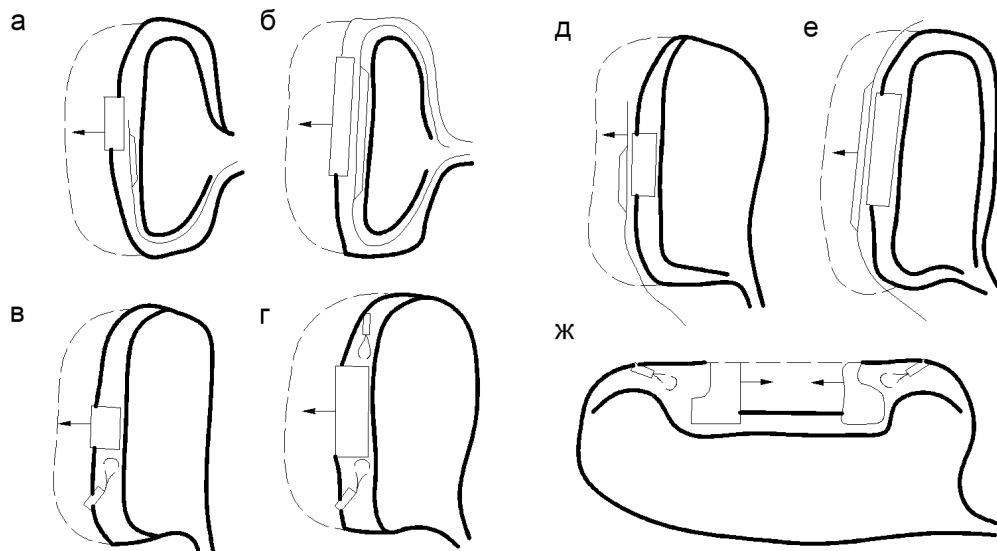


Рисунок 3.13 – Схемы способов возобновления и развития горных работ на временно нерабочем борту карьера

После отработки взорванной горной породы первой заходки взрывают вторую заходку. При этом, если расширенная до  $b_i + A$  рабочая площадка будет меньше ширины развала (где  $b_i$  – ширина площадки на  $i$ -м горизонте ВНБ), то перед взрывом производится уборка железнодорожных путей, так как горная порода от взрыва второй заходки перекрывает площадку взрываемого уступа и часть её снова попадает на площадку второго уступа.

При отработке взорванной горной породы второй заходки за два прохода экскаватора первый проход осуществляется тупиковым забоем, а второй и последующие – торцовым забоем с боковой погрузкой.

Одновременно с отработкой второй заходки и оставшегося после её отработки объёма горной породы  $V_0$  производится очистка площадки нижнего уступа. Себестоимость  $1 \text{ м}^3$  вскрыши при возобновлении и развитии горных работ на временном борту с использованием экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8, при тупиковой погрузке в железнодорожный транспорт, увеличивается на 60-70 % по сравнению с боковой погрузкой в торцовом забое.

С учётом достигнутой годовой производительности экскаваторов-мехлопат типа ЭКГ на рудных карьерах средняя интенсивность полной отработки ВНБ по всей длине может составить 15-20 м/год при односторонней его отработке и 25-40 м/год – при двусторонней. Этот способ ведения горных работ может быть рекомендован при относительно небольшой длине ВНБ (не более 1 км) и незначительной интенсивности углубки карьера (не более 5-10 м/год).

Применение экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8 для выемки горной массы и дальнейшей её погрузки в автосамосвалы (рисунок 3.13 в, г) с целью возобновления развития горных работ на карьере. Такой способ расконсервации аналогичен схеме с применением железнодорожного транспорта. Ширина оставляемых на временно нерабочем борту площадок и ширина буровой заходки должны определяться из условия обеспечения возможности разворота автосамосвала.

Расчетная скорость понижения горных работ на временно нерабочем борту длиной 1-2 км при автомобильном транспорте составляет 45-80 м/год, т. е. в два раза выше, чем при железнодорожном. Это достигается за счёт большей производительности экскаватора и сокращения длины блоков.

Себестоимость  $1 \text{ м}^3$  вскрыши при возобновлении и развитии горных работ на ВНБ с применением автотранспорта на 15-20 % выше по сравнению с себестоимостью вскрыши в нормальных условиях отработки.

Возобновление и развитие горных работ на временно нерабочем борту экскаваторами с верхней погрузкой в железнодорожные вагоны (рисунок 3.13 д, е) проводится после очистки площадки, на которой должны быть возобновлены работы, горные породы, слагающие уступ, подготавливают к выемке



буровзрывным способом. Большая часть взорванной горной породы размещается на площадке взрываемого уступа, а часть породы перемещается (на сброс) на нижнюю смежную площадку. Взорванная порода экскаватором отгружается в думпкары, расположенные на кровле отрабатываемого уступа. После отработки нескольких заходов на уступе создается площадка нормальной ширины, позволяющая установить экскаваторы ЭКГ и уложить железнодорожные пути.

При этом способе возобновления горных работ уменьшенные рабочие площадки могут быть оставлены также через один, два и более уступов. Например, в проекте разработки Баженовского месторождения асбеста предусматривается сохранение на каждом горизонте площадок шириной 18 м, позволяющей возобновление горных работ на ВНБ экскаваторами ЭКГ-4 при верхней погрузке в железнодорожные вагоны. Расчетная средняя скорость понижения горных работ на временно нерабочем борту составляет 30 м/год.

Себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши при использовании экскаваторов ЭКГ-4 и ЭКГ-6 выше в 1,4-1,5 раза, чем при использовании мехлопат стандартного исполнения с ковшами такой же ёмкости.

Таким образом, в сравнении с экскаваторами ЭКГ применение экскаваторов с верхней погрузкой при работах по расконсервации нерабочего борта нецелесообразно. Способ разноса ВНБ с использованием карьерных гусеничных экскаваторов поперечными заходками с погрузкой в автосамосвалы представлено на рисунке 3.13 ж.

Работы по подготовке нового горизонта начинаются с проведения пионерной траншеи длиной, равной ширине этапа с последующим отгоном её борта на ширину рабочей площадки в направлении, параллельном простиранию.

При односторонней отработке ВНБ и ширине этапа более 50-70 м применение поперечных заходов не имеет преимуществ перед подвиганием фронта работ вкост простирания залежи. Применение поперечных заходов наиболее эффективно при двусторонней отработке временно нерабочего борта длиной более 2 км. В зависимости от принятой технологии отработки, календарного плана, системы отработки, а также используемого оборудования на

карьере осуществляется выбор способа, которым будет проводиться расконсервация временно нерабочего борта и вестись дальнейшее развитие горных работ.

Фактическая интенсивность отработки ВНБ составляет 22-30 м/год, проектная – 42-60 м/год.

Рациональные условия применения различных способов возобновления и развития горных работ на временно нерабочем борту приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Рациональные условия применения различных способов возобновления и развития горных работ на временно нерабочем борту карьера

Индекс схемы	Применяемое горнотранспортное оборудование при возобновлении и развитии горных работ на ВНБ	Рациональные условия применения				Возможная скорость понижения горных работ на ВНБ, м/год	Примечание
		Схема вскрытия месторождения	Длина временно нерабочего борта, км	Ширина этапа, м	Годовая углубка карьера, м		
б	ЭКГ-5, железнодорожный транспорт	Тупиковыми съездами с двусторонним примыканием к временному борту	До 1	Более 50 - 70	5 - 10	До 40	Целесообразно устройство съездов на временном борту
е	То же	То же	До 1	50 - 70	5 - 10	До 40	
г	ЭКГ-5, автотранспорт	Любая	До 2	50 - 70	15 - 20	45-80	
ж	То же (поперечные заходки)	То же	Более 2	До 50 - 70	15 - 20	40-50	То же

### 3.4 Выводы по третьей главе

1. По минимальному значению коэффициента горной массы  $K_M$ , рассчитанному для каждого этапа отработки месторождения, определяется рудная залежь, при отработке которой достигается максимально возможная по горнотехническим возможностям производственная нагрузка.

2. Для определения оптимального порядка ввода участков по разработке рудных залежей в эксплуатацию и интенсивности их отработки производится

анализ кумулятивных графиков  $Q = f(M)$  по критерию минимума коэффициента горной массы.

3. Календарный план развития вскрышных и добычных работ при разработке месторождения, отрабатываемого без выделения этапов, как правило, содержит один основной период нормальной эксплуатации, который характеризуется стабильными годовыми объемами полезного ископаемого и вскрышных пород. В случае, если месторождение разрабатывается очередями или с использованием временно нерабочих бортов, то календарный план в графическом выражении имеет ступенчатую форму; число ступеней при этом соответствует числу пространственных этапов развития карьера.

4. Продолжительность реконструкции карьера, заключающаяся в расширении одного или нескольких участков борта, определяется промежутком времени от начала работ на погашенном борту до создания на каждом из уступов рабочих площадок минимально допустимых размеров. В случае же этапной разработки работы по расширению рабочих площадок производятся в течение всего срока эксплуатации карьера, за исключением первого этапа и периода доработки.

5. Максимальная глубина первого этапа имеет ограничение по эксплуатационному коэффициенту вскрыши второго этапа, который не должен превышать коэффициент вскрыши третьего этапа или граничного коэффициента вскрыши при отработке в два этапа.

## ГЛАВА 4 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И УСЛОВИЙ РАЦИОНАЛЬНОГО ПРИМЕНЕНИЯ ПОЭТАПНОЙ ОТРАБОТКИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

### 4.1 Оценка эффективности проектных решений для карьера АО «Михеевский ГОК»

Михеевское медно-порфиритовое месторождение располагается в Варненском районе Челябинской области, вблизи границы с Карталинским районом.

«Месторождение является частью Михеевского рудного района Новониколаевско-Тарутинской рудной зоны. Новониколаевско-Тарутинская рудная зона локализована в пределах Катенинской грабен-синклинали, сформировавшейся в западном обрамлении Зауральского поднятия и ограниченной с запада Тарутинско-Джетыгаринским, а с востока – Новопокровским разломами. Катенинская грабен-синклиналь сложена вулканогенно-осадочными образованиями верхнего девона – нижнего карбона и эффузивами нижнего-среднего девона и нижнего карбона. Её протяженность более 60 км. Глубинные разломы (Тарутинско-Джетыгаринский, Новопокровский) фиксируются трассированием линейно-вытянутых тел апогарцбургитовых серпентинитов, мелких тел и даек габброидов и гранитоидов разного возраста. Вертикальная амплитуда смещения по глубинным разломам достигает 1,5-2 км с уменьшением в северном направлении» [4].

Рудное поле Михеевского месторождения имеет ширину до 8 километров и протяженность 20 километров, что составляет, примерно, 30 % от длины Катенской грабен-синклинали.

«На Михеевском месторождении выделены следующие промышленно-технологические типы руд:

- окисленные руды;
- рыхлые сульфидные руды;
- первичные (скальные) сульфидные руды» [4].

Выделяемые руды отличаются местоположением в границах разреза, а также минералогическим составом и субстратом. Были выделены основные критерии разделения руд по их типам:

- по агрегатному состоянию горной массы (глинистые, глинисто-щебнистые, скальные породы);
- по результатам визуального осмотра (окисленные и рыхлые сульфидные руды отличаются по цвету и оттенкам);
- на основе фазового анализа (по процентному содержанию сульфидов меди: для окисленных руд меньше 50 %; для рыхлых сульфидных руд 50-70 % и для первичных сульфидных руд содержание сульфидов меди будет превышать 70 %);
- по процентному содержанию серы (окисленные руды содержат серы меньше 0,5 %, в рыхлых сульфидных и первичных сульфидных рудах – более 0,5 %).

Средний объемный вес пород вскрыши: почвенно-растительный слой, глина пластичная вязкая 1,95 т/м<sup>3</sup>; образования коры выветривания 2,1 т/м<sup>3</sup>; вскрыша скальная – 2,93 т/м<sup>3</sup>.

На основе классификации, предложенной В.В Ржевским, систему разработки можно охарактеризовать, как углубочная, продольная, однобортовая. Транспортирование вскрышных пород производится во внешние отвалы. Вскрытие северного и центрального участка карьера производится с опережением, развитие фронта горных работ одностороннее с переменной высотой рабочей зоны [57].

Подготовка к выемке скальных горных пород и руды производится рыхлением буровзрывным способом, при этом составляются специальные паспорта ведения взрывных работ для обеспечения наименьшего влияния взрывов на массив.

Михеевское месторождение медно-порфириновых руд отрабатывается Михеевским карьером и представлено двумя участками Северным и Южным.

Проектная производительность карьера по руде составляет 18 млн т./год, по вскрышной породе 28 млн м<sup>3</sup>, коэффициент вскрыши равен 0,8 м<sup>3</sup>/т. Работы вышли на полную мощность в 2014 г. На месторождении работает следующее оборудование: буровые станки вращательного и пневмоударного бурения типа «Atlas Copco PV-271, экскаваторы Komatsu PC4000 (емкость ковша 22 м<sup>3</sup>) и фронтальные погрузчики Komatsu WA-1200 с емкостью ковша 20 м<sup>3</sup>, а также автосамосвалы Komatsu 730E, (грузоподъемностью 186 т)» [4].

Высота рабочих уступов принята 15 м, ширина рабочих площадок зависит от типа пород и типа заходки, так для рыхлых пород она составляет 57 м, в скальных породах минимально допустимая ширина рабочей площадки принята 51,5 м, а для работ с продольной заходкой в скальных породах – 85 м.

Согласно проектной документации, на карьере не выделяются очереди и этапы, отработка ведется с помощью одного карьера.

На работах по вскрытию горизонтов первоочередно производится выемка рыхлых вскрышных пород, которые залегают вплоть до глубины в 30-40 м. Складирование рыхлых пород производится во внешний отвал.

На момент полной отработки рыхлых вскрышных пород в северной части карьер будет иметь отметку дна гор. +55 м, при проектной глубине дна карьера гор. -80 м.

Развитие горных работ на карьере происходит по простиранию залежи с севера на юг. По проекту, в первую очередь до проектной глубины будет отработана северная часть карьера. На данном участке добычные работы ведутся до горизонта 145, далее в отработку вводится центральная часть месторождения.

При работе используют площадки нормальной ширины, временно нерабочий борт карьера запроектирован в его центральной части. Принят режим работы, при котором происходит постоянное понижение уровня расположения рабочей зоны. В результате реализуется частичный перенос объемов вскрышных пород на поздние периоды.

После того, как в северной части месторождения будет достигнут горизонт +145 м, начинается расконсервация нерабочего борта. Следом осуществляются

работы по вскрытию центральной части карьера, куда будет перемещен фронт работ.

После доработки всех участков месторождения, контур карьера принимает конечное положение. Отработав северный борт карьера, переходят к горным работам в центральной и южной частях месторождения.

В 2014 году карьер был введён в эксплуатацию с производительностью по полезному ископаемому в 18 млн т./год, однако, в 2017 году производительность была увеличена в 1,5 раза до 27 млн т./год. Данное решение было обусловлено возросшей потребностью в медном концентрате, ростом цен на рынке минерального сырья. Также дополнительно было запущено производство катодной меди.

Вследствие увеличения производительности существуют объективные причины пересмотреть принятые ранее проектные решения и провести корректировку проекта [100].

Предлагается вести разработку месторождения с применением этапов. На карьере выделяется два независимых участка, в пределах которых можно сформировать этапы. Данный способ отработки позволит чередовать добычу полезного ископаемого и ведение подготовительных и вскрышных работ на выделяемых участках.

При применении на карьерах цикличной технологии отработки с буровзрывным способом подготовки породы к выемке необходимо обеспечивать высокие темпы ведения горных работ. Для этого на месторождении используется комплекс мощного горно-транспортного оборудования.

«Вскрышные работы осуществляются с применением цикличной технологии ведения горных работ по схеме: карьерный экскаватор – автосамосвал с колесным погрузчиком – автосамосвал» [4].

Отработка ведется поперечными заходками и в качестве минимальной ширины рабочих площадок принята величина транспортной бермы, ширина которой равна 51,5 м.

При выемочно-погрузочных работах на горизонте стояния экскаватора происходит увеличение рабочих площадей.

Размер рабочих площадок оказывает значительное влияние на производительность оборудования:

- при уменьшении ширины рабочей площадки до 35 м на уступе становится невозможным ведение буровых и экскаваторных работ одновременно. Также взрыв на смежном вышележащем уступе приводит к перекрытию транспортной бермы на нижнем уступе и тем самым приводит к остановке работы;

- если сильно увеличить рабочую площадку, то для наращивания производительности месторождения по горной массе нужно увеличивать площадь рабочей зоны карьера или вовлекать в отработку оборудование большей единичной мощности.

Основная часть пород на месторождении представляет собой скальные отложения со средним коэффициентом крепости около 13 по шкале проф. М.М. Протодяконова, этим обуславливается выбранный буровзрывной способ подготовки пород.

Рыхлая вскрышная порода и сильно окисленная руда малой крепости отрабатывается безвзрывным способом.

Тип и марка оборудования для бурения взрывных скважин определены материалами выбора технологического и вспомогательного оборудования к банковскому ТЭО – буровой станок AtlasCorso PV235. Согласно техническим характеристикам AtlasCorso PV235 максимальное усилие на долото составляет 267 кН, длина штанги 12,2 м.

Таким образом, рекомендуемый станок не позволяет осуществлять бурение скважин без наращивания бурового става, при невысоком усилии на долото. Поэтому, был принят «буровой станок AtlasCorso PV-271, имеющий больший типоразмер – станок позволяет бурить скважины глубиной до 16,8 м без наращивания бурового става с усилием на долото 333 кН, что ведет к увеличению производительности бурения» [4]. Для обеспечения необходимого размера куска,



определяемый параметрами дробильного комплекса, диаметр скважины принят равный 250 мм.

На Михеевском карьере в качестве взрывчатого вещества применяется Rioflex 7000, водно-гелевого типа. На основании графика ведения взрывных работ, их следует производить 8 раз в месяц. Масса заряда ВВ на один блок составляет 47,9 т.

Принята короткозамедленная неэлектрическая система инициирования взрыва скважинных зарядов (Нонель, Эдилин и т.д.), согласно «Перечню взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации». Также, можно применять в качестве системы инициирования короткозамедленные электродетонаторы. При взрывных работах следует использовать промежуточные детонаторы типа тротилловые шашки массой 0,4-0,9 кг или подобные им.

Разделка негабарита на предприятии осуществляется механическим способом, «в качестве оборудования принят бутобой на базе экскаватора Komatsu PC300-7 с навесным оборудованием H140DS HydroHammer [4]». Для дробления негабаритов также может использоваться взрывание шпуровых или накладных зарядов.

Шпуровые заряды ВВ целесообразно использовать при дроблении негабарита вблизи механизмов, сооружений, когда применение накладных зарядов по условиям действия воздушной волны и разлета осколков опасно, а использование бутобоя неэффективно. В качестве ВВ используются патронированные, порошкообразные и гранулированные ВВ. Инициирование шпуровых зарядов ВВ осуществляется детонирующим шнуром. Радиус опасной зоны по разлету осколков пород должен приниматься не менее 200 м. Зарядка шпуров производится во время подготовки массового взрыва, взрывание – одновременно с массовым взрывом. При отдельном взрывании, зарядка шпуров производится в период подготовки технологического взрыва по дроблению негабаритов.

Для обеспечения длительной устойчивости бортов карьеров наиболее эффективным является способ предварительного приконтурного щелеобразования – элемента специальной технологии буровзрывных работ. «Отрезная щель» снижает воздействие массового взрыва на капитальный борт карьера и препятствует распространению заколов и трещин, чем уменьшает зоны нарушения в породах. Бурение скважин «отрезной щели» предусматривается станками AtlasCopco PV-271 с диаметром долота 171 мм, для этих целей применяются станки из числа технологического оборудования. В качестве заряда скважин «отрезной щели» принимается заряд контурного взрывания гирляндовый ЗКВГ на основе аммонита № 6ЖВ или патронированное ВВ с диаметром патронов 60 мм.

Выемочно-погрузочные работы на месторождении осуществляются с помощью гидравлических экскаваторов типа Komatsu PC-4000 с ковшом вместимостью 22 м<sup>3</sup> вместе с фронтальными погрузчиками Komatsu WA-1200 с ковшом вместимостью 20 м<sup>3</sup>. Выбранные погрузчики позволяют осуществлять погрузку горной массы в автосамосвалы с их уровня стояния. Запроектировано использование одного экскаватора на добычных работах, еще одна единица техники применяется одновременно на вскрышных и добычных работах. Погрузочные машины применяются при работах на рыхлых породах.

Параметры выемочно-погрузочного оборудования являются определяющими для выбранной высоты уступов. Рыхлые породы отрабатываются уступами высотой 10 метров, отработка экскаваторами ведется на всю высоту уступа. Фронтальный погрузчик отрабатывает горизонт слоями с высотой уступа 5 метров.

Скальные породы отрабатываются увеличенными уступами высотой 15 метров. Высота взорванной горной массы составляет порядка 13,5 м. Это позволяет осуществлять экскаваторную погрузку одним забоем на всю высоту отвала либо погрузчиком двумя слоями.

Парк экскаваторов определен, исходя из производительности машин, неравномерности работ, коэффициента готовности машин.

Вспомогательные работы в карьере осуществляются с применением бульдозеров Komatsu D 375A-5 мощностью 391 кВт (532 л.с.).

Для планировки поверхности склада окисленной руды и отвала вторичных руд используется бульдозер Komatsu WD600-3 мощностью 362 кВт.

На основании технологической схемы переработки руды Михеевского ГОК, прием окисленной руды обогатительной фабрикой ограничен 10 % от всей массы перерабатываемой руды. Подача окисленной руды производится посредством погрузчика Komatsu WA-800 с вместимостью ковша 8,5 м<sup>3</sup> перегружается в автосамосвалы Komatsu 730E и перевозится на перегрузочную площадку на гор. +250 м в северо-восточной части карьера.

Транспортирование извлекаемой горной массы осуществляется автомобильным транспортом. На карьере приняты автосамосвалы Komatsu 730 E, грузоподъемность которых составляет 186 т. Пустая порода, руда, не подлежащая переработке, а также почвенный слой подлежат складированию.

Параметры технологических автодорог обусловлены типом применяемых автосамосвалов и их грузоподъемностью, а также свойствами грунтов и климатологическими условиями местности, в которой ведутся горные работы.

Плановый объем грузоперевозок проходит по технологическим автодорогам, которые находятся на дневной поверхности, внутри карьера, а также на складах и отвалах, в пределах границ земельного отвода.

Уклон на технологических автодорогах составляет не больше, чем 80 %. Дороги строятся в соответствии с используемой на карьере системой разработки и календарным планом развития горных работ.

Для водоотведения все дороги имеют систему водоотлива представленной канавой с продольным уклоном, не менее 2 % в сторону ближайшего водопропускного сооружения или пониженного рельефа местности. Внутрикарьерные постоянные карьерные дороги карьера отнесены к I-к категории.

На внутриплощадочных дорогах категории «к» в качестве удерживающего и направляющего ограждения допускается использование грунтового вала.

Проектом предусматривается устройство ориентирующих валов высотой не менее 1,8 м. В качестве автосамосвала, используемого для перемещения горной массы от мест погрузки к местам складирования, применяются Komatsu 730-E с колесной формулой 4×2. Ширина автосамосвала Komatsu 730E (согласно техническому справочнику Komatsu) составляет 7,54 м.

Исходя из параметров системы разработки предусматриваются временные автомобильные дороги на рабочих площадках карьера и разрезных траншеях со сроком службы до одного года. Минимальная ширина автодорог учитывает ширину проезжей части при одностороннем движении, обочин, водоотводов и направляющего ограждения остановочной площадки. Для отвода дождевых и талых вод с проезжей части запроектирован двускатный поперечный профиль с уклоном проезжей части.

Параметры горизонтальных площадок позволяют вписать необходимые кривые при переломе продольного профиля.

На покрытие дорожного полотна стационарных дорог используется щебенка с пропиткой из битума, на временных – пропитка не применяется.

Для формирования отвалов вскрышных пород применяется периферийный бульдозерный способ отвалообразования. Отвалы рыхлых вскрышных пород отсыпаются ярусами высотой до 15 м, а отвалы скальных вскрышных пород – до 30 м. Формирование отвалов производится с учетом углов устойчивости для соответствующего типа пород.

Автосамосвалы на отвале разгружаются на площадке для разгрузки, затем происходит сталкивание породы под откос при помощи бульдозера. Формирование отвалов – ярусное.

Порядок формирования внешних отвалов и распределение вскрышных пород по месту складирования на отвалах принимается с учетом порядка отработки карьера и сокращения до минимума расстояния транспортирования вскрышных пород на отвалы.

Для каждого типа складироваемых пород организованы отдельные отвалы. Почвенно-растительный слой и окисленные руды хранятся во временных складах.

Рыхлая и скальная вскрышные породы размещаются непосредственно по длине восточного борта, транспортный доступ обеспечивается общим заездом, располагаемым на границе складирования. Заезды представлены пионерной насыпью, которая отсыпается скальными породами. Отвальные ярусы формируются сразу после отсыпки заезда. Следующие уровни отвала строятся по ходу наращивания его высоты.

На севере отвала находятся первичные забалансовые руды. Высота их отвала варьируется в диапазоне 23-25 метров. Складированию руд предшествует создание экранирующего слоя по всей площади местоположения формируемого отвала.

Почвенно-растительный слой хранится в складах, которые находятся на северо-западе месторождения, в дальнейшем планируется его использование на этапе рекультивации. Строительство склада начинается с отсыпки пионерной насыпи, располагаемой рядом с границей отвала скальных пород. Транспортное перемещение предполагается исключительно на ней.

Для работы на отвалах рыхлых, а также скальных пород используются бульдозеры типа Komatsu D375A-5, мощность которых составляет 391 кВт. Планирование площадок на складе грунтов осуществляют при помощи вспомогательных единиц техники.

Для планировки поверхности склада окисленной руды и отвала вторичных руд используется бульдозер Komatsu WD600-3 мощностью 362 кВт.

Окисленная руда со склада подаётся погрузчиком Komatsu WA-800 с вместимостью ковша 8,5 м<sup>3</sup> перегружается в автосамосвалы Komatsu 730E и перевозится на перегрузочную площадку на гор. +250 м в северо-восточной части карьера.

Михеевское месторождение представлено комплексными рудами. Помимо основного добываемого полезного компонента – меди, руда может содержать в себе: золото, серебро, платиноиды, молибден, рений, селен, теллур. Распределение золота в рудах Михеевского месторождения (с использованием всех данных опробования на золото) оценено в контуре подсчета запасов по

выборкам, характеризующим различные типы руд, с помощью построения вариационных рядов.

Из-за низких содержаний золота в окисленных рудах Михеевского месторождения извлечение его методом кучного выщелачивания не планируется. Извлечение золота в медный концентрат будет происходить при флотационном обогащении первичных сульфидных руд и составит 58 %.

Серебро встречается в виде тонкодисперсных включений в сульфидах, в меньшей степени – в составе теллуридов. В первичных рудах Северного участка по интервалам отдельных скважин содержание серебра достигает 2,68-27,6 г/т.

В результате группового опробования установлено, что содержание серебра в медно-порфировых рудах в целом невысокое (от 0,50 до 5,84 г/т) и в среднем составляет 1,24 г/т.

Из-за низких содержаний серебра в окисленных рудах Михеевского месторождения извлечение этого полезного компонента методом кучного выщелачивания не планируется. Извлечение серебра в медный концентрат будет происходить при флотационном обогащении первичных сульфидных руд и составит 50 %. Вследствие особенностей технологии открытой разработки основными отходами добычи медно-порфировых руд Михеевского месторождения являются вскрышные рыхлые и скальные горные породы карьера, относящиеся к V классу опасности. Вскрышные породы складированы во внешние и внутренние отвалы.

#### **4.2 Применение метода отработки карьеров этапа в разработке Михеевского месторождения**

Одной из задач исследования является разработка методов отработки рудных крутопадающих месторождений способом, дающим возможность недропользователю сократить объемы вскрышных работ на первых этапах функционирования карьера, способом переноса части работ по подготовке и выемке вскрыши в последующие этапы разработки карьера. Предложенный способ отработки месторождения отличается от существующей технологической

схемы, при которой чередуются работы по формированию целиков на рабочем участке с зонами их разноса.

Областью применения предлагаемого способа отработки является протяженное, вытянутое месторождение, разделенное на несколько участков, которые функционируют независимо друг от друга. Аналогичным образом метод отработки применим к сближенным карьерам, которыми разрабатываются рудные крутопадающие месторождения полезных ископаемых.

Идея предлагаемого метода заключается в том, что на каждом из выделенных участков отработка ведется с выделением этапов, когда на участке номер один производятся работы по выемке полезного ископаемого, на участке номер два производится подвигание породного борта карьера от границы текущего этапа к контурам границ последующего этапа отработки месторождения [106].

Исследуемый метод отработки рудных крутопадающих месторождений может быть применён на Михеевском карьере. На месторождение предлагается выделять два участка с изолированными крутопадающими залежами медной руды, Южный и Северный участок.

На рисунках 4.1, 4.2 представлены поперечные разрезы участков карьера АО "Михеевский ГОК".

Разрабатываемое месторождение разделено на 2 участка: Южный и Северный. Южный участок является первоочередным в разработке и обозначен цифрой I, соответственно Северный участок цифрой II. На рисунках 4.1, 4.2 цифрами  $1^I, 2^I, 3^I, 4^I$  выделены границы этапов I участка, а цифрами  $1^{II}, 2^{II}, 3^{II}$  и  $4^{II}$  границы этапов II участка соответственно. Аналогичным образом обозначаются глубины этапов на каждом участке  $H'_{s1}, H''_{s1}$  и так далее для каждого этапа. Конечная глубина карьера  $H_k^I$  равна сумме всех этапов в рассматриваемого участка. Символами  $T_1, T_2, \dots, T_8$  обозначаются временные периоды эксплуатации карьера. Периоды эксплуатации определяют очередность ведения работ на участках карьера, а также очередность в пределах одного этапа.

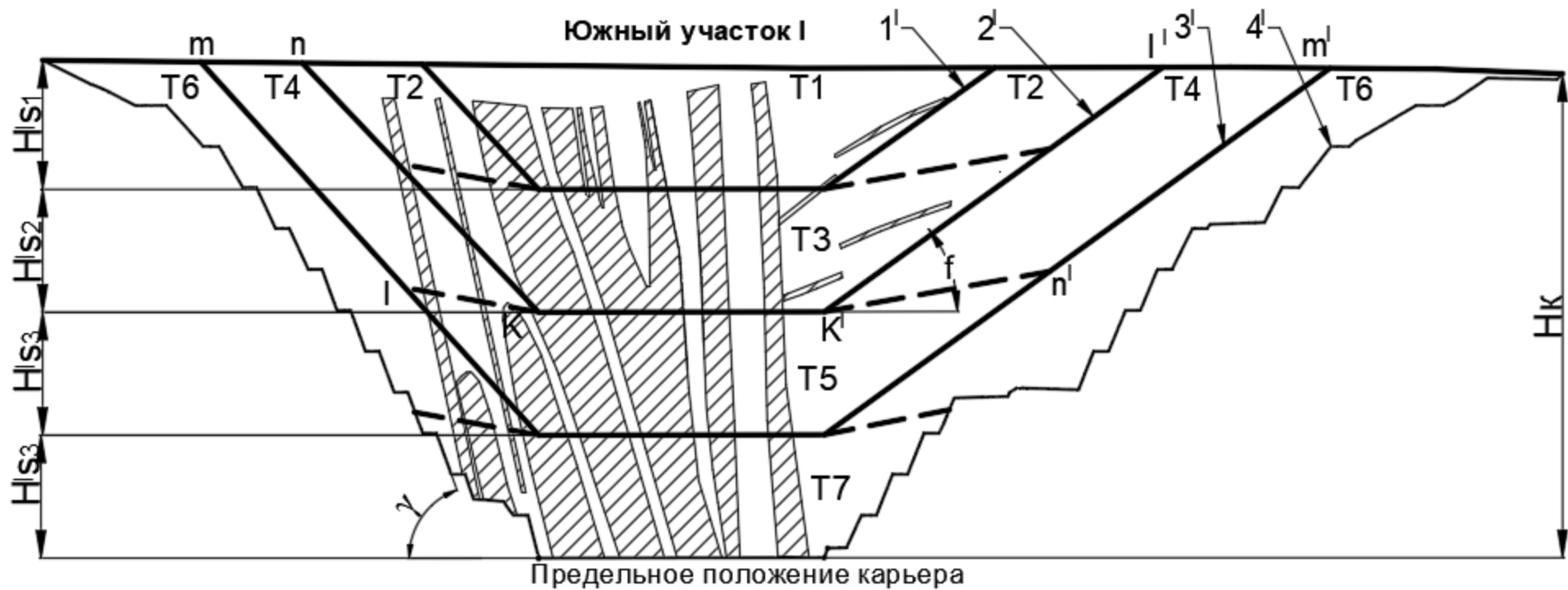


Рисунок 4.1 – Схема разделения Южного участка карьера «Михеевский» на этапы



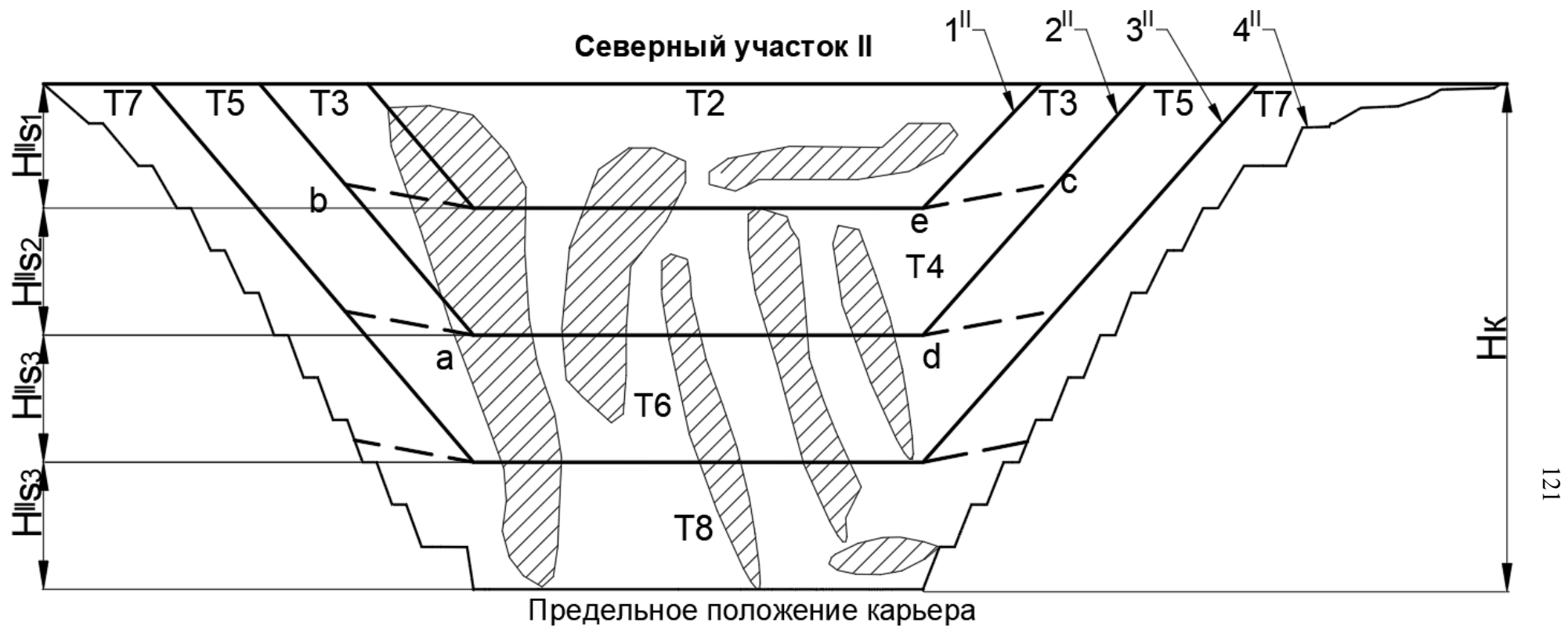


Рисунок 4.2 – Схема разделения Северного участка карьера «Михеевский» на этапы

Вскрышные и добычные работы ведутся поочередно на каждом из двух участков карьера. Работы начинаются на I участке в период  $T_1$ . После завершения отработки первого периода первого этапа Южного участка начинаются работы на II участке, на рисунке изображен как период  $T_2$ . Одновременно с этим, на I участке ведутся работы по разному ранее сформированных временно нерабочих бортов и подготовка к началу отработки следующего этапа. Аналогичным образом отрабатываются все этапы обоих участков карьера вплоть до периода окончания разработки  $T_8$  на II участке.

В то время, как на одном из отрабатываемых участков ведутся добычные работы, на другом участке выполняются работы по разному временно нерабочего борта до границ этапа, отработка которого запланирована следующим. Одновременно с этим, в добычной зоне формируется рабочий борт, на котором необходимо расположить выемочно-погрузочное оборудование. На рабочем борте формируются рабочие площадки нормальной ширины, где будут производиться работы по добыче запасов полезного ископаемого следующего этапа (рисунки 4.1, 4.2).

Работы по разному ВНБ начинаются сразу после того, как на добычном участке в границах текущего этапа будут добыты все запасы полезного ископаемого. Нерабочий борт может формироваться под очень острым углом и доходить величиной вплоть до угла откоса борта карьера в период затухания горных работ на нем. Таким образом, в конце работ на этапе происходит формирование промежуточного контура карьера. Его глубина равна сумме глубин предыдущих этапов на этом участке.

В связи с повышенной опасностью работ по разному временно нерабочего борта всё рабочее и вспомогательное оборудование необходимо убирать с верхних горизонтов, а также запретить доступ к рабочей зоне всего персонала.

Разделение Михеевского карьера на два участка позволяет применить разработанную методику отработки карьера и решить поставленную задачу, а именно обеспечить перенос работ по выемке максимального объема вскрыши на

более поздние временные периоды отработки карьера, тем самым снизив единовременные затраты на горно-капитальные работы.

Рассматриваемый способ отличается наличием большого количества стационарных систем выработок. Во время ведения работ по ликвидации ВНБ на Северном участке Михеевского месторождения, вышележащие горизонты образуют контур второго этапа, где будут формироваться вскрывающие выработки. Эти выработки будут находиться в одном положении практически в течении двух периодов отработки  $T_2$  и  $T_3$ .

Для применения предлагаемого способа проектирования карьера этапами нужно соблюсти отношение количества этапов на выделяемых в контуре карьера участках. Рассмотренный на рисунках 4.1 и 4.2 пример иллюстрирует вариант разработки карьера двумя участками, четырьмя этапами каждый.

Каждый выделяемый участок должен иметь равное количество этапов, в таком случае можно обеспечить равномерное развитие горных работ и исключить технологические осложнения в их развитии.

Так, например, если во время отработки периода  $T_5$  работы по добыче полезного ископаемого ведутся в границах третьего этапа, на Северном участке, то после завершения добычных работ на этом этапе неминуемо возникнет уменьшение производственной мощности месторождения по полезному ископаемому. Это произойдет из-за того, что для продолжения ведения добычных работ следующего этапа необходимо провести ряд подготовительных работ на этом участке. Таким образом, для достижения условия бесперебойной работы карьера число этапов на каждом из участков должно равняться друг другу, также данное условие выполняется при превышении количества этапов на первоочередном участке на один, по сравнению со вторым участком.

$$n^{II} + 1 > n^I \geq n^{II},$$

где  $n^I$ ,  $n^{II}$  – число этапов на I и II участках.

Основная идея предложенного способа разработки заключается в том, что, когда на одном из участков ведут добычные на другом участке ведутся

подготовительные работы, заключающиеся подвигании рабочего борта к контуру следующего этапа.

Отсюда можно сделать вывод, что все главные параметры и показатели отдельных участков карьера имеют жесткую взаимосвязь друг с другом (таблица 4.1) [5]. Для определения продолжительности отработки этапа используется отношение глубины этапа к скорости углубки карьера в границах разрабатываемого этапа (4.1)

$$T_n = \frac{H_{S_n}^I}{h_{\Gamma_n}^I} \quad (4.1)$$

где  $T_n$  – продолжительность периода отработки этапа, год;

$H_{S_n}^I$  – глубина этапа, м;

$h_{\Gamma_n}^I$  – скорость углубки карьера в границах этапа, м/год.

$$T_1 = \frac{90}{18} = 5 \text{ лет.}$$

Таблица 4.1 – Продолжительность отработки этапов

Основные показатели	Южный участок I	Северный участок II
	Этап I	
Глубина этапа $H_S$ , м	90	90
Скорость углубки карьера $h_{\Gamma}$ , м/год	18	18
Продолжительность периода отработки $T_n$ , лет	5	5
	Этап II	
Глубина этапа $H_S$ , м	90	90
Скорость углубки карьера $h_{\Gamma}$ , м/год	18	18
Продолжительность периода отработки $T_n$ , лет	5	5
	Этап III	
Глубина этапа $H_S$ , м	90	90
Скорость углубки карьера $h_{\Gamma}$ , м/год	18	18
Продолжительность периода отработки $T_n$ , лет	5	5
	Этап IV	
Глубина этапа $H_S$ , м	90	90
Скорость углубки карьера $h_{\Gamma}$ , м/год	18	18
Продолжительность периода отработки $T_n$ , лет	5	5

Во время отработки периода  $T_2$  ведутся работы по разному ВНБ в Южной части карьера, высота законсервированного борта равна  $H's_1$ , вертикальная скорость понижения горных работ равна  $h'_{ц2}$ .

Во время работы в период  $T_4$  необходимо погасить борт высотой  $(H's_1 + H's_2)$  со скоростью  $h'_{ц3}$ , где индексом обозначен порядковый номер этапа.

Период  $T_6$  характеризуется разносом ВНБ высотой  $(H's_1 + H's_2 + H's_3)$  со скоростью  $h'_{ц4}$ . Аналогичным способом ведут отработку на Северном участке со скоростью углубки  $h''_{ц2}$ ,  $h''_{ц3}$  и  $h''_{ц4}$  соответственно.

Существует жесткая взаимосвязь между вертикальной скоростью понижения горных работ, скоростью углубки карьера и глубиной этапов.

На Южном участке (4.2):

$$H^I_{si} \geq \frac{h^I_{ri}}{h^{II}_{ци}} \sum H^{II} si, \quad (4.2)$$

где  $i$  – порядковый номер этапа отработки, начиная с первого от поверхности.

Скорость погашения ВНБ определяется по формуле (4.3):

$$h^{II}_{ци} \geq \frac{h^I_{ri}(i-1)}{H^{II} s(i-1)} \sum_1^{i-1} H^I si, \quad (4.3)$$

$$h^{II}_{ци} \geq \frac{h^I_{ri}}{H^I si} \sum_1^{i-1} H^{II} si, \quad (4.4)$$

$$h^{II}_{ц2} \geq \frac{18}{90} * 90 \text{ м/год},$$

$$h^{II}_{ц2} \geq 18 \text{ м/год}.$$

Глубина каждого последующего этапа должна увеличиваться в сравнении с глубиной уже отработанного этапа, только в таком случае можно обеспечить непрерывную добычу полезного ископаемого в карьере при условии одинаковых значениях вертикальной скорости разноса нерабочего борта и скорости углубки карьера на каждом из выделенных участков.

Представленный способ разработки карьера двумя сближенными участками даёт возможность вести отработку этапами, в границах которых формируется

рабочий борт карьера близкий по крутизне к углу откоса борта карьера на конец его отработки. Такой подход позволяет временно законсервировать большие объемы пустой породы и перенести работы по их извлечению на более поздние периоды отработки месторождения. Также становится возможным интенсифицировать производительность карьера в условиях высокой волатильности цен и нестабильной величины спроса на мировом рынке минерального сырья.

Предложенный метод отработки рудного крутопадающего месторождения позволяет обеспечить необходимый уровень безопасности ведения горных работ при разносе ВНБ, а также обеспечить высокий уровень стационарности применяемых систем вскрывающих горных выработок.

При проектировании вариантов графиков изменения производительности месторождения на вскрышных работах необходимо принимать постоянную производительность карьера на работах по добыче полезного ископаемого. По полученным результатам и исходя из принятого технологического решения, производится построение календарных планов развития горных работ. Календарный план формируется по годам отработки, а также отдельно по периодам эксплуатации месторождения.

Все полученные варианты режима вскрышных работ необходимо сравнить с требованиями к графику развития горных работ. Основные требования заключаются:

1. Работы по добыче полезного ископаемого должны проводиться на каждом из выделяемых участков карьера в пределах границ отрабатываемого этапа. Поэтому, отработка полезного ископаемого последующего этапа должна производиться с коэффициентом вскрыши выше, чем он был во время отработки предыдущего этапа.

2. В течении всего времени отработки этапа текущий коэффициент вскрыши не должен меняться. Предлагаемый метод отличается от имеющихся тем, что во время всего периода отработки карьера вскрышная и добычная зона находятся на разных участках и чередуются попеременно.

Объём добываемых пород со стороны висячего борта во вскрышной зоне каждого этапа, на единицу длины борта определяется по формуле (4.5)

$$V_r = h_{ц} B_э, \text{ м}^2/\text{год} \quad (4.5)$$

где  $h_{ц}$  – вертикальная скорость понижения горных работ при разносе ВНБ, м/год;  
 $B_э$  – величина горизонтального продвижения временно нерабочего борта при понижении горных работ от верхней границы этапа до его нижней границы, м.  
 (4.6)

$$B_э = H_s(ctgf \pm ctg\gamma) \quad (4.6)$$

где  $H_s$  – глубина этапа, м;

$\phi$  – угол откоса временно нерабочего борта этапа, град.;

$\gamma$  – угол падения рудного тела, град.

В формуле (4.6) знак плюс или минус ставится в зависимости от величины угла откоса нерабочего борта, знак плюс ставится если борт располагается со стороны висячего бока залежи, а знак минус если со стороны лежащего бока соответственно.

$$B_э = 90 \cdot (ctg39^\circ + ctg76^\circ) = 134 \text{ м}$$

$$V_r = 18 \cdot 134 = 2412 \text{ м}^2/\text{год}$$

В то время, когда на участке ведутся работы по добыче полезного ископаемого текущего этапа, невозможно полностью исключить попадания части вскрышных пород в добычную зону. Таким образом, за ограниченный промежуток времени добычных работ на каждом из этапов нужно провести работы по удалению некоторого объёма пустых пород в зоне добычи полезных ископаемых. Например, такой зоной попадания пустых пород в добычную зону является призма «cde» со стороны висячего бока (рисунок 4.2).

Во время добычных работ второго этапа на Северном участке необходимо провести выемку пустых пород в призме «cde», одновременно с этим производится разнос борта на Южном участке по контуру «k' l' m' n'». При отработке вскрышных пород в зоне призмы «cde» объём вскрыши, который будет удаляться на единицу борта, определяется по формуле (4.6)

$$V_d = h_r B_3, \text{ м}^2/\text{год}, \quad (4.6)$$

где  $h_r$  – скорость углубки, необходимая для обеспечения принятой производительности по руде, м/год.

$$V_d = 18 \cdot 105 = 1886 \text{ м}^2/\text{год}.$$

После отработки всех рудных запасов второго этапа Южного участка на Северном участке производятся работы по удалению вскрышных пород в добычной зоне, поэтому существует вероятность критического снижения производительности карьера. Поэтому для того, чтобы выровнять текущий коэффициент вскрыши во время ведения добычных работ, необходимо уменьшить скорость, с которой происходит понижение уровня горных работ в зоне вскрышных работ при разносе ВНБ. Так, скорость должна быть минимальной при начале нового этапа и плавно увеличиваться по мере того, как этап будет обрабатываться.

Скорость вертикального понижения горных работ является основной переменной, от которой будут зависеть все остальные параметры при работах по разносу ВНБ.

Условие стабилизации текущего коэффициента вскрыши на период отработки запасов полезного ископаемого этапа определяется по формуле (4.7)

$$h_{цн} = h_{гцмакс} - h_r \text{ м/год}, \quad (4.7)$$

где  $h_{цн}$  – вертикальная скорость понижения горных работ при разносе временно нерабочего борта в зоне вскрышных работ в начале периода отработки запасов руды этапа, м/год;

$h_{гцмакс}$  – максимальная величина скорости понижения горных работ, м/год.

«При условии постоянной производительности месторождения по руде, условие, по которому коэффициент вскрыши каждого следующего этапа больше, чем коэффициент вскрыши предшествующего этапа» [75] (4.8)

$$\frac{h_r^{II} (i-1) H^I \varepsilon_i}{H_{\varepsilon(i-1)}^{II}} \sum_1^{i-1} H^I \varepsilon_i \leq \frac{h_{гi}^I H_{\varepsilon i}^{II}}{H_{\varepsilon i}^I} \sum_1^{i-1} H_{\varepsilon i}^{II}, \quad (4.8)$$



где  $h_{\Gamma}^{II}(i-1)$  – скорость углубки, необходимая для обеспечения принятой производительности по руде в добычной зоне (i-1)-го этапа II участка, м/год;

$h_{\Gamma i}^I$  – скорость углубки, необходимая для обеспечения принятой производительности по руде в добычной зоне i-го этапа I участка, м/год.

Сократив и преобразовав формулу (4.8), получим выражение (4.9)

$$H^I \varepsilon i \leq \frac{H^I \varepsilon (i-1) h_{\Gamma}^{II^2}}{h_{\Gamma i}^I h_{\Gamma}^I (i-1)} \quad (4.9)$$

При равенстве величин скоростей углубки по этапам отработки на каждом участке условие (4.9) преобразуется к виду (4.10)

$$H^I \varepsilon i \leq \frac{H^I \varepsilon (i-1) h_{\Gamma}^{II^2}}{h_{\Gamma i}^I{}^2} \quad (4.10)$$

Глубина каждого последующего этапа должна быть больше, чем глубина предыдущего, умноженная на отношение квадратов скоростей углубки карьера на Южном и Северном участках.

При работах по разносу ВНБ стабилизация текущего коэффициента вскрыши во вскрышной зоне происходит за счет постепенного увеличения вертикальной скорости понижения горных работ в течении всего периода отработки этапа.

Исходя из всего вышесказанного можно сделать следующие выводы:

- «Если два участка карьера отрабатываются с равной скоростью углубки, то предполагается и равенство глубин этапов на них. В течении работ на первом участке со скоростью углубки меньшей, чем скорости углубки на втором участке, глубина последующего этапа отработки, относительно глубины текущего этапа, должна быть меньше, чем отношение величин квадрата скорости углубки второго участка к первому отрабатываемому участку карьера» [75].

- «Если на месторождении имеет место ситуация, когда на первом участке отработка ведется со скоростью углубки большей, чем скорости углубки на втором участке, тогда глубина последующего этапа отработки, относительно глубины текущего этапа не должна превышать величины, характеризующей

отношение скоростей углубки на первоочередном участке к второочередному участку карьера» [19].

- При использовании технологии этапного способа разработки месторождений полезных ископаемых предполагается, что при увеличении скорости отработки этапов карьера величина текущего коэффициента вскрыши должна оставаться постоянной.

- При увеличении глубины последующего этапа неизменно увеличивается и время отработки каждого периода работы месторождения, при этом текущий коэффициент вскрыши остается постоянным. Если на карьере принимается максимально возможная глубина этапа, то продолжительность работы каждого из периодов будет равна сумме периодов отработки руды двух этапов.

#### **4.3 Оценка эффективности реализации варианта отработки карьеров этапами для горнотехнических условий Михеевского месторождения медно-порфировых руд**

Экономические расчеты выполнены на основе методики UNIDO, в соответствии с принятыми в России нормативными актами и методическими указаниями [37].

Все расчеты выполняются на период, равный 20 годам. Временной период принят исходя из плана ведения горных работ в календарном графике. В качестве одного шага в расчетах принят один год.

Налоги, отчисления в федеральный бюджет и остальные внебюджетные выплаты рассчитываются в соответствии с законодательством Российской Федерации. В настоящее время предприятие является действующим. В расчетах использованы фактические данные. Выручка от реализации обеспечивалась реализацией медного концентрата с содержанием меди, золота, серебра и молибдена.

Согласно «Экспертному заключению о целесообразности извлечения молибдена на первом этапе отработки запасов руд Михеевского месторождения»

на верхних горизонтах низкая концентрация молибдена и невозможно ее повысить до минимально промышленного содержания. Таким образом, нецелесообразно строительство технологической линии для получения молибденового концентрата на первом этапе отработки запасов руд Михеевского месторождения. Руды с содержанием молибдена более 50 г/т, пригодные для извлечения, начинаются с горизонта +100. В соответствии с планом горных работ горизонт +100 достигнут в 2019 году. В связи с этим предполагается реализация концентрата с содержанием молибдена после 2019 года.

Предприятие вышло на проектную мощность по руде, составляющую 18 млн т. руды в год.

Для оценки эффективности проекта требуется проводить сравнительный анализ последствий его применения с последствиями, которые могут возникнуть при отказе от его внедрения (сравнение ситуации «с инвестиционным проектом» и «без инвестиционного проекта»). В связи с тем, что выручка от реализации молибдена в общей сумме доходов предприятия составляет менее 1 %, то разница с фоновым потоком стремится к нулю.

Исходные данные, принятые в технико-экономических расчетах, приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технико-экономические данные, принятые в расчётах.

Наименование	Значение
<b>Реализация продукции</b>	
Объем руды при выходе на проектную мощность, млн т./год	18
<b>Содержание попутных компонентов в руде</b>	
Содержание меди в окисленной руде, %	0,51
Содержание меди в первичной руде, %	0,35

Продолжение таблицы 4.2

Наименование	Значение
Содержание золота в первичной руде, г/т	0,13
Содержание молибдена в первичной руде, г/т	38,97
<b>Извлечение металлов в готовую продукцию, %</b>	
Извлечение меди в медный концентрат из окисленной руды	65
Извлечение меди в медный концентрат из первичной руды	80
Извлечение золота в медный концентрат из первичной руды	58
Извлечение молибдена в молибденовый концентрат из первичной руды	35
<b>Цены на готовую продукцию (без НДС)</b>	
- медь в медном концентрате, руб./т	277 195
- золото в медном концентрате, руб./г	1902
- молибден в молибденовом концентрате, руб./т	291 600
<b>Налоговые ставки</b>	
Отчисления на социальные нужды (с учетом страховых взносов), %	43
НДПИ, %	8
НДС, %	18
Налог на имущество, %	2,2
Налог на прибыль, %	20
НДФЛ, %	13

В настоящее время на предприятии сформирована вся необходимая инфраструктура и парк горнотранспортного оборудования.

В инвестиционных затратах также закладываются затраты на реновацию оборудования рудника, а также денежные затраты на увеличение объема средств в оборотном капитале.

Капитальные реновационные инвестиции составляют 25,02 млрд руб., без учета НДС.

После уплаты НДС и достижения карьером проектной мощности, чистый оборотный капитал устанавливается в размере 3 млрд руб. оборотные активы порядка 3,7 млрд руб. из которых 700 млн руб. кредитных средств.

Определение себестоимости производства медного и молибденового концентратов определяется как сумма всех затрат предприятия на:

- добычу и транспортировку руды до обогатительной фабрики;
- переработку руды на обогатительной фабрике;
- транспортировку готовой продукции до Китая (коммерческие расходы);
- общехозяйственные расходы;
- амортизация.

При расчете затрат на добычу руды учтено, что работы по экскавации, транспортированию и отвалообразованию горной массы будут выполняться собственной техникой, в соответствии с имеющимся количеством оборудования и его производительностью.

Затраты, включенные в себестоимость добычи и транспортировки руды, определены в соответствии с действующим законодательством и рассчитываются на основании следующих расходов:

1. Материальные затраты, включающие в себя траты на горюче-смазочные материалы, определены исходя из прогнозных нормативов и цены на дизельное топливо 34,8 тыс. руб./т, затраты на смазочные материалы определены в размере 20 % от расхода дизельного топлива), запчастей для оборудования (5 % от стоимости оборудования), электроэнергию (исходя из расчетной мощности оборудования по процессам, количества рабочих часов и тарифа 2,9 руб./кВт·ч), материалы для взрывных работ (40 руб./м<sup>3</sup>). Расчет материальных затрат выполнен, учитывая объёмы работ и принятую технологию.

2. Фонд заработной платы сформирован в соответствии с рассчитанной численностью персонала предприятия, в качестве заработной платы принята среднемесячная оплата труда.

3. Налоговая ставка установлена в размере 43 % от фонда заработной платы, включая ставку в 4 % на страховку и взносы, составляющие 9 %, в Пенсионный Фонд России для рабочих, работа которых связана с вредными условиями.

4. Отчисления на амортизацию основных производственных фондов рассчитывается на основе балансовой стоимости оборудования и объектов

капитального строительства «Классификации основных средств, включаемых в амортизационные группы».

5. Налог на добычу полезных ископаемых принимается в соответствии с Налоговым Кодексом РФ. Ставка налога на добычу руды принята на уровне 8 %. В качестве налогооблагаемой базы для расчета НДС принята себестоимость добычи руды.

6. Остальные затраты включают в себя затраты на охрану труда, экологические платежи и другие расходы.

Затраты на транспортировку медного концентрата в Китай составляют порядка 21,5 руб./т.

Ежегодные общехозяйственные расходы составляют около 180 млн руб. В них входят: зарплатный фонд работников, не связанных с добычными работами и переработкой руд, налоги на транспорт и земельный налог, экологический налог и др.

В рамках оцениваемого периода, производственные затраты составляют 9-10 млрд руб. в год.

В настоящее время доходы предприятия обеспечиваются реализацией медного концентрата, полученного в результате обогащения окисленных и первичных руд. С 2019 года проводится реализация молибденового концентрата, полученного в результате обогащения первичных руд Михеевского месторождения.

Ценообразование на медный концентрат зависит от процентного содержания ценных компонентов, таких как медь, золото, а также серебро и соответственно их рыночной стоимости. В связи с тем, что выручка от реализации серебра в общей сумме доходов незначительна, в дальнейших расчетах доходами от реализации серебра пренебрегаем.

Стоимость молибденового концентрата, получаемого из руд Михеевского месторождения, формируется исходя из стоимости содержащегося в нем молибдена. Цена меди в медном концентрате составит 277195 руб./т., цена

золота в медном концентрате – 1902 руб./г., цена молибдена в молибденовом концентрате – 291 600 руб./т.

Соотношение выручки от реализации и затрат на производство продукции приведено рисунке 4.3.

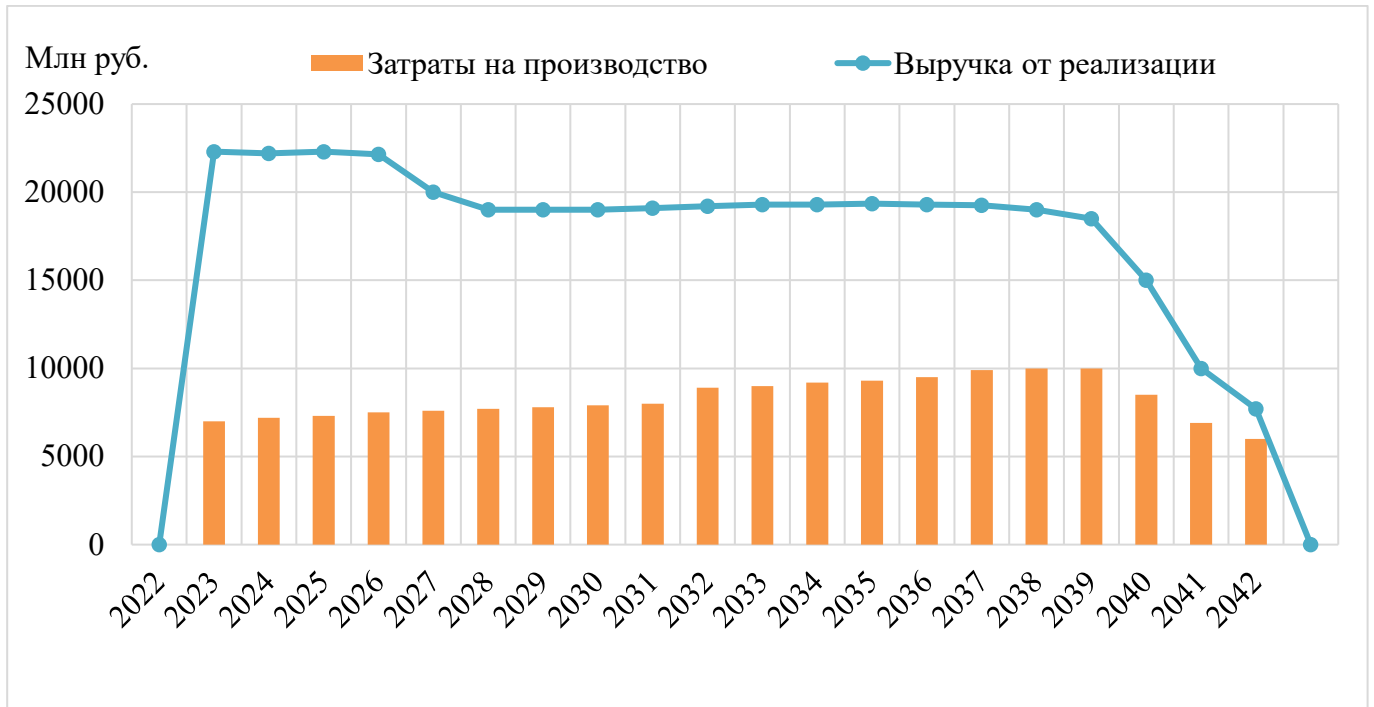


Рисунок 4.3 – Соотношение выручки от реализации и затрат на производство продукции

Сумма годовой выручки от продажи готовой продукции при максимальной производственной мощности предприятия будет составлять порядка 18-19 млрд руб. в год без учета НДС.

Инвестирование в разработку Михеевского карьера будет производиться с привлечением собственных денежных средств с минимальными рисками. Таким образом, для последующих расчетов применяется ставка дисконтирования 12 % в год.

Капитальные вложения планируется осуществлять за счет прибыли от основной деятельности. Чистый денежный поток за весь период эксплуатации проекта будет составлять 158 млрд руб., после дисконтирования сумма составит 62 млрд руб. (рисунок 4.4).

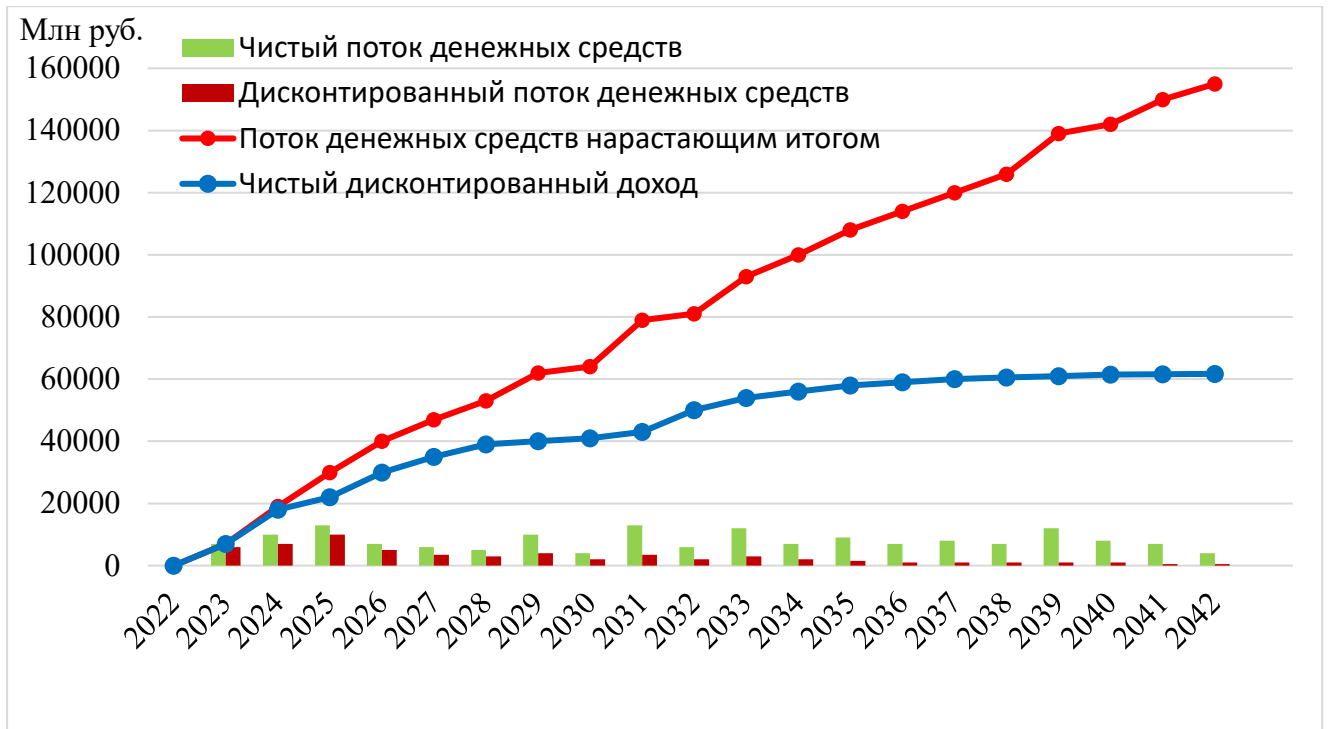


Рисунок 4.4 – Чистые потоки денежных средств

С целью нахождения степени влияния реализуемого проекта на федеральный, региональный и местный бюджет, рассчитывается бюджетная эффективность проекта. Бюджет любого уровня формируется за счет поступающих налогов и отчисляемых платежей предприятием, чистый доход в госбюджет от реализуемого проекта составит 83 млрд руб. в течении всего срока функционирования проекта. После дисконтирования сумма доходов равна 33 млрд руб.

Реализация любого инвестиционного решения связана, прежде всего, с рисками. В предлагаемом проекте имеет смысл оценить экономические риски, которые могут возникнуть в ходе его реализации. К таким рискам относятся: изменение цен на реализацию продукции, падение производственной мощности, а также повышение операционных расходов.

Степень влияния различных рисков на экономический результат инвестиционного проекта определяется с помощью анализа чувствительности. Принимая различные величины влияющих факторов необходимо определить степень изменения основных технико-экономических показателей.



«В качестве интегральных показателей, характеризующих финансовый результат инвестиционного проекта использованы следующие:

- чистый дисконтированный доход;
- внутренняя ставка доходности;
- простой срок окупаемости;
- дисконтированный срок окупаемости.

В качестве основных варьируемых параметров приняты следующие:

- цена меди в медном концентрате;
- объем реализации медного концентрата;
- эксплуатационные затраты» [3].

Основными факторами, которые оказывают непосредственно влияние на объемы поступающих денежных средств – это объём реализованной продукции и цена на неё. Степень изменения ЧДД от этих переменных сигнализирует о том, что величина их влияния выше, чем степень влияния размера эксплуатационных затрат на добычу полезного ископаемого.

Учитывая принятую ставку дисконта, ЧДД остается положительной величиной при влиянии следующих отрицательных факторов:

- уменьшение стоимости меди на рынке на 20-25 % (до 195 000 руб./т без НДС);
- уменьшение объема реализованной продукции более чем в два раза;
- возрастание текущих эксплуатационных затрат в два раза.

Технико-экономические показатели инвестиционного проекта отработки Михеевского месторождения представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Технико-экономические показатели реализации проекта

Показатели	Значения
Балансовые запасы, тыс. т	335 852
- окисленные руды	6477
- первичные руды	329 375

Продолжение таблицы 4.3

Показатели	Значения
Эксплуатационные потери, %	–
- окисленные руды	4,2
- первичные руды	2,4
Промышленные запасы, тыс. т	327 780
- окисленные руды	6204
- первичные руды	321 576
Разубоживание, %	–
- окисленные руды	7,5
- первичные руды	4,8
Эксплуатационные запасы, тыс. т	344 628
- окисленные руды	6704
- первичные руды	337 924
Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	0,73
Период расчета, лет	20
Объем добычи за расчетный период, тыс.т	344 628
- окисленные руды	6704
- первичные руды	337 924
Содержание меди в окисленной руде, %	0,55
Содержание меди в первичной руде, %	0,42
Содержание золота в первичной руде, г/т	0,13
Содержание молибдена в первичной руде, г/т	38,97
Извлечение меди в медный концентрат из окисленной руды, %	65
Извлечение меди в медный концентрат из первичной руды, %	80
Извлечение золота в медный концентрат, %	58
Извлечение молибдена в молибденовый концентрат, %	35
Объем товарной продукции за расчетный период	–
- медь в медном концентрате, тыс.т	1470
- золото в медном концентрате, кг	43 709
- молибден в молибденовом концентрате, тыс.т	13

Продолжение таблицы 4.3

Показатели	Значения
Цена реализации единицы товарной продукции	–
- медь, руб./т	277 195
- золото, руб./кг	1 902 000
- молибден, руб./т	291 600
Выручка от реализации продукции за весь период расчета, млн руб.	375 486
Капитальные вложения (без НДС), млн руб.	25 020
Эксплуатационные затраты за весь период расчета, млн руб., в т.ч.:	170 966
- затраты на добычу	75 067
- затраты на производство медного и молибденового концентратов	64 386
- затраты на транспортирование готовой продукции до Китая (коммерческие расходы)	7 451
- общехозяйственные затраты	3 780
- амортизация	20 282
Себестоимость производства 1 т медного концентрата, руб./т	27 125
Валовая прибыль за весь период расчета, млн руб.	204 520
Налогооблагаемая прибыль за весь период расчета, млн руб.	203 946
Налог на прибыль за весь период расчета, млн руб.	40 789
Чистая прибыль за весь период расчета, млн руб.	163 157
Норма дисконта, % годовых	12 %
– чистый дисконтированный доход, млн руб.	62 470
– срок окупаемости (с учетом дисконтирования), лет	1,0
– дисконтированная бюджетная эффективность, млн руб.	33 101

В результате расчетов можно говорить о том, что проект экономически рентабелен и целесообразен. При принятой ставке дисконтирования окупаемость проекта достигается уже в первый год его реализации. Чистый дисконтированный доход от принятия инвестиционного проекта составляет 62 млрд руб. за 21 год.

Сравнительная экономическая оценка вариантов не зависит от того, к какому моменту отработки месторождения приводятся затраты, но этот момент

обязательно должен быть одинаковым для всех сравниваемых вариантов. Все затраты следует приводить к начальному моменту времени начала эксплуатации месторождения. Таким образом, всё время эксплуатации делится на два периода, период строительства карьера и период непосредственного функционирования. Финансовые затраты на строительство карьера рассматриваются как прошедшие затраты, а эксплуатационные затраты рассматриваются как затраты будущих периодов.

Общая продолжительность оцениваемого периода ограничивается точностью расчета приведенных затрат, которая, помимо обычных условий, определяется также фактором времени. На основании исследований и данных практики можно утверждать, длительность одного периода, который оценивается по приведенным затратам или прибыли, не должна быть больше 12-15 лет [25, 22].

Когда рассматриваемые варианты отличаются только по величине и времени затрат и не отличаются по статье доходов, то имеет смысл вести сравнение только по приведенным затратам. В противном случае варианты оцениваются по приведенной прибыли. В таблице 4.4 представлены результаты оценки экономической эффективности разделения карьера на этапы разработки с учётом приведения к началу разработки эксплуатационных затрат для двух рассматриваемых вариантов.

Коэффициент снижения себестоимости выемки горной массы составляет  $K_c = 0,96$ . Затраты определены с точностью до 0,1 млн руб., в связи с чем расчет может быть ограничен периодом 25 лет. Затраты на вскрышу, удаление которой перенесено на срок более 25 лет, приведенные к настоящему времени, практически не имеют существенного значения и при приближенных расчетах стремятся к нулю. Экономическая эффективность разработки увеличивается при повышении угла откоса временного борта  $\gamma_v$  и уменьшении высоты этапа  $H_i$ .

Относительная экономическая эффективность проекта разработки месторождения этапами возрастает с увеличением угла падения залежи и уменьшением её мощности.

Большое значение имеет уменьшение капитальных затрат, потому что при применении этапного способа достигается сокращение вскрышных работ в первые периоды.

Результаты оценки экономической эффективности разделения карьера на этапы разработки представлены в таблице 4.4.

Производительность карьера по горной массе сокращается в первые годы на 20 млн м<sup>3</sup>, что позволяет сократить затраты на 8,1 млрд руб., которые в случае разработки без разделения карьера на этапы потребовалось бы дополнительно вложить в первый период разработки.

Однако, экономическая эффективность поэтапной отработки является не только следствием оптимизации порядка формирования и подвигания рабочей зоны карьера. При длительных сроках разработки определенный экономический эффект может быть получен благодаря рациональному размещению поверхностных сооружений и, в частности, применению промежуточных (временных) отвалов.

Существенное уменьшение затрат может быть достигнуто также за счет сокращения объёмов геологоразведочных работ, так как в первый период отпадает необходимость в детальной эксплуатационной разведке на глубоких горизонтах.

Благодаря разделению карьера на этапы отработки могут быть с большой точностью определены конечные контуры карьера. При разработке этапами до начала эксплуатации достаточно установить ориентировочное значение глубины и границ карьера. В течение первых двух-трех периодов разработки могут быть с высокой точностью определены предельные устойчивые углы бортов карьера, бортовое содержание, уточнена качественная характеристика руд и технология их переработки, а, следовательно, проведена достоверная экономическая оценка отработки месторождения и на этой основе обоснованы границы открытой разработки.

Таблица 4.4 – Результаты оценки экономической эффективности разделения карьера на этапы разработки

Годы	Разработка этапами			Разработка без этапов			Разница между вариантами по затратам, млрд руб.	
	Объем вскрышных работ млн м <sup>3</sup>	Затраты, млрд руб.		Объем вскрышных работ млн м <sup>3</sup>	Затраты, млрд руб.			
		прямые	приведенные		прямые	приведенные	прямые	приведенные
1-5	33,9	17	13,9	53,8	26,9	22	-9,9	-8,1
6-10	51,2	25,6	12,4	81,2	40,6	19,7	-15	-7,3
11-15	76,4	38,2	11	77,9	39	11,3	-0,8	-0,3
16-20	93,3	46,7	8	42	21	3,6	+25,7	+4,4
Итого	254,9	127,5	45,3	254,9	127,5	56,6	0	-11,3
%	100	100	80	100	100	100	0	-20

#### 4.4 Выводы по четвёртой главе

1. Предлагаемый способ отработки месторождения двумя сближенными залежами даёт возможность реализовать на карьере этапную отработку. Этап характеризуется тем, что во время его функционирования внутри рабочей зоны формируется временно нерабочий борт с углом откоса близким по крутизне к углу борта карьера в конце его отработки. Таким образом, внутри этапа формируется временный контур карьера. Такой подход позволяет перенести работы по извлечению максимального объёма вскрышных пород на более поздние периоды.

«Снижение объёмов вскрышных работ способствует улучшению технико-экономических параметров карьера, повышению рентабельности производства и даёт возможность недропользователю при необходимости интенсифицировать объёмы производства в условиях динамично меняющегося рынка минерального сырья.

Метод отработки карьера обеспечивает необходимый уровень безопасности ведения работ, а также позволяет добиться высокой стационарности систем вскрывающих выработок» [75].

2. «Если два участка карьера обрабатываются с равной скоростью углубки, то предполагается и равенство глубин этапов на них. В течении работ на первом участке со скоростью углубки меньшей, чем скорость углубки на втором участке, глубина последующего этапа отработки относительно глубины текущего этапа должна быть меньше, чем отношение величин квадрата скорости углубки второго участка к первому обрабатываемому участку карьера» [75].

3. «Если на месторождении имеет место ситуация, когда на первом участке отработка ведётся со скоростью углубки большей, чем скорость углубки на втором участке, тогда глубина последующего этапа отработки, относительно глубины текущего этапа, не должна превышать величины, характеризующей отношение скоростей углубки на первоочередном участке к второочередному участку карьера» [19].

4. С отработкой каждого последующего этапа увеличивается и глубина карьера, и неизменно растут сроки отработки новых периодов, при этом текущий коэффициент вскрыши остаётся постоянным.

5. При принятой ставке дисконтирования окупаемость проекта достигается уже в первый год его функционирования. Чистый дисконтированный доход от принятия инвестиционного проекта составляет 62 млрд руб. за 21 год.

6. Относительная экономическая эффективность разделения карьера на этапы тем больше, чем больше угол падения залежи и меньше её мощность. Большое значение имеет сокращение капитальных затрат, так как при разделении карьера на этапы производительность карьера по горной массе в первые периоды уменьшается.

7. В течение первых двух-трех периодов разработки могут быть с высокой точностью определены предельные устойчивые углы бортов карьера, бортовое содержание, уточнена качественная характеристика руд и технология их переработки, а, следовательно, проведена достоверная экономическая оценка отработки месторождения и на этой основе обоснованы границы открытой разработки.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно- квалификационную работу, в которой предлагается новое решение актуальной научной задачи: обоснование и разработка методов проектирования карьеров при отработке протяжённых сближенных крутопадающих рудных месторождений этапами, позволяющих повысить эффективность принимаемых проектных решений.

По результатам выполнения диссертационной работы сделаны следующие выводы и рекомендации:

1. На основе анализа вариантов схем разделения отработки карьерного поля на этапы установлено, что величина суммарной чистой приведённой прибыли от реализации проектных решений зависит от эксплуатационного коэффициента вскрыши и глубины этапа.

2. Доказано, что соотношение конечной глубины карьера и рациональной глубины этапа находится в диапазоне 0,44 - 0,67 при среднем значении 0,55.

3. Установлено, что определяющие факторы влияют с различной степенью на рациональную глубину этапа в зависимости от коэффициента эластичности. Определение коэффициента эластичности позволило ранжировать исследуемые факторы по степени значимости, от самого значимого к менее значимому: глубина карьера на конец отработки, угол откоса ВНБ, процентная ставка, скорость выхода на проектную производительность при разnose ВНБ, себестоимость вскрышных работ и удельные капиталовложения.

4. Доказано, что для определения оптимального порядка ввода участков по разработке рудных залежей в эксплуатацию и интенсивности их отработки следует проводить анализ кумулятивных графиков  $Q = f(M)$  по критерию минимума коэффициента горной массы.

5. Установлено, что календарный план развития вскрышных и добычных работ при разработке месторождения, обрабатываемого без выделения этапов, как правило, содержит один основной период эксплуатации, характеризующийся стабильными годовыми объёмами добычи полезного ископаемого и удаления

вскрышных пород. В случае, если месторождение разрабатывается очередями или с использованием временно нерабочих бортов (ВНБ), то календарный план в графическом выражении имеет ступенчатую форму; число ступеней при этом соответствует числу пространственных этапов развития карьера.

6. Доказано, что продолжительность реконструкции карьера, заключающаяся в расширении одного или нескольких участков борта, определяется промежутком времени от начала работ на погашенном борту до создания на каждом из уступов рабочих площадок минимально допустимых размеров. В случае этапной разработки горные работы по расширению рабочих площадок производятся в течение всего срока эксплуатации карьера, за исключением первого этапа и периода доработки.

7. Доказано, что максимальная глубина первого этапа имеет ограничение по эксплуатационному коэффициенту вскрыши второго этапа, который не должен превышать коэффициента вскрыши третьего этапа или граничного коэффициента вскрыши при отработке в два этапа.

8. Предлагаемый способ отработки месторождения двумя сближенными участками карьера позволяет реализовать этапную отработку. Этап характеризуется тем, что во время его функционирования внутри рабочей зоны формируется временно нерабочий борт с углом откоса близким к углу откоса борта на конец его отработки. Таким образом, внутри этапа формируется временный контур карьера. Такой подход позволяет перенести горные работы по удалению максимального объёма вскрышных пород на более поздние периоды.

9. При отработке двух участков карьера с равной скоростью углубки предполагается равенство глубин этапов на них. В течении работ на первом участке со скоростью углубки меньшей, чем скорость углубки на втором участке, глубина последующего этапа отработки относительно глубины текущего этапа должна быть меньше, чем отношение величин квадрата скорости углубки второго участка к первому обрабатываемому участку карьера.

10. Установлено, что, когда на первом участке отработка ведется со скоростью углубки большей, чем скорость углубки на втором участке, тогда

глубина последующего этапа отработки относительно глубины текущего этапа не должна превышать величины, характеризующей отношение скоростей углубки на первоочередном участке к второочередному участку карьера.

11. Доказано, что с отработкой каждого последующего этапа увеличивается глубина карьера, сроки отработки новых периодов, при этом текущий коэффициент вскрыши остаётся постоянным.

12. Установлено, что при использовании предлагаемой методики и ставке дисконтирования в 12% окупаемость инвестиционного проекта отработки меднорудного месторождения достигается уже в первый год его функционирования. Ожидаемый чистый дисконтированный доход от реализации инвестиционного проекта составит 62 млрд. руб. за 21 год оценки. Относительная экономическая эффективность разделения карьера на этапы тем больше, чем больше угол падения залежи и меньше её мощность.

13. Результаты диссертационной работы в дальнейшем могут быть использованы при проектировании и планировании разработки рудных крутопадающих протяженных месторождений этапами.

14. Направлением дальнейших исследований являются оценка метода отработки рудных крутопадающих месторождений этапами с помощью трехмерного моделирования временно нерабочего борта в карьере, а также применение нейросетевых технологий с целью повышения достоверности и эффективности принимаемых решений путем оценки большего количества дополнительных экономических и горнотехнических параметров.

**СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ**

ПИ – полезные ископаемые;

ВНБ – временно нерабочий борт;

ЧДД – чистый дисконтированный доход;

ИД – индекс доходности;

ВНД – внутренняя норма доходности;

РМК – Русская медная компания;

УГМК – Уральская горно-металлургическая компания;

NPV – net present value, чистая стоимость проекта;

ЭКГ – экскаватор карьерный гусеничный;

СБШ – станок буровой шарошечный;

СИНВ – система инициирования неэлектрического взрывания;

ТЭО – технико-экономическое обоснование;

ВВ – взрывчатое вещество.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Агошков, М.И. Учет фактора времени в горно-экономических расчетах / Агошков М. И., Козаков Е.М. // Вопросы экономики. – 1985. – № 11. – С. 72-76.
2. Анализ условий формирования внутреннего отвала при реконструкции карьера «Малый Куйбас» / Р. Габитов, С. Гавришев, А. Бондарева, Р. Минаев. // ГИАБ. – 2006. – № 4. С. 333-340.
3. Алтушкин И.А. Экономическая оценка инновационных решений проекта освоения Михеевского месторождения медно-порфировых руд / И.А. Алтушкин, Ю.А. Король, А.Е. Череповицын // Горный журнал. – 2012. – №8. С.113-116.
4. Алтушкин И.А. Опыт освоения месторождений медно-порфирового типа на Урале / И.А. Алтушкин, В.В. Левин, А.В. Сизиков, Ю.А. Король// Записки Горного института. – 2017. – № 228. С. 641-648.
5. Анистратов, Ю.И. Математические модели определения главных параметров открытой разработки месторождения и расчета комплекта оборудования для производства горных работ на карьере / Ю. И. Анистратов, С. В. Рунова // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2011. – № 1. – С. 45-49.
6. Анистратов, Ю.И. Технология открытых горных работ / Ю.И. Анистратов. – Москва: Недра, 2009. – 236 с.
7. Арсентьев, А.И. Разработка месторождений твёрдых полезных ископаемых открытым способом / А.И. Арсентьев. – СПб.: РИЦ СПГГИ, 2010. – 117 с.
8. Арсентьев, А.И. Диалоги о горной науке / А.И. Арсентьев. – СПб.: РИЦ СПГГИ, 1999. – 154 с.
9. Арсентьев, А.И. Определение производительности и границ карьеров / А.И. Арсентьев. – Москва: Недра, 1970. – 320 с.
10. Арсентьев, А.И. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков. – Москва: Недра,

1994. – 336 с.

11. Арсентьев, А.И. Производительность карьеров: монография / А.И. Арсентьев; Санкт-Петербург. СПбГИ им. Г.В. Плеханова. СПб.: СПГГИ(ТУ), 2002. – 85 с.

12. Арсентьев, А.И. Развитие горных работ в карьерном пространстве / А.И. Арсентьев. – Санкт-Петербург: ЛГИ, 1994. – 104 с.

13. Арсентьев, А.И. Техничко-экономические особенности поэтапной отработки карьерных полей / Арсентьев А.И. Развитие теории открытых горных работ. – Москва: МГИ, 1991. – 321 с.

14. Арсентьев, А.И. Усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши за счет оставления временного нерабочего борта / А.И. Арсентьев, С.Я. Арсеньев – Москва: Недра, 1972. – 151 с.

15. Арсентьев, А.И. Устойчивость бортов и осушение карьеров / А.И. Арсентьев, И.Ю. Букин, В.А. Мироненко. – Москва: Недра, 1982. – 165 с.

16. Арсентьев, А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А.И. Арсентьев. – Москва: Недра, 1981. – 278 с.

17. Арсентьев, А.И. Динамика параметров и показателей карьера в процессе работы со стабильной производительностью по горной массе / А.И. Арсентьев, Т.А. Проломова, Р.А. Тихонов // Изв. вузов. Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 26-30.

18. Арсентьев, А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера / А.И. Арсентьев. – Ленинград: Ленинградский горный ин-т., 1986. – 56 с.

19. Баженов, М.В. Обоснование целесообразности разработки месторождений группой карьеров / М.В. Баженов, Г.А. Холодняков, С.И. Фомин. – Рудный: МП и МИ Республики Казахстан, 1995. – 114 с.

20. Беляков, Н.Н. Выбор экономических критериев для моделирования развития карьеров / Н. Н. Беляков // Уголь. – 2013. – № 6(1047). – С. 28-29.

21. Беляков, Н.Н. Моделирование открытых горных работ / Н. Н. Беляков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 12. – С. 45-51.

22. Бесимбаев, Н. Г. Оптимизация этапов развития карьера / Н. Г. Бесимбаев, А. А. Нагибин // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – 2013. – Т. 12. – № 8. – С. 112-119.
23. Бунин, Ж.В. Реконструкция отечественных и зарубежных карьеров. – Москва: Цветмет информация, 1977. – 37 с.
24. Бурмистров, К. В. Оценка устойчивости функционирования системы вскрытия карьеров / К. В. Бурмистров, С. Е. Гавришев, А. Н. Рахмангулов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 132-141.
25. Власов, А.В. К обоснованию условий перехода на циклично-поточную геотехнологию в глубоких карьерах / А. В. Власов, А. Г. Шадрунов, С. Я. Кливер, Ю. А. Лукьянов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 428-440.
26. Гавришев, С. Е. Концепция устойчивого функционирования и развития горнотехнических систем в переходные периоды / С. Е. Гавришев, К. В. Бурмистров, Н. А. Осинцев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2019. – № 3. – С. 145-160.
27. Гавришев, С.Е. Интенсивность формирования рабочей зоны глубоких карьеров / С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, А.А. Колонюк. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им Г.И. Носова, 2012. – 189 с.
28. Гавришев, С.Е. Изменение способа вскрытия карьера на различных этапах отработки крутопадающих месторождений / С. Е. Гавришев, К. В. Бурмистров, А. А. Колонюк, В. А. Кидяев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 8. – С. 225-228.
29. Гулгуу Батаа. Цена на медь как индикатор развития мировой экономики / Гулгуу Батаа, Ю.В. Кузьмин // Известия Байкальского государственного университета. – 2016. – № 4. – С. 700-706.

30. Колибаба, В.Л., Определение этапов вскрытия и отработки глубоких горизонтов карьеров для поддержания проектной мощности / В.Л. Колибаба, Л.Я. Станиславский // Горный журнал. – 1981. – № 3, – С. 34-37.

31. Косолапов, А.И. Исследование возможности вариацией производственной мощностью рудных карьеров при разработке крутопадающих месторождений / А.И. Косолапов, А.И. Пташник, Ю.П. Пташник // ГИАБ. – 2013. – № 9. – С. 55-61.

32. Косолапов, А.И. Паршина Е.А. Исследование потенциальных возможностей интенсификации производственной мощности карьеров при этапной разработке крутопадающих месторождений в современных условиях / А.И. Косолапов, Е.А. Паршина // ГИАБ. – 2011. – №6. – С. 50-66.

33. Линева, В.П. Определение параметров рабочей зоны карьера с участками временно нерабочего борта / В.П. Линева // Горный журнал. – 1986. – №5. – С. 15-17.

34. Линева, В.П. Определение результирующего угла наклона рабочего борта карьера / В.П. Линева // Горный журнал. – 1987. – №10. – С. 29-31.

35. Линева, В.П. Ширина рабочих площадок уступов и возможная скорость углубления горных работ / В.П. Линева // Горный журнал. – 1978. – № 6. – С. 31-33.

36. Мельников, Н.В. Достижения горной науки и техники / Н.В. Мельников, Д.М. Бронников, К.Е. Веницкий // Горный журнал. – 1966. – № 1. – С. 5-11.

37. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (Вторая редакция) / Мин-во экон. РФ, Мин-во фин. РФ, ГК по строительству, архитектуре и жилищной политике; руководитель авторского коллектива: Косов В.В., Лившиц В.Н., Шахназаров А.Г. – М.: ОАО «НПО» «Изд-во «Экономика», 2000. – 421 с.

38. Министерство экономического развития Российской Федерации: официальный сайт. – Москва. – URL: <https://www.economy.gov.ru/> (дата обращения 25.08.2021). – Текст: электронный.



39. Мустафина, А. М. Открытая разработка месторождений на больших глубинах / А.М. Мустафина, Н.Ф. Граур, Ю.Ф. Долгое. – Каз. ССР, Алма-Ата: Наука, 1982. – 190 с.
40. Новожилов, В.В. Проблемы измерения затрат и результатов при оптимальном планировании. – Москва: Экономика, 1967. – 433 с.
41. Оводенко, Б.К. Временные нерабочие борты в карьерах / Б.К. Оводенко, С.С. Аршинов Ленинград: Наука, 1977. – 122 с.
42. Одаев, Д. Г. Обоснование границ этапов горных работ при разработке месторождений группой карьеров / Д. Г. Одаев, А. И. Косолапов, Д. Е. Малофеев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 6. – С. 102-106.
43. Одаев, Д. Г. Оценка возможности управления транспортной работой при поэтапной разработке месторождения группой карьеров / Д. Г. Одаев, А. И. Косолапов, Д. Е. Малофеев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 6. – С. 246-249.
44. Определения главных параметров карьера / А. Арсентьев, О. Шпанский, Г. Константинов, В. Бложе. – Москва: Недра, 1976. – 216 с.
45. Основные положения технологии открытой разработки крутопадающих месторождений этапами / М. Баженов, В. Линева, Г. Холодняков, С. Фомин. // ГИАБ. – 1999. – № 6. – С. 41-45.
46. Официальный сайт MetalResearch: сайт. – 2007. – URL: <http://www.metalresearch.ru/> (дата обращения 03.03.2020).
47. Официальный сайт USGS: сайт. – 2000. – URL: <https://minerals.usgs.gov/minerals/> (дата обращения 03.03.2020).
48. Патент №2425977 Российская Федерация, МПК Е 21 С 41/26. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / Косолапов А.И., Пташник А.И., Пташник Ю.П.; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет». – 2010107719/03; заявл. 02.03.2010; опубл. 10.08.2011.

49. Пергамент, В.Х. Определение параметров безопасного производства взрывных работ на нагорных карьерах вблизи коммуникаций / В.Х. Пергамент, К.В. Бурмистров, **М.П. Овсянников**, З.Р. Даутбаев // Изв. вузов. Горный журнал. – 2018. – № 3. – С. 45-50.
50. Пешков, А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах / А.А. Пешков. – Москва: ИПКОН РАН, 1999. – 280 с.
51. Полищук, А.К. Оптимизация развития открытых горных работ / А.К. Полищук, Г.К. Полищук, А.М. Михайлов. – Москва: Недра, 1976. – 158 с.
52. Проломова, Т.А. Динамика параметров и показателей карьеров в процессе работы со стабильной производительностью по горной массе / Т.А. Проломова // Горный журнал. Изв. вузов. – 2001. – № 1. – С. 26-30.
53. Ракишев, Б.Р. Проектирование карьеров: Учеб. Пособие / Б.Р. Ракишев. – Алматы: КазНТУ, 2013. – 298 с.
54. Решетняк, С.П. Основные проблемы проектирования карьеров нового поколения / С.П. Решетняк. // Записки Горного института. – 2012. – Т.197. – С. 154-158.
55. Решетняк, С.П. Открытая разработка железорудных месторождений Севера / С.П. Решетняк, В.И. Усынин. – Апатиты: КФ АН, 1987. – 118 с.
56. Решетняк, С.П. Регулирование вскрышных работ в глубоких карьерах // С.П. Решетняк, В.И. Усынин, А.Л. Грицай. – Ленинград: Недра, 1982. – 188 с.
57. Ржевский, В.В. Научные основы проектирования карьеров / В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Б.П. Юматов. — Москва: Недра, 1971. – 600 с.
58. Ржевский, В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды / – Москва: Углетехиздат, 1957. – 200 с.
59. Свидетельство № 2022614340 Российская Федерация. Программа для расчета величины чистого дисконтированного дохода (NPV) при проектировании карьеров и анализа чувствительностей величины NPV на изменение показателей отработки: № 2022614340: заявлено 05.03.2022: опубликовано 18.03.2022 / **Овсянников М.П.**, Фомин С.И.; заявитель СПГУ. – 776 КБ.

60. Селянин, В.Г. Интенсификация горных работ в глубоких карьерах / В.Г. Селянин. – Москва: Недра, 1977. – 192 с.
61. Симарев, Н.Н. Определение главных параметров карьера при поэтапной отработке комплексных месторождений: диссертация ... канд. тех. наук. / Симарев Н.Н. – Ленинград, 1990. – 187 с.
62. Совмен, В.К. Обоснование технологии горных работ при поэтапной разработке крутопадающих золоторудных месторождений: диссертация ... канд. тех. наук: 25.00.22 / Совмен Владимир Кушукович. Красноярск: ИЦМиЗ, 2007. – 206 с.
63. Солодкая, А.М. Основные тенденции развития рынка меди в России в настоящее время / А.М. Солодкая // Экономика и бизнес: теория и практика. – 2018. – № 5-2. – С. 86-90.
64. Справочник. Открытые горные работы / Сост. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Веницкий, Н.Н. Мельников и др. – Москва: Горное бюро, 1994, – 590 с.
65. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. Москва: Экономика, 1969. – 16 с.
66. Тихоненко, Е. Н. Организация проектирования карьеров / Е. Н. Тихоненко // Инженерный вестник Дона. – 2018. – № 2(49). – С. 54.
67. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров. В 2-х т. / К.Н. Трубецкой, Г.А. Краснянский, В.В. Хронин В.В. – Москва: изд-во Академии горных наук, 2001. – 535 с.
68. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: Учеб. Для вузов В 2 т. – 2-е изд., перераб. и доп. / К.Н. Трубецкой. – Москва: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т. I. – 519 с.
69. Трубецкой, К.Н. Снижение текущего коэффициента вскрыши в процессе технического переоснащения карьеров / К.Н. Трубецкой, Н.П. Сеинов, А.И. Шендеров // Открытые горные работы. – 2000. – №2. – С. 7-13.

70. Федоренко, Н.П. Оптимизация экономики. Некоторые вопросы использования экономико-математических методов в народном хозяйстве / Н.П. Федоренко. – Москва: Наука, 1977. – 287 с.

71. Федорко, В.П. Горно-геометрический анализ карьерных полей для пологих горизонтальных залежей при транспортной или комбинированной системах разработки / В.П. Федорко, Ю.Г. Рославцева // Горный журнал. Известия ВУЗов., – 2010. – № 5. – С. 27-32.

72. Фомин, С.И. Динамический метод оценки проектов карьеров / С.И. Фомин; под ред. д-ра тех. наук. проф. Г.А. Холоднякова [и др.]. – Санкт-Петербург: СПГГИ, 1995. – 125 с.

73. Фомин, С.И. Анализ чувствительности параметров рудных карьеров на предварительной стадии проектирования / С.И. Фомин, Е.И. Базарова Е.И. // Записки Горного института. – 2015. Том 216. – С. 74-78.

74. Фомин, С.И. Методика сравнения вариантов открытой разработки рудных крутопадающих месторождений этапами / С.И. Фомин, **М.П. Овсянников** // Естественные и технические науки. – 2019. – №5. – С. 145-148.

75. Фомин, С.И. Особенности технологи открытой разработки крутопадающих рудных месторождений этапами / С.И. Фомин, **М.П. Овсянников** // Маркшейдерия и недропользование. – 2020. – №1. – С. 41-44.

76. Фомин, С.И. Оценка бортового содержания полезного компонента при проектировании открытой разработки рудных месторождений / С.И. Фомин, **М.П. Овсянников**, А.К. Лобынцев // Рациональное освоение недр – 2021. – № 2. – С. 56-60.

77. Фомин, С.И. Оценка риска принятия решений при проектировании карьеров / С.И. Фомин, А.С. Семенов // Сб. научных трудов «Современные проблемы горной науки». Записки Горного института. – 2007. – Т.173. – С. 56-60.

78. Фомин, С.И. Оценка эффективности инвестирования открытой разработки сложноструктурных месторождений / С.И. Фомин, П.Б. Кава // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 5. – С. 312-316.

79. Фомин, С.И. Оценка эффективности принятия проектных решений / С.И. Фомин, Д.В. Пасынков, А.С. Семенов // Сб. научных трудов «Современные проблемы горной науки». Записки Горного института – 2009. Т.180. – С. 12-15.
80. Фомин, С.И. Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье / С.И. Фомин – Санкт-Петербург: изд-во Тема, 1992. – 169 с.
81. Холодняков, Г.А. Границы открытой разработки комплексных месторождений / Г.А. Холодняков. – Ленинград: ЛГИ им. Г.В. Плеханова, 1986. – 82 с.
82. Холодняков, Г.А. Проектирование карьеров при разработке комплексных месторождений / Г.А. Холодняков. – Санкт-Петербург: РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», 2013. – 192 с.
83. Холодняков, Г.А. Проектирование открытой разработки комплексных месторождений / Г.А. Холодняков – Ленинград: ЛГИ, 1987. – 84 с.
84. Холодняков, Д. Г. Управление режимом горных работ и углом откоса рабочего борта карьера / Д. Г. Холодняков, Е. В. Логинов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 2. – С. 71-74.
85. Хохряков, В.С. Поэтапное развитие горных работ на карьерах / В.С. Хохряков, П.Т. Церенщиков. – Москва: «Цветметинформация», 1968. – 54 с.
86. Хохряков, В.С. Принципы поэтапного (динамического) проектирования глубоких карьеров / В.С. Хохряков // Глубокие карьеры. – 1970. – С. 122-134.
87. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров / В.С. Хохряков, А.Т. Шелест. — Москва: Недра, 1969. – 216 с.
88. Хохряков, В.С. Проектирование контуров глубоких карьеров по этапам // Технология, механизация и организация горных работ. — М.: Наука, 1969, - с. 208-213.
89. Хохряков, В. С. Открытая разработка месторождений этапами / В.С. Хохряков // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1965. № 10. - С. 19-26.

90. Хохряков, В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных работ / В.С. Хохряков. – Екатеринбург: Изд-во УГГА, 1996. – 180 с.
91. Чаплыгин, Н.Н. / Исследование параметров временно нерабочего борта при отработке карьеров этапами [Текст] / Н. Н. Чаплыгин, Э.Ю. Островский, А. А. Попов // Технологические и экономические аспекты развития открытой разработки месторождений. -Москва, 1974. – С. 55-69.
92. Шатуев, В.И. Определение параметров поэтапной открытой разработки крутопадающих месторождений в условиях перехода к рыночной экономике: автореферат дис. ... к-та. тех. наук: 05.15.03 / Шатуев Владимир Иринеевич. – Санкт-Петербург, 1992. – 20 с.
93. Шитарев, В.Г. Параметры карьеров при комплексном использовании недр / В.Г. Шитарев, О.Н. Салманов. – Москва: Недра, 1990. – 112 с.
94. Шитов, Д.И. Исследование методов определения параметров карьера с учетом достоверности исходных данных: автореферат дис. ... к-та. тех. наук / Шитов Д.И. – Ленинград, 1977. – 45 с.
95. Шпанский, О.В. Развитие основ горно-геометрического моделирования карьеров при проектировании разработки крутопадающих месторождений: диссертация ... д-ра. тех. наук: 05.15.03 / Шпанский Олег Васильевич. – Санкт-Петербург, 1999. – 325 с.
96. Юматов, Б.П. Выбор оптимального варианта при разработке карьеров по этапам / Б.П. Юматов, Ж.В. Бунин // Горный журнал. – 1965. – № 11. – С. 15-17.
97. Юматов, Б.П. Методика выбора оптимального варианта разработки отдельных участков месторождений / Б.П. Юматов, Ж.В. Бунин, В.М. Паничев // Горный журнал. – 1976. – № 7. – С. 61-62.
98. Юматов, Б.П. Строительство и реконструкция рудных карьеров / Б.П. Юматов, Ж.В. Бунин. – Москва: Недра, 1978. – 240 с.

99. Юматов, Б.П. Установление режима горных работ на основе поперечных разрезов при вскрытии горизонтов по участкам карьерного поля. / Б.П. Юматов // Горный журнал. – 1977. – № 8. – С. 21-26.

100. Яковлев, В. Л. Геотехнологические проблемы и особенности ведения горных работ на глубоких карьерах / В. Л. Яковлев, С. В. Корнилков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S56. – С. 54-66.

101. Burmistrov, K.V. Validation of open pit stage design in the transition periods of mining at steeply dipping mineral deposits / K.V. Burmistrov, **M.P. Ovsyannikov** // Mining Informational and Analytical Bulletin. – 2018. – №6. – pp. 20-28.

102. Copper Stranded Wire Market – Growth, Trends, and Forecast (2020 – 2025). Mordor Intelligence / Hyderabad. India, 2020. – 110 p.

103. Hill, J.H. Geological and economical estimate of mining projects / J.H. Hill. – London. 1993. – 85 p.

104. Hustrulid, W. Open Pit Mine: Planning and Design. / W. Hustrulid, M. Kuchta. – Rotterdam; Brookfield, VT: A.A. Balkema. 1998. – 735 p.

105. International Copper Study Group: сайт. – 2015. URL: <https://www.icsg.org/> (дата обращения 25.08.2021).

106. Fomin, S. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits / S. Fomin, V. Ivanov, A. Semenov, **M. Ovsyannikov**. // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2020. – №11. – pp. 1306-1311.

107. LME.Cooper: сайт. – 2006. – URL: <https://www.lme.com/> (дата обращения 25.08.2021).

108. Molodykh, S.S. Outlook on the implementation of steep inclined conveyors in deep open pits / S.S. Molodykh, **M.P. Ovsyannikov**, A.M. Petrunin // International Journal of Advanced Research in Engineering and Technology (IJARET). – 2020. – Volume 11. – Issue 5. – pp. 374-377.

109. Radinsky, O. Economic evaluation techniques for mining investment projects / O. Radinsky // Colorado school of mines. Min. Ind. Bull – 1971. – V.14. № 1. – pp.15-19.

110. Schroder, D.L. Large surface miners – applications and cost calculations / D.L. Schroder // Krupp Fordertechnik GmbH, Essen, Germany, February. – 1999. – pp. 1-6.



**ПРИЛОЖЕНИЕ А****Акт внедрения результатов диссертационной работы**

Утверждаю

Генеральный директор  
ООО «Карьерпроект»  
Музыкакин М.Г.

Дата «22» марта 2022 г.

**АКТ (СПРАВКА)**

о внедрении результатов кандидатской диссертации  
«Обоснование и разработка методов проектирования карьеров при отработке  
рудных крутопадающих месторождений этапами»  
Овсянникова Максима Павловича  
соискателя ученой степени кандидата технических наук  
по специальности 25.00.21 «Теоретические основы проектирования  
горнотехнических систем»

Специальная комиссия в составе:

Председатель: Музыкакин М.Г.

Члены комиссии: главный инженер проекта, Виноградов И.П.;  
ведущий инженер-технолог к.т.н. Лапшин Н.С.

составили настоящий акт (справку) о том, что результаты диссертации на тему «Обоснование и разработка методов проектирования карьеров при отработке рудных крутопадающих месторождений этапами», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использованы в проектной деятельности «ООО Карьерпроект» при проектировании и планировании разработки рудных крутопадающих месторождений этапами в виде

– методики календарного планирования развития горных работ при разработке месторождения с использованием временно нерабочих бортов.

Данная методика позволяет определить оптимальный порядок ввода участков по разработке рудных залежей в эксплуатацию и интенсивности их отработки, на основе анализа кумулятивных графиков по критерию минимума коэффициента горной массы. Зная объём вскрышных пород, удаляемых в течение переходного периода из рабочей зоны карьера, можно установить объём пород, вынимаемых за тот же срок в зоне разноса временно нерабочего борта (ВНБ). Таким образом, может быть установлена высота части ВНБ, разнесенной в течение переходного периода, что необходимо знать при планировании развития горных работ.

Применительно к календарному плану развития горных работ с использованием нерабочего борта, помимо продолжительности календарного этапа, предлагается использовать еще один параметр — срок службы пространственного этапа, который равен времени от начала до конца отработки запасов полезного ископаемого в контурах данного пространственного этапа.

Продолжительность реконструкции карьера, заключающаяся в расширении одного или нескольких участков борта, определяется промежутком времени от начала работ на погашенном борту до создания на каждом из уступов рабочих площадок минимально допустимых размеров. В случае же этапной разработки работы по расширению рабочих площадок производятся в течение всего срока эксплуатации карьера, за исключением первого этапа и периода доработки.

Использование указанных результатов позволяет уменьшить в первый период разработки коэффициент вскрыши, объем горно-капитальных работ, а также отнести удаление объемов вскрышных пород на более поздний период, обеспечивающих повышение экономической эффективности реализации проектных решений.

**Председатель комиссии:**

Генеральный директор  
ООО «Карьерпроект»

Музыкакин М.Г.

**Члены комиссии:**

ГИП ООО «Карьерпроект»

Виноградов И.П.

Ведущий инженер-технолог  
ООО «Карьерпроект»

Лапшин Н.С.

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

### Акт внедрения результатов диссертационной работы

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по образовательной  
Деятельности ФГБОУ ВО  
«Санкт-Петербургский горный  
университет»



к.т.н., доц. Д.Г. Петраков  
«28» марта 2022 г.

#### АКТ

О внедрении результатов диссертационного исследования

Настоящим актом подтверждается внедрение результатов диссертационного исследования Овсянникова Максима Павловича «Обоснование и разработка методов проектирования карьеров при отработке рудных крутопадающих месторождений этапами», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по научной специальности 25.00.21 Теоретические основы проектирования горнотехнических систем в учебный процесс федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет».

Разработанные автором методы применяются для расчета технологических параметров временно нерабочего борта, используются на практических и лабораторных занятиях при обучении студентов по направлениям подготовки 21.05.04 «Горное дело», специализации «Открытые горные работы» в рамках дисциплины «Технологии ведения добычных работ на разрезах и рудниках».

В ходе практических занятий студенты знакомятся с рациональными условиями применения типичных схем разделения карьера на этапы. Осваивают методы определения производительности карьера при проектировании открытой разработки рудных крутопадающих месторождений этапами, определяют основные параметры ведения добычных работ в скальных породах, производят вычисление углов откоса временно нерабочего борта карьера по предложенной в диссертационном исследовании методике.

Декан горного факультета,  
д.т.н., проф.

О.И. Казанин

Заведующий кафедрой РМПИ,  
д.т.н., проф.

В.П. Zubov