

Ю.А. ДИК
А.В. КОТЕНКОВ
М.С. ТАНКОВ

ПРАКТИКА
ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ
ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Екатеринбург
Издательство Уральского университета
2014

ББК 33 . 11
УДК 622.34
Д 45

Рецензенты:

профессор, доктор технических наук, О.В. Зотеев

(Институт горного дела УрО РАН)

профессор, доктор технических наук, С.О. Версилов

(Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ))

Дик Ю.А., Котенков А.В., Танков М.С.

Д 45 Практика опытно-промышленных испытаний технологий разработки рудных месторождений. – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2014. – 480 с., ил.

ISBN 978-5-7996-1234-4

В монографии изложены результаты теоретических и экспериментальных исследований целого ряда технологий для решения одной из проблемных задач комбинированной технологии разработки месторождений – отработки рудной зоны при переходе с открытого способа разработки на подземный. Изложена методология подготовки и проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений. Предложен алгоритм последовательности действий от выбора опытного участка до проведения промышленных испытаний разработанных технологий. Представлены результаты опытно-промышленных испытаний технологий на ряде горнодобывающих предприятий.

Книга предназначена для научных и инженерно-технических работников научно-исследовательских и проектных институтов, горнодобывающих предприятий, а также преподавателей и студентов вузов горного профиля.

Табл. 158. Ил. 255. Библиогр. 58.

ББК 33 . 11

ISBN 978-5-7996-1234-4

© Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, 2014
© ОАО «Уралмеханобр», 2014

Предисловие

Ключевым аспектом современного подхода к разработке месторождений полезных ископаемых становится рациональное использование недр. Достижение ожидаемого результата будет решением сразу двух проблем, первая – обеспечение предусмотренной проектом экономически целесообразной полноты и комплексности разработки месторождения, вторая – предотвращение сверхнормативных эксплуатационных потерь и разубоживания полезных ископаемых.

В последние десятилетия большинство горнодобывающих предприятий осуществляют переход с открытого способа освоения месторождений на подземный. Этот неизбежный фактор во многом predetermined быстрое развитие комбинированного способа разработки месторождений полезных ископаемых.

Научное направление по комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых, становление которого связано с такими корифеями горного дела, как Б.П. Богомолов, Б.П. Юматов, П.Э. Зурков, В.В. Куликов, Д.М. Казикаев, К.Н. Трубецкой, В.И. Тереньев, В.Ф. Булатов, В.А. Щелканов, продолжают ученые Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова, И.И. Айбиндер, А.Б. Макаров, О.В. Зотеев и др.

Комбинированный способ, когда разработка месторождений, осуществляется одновременно открытым и подземным способами, позволяет улучшить показатели эффективности на 20–25% за счет интенсификации работ.

Особенностью комбинированной разработки становится наличие карьерного и подземного очистного пространств, находящихся в непосредственной близости. Совмещение открытых и подземных работ выдвигает повышенные требования к геомеханическому обоснованию выбора технологических схем и параметров разработки. Появляется необходимость совместных оценок состояния горного массива вблизи подземных выработок добычных и концентрационных горизонтов и подработанных бортов карьеров. Ведение открытых горных работ существенно осложняет геомеханическую обстановку в зоне подземной выемки, изменяя напряженно-деформированное состояние элементов систем подземной разработки, создавая зоны концентрации и разгрузки напряжений. В свою очередь большое количество подземных выработанных пространств ведет к разупрочнению налегающих пород, снижению устойчивости подрабатываемых бортов карьера и разделительных целиков. Решение сложных геомеханических задач прежде всего относится к отработке переходной зоны с открытого способа разработки месторождений на подземный.

Установлено, что при комбинированной разработке месторождений в недрах остаются природно-техногенные запасы (до 15–20% от объема приконтурных запасов), не включенные в проект отработки. К ним относятся целики, оставленные на границе карьеров и служащие для разделения открытых и подземных горных работ, поддержания бортов в устойчивом состоянии. Их выемка осложнена высокой нарушенностью массивов, наличием аэродинамических связей очистного пространства с атмосферой карьеров, низкой устойчивостью подработанных бортов карьеров, находящихся в предельном состоянии, и характеризуется повышенными показателями потерь и разубоживания.

Отработка прибортовых, придонных и законтурных запасов, локальных рудных участков месторождения, ранее оставленных в недрах, как правило, требует нестандартного, индивидуального подхода.

Горнорудные предприятия, осуществляющие работы по переходу с открытого способа разработки на подземный, все чаще ставят перед проектировщиками задачи по изысканию нетрадиционных технологий отработки, менее затратных и безопасных.

Современный уровень развития технологий разработки месторождений полезных ископаемых (новые подходы к конструированию элементов систем разработки, многовариантное геомеханическое обоснование технологических параметров, новые технологии закладочных работ, большая номенклатура составов закладочных смесей, новые взрывчатые вещества и средства взрывания и др.), горнодобывающей техники и горношахтного оборудования (самоходные погрузочно-доставочные машины, в том числе – с дистанционным управлением, проходческие и очистные комбайны, буровые установки, в том числе – самоходные, большой парк вспомогательного оборудования и др.), позволяет значительно расширить поиск новых технологически решений способных обеспечить полное, комплексное и экономически целесообразное извлечение из недр полезных ископаемых.

Перед авторами монографии стояла задача, изучив отечественную и зарубежную практику, используя накопленный собственный многолетний опыт в данном направлении, провести обоснование, разработку, проектирование и поверку в промышленных условиях эффективных технологий отработки наиболее сложных участков рудных месторождений (в том числе прибортовых, придонных и законтурных запасов руды).

По заявкам горнорудных предприятий для каждого конкретного участка месторождения разрабатывалась технология отработки в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий. Параметры технологий обосновывались в индивидуальных методиках опытно-промышленных испытаний. Проверка в промышленных условиях позволяла подтвердить или опровергнуть выполненные обоснования и расчеты параметров технологий отработки опытных участков месторождений.

Наиболее сложно и трудоемко решались вопросы подготовки и проведения опытно-промышленных испытаний (ОПИ) разрабатываемых технологий. Установлено, что каждое горнодобывающее предприятие имеет свой подход к организации и проведению таких испытаний. Из желания сэкономить не всегда соблюдаются и выполняются нормативные требования, обязательные для опасных производственных объектов, в стремлении сократить сроки отработки не выдерживаются технологические параметры, что приводит к количественным и качественным потерям, снижению безопасности и другое.

Коллективом авторов монографии предложена методология подготовки и проведения ОПИ технологий отработки рудных месторождений. Выстроен алгоритм последовательности действий от выбора опытного участка до проведения промышленных испытаний разработанных технологий.

В приведенных теоретических выкладках изложен перечень методик расчетов, методических указаний, руководств, рекомендаций и нормативных документов, необходимых для обоснования технологических решений отработки опытного участка, разработки индивидуальной ОПИ предложенной технологии, определения методов и объемов исследований.

По разработанным методикам проведено более трех десятков ОПИ технологий отработки:

- сложных участков месторождений;
- прибортовых и придонных запасов переходных зон;
- опорных и разделительных целиков;
- запасов участков месторождения, ранее оставленных в недрах или не обрабатываемых по принятой на данном месторождении технологии и др.

Оценка результатов испытаний разработанных технологий в промышленных условиях позволяют делать вывод об эффективности выбранного подхода к решению поставленных задач по отработки сложных участков месторождений. При этом доказана техническая возможность отработки данных участков, улучшены показатели полноты выемки запасов и обеспечена безопасность ведения горных работ.

Книга написана по материалам исследований проводимых в открытом акционерном обществе Уральском научно-исследовательском и проектном институте обогащения и механической обработке полезных ископаемых (ОАО «Уралмеханобр»).

Авторы благодарят коллег по работе в ОАО «Уралмеханобр», руководство и специалистов горно-обогатительных комбинатов ООО «УГМК–Холдинг» – Учалинского, Гайского и Сибайского, АК «АЛРОСА», ОАО «Якутнипроалмаз» и ОАО «Евразруда», за помощь в выполнении исследований в процессе проведения опытно-промышленных испытаниях технологий отработки рудных месторождений.

С благодарностью учтены замечания рецензентов: профессора, доктора технических наук О.В. Зотева и профессора, доктора технических наук С.О. Версилова.

В написании монографии принимали участие: предисловие и глава 1 – Ю.А. Дик; глава 2 – Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, П.В. Кольцов, И.А. Шелковый; глава 3 – Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, П.В. Кольцов, В.И. Фоминых; глава 4 – Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, А.А. Манин, А.А. Федюков; глава 5 – Ю.А. Дик, А.В. Котенков, М.С. Танков, Е.А. Иванчин, М.С. Токманцев; заключение – Ю.А. Дик.

Большую помощь при подготовке рукописи оказали: А.Е. Зубков, С.В. Баранов, И.Х. Ахмедьянов, В.П. Красавин, А.Н. Загретдинов (ОАО Учалинский ГОК); В.И. Башков, В.Ю. Исаев (ОАО «Сибайский ГОК»); А.В. Сараскин, Р.Ш. Маннанов, А.В. Харьков (ОАО «Гайский ГОК»); О.Ю. Арестов («Айхальский ГОК»); А.С. Кульминский, М.В. Тишков (ОАО «Якутнипроалмаз»); В.И. Башков, С.В. Шишко (ОАО «Евразруда»).

Глава 1.

Методология проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений

Основной целью опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологий отработки рудных месторождений является проверка в производственных условиях предложенных новых технологических решений на первом этапе разработки месторождений либо при отработке сложных участков месторождения в процессе его эксплуатации.

Эффективность результатов опытно-промышленных испытаний во многом зависит от правильно выстроенной организации их проведения.

Методология подготовки и проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений заключается в выполнении следующего алгоритма действий:

1. Определение участка месторождения для проведения опытно-промышленных испытаний.

2. Разработка рекомендаций по обоснованию технологии отработки опытного участка месторождения.

3. Разработка методики опытно-промышленных испытаний технологии отработки опытного участка месторождения.

4. Выполнение рабочего проекта на отработку опытного участка месторождения согласно методики ОПИ.

5. Проведение экспертизы:

- государственная экспертиза на проект отработки опытного участка (на начальном этапе освоения месторождения);
- экспертиза промышленной безопасности рабочего проекта опытно-промышленных испытаний (в процессе эксплуатации месторождения).

6. Регистрация заключения экспертизы промышленной безопасности на рабочий проект отработки опытного участка месторождения в органах Ростехнадзора России.

7. Проведение опытно-промышленных испытаний технологии отработки опытного участка месторождения.

8. Составление отчета о проведении опытно-промышленных испытаний технологии отработки опытного участка месторождения.

Выбор (определение) участка месторождения для проверки в промышленных условиях технологии его отработки зависит от задачи поставленной компанией недропользователем перед разработчиками-технологами.

При разработке месторождений полезных ископаемых, как правило, это следующие задачи.

1. На начальном этапе освоения месторождения.

Ставится задача проверки в промышленных условиях технологии заложенной в проекте на разработку данного месторождения на наиболее характерном его участке. Решая поставленную задачу компания-недропользователь посредством проведения опытно-промышленных испытаний технологии обрабатывает и уточняет технологические параметры заложенные в проекте отработки месторождения. Это позволяет эффективно и с минимальными рисками осуществить начальный этап разработки месторождения.

2. В процессе эксплуатации месторождения.

Как правило, месторождения полезных ископаемых обрабатываются десятками лет. Длительный период эксплуатации месторождений неизбежно приводит к необходимости учитывать все связанные с этим фактором изменения, а именно:

- с глубиной меняются горно-геологические условия;
- геологической разведкой уточняется конфигурация рудных тел;
- модернизируются средства механизации горных работ;
- совершенствуются технологии разработки месторождений;
- пересматриваются законодательные акты и нормативные документы;
- постоянно вносятся поправки в требования промышленной безопасности и др.

Необходимость учета многофакторных изменений по мере эксплуатации месторождения требует от недропользователя периодически корректировать технологический процесс в соответствии с современным уровнем развития горных технологий и горнодобывающей техники.

В процессе эксплуатации месторождения определяются трудные для отработки запроектированной технологией участки.

К таким участкам на месторождении можно отнести:

- участки со сложной конфигурацией рудных тел;
- природно-техногенные участки, запасы которых находятся в целиках, оставленных на границе карьеров и служащие для разделения открытых и подземных горных работ.
- законтурные запасы руды, выклинки рудных тел и др.

Решение по отработке опытных участков месторождения, на разработку технологии и методики проведения опытно-промышленных испытаний, принимает руководство компании-недропользователя, согласно утвержденному на руднике положению, регламентирующему основные технологические требования, обязательные при подготовке проектных решений и проведении опытно-промышленных испытаний на рудниках компании.

В ряде случаев, после определения объекта для испытаний, разработку рекомендаций по обоснованию технологии отработки опытного участка месторождения выполняют совместно с методикой опытно-промышленных испытаний. На отработку конкретного участка месторождения разрабатывается индивидуальная методика ОПИ. Такой подход позволяет более полно и комплексно решать вопросы методологии подготовки и проведения опытно-промышленных испытаний новых технологических ре-

шений, более точно определять этапы испытаний, объемы, параметры и режимы исследований и т.д.

В состав методики опытно-промышленных испытаний технологии отработки опытного участка месторождения входят следующие разделы:

1. Цель и задачи опытно-промышленных испытаний.
2. Состояние изученности вопроса.
3. Существующее положение горных работ.
4. Геологическая характеристика опытного участка месторождения.
5. Геомеханическое обоснование технологии отработки.
6. Технология отработки опытного участка месторождения.
7. Буровзрывные работы.
8. Потери и разубоживание руды.
9. Методы исследования.
10. Авторский надзор при проведении опытно-промышленных испытаний.
11. Техника безопасности.

Основные положения такой методики ОПИ являются основой для рабочего проекта на отработку опытного участка месторождения.

Рабочий проект выполняет проектная группа технического отдела рудника либо специализированная организация (в данном случае проект утверждает техническое руководство компании-недропользователя). Затем рабочий проект на отработку опытного участка месторождения в обязательном порядке проходит экспертизу промышленной безопасности в аккредитованной организации.

Заключение экспертизы промышленной безопасности регистрируют в региональных органах Ростехнадзора России.

Горные работы по опытно-промышленным испытаниям разработанной технологии на опытном участке ведутся силами рудника, в соответствии с методикой ОПИ и рабочим проектом.

Авторский надзор за опытными работами и научное сопровождение осуществляют разработчик методики ОПИ и техническое руководство рудника. В процессе всего периода опытно-промышленных испытаний согласно методике ОПИ фиксируют результаты испытаний.

По окончании опытных работ и обработки полученных материалов по результатам испытаний составляют отчет о проведении опытно-промышленных испытаний технологии отработки опытного участка месторождения. Отчет рассматривают на техническом совещании в компании-недропользователе, после чего окончательно дают оценку опытно-промышленным испытаниям разработанной технологии и формируют окончательное решение о дальнейшем ее использовании на участках с аналогичными или близким к тому условиями.

Глава 2.

Теоретические основы методологии проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений (методика ОПИ)

2.1. Цель и задачи опытно-промышленных испытаний

Целью проводимых опытно-промышленных испытаний является проверка в производственных условиях предложенных новых технологических решений для разработки сложных участков месторождения с обеспечением безопасной и эффективной их отработки.

Основные задачи, стоящие перед исследованиями на стадиях опытно-промышленной разработки:

- проверка в производственных условиях принятого порядка выемки запасов, технологических схем отработки запасов опытного участка по этапам выемки руды;
- проверка расчетных технологических параметров системы разработки и работоспособность ее конструктивных элементов;
- определение изменений напряженно-деформированного состояния массива горных пород в районе обрабатываемого участка;
- определение сейсмического воздействия взрывных работ на элементы системы разработки, а также окружающие камеру рудный, породный и закладочный массив;
- установление фактических качественных показателей (потерь и разубоживания) добычи руды.

2.2. Состояние изученности вопроса

Изучение проектной и технической документации по отработке месторождения. Анализ опыта отработки запасов данного рудника. Изучение горно-геологических и горнотехнических условий отработки участка месторождения выбранного для опытно-промышленных испытаний новой технологии.

2.3. Существующее положение горных работ

Определяется существующее положение горных работ в районе проведения опытных работ. Порядок вскрытия и технология отработки соседних участков месторождения. Устанавливаются границы опытного участка. Определяется его конфигурация с учётом контактов с зонами обрушения, рудными и искусственными (из закладки) целиками, породными массивами и др. Уточняется напряженно-деформированное состояние руд и пород. Определяются ближайшие участки ведения в настоящее время горных работ и оценивается их влияние на выемку запасов опытного участка.

2.4. Геологическая характеристика опытного участка месторождения

Полная геологическая характеристика рудного тела и вмещающих пород (угол падения, мощность по простиранию и вкрест простирания рудного тела, содержание полезного ископаемого, физико-механические свойства пород и руд, трещиноватость, влажность, газоносность и др.) в районе участка определенного для проведения опытно-промышленных испытаний.

2.5. Геомеханическое обоснование отработки опытного участка месторождения

Оценка устойчивости борта карьера

Основной задачей научного сопровождения состояния бортов карьера при отработке придонных и прибортовых запасов является прогноз возможных деформаций в районе ведения горных работ.

В период перехода отработки месторождения с открытого способа разработки на подземный, борта карьера, как правило находятся в предельном положении. При отработке запасов в бортах и ниже дна карьера подземным способом необходимо проведение расчётов по оценке устойчивости борта при его подработке.

Оценка устойчивости подработанного борта

Расчет устойчивости производится методом алгебраического сложения сил, основанным на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения. [1].

Для повышения надежности результатов оценки устойчивости по графикам ВНИМИ [2], определяется допустимый угол наклона борта.

Для оценки выбираются разрезы по линиям наиболее характерным для данного участка.

Расчёты, как правило, проводятся на основе документации (графики и физико-механических характеристик массивов руды, закладки и вмещающих пород), представляемой горнодобывающим предприятием – недропользователем.

Расчет коэффициента запаса устойчивости

Рассчитываются средневзвешенные величины сцепления, плотности и угла внутреннего трения:

$$\begin{aligned}k_{\text{ср}} &= \frac{k_1 S_1 + k_2 S_2 + \dots + k_n S_n}{S_1 + S_2 + \dots + S_n} \\ \gamma_{\text{ср}} &= \frac{\gamma_1 S_1 + \gamma_2 S_2 + \dots + \gamma_n S_n}{S_1 + S_2 + \dots + S_n} \\ \text{tg} \rho_{\text{ср}} &= \frac{\text{tg} \rho_1 S_1 + \text{tg} \rho_2 S_2 + \dots + \text{tg} \rho_n S_n}{S_1 + S_2 + \dots + S_n}\end{aligned}$$

где k_n – сцепление пород отдельного слоя, т/м²;

γ_n – плотность пород отдельного слоя, т/м³;

ρ_n – угол внутреннего трения пород отдельного слоя, град;

S_n – участки наиболее напряженной поверхности в пределах каждой разновидности пород.

Вычисляется величина H_{90} по расчетным характеристикам:

$$H_{90} = \frac{2k}{\gamma} \cdot \operatorname{ctg}\left(45^\circ - \frac{\rho}{2}\right)$$

Вычисляется условная высота борта H' :

$$H' = \frac{H}{H_{90}}$$

По графику зависимости между высотой откоса и шириной призмы обрушения определяется условная ширина призмы обрушения $\alpha' = 0,56$.

$$a = \alpha' \cdot H_{90}$$
$$P_i = \gamma \cdot a_i \cdot h_i$$

где a_i – ширина элементарного блока, м;

h_i – высота элементарного блока, м;

γ – плотность пород отдельного слоя, т/м³.

Нормальная составляющая веса расчетного блока N_i

$$N_i = P_i \cdot \cos\varphi_i, \text{ м};$$

Касательная составляющая веса расчетного блока T_i

$$T_i = P_i \cdot \sin\varphi_i, \text{ м};$$

где φ_i – угол наклона элементарного блока, град.

Коэффициент запаса устойчивости рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{\sum N_i \cdot \operatorname{tg}\rho + k \cdot L}{\sum T_i}$$

где L – длина поверхности скольжения, м.

Определение максимального угла наклона борта карьера

Для оценки адекватности проводимых расчетов, по методике ВНИМИ [3] определяется максимальный угол наклона бортов при различных коэффициентах запаса устойчивости (n) и обводнённости (k).

В средневзвешенные характеристики сцепления, плотности, угла внутреннего трения вводится необходимый коэффициент запаса и определяются расчетные характеристики.

$$k_n = \frac{K_{\text{ср}}}{n}$$
$$\gamma_n = \frac{\gamma_{\text{ср}}}{n}$$
$$\operatorname{tg}\rho_n = \frac{\operatorname{tg}\rho_{\text{ср}}}{n}$$

Для определения допустимого угла наклона борта вычисляется значение комплекса A , соответствующего исходным расчетным характеристикам:

$$A = \frac{\gamma \cdot H}{k}$$

По графикам зависимости между высотой плоскости откоса H и его углом наклона α для различных углов трения ϕ и сцепления пород в массиве k определяется угол при различных условиях обводнения.

Результаты расчётов для упрощения их обобщения заносятся в таблицу 2.5.1.

Таблица 2.5.1. Оценка устойчивости участка борта

Разрез	Горизонт, м	$K_{з.у.}$ (расчетный)	$K_{з.у.}$ (принятый)	Угол погашения борта максимальный (ВНИМИ)/проектный, град	
				$k \cdot 1$	$k \cdot 2$

Расчёт пролёта камер, расположенных в прибортовой части целика (для повышения достоверности расчётов может определяться несколькими методиками)

1. По В.Д. Слесареву [4] при защемлении кровли на опорах предельный пролет L_1^1 равен:

$$L_1^1 = \sqrt{\frac{12 \cdot K_p \cdot h}{6 \cdot \gamma \cdot K_3}},$$

где K_p – временное сопротивление рудного массива на разрыв, т/м²;

h – толщина рудной потолочины, м;

γ – объемный вес руды, т/м³;

K_3 – коэффициент запаса.

2. По методике, разработанной ИПКОН РАН [5] величина устойчивого пролета незакрепленной кровли определяется по формуле:

$$L_{уст} = 4,3 \cdot d_2 \cdot \sqrt[3]{\frac{[\sigma_{сж}]}{d_1 \cdot \gamma}},$$

где d_1 и d_2 – горизонтальные и вертикальные размеры структурного блока, м;

$[\sigma_{сж}]$ – прочность руды на сжатие, кг/см²;

γ_p – плотность руды, т/м³;

3. По методике С.В. Ветрова [6] величина устойчивого пролета плоской незакрепленной кровли между целиками, поддерживающими породы внутри предельного свода естественного равновесия, рассчитывается по формуле:

$$L_0 = 1,71 \sqrt[3]{\frac{10R_{сж} \cdot d_0^2 V}{k \gamma}},$$

$$L_H = 1,49 d_H \sqrt{\frac{10R_{сж}}{k \gamma b}},$$

где L_0 – пролет обнажения основной кровли, м;
 $R_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Н/см²;
 d_o^2 – вертикальный размер структурных блоков пород основной кровли, м;
 V – коэффициент устойчивости пород;
 k – коэффициент запаса устойчивости плоского обнажения ($k = 2,5-3,0$ в первой стадии погашения при очистных работах);
 γ – плотность пород, т/м³;
 L_H – пролет обнажения непосредственной кровли, м;
 d_n – вертикальный размер структурных блоков пород непосредственной кровли, м;
 b – мощность отслаивающейся пачки непосредственной кровли, м.

Расчет величины вертикальных обнажений рудных, породных и закладочных массивов

При отработке прибортовых запасов целиков системой разработки с камерной выемкой и закладкой, имеет место формирование вертикальных и наклонных обнажений рудных, породных и закладочных массивов, находящихся на контакте с обрабатываемой камерой.

Расчет величин возможных вертикальных обнажений производится для каждого типа массива, обнажаемого при формировании выработанного пространства.

Расчет величин вертикальных обнажений производится по формуле [7]:

$$H = H_{90} = \frac{2 \cdot K_M \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi_M}{2}\right)}{\gamma},$$

где H – высота вертикальной стенки камеры, м;

γ – объемный вес руды (вмещающих пород), т/м³.

φ_M – угол внутреннего трения массива руды, пород, градусов;

K_M – сцепление в массиве руды (пород), т/м².

Согласно рекомендациям В.И. Борща-Компоница [8], влияние структуры массива на его паспортные характеристики может быть определено по следующим формулам:

$$K_M = K_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,6},$$

$$\varphi_M = \varphi_K \cdot \left(\frac{H}{d}\right)^{-0,11},$$

где H – высота обнажения, м;

K_K – сцепление в куске, т/м²;

φ_K – угол внутреннего трения в куске, град;

d – средний размер элементарного блока, м.

Тогда окончательный вид формулы расчета возможных вертикальных обнажений:

$$H = \frac{2 \cdot K_K \cdot \left[\frac{H}{d}\right]^{0,6}}{\gamma} \cdot \operatorname{tg}\left(0,5 \cdot \varphi_M \left[\frac{H}{d}\right]^{-0,11} + \frac{\pi}{4}\right),$$

Его решения относительно H для различных условий (типов руд и пород) можно произвести с помощью графика, представленного на рис. 2.5.1 (пример: для условий Гайского месторождения).

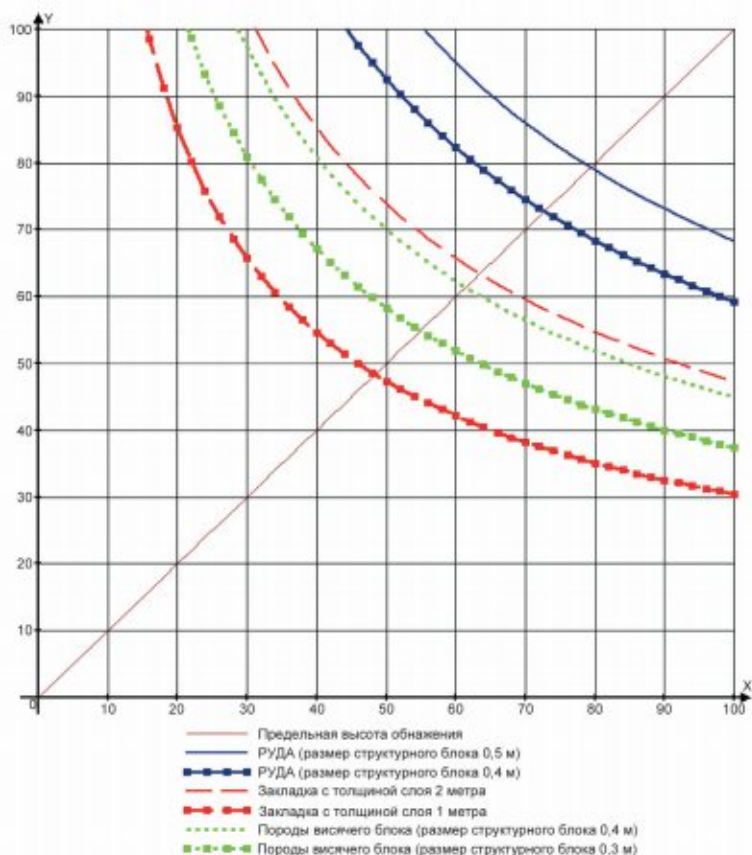


Рис. 2.5.1. График определения предельной высоты вертикальных обнажений

Зависимость величины сцепления в массиве закладки (K_M), от предела прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$) для цементного раствора согласно справочнику Hütte [9]:

$$K_M = 0,2 \cdot \sigma_{сж},$$

Результаты решения уравнения или графика для упрощения обобщения результатов заносятся в таблицу 2.5.2.

Таблица 2.5.2. Величины вертикальных обнажений руды и горных пород

Типы руд и пород	Размер структурного блока, метров		
	n1	n2	n3
Высота устойчивой стенки камеры, м			

Определение пролёта и высоты камер с учётом устойчивости пород висячего бока (в зависимости от угла падения рудного тела)

Высота свода обрушения кровли камеры в зависимости от её высоты h_3 , ширины l_k и угла падения рудного тела (угла падения пород висячего бока) α определяется эмпирической зависимостью:

$$h_{св} = 0,004 \cdot \frac{l_k \cdot h_3}{\sin \alpha}$$

где h_3 – высота камеры, м;

l_k – ширина камеры, м;

α – угол падения рудного тела.

Расчетные величины максимально возможной высоты свода обрушения пород висячего бока в камерах при различных значениях l_k , α , и h_3 . заносят в таблицу 2.5.3.

Таблица 2.5.3. Возможная высота свода обрушения пород висячего бока в камерах

Высота камеры, h_3 , м	Угол падения в/б, α , градусы	Ширина камеры l_k , м	
		l_{k1}	l_{k2}

В «Методических указаниях по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов» [10] на основе обобщения результатов наблюдения и практики отработки месторождений с углом падения $45^\circ \div 70^\circ$ построен график изменения устойчивых обнажений пород кровли по простиранию и восстанию (рис. 2.5.2).

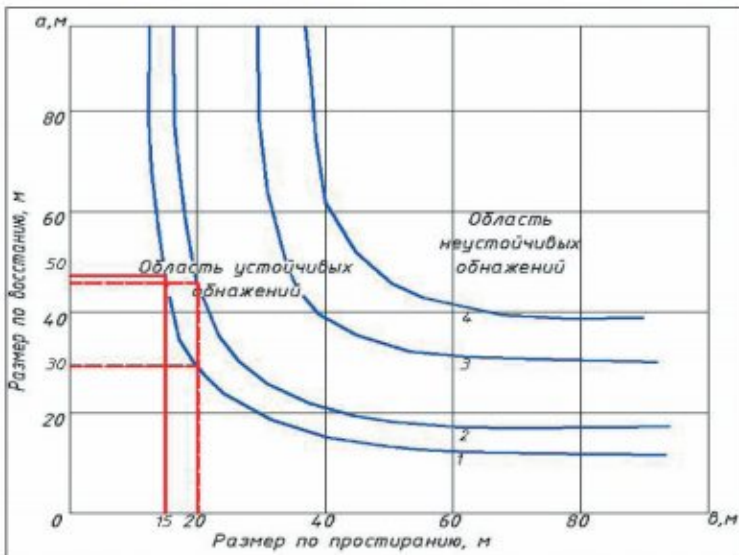


Рис. 2.5.2. График изменения устойчивых обнажений пород кровли по простиранию и восстанию

Кривые изменения размеров устойчивых обнажений пород кровли:

- 1 – при сильно нарушенных породах, падающих под углом 60° ;
- 2 – то же при средне нарушенных породах;
- 3 – при слабо нарушенных породах, падающих под углом 45° ;
- 4 – то же при углах падения $50-70^\circ$.

Расчет минимально допустимой толщины вертикального рудного целика

При составлении ОПИ для участков, расположенных на границах с обрушенными участками рассчитывается необходимая толщина вертикальных рудных целиков, которая обеспечит устойчивость формируемого выработанного пространства камер. Рудный целик в данном случае рассматривается как подпорная вертикальная стенка, воспринимающая неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от веса горной массы, заполняющей камеру. Схема к расчету параметров рудного целика с эпюрой действующего на него веса горных пород представлена на рис. 2.5.3.



Рис. 2.5.3. Схема к расчету параметров рудного целика с эпюрой действующего на него веса горных пород

При расчете силы, действующей на рудный целик, она определяется по формуле [11]:

$$R = \frac{10 \cdot \gamma_{гм} \cdot H_{кам}}{K_p} \cdot \operatorname{tg}^2 \left(45 - \frac{\varphi_n}{2} \right),$$

где $\operatorname{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi_{\Pi}}{2}\right)$ – коэффициент горизонтальной составляющей активного давления грунта, действующего на рудный целик.

$H_{\text{кам}}$ – высота обнажения рудного целика (высота камеры), м

γ – усреднённая плотность пород, т/м³;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления обрушенных пород;

φ_{Π} – угол внутреннего трения горной массы.

Исходное уравнение для расчета предела прочности руды на изгиб в массиве:

$$[\sigma_{\text{и}}] = \frac{M}{W}$$

где $[\sigma_{\text{и}}]$ – расчетный предел прочности руды на изгиб в массиве, т/м²;

$$[\sigma_{\text{и}}] = \frac{0,2 \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot K_{\text{со}}}{K_3}$$

где $[\sigma_{\text{сж}}]$ – усреднённый предел прочности руды на сжатие в образце, МПа;

$K_{\text{со}}$ – коэффициент структурного ослабления;

K_3 – коэффициент запаса.

M – максимальный изгибающий момент при приложении нагрузки в конкретной точке, тм:

$$M = \frac{R \cdot a \cdot b}{l}$$

где a и b – плечи приложения нагрузки, в нашем случае $a = \frac{1}{3} \cdot H$, $b = \frac{2}{3} \cdot H$,

l – длина балки, в нашем случае равна высоте камеры ($H_{\text{кам}}$).

W – момент сопротивления сечения изгибу относительно нейтральной оси рассчитывается по формуле, м²

$$W = \frac{h_{\text{ц}}^2}{6}$$

Подставив приведенные данные в формулы, получим следующее уравнение:

$$\frac{4 \cdot R \cdot H_{\text{кам}}}{3 \cdot h_{\text{ц}}^2} = \frac{0,2 \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot K_{\text{со}}}{K_3}$$

Относительно ширины рудного целика ($h_{\text{ц}}$) полученное уравнение примет следующий вид:

$$h_{\text{ц}} = \sqrt{\frac{4 \cdot R \cdot H_{\text{кам}} \cdot K_3}{0,6 \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot K_{\text{со}}}}$$

Данные расчета толщины рудного целика $h_{\text{ц}}$ при различном коэффициенте структурного ослабления вносятся в таблицу 2.5.4.

Таблица 2.5.4. Минимально допустимая толщина рудного целика при различных коэффициентах структурного ослабления рудного массива

Высота целика	Минимально допустимая толщина рудного целика, м	
	При коэффициенте структурного ослабления, доли ед.	

Оценка запаса прочности придонного целика

$$K_3 = a \cdot \sigma_{сж} \cdot K_c \cdot K_B \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_\phi \cdot [K_n \cdot L \cdot \gamma \cdot H]^{-1},$$

Оценка запаса прочности придонного целика выполняется по формуле [12]:

где: a – ширина рудного целика, м;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности руды на одноосное сжатие, т/м²;

K_c – коэффициент структурного ослабления;

K_B – коэффициент, учитывающий влияние времени на несущую способность целика;

K_y – коэффициент упрочнения, учитывающий повышение несущей способности целика при подпоре его стенок твердеющей закладкой;

K_o – коэффициент ослабления несущей способности МКЦ пройденными в нем выработками. Определяем коэффициент ослабления несущей способности целика K_o за счет изрезанности его выработками различного назначения по формуле:

$$K_o = (S_{ц} - S_B) / S_{ц} ,$$

где: $S_{ц}$ – площадь панельного целика, м²;

S_B – площадь выработок, пройденных панельном целике, м²;

K_ϕ – коэффициент формы, учитывающий влияние отношения ширины целика a к его высоте h . При отношении ширины целика a к его высоте h большем единицы K_ϕ вычисляется по формуле:

$$K_\phi = a / h ,$$

где L – размер обнажения пород кровли по простиранию, определяющий нагрузку на панельный целик:

$$L = a + 2 \cdot L_{м.з} ,$$

где $L_{м.з}$ – расстояние до предполагаемой опоры на закладочный массив прогнувшихся пород кровли, м.

γ – средняя объемная плотность вышележащих пород, т/м³;

H – глубина залегания рудного тела, м.

Расчет минимальной толщины рудной потолочины

При обработке опытных участков под обрушенными участками для обеспечения устойчивости кровли камеры рассчитывается необходимая потолочина, которая при расчетах рассматривается как балка на двух свободных опорах с равномерно распределенной нагрузкой от собственного веса и веса обрушенных пород в камере соответ-

ствующего пролета [6,12 и 13]. Схема к расчету толщины рудной потолочины представлена на рис. 2.5.4.

Для производства расчетов толщины рудной потолочины с достаточной степенью надежности, высота обрушенных пород для опытного участка принимается равной средней высоте обрушенных пород.

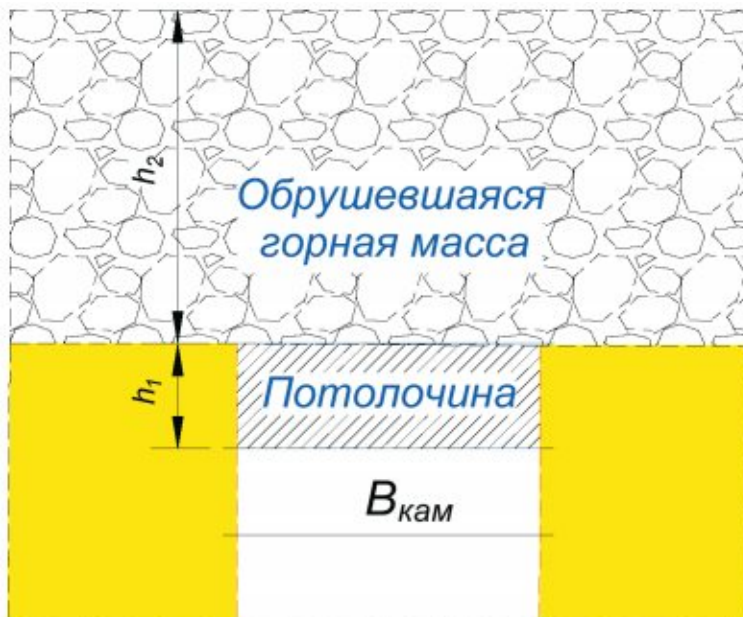


Рис. 2.5.4. Схема к расчету толщины потолочины

Исходные уравнения для расчета выглядят следующим образом:

$$[\sigma_{и}] = \frac{M}{W},$$

где $[\sigma_{и}]$ – расчетный предел прочности руды на изгиб в массиве, т/м²;

M – максимальный изгибающий момент при равномерно распределённой нагрузке, тм;

$$M = \frac{q \cdot B_{кам}^2}{8},$$

W – момент сопротивления сечения изгибу относительно нейтральной оси, м²;

$$W = \frac{h_1^2}{6},$$

q – равномерно распределенная нагрузка, т/м:

$$q = (q_1 + q_2),$$

где q_1 – равномерно распределенная нагрузка от собственного веса потолочины, т/м:

$$q_1 = \frac{V_{\text{кам}} \cdot h_1 \cdot \gamma_1}{V_{\text{кам}}} = h_1 \cdot \gamma_1,$$

q_2 – равномерно распределенная нагрузка от веса обрушившейся горной массы, т/м;

$$q_2 = \frac{V_{\text{кам}} \cdot h_2 \cdot \gamma_2}{V_{\text{кам}} \cdot K_p} = \frac{h_2 \cdot \gamma_2}{K_p},$$

где $V_{\text{кам}}$ – ширина камеры (длина балки), м;

h_1 – толщина рудной потолочины, м;

h_2 – высота толщи обрушившейся горной массы, оказывающей давление на потолочину, м;

γ_1 – усреднённая объёмная плотность руды, т/м³;

γ_2 – объёмная плотность горной массы, т/м³;

K_p – коэффициент разрыхления обрушившейся горной массы.

Расчет и оценка запаса прочности размеров целиков в условиях крутого и наклонного падения

Наиболее сложной задачей является определение размеров целиков в условиях крутого и наклонного падения, так как давление на целики здесь проявляется не только со стороны вышележащей толщи пород, но и со стороны пород висячего и лежачего боков. Многочисленные наблюдения за процессом деформации подработанной толщи пород показали, что характер действия сил сходен с тем, что показан на рис. 2.5.5 [14].

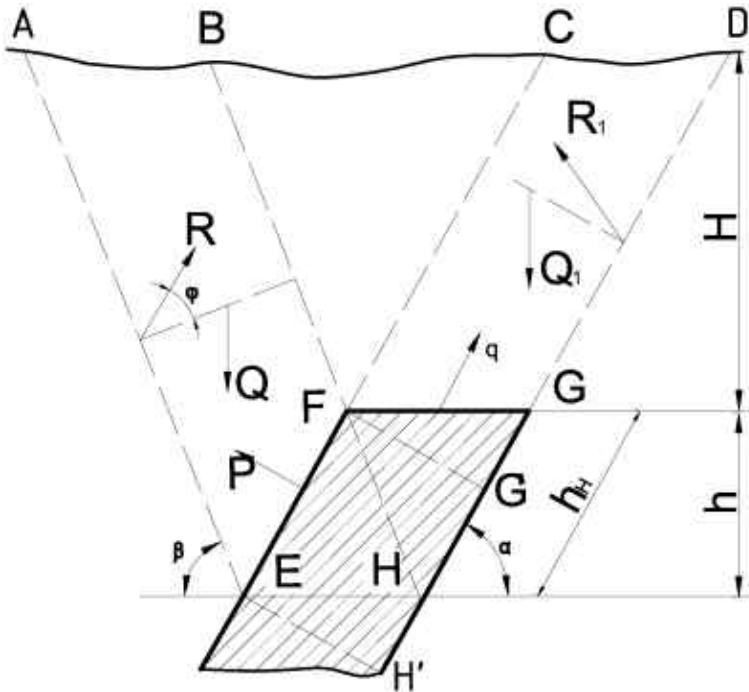


Рис. 2.5.5. Схема к расчёту целиков от действия призм сползания

Целики испытывают вертикальное давление со стороны вышележащей толщи пород и боковое со стороны висячего бока, вызванное перемещением призм сползания со следующими допущениями:

- целики под воздействием нагрузки в некоторой степени деформируются, что создаёт условия для формирования призм сползания;
- поверхность призм сползания является плоской.

Вертикальное давление на целики в этом случае рассчитывается по формуле:

$$q = \frac{H \cdot l_{ц} \cdot \gamma \cdot \sin(\beta - \varphi)}{\cos \varphi}$$

Боковое давление рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{h_{ц} \cdot (H + 0.5 \cdot h_{ц}) \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) \cdot \gamma \cdot \sin(\beta - \varphi)}{\sin(\alpha + \beta - \varphi)}$$

где H – глубина разработки, метров;

$l_{ц}$ – длина целика, м;

$h_{ц}$ – высота целика, м;

γ – средний объёмный вес налегающих пород, т/м³;

α – угол падения залежи, град;

φ – угол внутреннего трения пород, град;

β – угол сдвижения пород висячего бока, град.

Результирующее давление на целик рассчитывается по формуле:

$$R = \sqrt{q^2 + P^2}$$

Площадь целика, на который действует результирующее давление, определяется из выражения:

$$S = \frac{b_{ц} \cdot h_{ц}}{\sin \alpha} + b_{ц} \cdot l_{ц} \cdot \sin \alpha$$

где $b_{ц}$ – ширина целика, м.

Напряжения в целике, возникающие от результирующего давления, действующего на целик:

$$\sigma_{н} = \frac{R}{S}, \text{ Т/М}^2 = \frac{R}{100 \cdot S}, \text{ МПа}$$

Коэффициент запаса прочности целика находится по формуле:

$$K_3 = \frac{\sigma_{сж} \cdot K_c \cdot K_b \cdot K_y \cdot K_o \cdot K_{БВР} \cdot K_{\phi}}{\sigma_{н} \cdot K_{\alpha}}$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность руды на сжатие, МПа;

K_c – коэффициент структурного ослабления;

K_b – коэффициент влияния времени на несущую способность целика;

K_y – коэффициент упрочнения, учитывающий повышение несущей способности целика при подпоре его стенок твердеющей закладкой;

K_0 – коэффициент ослабления несущей способности МКЦ пройденными в нем выработками;

$K_{БР}$ – коэффициент ослабления несущей способности МКЦ взрывными работами;

K_ϕ – коэффициент формы, учитывающий влияние отношения ширины целика a к его высоте h , при отношении ширины целика a к его высоте h меньшем единицы:

$$K_\phi = 0,6 + \frac{0,4 \cdot b_{ц}}{h_{ц}}$$

K_α – коэффициент угла падения.

Коэффициент запаса прочности учитывает факторы со случайным характером влияния, в том числе:

– возможные отклонения в средней прочности руды (породы), $K_{31} = 1,35$;

– неравномерность распределения напряжений от средней расчётной величины, $K_{32} = 1,3$;

– возможные отклонения фактических размеров целиков и камер от их расчётной величины $K_{33} = 1,15$.

Значение коэффициента запаса рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов [9].

$$K_3 = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33} .$$

2.6. Технология отработки опытного участка месторождения

Главной целью проводимых исследований является безопасность отработки и максимально полная выемка руды на опытном участке с минимальными потерями и разубоживанием (снижением качества рудной массы). Этой цели подчинены технологические и технические решения, принятые при составлении методик опытно-промышленных испытаний.

Проводится анализ состояния горных работ в районе опытного участка, геологических характеристик руд и вмещающих пород, горнотехнической обстановки, условий залегания рудных тел, оцениваются размеры и конфигурация участка будущей отработки, состояния устойчивости бортов карьера в районе опытного участка и другие горно-технические факторы.

Осуществляется выбор системы разработки (комбинация вариантов систем разработки) ее конструктивное оформление. При проектировании технологических схем отработки запасов опытного участка максимально используются существующие горные выработки соседних участков, с целью минимизации проходки новых подготовительно-нарезных выработок.

На основании геомеханических расчетов по устойчивости бортов карьера, размеров пролетов камер, вертикальных обнажений определяются параметры очистной выемки: блоков, камер, заходок, выпускных днищ и др.

Обосновываются этапы и порядок отработки опытного участка. Производится выбор технологического оборудования очистного цикла: бурового, погрузочно-доставочного, доставочного и вспомогательного.

2.7. Буровзрывные работы при отработке опытного участка месторождения

Параметры БВР

Параметры буровзрывных работ рассчитываются исходя из максимальных геометрических параметров камер (таблица 2.6.1).

Таблица 2.7.1. Параметры БВР при отработке запасов опытного участка

Наименование	d, м	q, кг/м ³	W, м	Усредненные размеры отбиваемого слоя руды		Средняя масса заряда в веере Q, кг
				B, м	H, м	

где d – диаметр скважины, м;

q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;

W – ЛНС, м;

B – ширина, м;

H – высота, м.

Удельный расход ВВ на отбойку руды

Удельный расход ВВ на отбойку руды (q) определяется по формуле, [15]:

$$q = (0,8 - q_B) \cdot \frac{K_f K_\gamma K_C K_d}{e},$$

где q_B – минимальный удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т, принимается в зависимости от диаметра скважин;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

K_f – коэффициент, зависящий от крепости руды (f);

$$K_f = \sqrt{\frac{f}{15}},$$

K_γ – коэффициент, зависящий от плотности руды (γ , т/м³);

$$K_\gamma = \sqrt{\frac{2,8}{\gamma}},$$

K_C – коэффициент, зависящий от размера кондиционного куска (C, м);

$$K_C = \sqrt{\frac{0,4}{C}},$$

K_d – коэффициент, зависящий от диаметра скважин (d, м);

$$K_d = \left(\frac{d}{0,150} \right)^{n_d},$$

где n_d – показатель степени, равный 1,0÷0,33. В крепких монолитных породах его значение близко к единице.

Удельный расход ВВ на отбойку определяется из следующего выражения [16]:

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6,$$

где q_0 – эталонный расход ВВ на дробление, зависящий от коэффициента крепости руд (таблица 2.7.2), кг/м³ [17];

Таблица 2.7.2. Эталонный расход ВВ в зависимости от коэффициента крепости пород

Коэффициент крепости пород f	8÷10	10÷12	12÷14	14÷16	16÷18
Эталонный расход ВВ, кг/м ³	0,9–1,0	1,0–1,1	1,1–1,2	1,2–1,3	1,3–1,4

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ.

k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска:

$$k_2 = \left(\frac{L_{тр}}{d_k} \right)^{n_{тр}},$$

где $L_{тр}$ – среднее расстояние между трещинами в массиве, м;

d_k – размер кондиционного куска руды, м;

$n_{тр}$ – показатель степени, зависящий от трещиноватости массива (0,5÷0,6);

k_3 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин в массиве, при параллельном расположении скважин равен 1, при веерном расположении скважин равен 1,1÷1,2;

k_4 – коэффициент, учитывающий расположение скважин относительно свободной поверхности, при отбойке на одну обнаженную поверхность равен 1, на две обнаженные поверхности 0,7÷0,9, на разрушенную породу (зажатую среду) 1,2÷1,3;

k_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжения, при зарядке патронированным ВВ скважин вручную равен 1, при пневматическом заряжении гранулированным ВВ 0,9÷0,95, при использовании водонаполненных ВВ 0,85÷0,9, а прессованных патронированных ВВ 0,8÷0,85;

k_6 – коэффициент, учитывающий диаметр скважины и степень массивности пород:

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105} \right)^{n_d},$$

где d – диаметр скважин, м;

n_d – показатель степени, равный 1,0÷0,33. В крепких монолитных породах его значение близко к единице.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС)

Линия наименьшего сопротивления при взрывании веера на свободную поверхность определяется по следующей формуле, м [15]:

$$W = \sqrt{\frac{p}{q \cdot \gamma \cdot m}},$$

где p – масса ВВ в 1 м скважины, кг/м;
 q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/т;
 γ – плотность руды, т/м³;
 m – коэффициент сближения скважин, ($m = 1 \div 1,1$).

Расчет общей массы заряда в веере

$$Q = q \cdot W \cdot H \cdot B,$$

где q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;
 H и B – высота и ширина отбиваемого слоя, м;
 W – расчетная ЛНС, м:

$$W = \sqrt{\frac{p \cdot m}{q}},$$

где m – коэффициент сближения зарядов;
 p – масса ВВ в 1 м скважины, кг:

$$p = \left(\frac{2 \cdot \pi \cdot d}{4} \right) \cdot \Delta,$$

где d – диаметр скважины, м;
 Δ – плотность заряжения, кг/м³.

Расчет параметров буровзрывных работ при отбойке руды в «зажатой» среде

Особенность взрывания в «зажатой среде» заключается в ограничении перемещения отбитой руды. В связи с этим решающее значение для применения этого вида взрывания имеет податливость рудной массы действию взрыва, определяемая её подвижкой. Компенсационное пространство для размещения отбитой руды образуется за счет наличия пустот (нарезные выработки, пространство между забоем и навалом ранее отбитой руды), а также за счет уплотнения навала ранее отбитой руды. Структурное сложение массива при этом почти не нарушается, хотя в нем происходит интенсивное развитие деформаций по тектоническим трещинам.

Основная особенность отбойки в «зажатой среде» заключается в отсутствии или незначительном объеме свободного компенсационного пространства. Руда при отбойке разрыхляется за счет уплотнения «зажимающего» материала. При взрыве зарядов ВВ происходит смещение на 3...3,5 м границы массива руды, которое затухает на удалении порядка 20 м в сторону «зажимающего» материала. В результате удлиняется время воздействия ударных волн на массив и до 90% увеличивается доля энергии прямой волны на дробление руды. Качество дробления рудной массы при отбойке «в зажиме» заметно улучшается по сравнению с отбойкой на свободное компенсационное пространство.

Условиями, определяющими эффективность отбойки руды в «зажатой среде», являются:

- разрыхленность «зажимающей» среды перед взрывом;
- ширина отбиваемого слоя руды;
- удельный расход ВВ на отбойку руды.

Лучшее качество дробления достигается при коэффициенте разрыхления «зажимающего» материала равном 1,2...1,4.

Критический коэффициент разрыхления отбиваемой руды после взрыва, при котором возможен «прострел» скважин, составляет 1,05. Минимальный коэффициент разрыхления отбитой руды, при котором происходит ее нормальный выпуск, составляет 1,15...1,2.

ЛНС при отбойке на зажимающую среду [18] определяется по формуле:

$$W = 8,7 \cdot 10^{-4} d \frac{G}{\alpha} \sqrt{\frac{\delta KC}{fm(4+C)}},$$

где d – диаметр скважинного заряда, м;

G – теплота взрыва ВВ, кДж/кг;

α – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива горных пород и равный 1 – для монолитных и слаботрещиноватых пород, 0,8...0,9 – для пород средней трещиноватости и 0,6...0,7 – для сильнотрещиноватых пород;

δ – плотность заряжения, кг/м³;

K – выход негабарита, %;

C – размер кондиционного куска, м;

f – коэффициент крепости по Протодьяконову;

m – коэффициент сближения скважинных зарядов ВВ.

Расчёт максимальной толщины отбиваемого слоя при отбойке руды в «зажиме» рекомендуется производить в следующем порядке:

а) определение величины подвижки отбиваемого слоя руды производится по формуле:

$$\Delta = \frac{89,3 \cdot 10^{-6} \cdot K_{ш} \cdot B \cdot K_{po}^9 \cdot \sqrt{T \cdot q_{зм}^2 \cdot W}}{0,83 + 0,17 \cdot \sqrt{n}},$$

где K_{po} – коэффициент разрыхления «зажимающей» среды перед отбойкой слоя, принимается в зависимости от времени после прекращения выпуска и ширины очистного пространства в соответствии с таблицей 2.7.3.

Таблица 2.7.3. Значения коэффициента разрыхления «зажимающей» среды перед взрывом

Время после прекращения выпуска, сутки	Ширина очистного пространства, м				
	до 10	10...20	20...30	30...40	40...50
менее 2	1,55	1,51	1,50	1,47	1,45
2...5	1,52	1,50	1,48	1,45	1,43
5...10	1,50	1,48	1,47	1,45	1,43
10...20	1,48	1,47	1,47	1,45	1,42
20...30	1,48	1,47	1,46	1,44	1,42
30...50	1,47	1,46	1,45	1,44	1,42
50...80	1,45	1,44	1,44	1,43	1,42

$K_{ш}$ – коэффициент, учитывающий влияние приконтактных зон отбиваемого слоя на среднюю величину его подвижки. Значения $K_{ш}$ в зависимости от ширины отбиваемого слоя приведены в таблице 2.7.4.

Таблица 2.7.4. Значения $K_{ш}$ в зависимости от ширины отбиваемого слоя

Ширина отбиваемого слоя, метров	Значения коэффициента $K_{ш}$
15	0,74
20	0,81
25	0,84
30	0,87
35	0,89
40	0,91
50	0,93

W – ширина отбиваемого слоя, м;

T – теплота продуктов взрыва, ккал/кг;

$q_{зм}^2$ – удельный расход ВВ на отбойку в зажиме, кг/м³;

W – ЛНС, м;

n – среднее количество скважин в веере.

Удельный расход на отбойку руды в «зажиме» на 15...40% больше, чем при отбойке на свободное пространство. Увеличение расхода ВВ, затрачиваемого на смещение слоя руды и уплотнение «зажимающего материала», учитывается коэффициентом зажима $K_{зм}$. Удельный расход ВВ на отбойку «в зажиме» составит:

$$q_{зм} = q \cdot K_{зм}$$

где q – удельный расход ВВ при отбойке на свободное пространство, кг/м³.

Для предотвращения выброса отбитой руды в буровые выработки, сообщаемые с очистным пространством, и скалывания рудного массива в призабойной зоне, веера скважин необходимо заряжать так, чтобы расстояние между концами зарядов (вблизи устья смежных скважин) было не менее $0,7W$.

Для проверки полученного результата толщину отбиваемого слоя можно так же определить из выражения, в котором он определяется в зависимости от заданного и предельного коэффициентов разрыхления [18].

$$T = \frac{\ell_{зс} \cdot (K_p^3 - K_p^{np})}{K_{po} \cdot (K_p^{np} - 1)},$$

где $\ell_{зс}$ – толщина слоя зажимающего материала, метров;

K_p^3 – заданная величина коэффициента разрыхления;

K_p^{np} – предельная величина коэффициента разрыхления.

По условию качественного дробления оптимальные интервалы замедления (мсек) при короткозамедленном взрывании в «зажатой» среде определяются [19] как:

$$\tau = (9,2 W - 4,3) K_{po}$$

Плотность отбитой руды в очистном пространстве после взрыва не-равномерна. Непосредственно у призабойной части создается разрыхленная зона шириной 1,5...3 м, а затем следует наиболее уплотненная зона. По мере удаления от массива плотность отбитой руды уменьшается и на расстоянии, равном четверти всей зоны уплотнения, разрыхленность руды становится нормальной и ее истечение при выпуске происходит удовлетворительно. В связи с различной плотностью руды после взрыва необходимо с целью создания нормальных условий для отбойки последующего слоя руды, осуществлять частичный выпуск, основной целью которого является регулирование в заданных пределах разрыхленности «зажимающей» среды в зоне уплотнения.

Оптимальное время на ступень замедления при взрывании вееров определяется по формуле [20]:

$$t = \frac{3,5\rho}{\sqrt[3]{f^2}} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}} W * 10^{-3},$$

где ρ – плотность руд, кг/см²;

f – коэффициент крепости по шкале М. М. Протоdjeяконова;

μ – коэффициент Пуассона;

W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м.

Оценка сейсмического воздействия взрывных работ на охраняемые объекты

Охраняемые объекты: породный, рудный и закладочный массивы; капитальные и подготовительные выработки; борт карьера, прибортовой целик; вмещающие породы стенок камер и др.

Выполняемые аналитические расчеты направлены на оценку воздействия взрывных работ, производимых при отработке прибортовых запасов на охраняемые объекты в фронтальном и боковом направлении. Целью расчётов является определение оптимальных параметров БВР при отработке запасов участка.

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект принимаются: уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций. При расчете численных значений критериев учитываются: параметры БВР, характеристики охраняемых объектов, определяющие его сейсмостойкость, радиусы зон разрушения и деформаций вмещающих пород.

Методика оценки включает определение:

- сейсмобезопасных расстояний;
- характеристик руд и пород;
- допустимых скоростей колебаний массивов пород и руд южного борта карьера в районе опытной камеры;
- ожидаемого уровня интенсивности сейсмических колебаний при различных параметрах БВР;
- радиусов зон дробления и трещинообразования.

По результатам проведенных расчетов устанавливается потенциальная опасность взрывных работ на охраняемые объекты.

Оценка сейсмического действия взрывных работ на охраняемый объект производится путем сопоставления расчетных и допустимых скоростей колебаний массива горных пород. Условие сохранения устойчивости рассматриваемых массивов записывается следующим образом:

$$V_{\text{доп}} \geq V_{\text{р}},$$

где $V_{\text{доп}}$ – допустимая скорость колебаний, см/сек;

$V_{\text{р}}$ – расчетная скорость сейсмических колебаний, см/сек.

Допустимой скоростью колебаний ($V_{\text{доп}}$) называется такая скорость, при которой сохранение охраняемых объектов полностью гарантировано (то есть при воздействии сейсмических волн меньшей амплитуды никакого отрицательного воздействия на объект не происходит).

При возбуждении в массиве пород скорости колебаний выше допустимой $V_{\text{р}} \geq V_{\text{доп}}$ сохранность зданий или сооружений носит вероятностный характер.

Согласно РБ Г-05-039-96 [18], при превышении допустимой для данного сооружения скорости для определения вероятности сохранения устойчивости охраняемого объекта необходимо руководствоваться данными рис. 2.7.1, по оси ординат которого отложены значения вероятности сохранения охраняемых объектов W , а по оси абсцисс – величина $C = V_{\text{р}} / V_{\text{доп}}$.

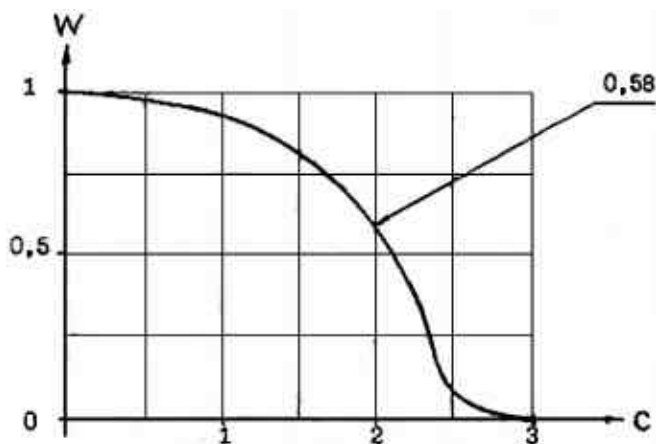


Рис 2.7.1. Вероятность сохранения устойчивости охраняемых объектов

Соотношение расчётных и допустимых скоростей сейсмических колебаний равной 1,0 говорит о вероятности сохранения устойчивости равной 0,93.

Допустимая скорость колебаний для массива пород, слагающих борт карьера при взрыве $V_{\text{доп}}$ определяется по формуле [21].

$$V_{\text{доп}} = \frac{0,375 \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right) \left((1 + (1 - 2\mu)\epsilon)^{\frac{8}{3}} - 1 \right) 10^2}{C_p (1 + (1 - 2\mu)\epsilon)^4},$$

где C_p , C_s – скорости распространения продольной и поперечной волны в массиве, м/с;
 μ – коэффициент Пуассона:

$$\mu = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2(C_p^2 - C_s^2)},$$

ε – допустимая относительная деформация.

При расчете характеристик пород и руд используются формулы [21, 22]

$$C_p = 1,078 \cdot 10^4 \cdot \sigma_{сж}^M \cdot (\gamma_{п}^M)^{-1},$$

$$C_s = 0,51C_p + 217, \text{ м/с},$$

где $\sigma_{сж}^M$ – предел прочности на сжатие в массиве, кг/см²;

C_p – скорость продольной волны в массиве, м/с;

C_s – скорость поперечной волны в массиве, м/с;

$\gamma_{п}^M$ – объемный вес породы (руды) в массиве, кг/м³.

Расчетные значения допустимой скорости колебания пород заносятся в таблицу 2.7.5.

Таблица 2.7.5. Расчетные значения допустимой скорости колебания пород

Охраняемый объект	Параметры	$V_{\text{доп}}$, см/с
-------------------	-----------	-------------------------

Определение уровня сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты

Скорость колебаний пород при взрывании скважинных зарядов (V) определяется по формулам [23]:

$$V(r) = K_c \left(\frac{\sqrt[3]{Q_3}}{r} \right)^\mu,$$

где K_c – коэффициент интенсивности сейсмических колебаний;

Q_3 – масса эквивалентного сосредоточенного заряда ВВ, кг;

r – удаление от взрыва, м;

$\mu = 2,21 \left(\sqrt[3]{Q_3} / r \right)^{0,08}$ – показатель затухания колебаний.

Масса эквивалентного сосредоточенного заряда ВВ рассчитывается по формуле [23]:

$$Q_3 = \Psi \cdot Q,$$

где Q – масса заряда ВВ в группе (ступени замедления), кг;

Ψ – коэффициент рассредоточения заряда веера.

Значения Ψ для бокового направления действия взрыва:

$$\Psi_{\text{бок.}} = \frac{r^2(2r+B)}{(r+B)^2 \cdot \sqrt{4r^2+H^2}}.$$

Значения Ψ для фронтального направления действия взрыва (рис. 2.6.2):

$$\Psi_{\text{фронт.}} = \frac{2r^2}{\sqrt{4r^2+B^2} \cdot \sqrt{r^2+H^2}}.$$

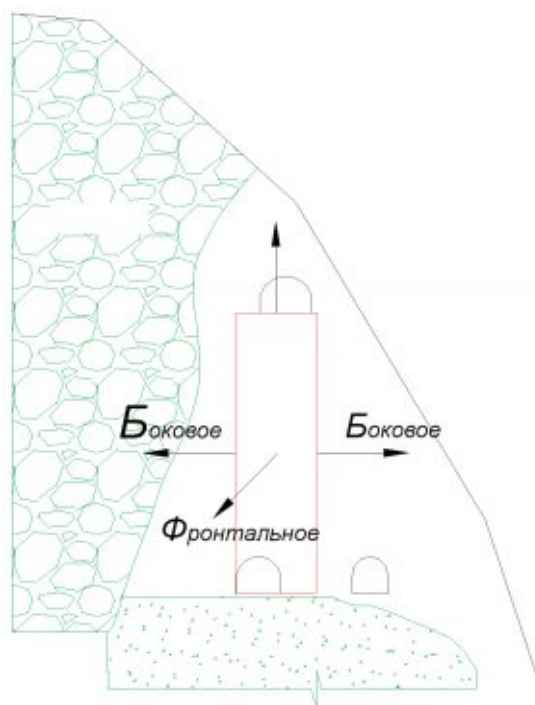


Рис. 2.7.2. Схема к расчёту влияния взрыва

Значение коэффициента интенсивности сейсмических колебаний равно:

$$K_c = 7,5 * 10^4 \sqrt{\frac{q}{C_{p \text{ руд}}^m \rho_{\text{руд}} \tau}} K_1 ,$$

$$K_1 = \sqrt{\frac{C_{p \text{ руд}}^m \rho_{\text{руд}}}{(C_{p \text{ пор}}^m \rho_{\text{пор}})}} ,$$

$$\tau = K_\tau \lg r ,$$

где τ – период колебания грунта в главной фазе;

r – удаление от взрыва, м;

K_τ – коэффициент, характеризующий свойства грунтов в пункте наблюдения; для скальных пород равен 0,01...0,03.

Расчёт радиусов зон дробления и трещинообразования для прикамерных породных массивов

Радиусы зон (м) определяются по формулам [23]:

– зоны дробления:
$$r_{др} = \sqrt[3]{Q_з} \sqrt{\frac{C_в}{C_p}}$$

– зоны трещинообразования:
$$r_{тр} = \sqrt[3]{Q_з} \sqrt{\frac{C_p}{C_с}}$$

При взрывании вееров скважинных зарядов диаметром 89 мм радиусы искомых зон для опытных камер при различной массе ВВ представлены в таблице 2.7.6.

Таблица 2.7.6. Расчетные значения радиусов дробления и трещинообразования при различном количестве ВВ в группе.

Наименование	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м				Радиус зоны трещинообразования $r_{тр}$, м			
		Количество ВВ в группе, кг							

2.8. Потери и разубоживание руды

Расчет планируемых при обработке опытного участка потерь и разубоживания руды произведён в соответствии с основными положениями [24, 25, 26 и 27].

При расчёте потерь и разубоживания руды учитывается экономическая оценка потерь руды, осуществляется анализ горно-геологических и технологических факторов, влияющих на размеры потерь и разубоживания, используется опыт ведения очистных работ на рудниках.

Для наиболее точного определения размеров потерь и разубоживания руды при выемке запасов в качестве элементарной выемочной единицы принимается камера или заходка. Обработка камеры (заходки) подразумевает под собой полный цикл подготовительных и очистных работ, повторяющийся для каждой выемочной единицы.

Расчёт потерь и разубоживания руды для системы разработки с камерной выемкой и закладкой

Расчет потерь и разубоживания для камеры произведен по местам их образования:

- потери и разубоживание из-за сложности контакта рудного тела;
- потери в угловых частях камер;
- потери отбитой руды на днище камеры;
- разубоживание закладкой от стенок заложённых соседних камер;
- разубоживание от отслоения пустых пород по торцам камер;
- разубоживание от сводообразования в кровле камеры (для секций, обрабатываемых в нисходящем порядке).

Общие потери и разубоживание руды для отдельной выемочной камеры определяется суммированием всех видов расчётных потерь и разубоживания.

Потери и разубоживание руды при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта)

Сложность контакта рудного тела принято характеризовать шириной так называемой «зоны контактной неопределенности», которая принимается равной погрешности оконтуривания рудной залежи. Эта погрешность, в свою очередь, приближенно может быть определена исходя из значения среднеквадратичного отклонения содержания основного компонента ($\delta_1 = +\%$) и среднего интервала опробования (ℓ):

$$t = \frac{\ell \cdot K_{в1}}{2},$$

где $K_{в1}$ – коэффициент вероятности, характеризующий достоверность определения среднего значения содержания (для меди и цинка составляет порядка 1,3–1,5 (30–50%).

В соответствии с п. 1.3.9. Инструкции [2] расчет потерь и разубоживания, связанных с отработкой приконтурных участков залежей и с выпуском руды рекомендуется производить с использованием коэффициента μ , характеризующего оптимальное соотношение между (элементарными) линейными объемами потерь и разубоживания руды на границе оконтуривания рудных залежей и при определении предела выпуска руды из выемочных единиц. Применительно к условиям месторождений коэффициент μ может быть определен исходя из величины бортового (браковочного) содержания основного компонента и приведенного содержания основного компонента в руде и вмещающих породах:

$$\mu = \frac{(a_б - в) \cdot \gamma_п}{(C_{пр} - a_б) \cdot \gamma_р},$$

где $a_б$ – бортовое содержание основного компонента;

$в$ – содержание основного компонента во вмещающих породах;

$\gamma_п$ – плотность вмещающих пород, т/м³;

$\gamma_р$ – плотность руды, т/м³,

$C_{пр}$ – приведенное содержание основного компонента в погашенных запасах.

$$C_{пр} = C_1 + \frac{C_2 \cdot I_2}{C_1 \cdot I_1} \cdot C_2 + \dots + \frac{C_i \cdot I_i}{C_1 \cdot I_1} \cdot C_i,$$

где C_1 – содержание основного компонента;

$C_2 \dots C_i$ – содержание сопутствующих компонентов;

$C_1 \dots C_i$ – цена в концентрате основного и сопутствующих компонентов, руб. (\$) ;

$I_1 \dots I_i$ – извлечение в концентрат соответственно основного и сопутствующих компонентов, %.

При значении $\mu > 0,9 \div 1,0$ отбойку руды следует производить по контуру рудного тела. В этом случае потери и разубоживание руды определяются по формуле:

$$\Pi_1 = P_1 = \frac{n \cdot t}{6 \cdot m} \cdot 100,$$

где m – мощность рудного тела на обрабатываемом участке.

n – количество контактов с вмещающими породами, штук.

В остальных случаях контур обработки относительно контакта рудного тела следует смещать в сторону пород на величину Δt , определяемую по формуле:

$$\Delta t = \frac{t}{2} \cdot \cos \frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu},$$

Потери и разубоживание при известных значениях t и Δt определяются по формулам:

$$\Pi_1 = \left(\frac{t}{m \cdot \pi} \cdot \sin \frac{\pi \cdot \mu}{1 + \mu} - \frac{2\Delta t \cdot \mu}{m \cdot (1 + \mu)} \right) \cdot 100,$$

$$P_1 = \Pi_1 + \frac{n \cdot \Delta t}{m} \cdot 100.$$

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 2.8.1.

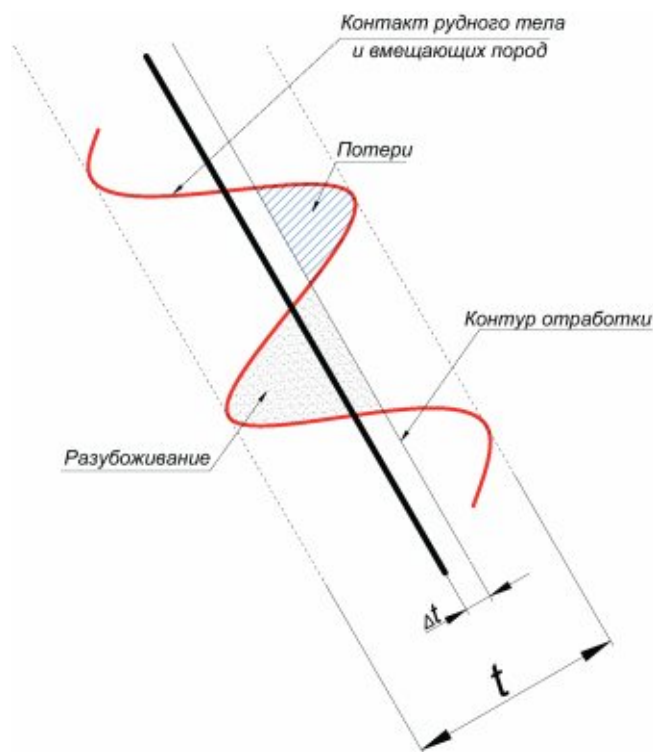


Рис. 2.8.1. Потери и разубоживание руды из-за сложности контакта рудного тела

Потери в угловых частях камер

Применительно к используемой системе разработки, оставление целиков в угловых частях камер имеет место и обусловлено так называемым «затуханием» скважин и происходит как в горизонтальных, так и в вертикальных плоскостях камеры.

При скважинной отбойке руды (по данным наблюдений проведенным на ряде предприятий) целики в угловых частях камер представляют собой равнобедренные треугольники с несколько вогнутой гипотенузой длина которой равна расстоянию между концами взрывных скважин в отбиваемых веерах. Средняя площадь такого целика с достаточной точностью может быть определена, как площадь равнобедренного треугольника по формуле:

$$S_{ц} = \frac{\cos^2 45^\circ}{2} \cdot a^2,$$

где a – расстояние между концами взрывных скважин в веере, м.

В таблице 2.8.1 приведены рассчитанные площади рудных целиков, оставляемых в угловых частях камеры отрабатываемой внутри блока, в зависимости от расстояния между концами взрывных скважин в веере.

Таблица 2.8.1. Площади поперечного сечения целиков в угловых частях камер в зависимости от расстояния между концами взрывных скважин в веере.

а, м	$S_{ц}$, м ²
1,2	0,4
1,5	0,6
1,8	0,8
2,0	1,0
2,2	1,2
2,5	1,6
2,7	1,8
3,0	2,1

Общие относительные потери руды в угловых частях камер в плане и в разрезе отрабатываемой камеры определяются формулой:

$$\Pi_2 = \frac{(N_1 \cdot S_{ц} \cdot L_k + N_2 \cdot S_{ц} \cdot B_k + N_3 \cdot S_{ц} \cdot H_k) \cdot (100 - \Pi_{\sigma})}{V_{\text{бл}}},$$

где $S_{ц}$ – площадь целика, м²;

L_k – длина камеры, м;

H_k – высота камеры, м;

B_k – ширина камеры, м;

N_1, N_2 и N_3 – соответственно количество горизонтальных и вертикальных целиков по длиной, короткой сторонам и высоте камеры (при плоском днище в камере количество рудных целиков каждого типа – четыре);

P_p – прерывистость целиков, в зависимости от крепости и трещиноватости руд составляет от 40 до 60%;

$V_{\text{бл}}$ – общий объем камеры, м^3 .

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 2.8.2.

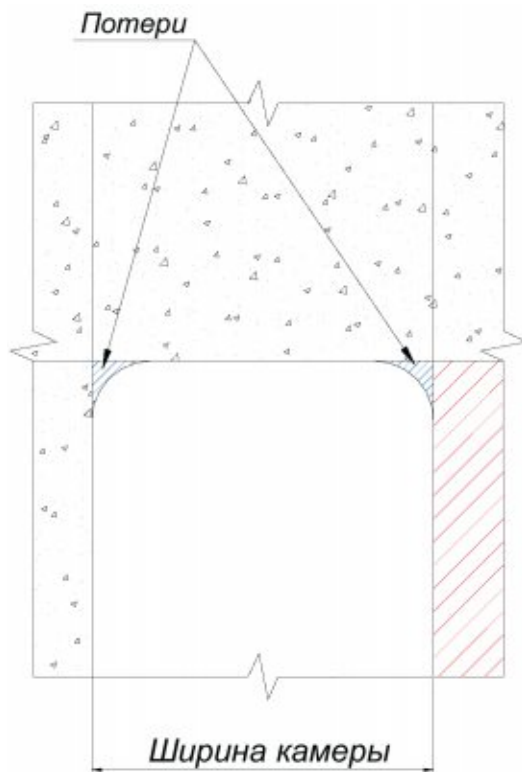


Рис. 2.8.2. Потери руды в угловых частях камеры

Потери отбитой руды на днище камеры

Данный вид потерь образуется при использовании всех вариантов камерной системы разработки. Отличие заключается только в количестве теряемой руды на днище камеры.

На количество потерь влияет схема расположения заездов в камере (боковые, торцовые, комбинированные) и тип применяемого на отгрузке руды из камеры оборудования (применяется или не применяется ПДМ с дистанционным управлением). Каждая комбинация перечисленных параметров дает разное количество данного вида потерь.

При применении камерной системы разработки с плоским днищем данный вид потерь определяется следующим образом:

$$P_3 = \frac{V_{\text{п}}}{H_{\text{к}} \cdot L_{\text{к}} \cdot B_{\text{к}} \cdot K_p} (100 - I),$$

где $V_{\text{п}}$ – объем потерь отбитой руды на днище камеры, м^3 ;

L_k – длина камеры, м;

B_k – ширина камеры, м;

H_k – высота камеры, м;

K_p – коэффициент разрыхления руды, доли ед.;

I – извлечение отбитой руды при отработке нижележащих камер, %.

Опыт отработки месторождений при выемке запасов камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства показывает, что полного пропитывания отбитой рудной массы твердеющей смесью не происходит. Часть оставленной в камере рудной массы будет выпущена при отработке нижерасположенных камер. Процент данного извлечения составляет как правило от 40 до 60%.

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рисунках 2.8.3 и 2.8.4.



Рис. 2.8.3. Схема к определению потерь отбитой руды между погрузочными заездами

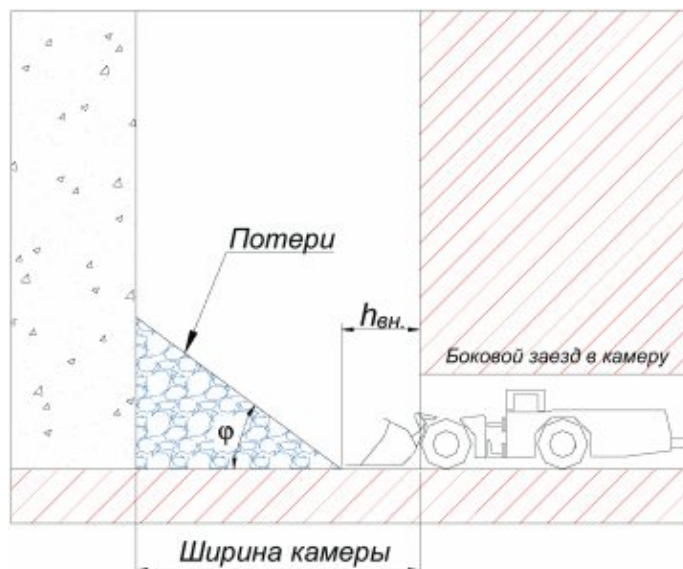


Рис. 2.8.4. Схема к определению потерь отбитой руды на днище камеры при боковых заездах с отгрузкой руды ПДМ без дистанционного управления

Объёмы потерь руды в зависимости от расположения погрузочных заездов и применяемого оборудования определяется по следующим формулам:

– при боковых заездах без применения ПДМ с дистанционным управлением:

$$V_{\text{пот}} = \frac{(B_k - l_{\text{въезд}})^2 \cdot \text{tg}\varphi \cdot L_k}{2} + (l_3 - B_{\text{бд}})^2 \cdot \text{tg}\varphi \cdot \left(\frac{B_k + l_{\text{въезд}}}{2} \right) \cdot L_k,$$

– при боковых заездах с использованием ПДМ с дистанционным управлением:

$$V_{\text{пот}} = \frac{(l_3 - B_{\text{бд}} - 2)^2 \cdot \text{tg}\varphi \cdot L_k}{l_3},$$

Примечание: Использование торцовых заездов в камеру при её длине > 15 м требует применения на отгрузке руды из камеры ПДМ с дистанционным управлением, в противном случае потери отбитой руды становятся неоправданно высокими и нормированию не подлежат.

– объём потерь руды на днище камеры при торцовых заездах с использованием ПДМ с дистанционным управлением определяется по формуле:

$$V_{\text{пот}} = \left(\frac{(B_k - B_{\text{бд}})^2 \cdot \text{tg}\varphi}{2} + 2,0^2 \cdot \text{tg}\varphi \right) \cdot L_k,$$

где 2,0 метра – размер основания «плинтусов» отбитой руды в дальнем относительно доставочного орта торце камеры (формируется ввиду неполной зачистки рудной массы в камере при работе ПДМ с дистанционным управлением).

Схема обоснования данного вида потерь представлена на рис. 2.8.5.

Разубоживание руды закладкой от стенок заложённых соседних камер

Разубоживание закладочным массивом от стенок заложённых соседних камер образуется в результате сейсмического воздействия взрывов скважинных зарядов.

Для снижения влияния сейсмике взрывов разрабатываются мероприятия по ограничению массы ВВ с ступенях замедления, подбирается очерёдность взрывания скважин и интервалы замедления, но полностью исключить некоторое отслоение закладки по стенкам камеры невозможно.

С учётом внедрения мероприятий по ограничению сейсмического воздействия взрывов отслоение закладочного массива изменяется от 0 до 2 метров во все стороны от обрабатываемой камеры (в среднем 1 метр). Минимальные отслоения закладки имеют место в районе кровли и почвы камеры, максимальные – в центральной части камеры.

Расчёт разубоживания данного вида для камер расположенных вкрест простирания рудного тела производится по формуле:

$$P_1 = \frac{T \cdot N_d \cdot \gamma_3}{B_k \cdot \gamma_p} \cdot 100,$$

Расчёт разубоживания данного вида для камер расположенных по простиранию рудного тела производится по формуле:

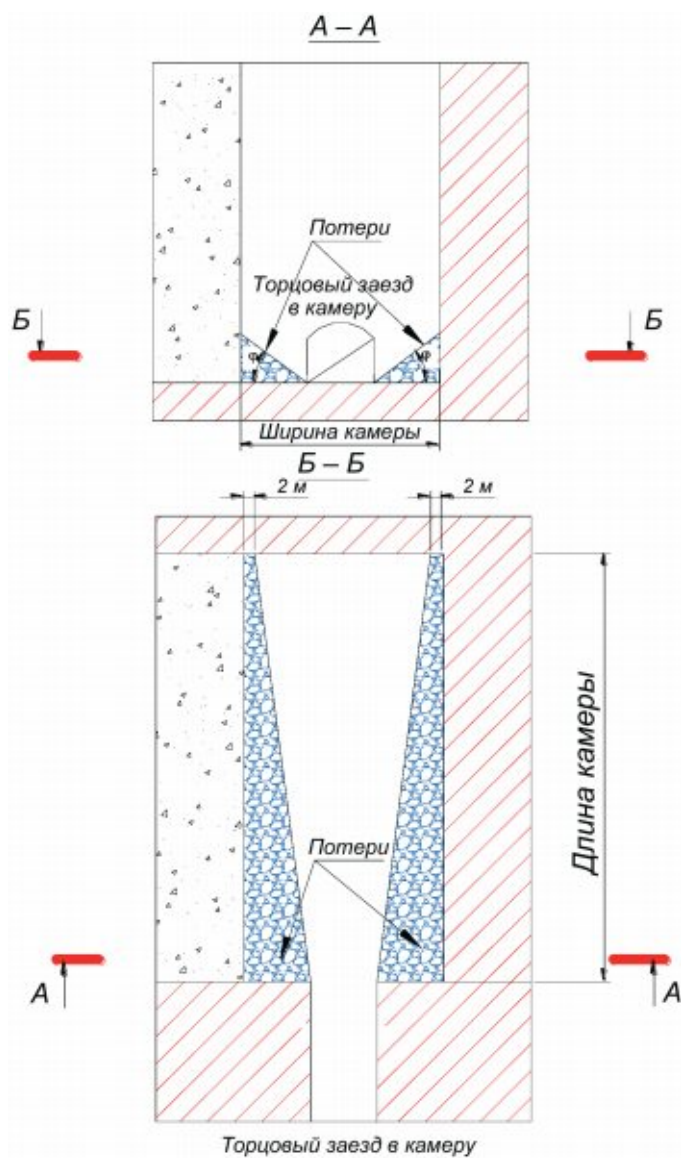


Рис. 2.8.5. Схема к определению потерь отбитой руды на днище камеры при торцовых заездах с отгрузкой руды ПДМ с дистанционным управлением

$$P_1 = \frac{T \cdot N_{\text{ш}} \cdot \gamma_3}{L_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{р}}} \cdot 100,$$

где T – средняя толщина закладки отслаивающейся в камеру, метров;

$N_{\text{д}}$ – количество контактов с закладкой ранее отработанных камер по длине камеры

$N_{\text{ш}}$ – количество контактов с закладкой ранее отработанных камер по ширине камеры

γ_3 – средняя плотность закладочного массива, т/м³;

$\gamma_{\text{р}}$ – средняя плотность руды, т/м³;

Разубоживание от отслоения пустых пород по торцам камеры

Разубоживание вмещающими породами по всяческому боку также обусловлено ведением взрывных работ. Отслоение вмещающих пород в камеру происходит по площади, повторяющей сечение камеры.

С учётом мероприятий по снижению сейсмического влияния взрывов средняя толщина пород всячего бока, отслаивающихся в камеру может быть принята от 1 до 3-х метров.

Разубоживание породами всячего бока в камерах, расположенных вкрест простирания рудного тела происходит по короткой стороне камеры, в камерах, располагающихся по простиранию – по длинной.

Расчёт разубоживания данного вида для камер расположенных вкрест простирания

$$P_2 = \frac{T \cdot \gamma_{\text{п}}}{L_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{р}}} \cdot 100,$$

рудного тела производится по формуле:

Расчёт разубоживания данного вида для камер расположенных по простиранию

$$P_2 = \frac{T \cdot \gamma_{\text{п}}}{B_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{р}}} \cdot 100,$$

рудного тела производится по формуле:

где T – средняя толщина пород всячего бока отслаивающейся в камеру, метров;

$\gamma_{\text{п}}$ – средняя плотность пород всячего бока, т/м³;

$\gamma_{\text{р}}$ – средняя плотность руды, т/м³;

Разубоживание от сводообразования в кровле камеры

Разубоживание от сводообразования в кровле камеры характерно при нисходящем порядке отработки запасов. Оно обусловлено отслоением закладочного массива выше-расположенных заложённых камер при ведении взрывных работ по отбойке рудного массива нижележащих камер. По мере отработки камеры сейсмическое воздействие взрывных работ вызывает некоторое отслоение закладки с формированием свода незначительной высоты.

При различных вариантах камерной системы разработки, характер данного обрушения закладки (налегающих пород) различен. При применении на обрабатываемом участке камерной системы разработки с плоским дном происходит так называемый «набор свода естественного равновесия». Кривизна этого свода естественного равновесия может быть оценена дугой окружности радиусом R, (круговым сегментом). При этом ширина обрабатываемой камеры (вк) – хорда данной окружности.

Оценить количество обрушающихся в камеру налегающих пород можно по следующей формуле:

$$P_3 = \frac{\left(\frac{B_k}{2 \cdot \sin(\alpha/2)}\right)^2 \cdot \pi \cdot \alpha}{360} - \frac{B_k^2}{4 \cdot \operatorname{tg}(\alpha/2)} \cdot 100, \\ B_k \cdot H_k$$

где α – градусная мера центрального угла, который содержит дугу кругового сегмента;

H_k – высота камеры, м;

B_k – ширина камеры, м.

Градусная мера центрального угла, как правило, принимается от 30 до 50°, в зависимости от пролета камеры.

Схема к определению данного вида разубоживания представлена на рис. 2.8.6.



Рис. 2.8.6. Схема к определению потерь отбитой руды на днище камеры при боковых заездах с отгрузкой руды ПДМ без дистанционного управления

Общие потери и разубоживание руды

Общие расчётные потери и разубоживание руды при системе с камерной выемкой и закладкой определяются суммированием всех видов потерь и разубоживания, характерных для данной системы разработки:

$$\sum \Pi_{и} = \Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4,$$

$$\sum P_{и} = P_1 + P_2 + P_3 + P_4.$$

Расчёт потерь и разубоживания руды при системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Потери и разубоживание при системе разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды определяются по следующим местам их образования:

- потери при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);
- потери руды на поверхности лежачего бока при выпуске под обрушенными породами;
- потери в неизвлекаемой части рудного откоса в днище заходки;
- разубоживание при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);
- разубоживание от включения прослоев пустых пород;
- разубоживание от дополнительной прирезки пород лежачего бока;
- разубоживание при выпуске под обрушенными породами.

Потери и разубоживание руды при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта)

Данный вид потерь и разубоживания руды подсчитывается аналогично к системами разработки с камерной выемкой.

Потери при выпуске под обрушенными породами и в неизвлекаемой части откоса в днище заходки

Данный вид потерь формируется в гребнях по бокам доставочной выработки (рис. 2.8.7.а), а также в гребнях с фронтальной стороны доставочной выработки (рис. 2.8.7.б).

Объём руды (m^3), теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки по длине заходки, может быть подсчитан по следующей формуле:

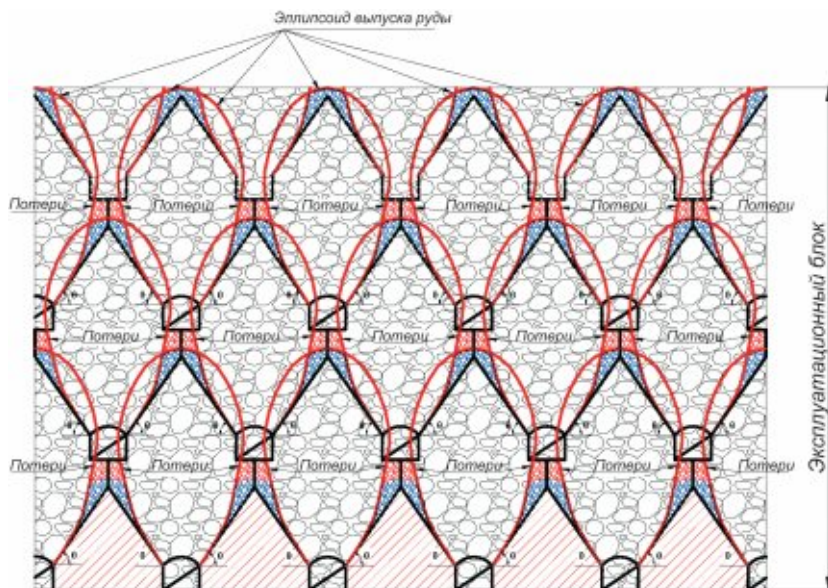
$$V_{бок} = \frac{\left(\frac{(B_3 - B_{б.д})}{2} \right)^2 \cdot \text{tg}\theta \cdot l_3}{K_p},$$

где: B_3 – ширина выемочной заходки в блоке, м;

$B_{б.д}$ – ширина буро-доставочной выработки, м;

l_3 – длина заходки, м;

а) – по бокам доставочной выработки



б) – с фронтальной стороны доставочной выработки

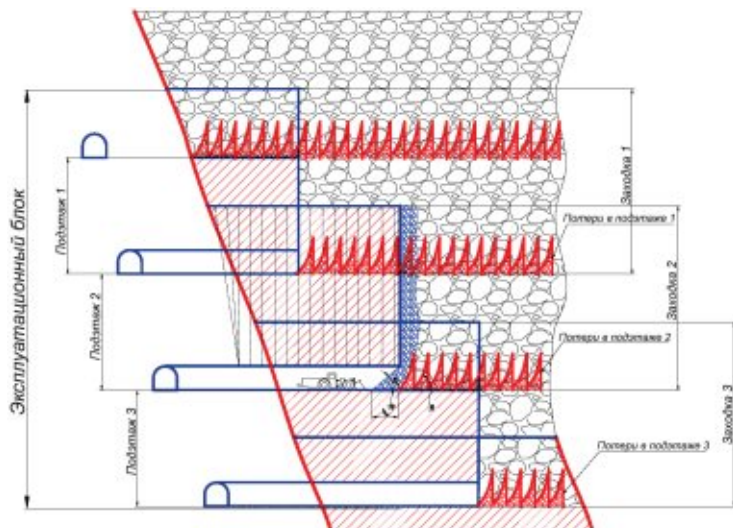


Рис. 2.8.7. Потери отбитой руды при выпуске под обрушенными породами

K_p – коэффициент разрыхления, доли ед.;

θ – угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными налегающими породами, (для мелкокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм до 5% – 70–75°; для среднекусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм от 5 до 12% – 65–70°; для крупнокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм более 12% – 60–65°).

Объём руды (m^3), теряемой с фронтальной стороны выработки доставки, подсчитывается по следующей формуле:

$$V_{\text{фронт}} = \frac{(v_{\text{сл}} \cdot K_p - h_{\text{вн}})^2 \cdot \text{tg} \theta \cdot \left(\frac{b_3 + v_{\text{б,л}}}{2} \right) \cdot l_3}{2 \cdot v_{\text{сл}} \cdot K_p},$$

где $v_{\text{сл}}$ – толщина отбиваемого слоя руды, м;

$h_{\text{вн}}$ – глубина внедрения ковша машины в навал руды, м.

Потери отбитой руды (%) в неизвлекаемых частях откоса руды могут быть определены:

$$П_2 = \frac{(V_{\text{бок}} + V_{\text{фронт}})}{h \cdot b_3 \cdot l_3} \cdot (100 - И),$$

где h – высота выемочного подэтажа в блоке, м;

$И$ – извлечение руды из откосов при отработке нижележащего этажа (по опыту работы горных предприятий извлечение отбитой руды на нижерасположенных подэтажах не более 20–30%).

Потери и разубоживание руды при отработке запасов заходками, расположенными по простиранию рудного тела представлены на рис. 2.8.8.

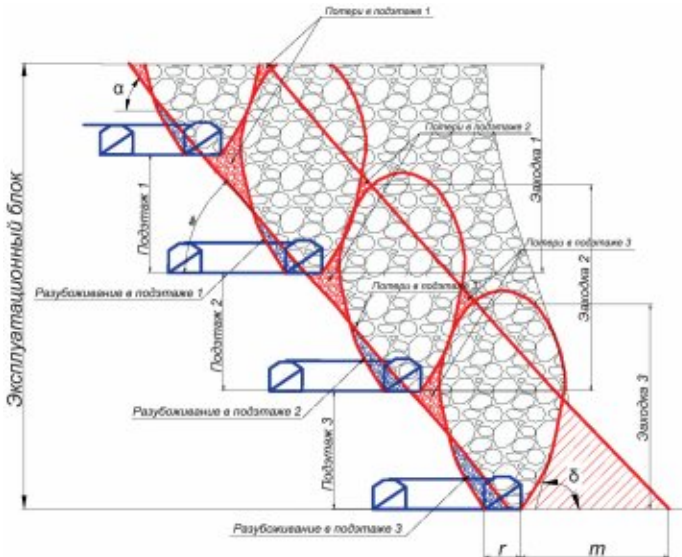


Рис. 2.8.8. Потери и разубоживание руды при отработке запасов заходками, расположенными по простиранию рудного тела

Потери руды на поверхности лежащего бока

Данный вид потерь образуется при выпуске руды под обрушенными налегающими породами, когда угол падения рудного тела (α) меньше угла откоса поверхности теряемой руды при выпуске под обрушенными породами. (При наличии контакта заходки с лежащим боком залежи).

Применительно к системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, данный вид потерь (%) может быть рассчитан по следующей формуле:

$$\Pi_{\text{л}} = \frac{h \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \theta)}{2 \cdot \ell \cdot K_p} \cdot 100,$$

где h – высота выемочного подэтажа в блоке, м;

α – угол падения рудного тела на обрабатываемом участке, град;

θ – угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными породами, (для мелкокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм до 5% – 70–75°; для среднекусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм от 5 до 12% – 65–70°; для крупнокусковой руды с выходом фракций свыше 250 мм более 12% – 60–65°).

ℓ – величина, соответствующая при расположении заходки по простиранию – её ширине; при расположении заходки вкрест простирания – длине заходки;

K_p – коэффициент разрыхления (при отбойке в зажиме составляет 1,25–1,35), доли ед.

При углах падения рудного тела менее 50–55° потери данного вида становятся недопустимо большими и нормированию не подлежат. В этом случае необходима проходка дополнительных промежуточных горизонтов выпуска. Сократить потери руды на лежащем боку месторождения так же возможно прирезкой пород лежащего бока.

Оптимальная величина подрезки пород лежащего бока (r , м) определяется с учетом коэффициента μ по формуле:

$$r = \frac{h \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \theta)}{1 + \mu},$$

Возможное сокращение потерь (%) на поверхности лежащего бока будет определено по формуле:

$$\Delta \Pi_3 = \frac{r \cdot h - \frac{r^2 \cdot \sin(180 - \theta)}{2 \cdot \text{tg}(180 - (180 - \theta) - \alpha)}}{h \cdot \ell_3 \cdot K_p},$$

Окончательная величина потерь на лежащем боку залежи определяется (%):

$$\Pi_3 = \Pi_{\text{л}} - \Delta \Pi_3$$

Схема к обоснованию данного вида потерь представлена на рис. 2.8.8 и 2.8.9.

Разубоживание от прирезки пород лежащего бока

Прирезка пород лежащего бока, с целью снижения потерь руды при выпуске под обрушенными породами, приводит к разубоживанию руды. Оптимальное разубожива-

ние руды (%) с учетом величины подрезки пород лежачего бока (рис. 2.8.8 и 2.8.9.) определяется по формуле:

$$P_2 = \frac{r^2 \cdot \sin(180 - \theta) \cdot \gamma_n}{2 \cdot \operatorname{tg}(180 - (180 - \theta) - \alpha) \cdot h \cdot l_s \cdot \gamma_p} \cdot 100,$$

где γ_n – средняя плотность породы, т/м³;

γ_p – средняя плотность руды, т/м³.

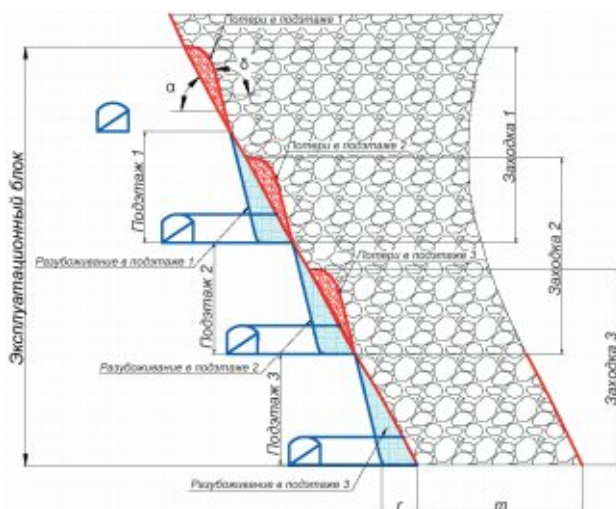


Рис. 2.8.9. Потери руды на поверхности лежачего бока и разубоживание от прирезки пород лежачего бока

Разубоживание при выпуске руды под обрушенными породами

По результатам моделирования выпуска руды (исследования Р. Квапилла и др.) и основываясь на проводимых на рудниках исследованиях, было установлено, что при высоте выемочных единиц до 20–25 метров при торцовом выпуске руды происходит практически «столбообразное» движение руды к выпускному отверстию. На начальном этапе выпускается чистая неразубоженная руда. Затем контакт руда-порода начинает прогибаться под углом откоса рудного гребня (θ) (изменяющегося в пределах 60–75 градусов в зависимости от крупности руды). В выпускаемую руду начинает проникать порода, находящаяся в торце и кровле заходки, после чего начинается выпуск разубоженной руды. В дальнейшем, до самого окончания выпуска отбитого слоя, происходит постепенное увеличение количества породы, вовлекаемой в рудную массу. Происходит снижение качества руды. Выпуск слоя отбитой руды продолжается до достижения бортового содержания в выпускаемой рудной массе.

Конфигурация фигуры выпуска и примешиваемых при выпуске обрушенных пород с торцовой стороны выпускаемого слоя представлена на рис. 2.8.10.

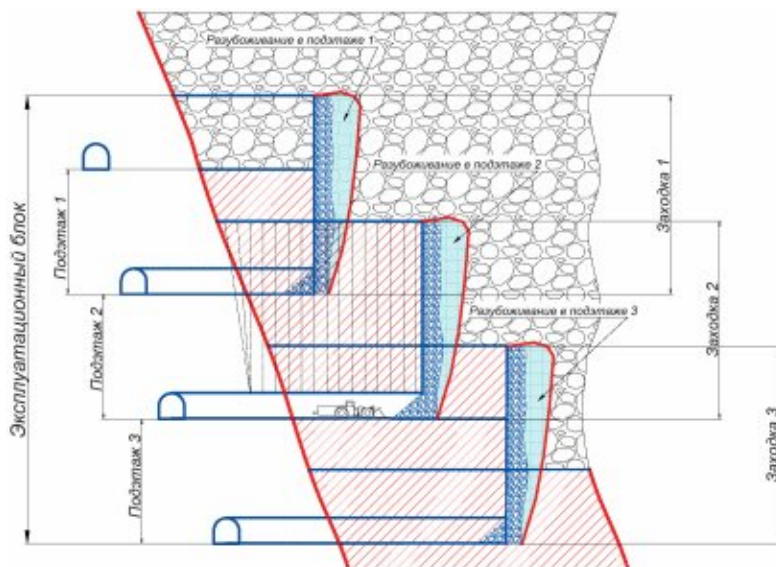


Рис. 2.8.10. Разубоживание при торцовом выпуске под обрушенными налегающими породами

Фигура торцового разубоживания имеет довольно сложную форму и в общем виде может быть представлена эллипсоидом усечённым торцевой стенкой выпускаемого слоя руды. Её грань, расположенная на границе с выпускаемым слоем руды имеет плоскую форму, противоположная сторона фигуры разубоживающих пород имеет сферическую поверхность с незначительной кривизной.

Для упрощения расчётов по определению разубоживания руды с торцевой стороны отбитого слоя, и в то же время получения достаточно достоверных и точных результатов, приняты следующие положения:

- все примешивающиеся при выпуске породы с торцевой стороны заходки (рис. 2.8.10) можно представить, как три геометрические фигуры, представленные на рис. 2.8.11;
- фигура 1 представляет собой клин с плоскими гранями, расположенный в створе с буро-доставочной выработкой заходки;
- фигуры 2 и 3 одинаковы и представляют собой трехгранные пирамиды. Они расположены в краевых частях заходки.

Указанные на рис. 2.8.11 величины a_p , v_p и h_p (м) определяются по формулам:

$$a_p = h - v_{сн} \cdot K_p \cdot \operatorname{tg} \theta,$$

$$v_p = h \cdot \operatorname{tg} (90 - \theta) - v_{сн} \cdot K_p,$$

$$h_p = \frac{b_3 - v_{сн}}{2},$$

где h – высота выемочного подэтажа в блоке, м;

b_3 – ширина обрабатываемой заходки в блоке, м;

K_p – коэффициент разрыхления (при отбойке в зажиме составляет 1,25–1,35), доли ед.;
 $B_{сл}$ – толщина отбиваемого слоя руды, м;
 $B_{бд}$ – ширина буро-доставочной выработки, м;
 θ – угол истечения руды при выпуске рудной массы под обрушенными породами, градусов.
 градугов.

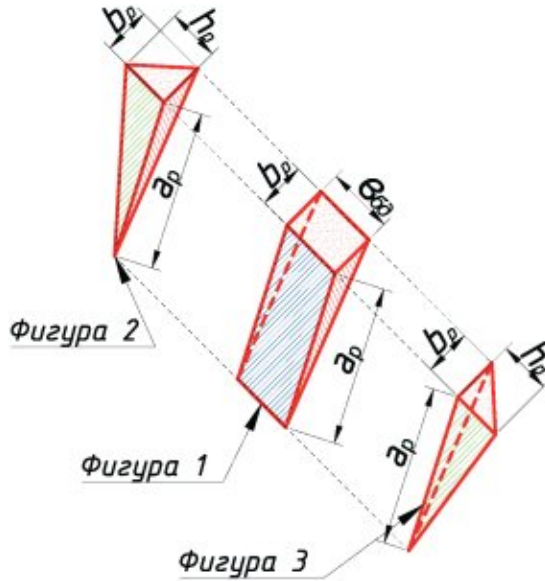


Рис. 2.8.11. Схема к расчёту количества разубоживающих пород при торцовом выпуске руды

Площадь граней всех трёх фигур (m^2), заштрихованных красным цветом, определяется по формуле:

$$S\Delta = 0,5 \cdot a_p \cdot b_p \cdot$$

Объём фигуры 1 (m^3) в каждом отбиваемом слое руды определяется из выражения:

$$V_1 = S\Delta \cdot B_{бд} \cdot$$

Объём фигур 2 и 3 (m^3) в каждом отбиваемом слое руды определяется как объём треугольной пирамиды:

$$V_2 = V_3 = \frac{S\Delta \cdot h_p}{3} \cdot$$

Общий объём (m^3) разубоживающих пород в заходке определяется суммированием объёмов трёх фигур с учётом количества слоёв в обрабатываемой заходке:

$$V_p = \frac{l_3}{B_{сл}} (V_1 + V_2 + V_3) \cdot$$

Весовое разубоживание (%) с торцовой стороны выпускаемого слоя определяется следующим образом:

$$P_{\text{торц}} = \frac{\frac{V_p \cdot \gamma_n}{K_p \cdot \gamma_p}}{h \cdot b_s \cdot l_s - V_{\text{бок}} - V_{\text{фронт}}} \cdot 100,$$

где $V_{\text{бок}}$ – объём руды теряемой в гребнях по бокам доставочной выработки, м;
 $V_{\text{фронт}}$ – объём руды теряемой с фронтальной стороны доставочной выработки, м;
 γ_n – средняя плотность породы, т/м³;
 γ_p – средняя плотность руды, т/м³.

Помимо торцового разубоживания имеет место проникновение разубоживающих пород из кровельной части обрабатываемой заходки. Увеличение данного вида разубоживания происходит не по прямой линии, а по эллиптической кривой, показанной на рис. 2.8.12, что дает основание для принятия на отрезке от U_0 до $U=1$ коэффициента $\pi/4$ (0,786).

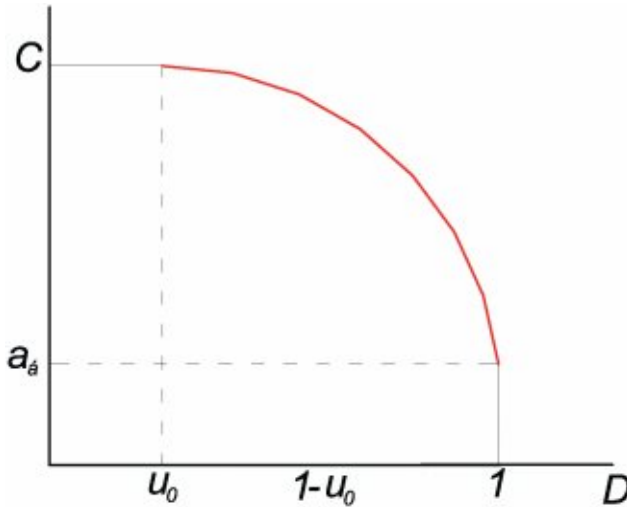


Рис. 2.8.12. Изменение качества добытой руды по мере её выпуска от проникновения пород со стороны кровельной части

Использование показанной на рис. 2.8.12 зависимости позволяет произвести определение среднего содержания полезного компонента в добытой рудной массе:

$$a = a_6 + (C_{\text{пр}} - a_6)U_0 + \frac{\pi}{4}(1 - U_0)(C_{\text{пр}} - a_6),$$

где: U_0 – процент выхода чистой неразубоженной руды, %;
 a_6 – браковочное содержание основного полезного компонента в руде, %;
 $C_{\text{пр}}$ – приведенное содержание компонентов в руде, %;

Процент выхода чистой неразубоженной руды при выпуске под обрушенными налегающими породами в кровле заходки определяют исходя из коэффициента извлечения чистой руды, выпускаемого из отбитого слоя.

Коэффициент извлечения чистой руды (%) определяется по формуле:

$$U_0 = \frac{0,524 \cdot h_{кр}^3}{2 \cdot \operatorname{tg}^4 \theta \cdot b_3 \cdot h \cdot v_{сл}} \cdot 100,$$

где 0,524 – эмпирический коэффициент;

$h_{кр}$ – критическая высота эллипсоида выпуска определяется по формуле:

$$h_{кр} = b_3 \cdot \operatorname{tg} \theta,$$

b_3 – ширина обрабатываемой заходки в блоке, м;

θ – угол истечения руды при выпуске под обрушенными породами, градусов.

h – высота выемочного подэтажа в блоке, м;

$v_{сл}$ – толщина отбиваемого слоя руды, м.

Весовое разубоживание руды (%) от поступления пород из кровельной части отбиваемого слоя при торцовом выпуске под обрушенными породами определяется с учетом разницы плотностей руды и вмещающих пород по формуле:

$$P_{крон} = \frac{(C_{пр} - a_{сп})}{C_{пр}} \cdot \frac{\gamma_{п}}{\gamma_{р}} \cdot 100,$$

Общее разубоживание руды (%) при торцовом выпуске под обрушенными породами определяется суммированием разубоживания с торцовой и кровельной сторон выпускаемого слоя:

$$P_3 = P_{торц} + P_{крон}.$$

Разубоживание от включения прослоев пустых пород

При подсчете и утверждении запасов устанавливают максимальную мощность прослоев, включаемых в контур обрабатываемых запасов. При проектировании отработки заходок, в случае невозможности отработки запасов без включения прослоев пустых пород, графически определяют их геометрические размеры внутри проектируемой к отработке выемочной единицы.

$$P_6 = \frac{m_{пр} \cdot v_{пр} \cdot h_{пр} \cdot \gamma_{п}}{h \cdot b_3 \cdot l_3 \cdot \gamma_{р}} \cdot 100,$$

При этом формула расчета выглядит следующим образом:

где $m_{пр}$ – средняя мощность прослоев пород, включаемых в отработку, м;

$v_{пр}$ – средняя ширина прослоев пород, включаемых в отработку, м;

$h_{пр}$ – средняя высота прослоев пород, включаемых в отработку, м;

$\gamma_{п}$ – средняя плотность пород, включаемых в отработку, т/м³;

$\gamma_{р}$ – средняя плотность руды, т/м³.

Общие потери и разубоживание руды

Для отдельных выемочных заходок общие расчётные потери и разубоживание руды при системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды определяются суммированием всех видов потерь и разубоживания (%), характерных для данной системы разработки:

$$\sum P_n = P_1 + \dots + P_n,$$
$$\sum P_n = P_1 + \dots + P_n.$$

2.9. Методы исследований

В качестве исходных материалов для оценки исследований параметров системы и технологии очистной выемки как правило используются инструментальные замеры, визуальные наблюдения, отчетная документация геологической и маркшейдерской служб рудника.

Инструментальные замеры включают маркшейдерские замеры параметров камер, объемов отбитой и выпущенной руды, прирезок вмещающих пород, объемов не отбитой руды и т.д. Геологическое опробование руды на всех стадиях её добычи осуществляется по методике, действующей на руднике.

На основании обработки собранных материалов оперативно вносятся необходимые изменения в технические решения с целью повышения эффективности отработки опытного участка.

Обработка собранной информации позволяет сделать объективное заключение по результатам промышленного эксперимента и выдать отчет о возможности отработки участков рудных тел со схожими горно-геологическими условиями.

2.10. Авторский надзор при проведении опытно-промышленных испытаний технологий отработки опытного участка месторождения

Авторский надзор заключается в следующем:

На стадии проектирования опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов опытного участка:

– контроль за включением исходных данных (параметров) участка в проект на его отработку, в рекомендованном порядке отработки, и предложенным схемам ведения горных работ по этапам выемки запасов.

На стадии проведения опытно-промышленных испытаний технологии очистной выемки:

– контроль за ведением горных работ в соответствии с проектной документацией.

Контроль осуществляется визуальными, инструментальными наблюдениями и по геолого-маркшейдерской документации.

Ответственность сторон заключается в следующем.

Институт (разработчик технологии для опытно-промышленных испытаний) отвечает за:

– разработку методики опытно-промышленных испытаний;

– проведение визуальных и инструментальных наблюдений за сейсмическим воздействием взрывных работ на устойчивость конструктивных элементов системы разработки и примыкающих к опытному участку выработок при ведении очистной выемки;

– данные о параметрах системы разработки и технологии очистной выемки, рекомендуемых по результатам опытно-промышленных испытаний;

– осуществление контроля за производством работ в опытной камере в соответствии с разработанной методикой опытно-промышленных испытаний.

Предприятие (недропользователь) отвечает за:

– разработку рабочего проекта в соответствии с исходными данными и утверждение его в установленном порядке;

– ведение горных работ (очистной выемки) в соответствии с проектной документацией и требованиями разработанной методики опытно-промышленных испытаний;

– обеспечение опытно-промышленных испытаний технической документацией, отчетными и фактическими технико-экономическими показателями.

Все замечания (пожелания, рекомендации) по испытаниям технологии отработки опытного участка отражаются в «Журнале сопровождения опытно-промышленных испытаний ...», который находится у технического руководства предприятия.

2.11. Техника безопасности

1. Ведение подготовительных, очистных и закладочных работ должно производиться в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом», «Единых правил безопасности при взрывных работах», Регламентов технологических процессов при ведении горных работ подземным способом, разработанных для рудника на котором проводятся опытно-промышленные испытания, на основе рабочего проекта, утвержденного в установленном порядке, в котором изложены меры безопасности при отработке опытного участка месторождения, а также «Методики опытно-промышленных испытаний».

2. Все работы на опытном участке производятся в соответствии с действующими и дополнительными мероприятиями по ТБ, разработанными на участках рудника – производителями работ и утвержденными главным инженером рудника.

3. Взрывные работы на опытном участке производятся с соблюдением необходимых мер безопасности, порядка и технологии, в соответствии с нормативными документами: «Типовым проектом массового взрыва скважинных зарядов», «Инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов в подземных условиях» и «Положением об организации и производстве технологических взрывов».

4. При отработке запрещается:

– вход в очистное пространство горнорабочих и ИТР;

– въезд ПДМ в очистное пространство без дистанционного управления более чем на длину ковша.

5. В подводящих выработках к очистным забоям, где могут находиться люди, ежедневно до начала работ следует производить осмотр кровли и бортов, производить оборку заколов. При обнаружении нарушений, снижающих устойчивость выработок, дальнейшая работа должна быть прекращена до выполнения дополнительных мероприятий, обеспечивающих безопасность работ.

6. На территории складирования горной массы (пород), на разгрузочных площадках, перегрузочных пунктах запрещается нахождение посторонних лиц, автотранспорта и другой техники, не связанных с технологией ведения разгрузочно-

погрузочных работ. Во всех случаях люди должны находиться от механизма не менее чем на 5 м.

7. Персонал, работающий на отгрузке горной массы должен соблюдать требования «Инструкций по охране труда для рабочих по профессиям и видам работ, действующих на комбинате», каждый по своей специальности.

8. Для проветривания тупикового забоя, в транспортной выработке устанавливается вентилятор местного проветривания со стороны свежей струи воздуха и заводится вентиляционный рукав в заезд, из которого производится отгрузка руды. В случае остановки вентилятора все работы по отгрузке руды из забоя должны быть остановлены до нормализации рудничной атмосферы.

9. В процессе очистной выемки производится постоянный контроль за газовой обстановкой путем замера содержания кислорода и вредных газов (CO , NO_2 , SO_2 , CO_2), возлагаемый на сменный надзор добычного участка. В случае превышения ПДК все работы в районе забоя останавливаются до нормализации атмосферы.

10. В случае разогрева рудного массива (отработка сульфидных руд) для предупреждения самопроизвольных загораний и взрывов аммиачно-селитренных ВВ при использовании штатных взрывчатых веществ необходимо проводить специальные мероприятия согласно «Руководства по предупреждению самопроизвольных взрывов аммиачно-селитренных ВВ в сульфидных рудах» или использовать специальные взрывчатые вещества, предназначенные для производства взрывных работ в сульфидных рудах. Контроль за развитием окислительных процессов следует осуществлять путем взятия проб согласно разработанной на предприятии «Инструкции по предупреждению и тушению эндогенных пожаров».

11. Во время отработки опытного участка, ИТР участка, техническая служба рудника и специалисты маркшейдерского отдела осуществляют визуальный, а если есть необходимость, и инструментальный контроль за устойчивостью конструктивных элементов систем разработки опытного участка, борта карьера и комбинированного целика (ИТР определяются приказом по руднику).

Глава 3.

Опытнo-промышленные испытания технологий отработки придонных и прибортовых запасов рудных месторождений

3.1. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки подземным способом прибортовых запасов руды на Юго-Западном фланге участка «Новый Сибай»

Технология отработки прибортовых запасов руды Сибайского карьера открытыми камерами (прирезками) в сплошном порядке от контура карьера на массив с отгрузкой руды через подземные выработки разработана ОАО «Уралмеханобр» и изложена в технологическом регламенте «Доработка залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения подземным способом», который выполнен для одноименного проекта.

С целью проверки в производственных условиях предложенных технических решений был определен участок месторождения для проведения опытнo-промышленных испытаний. Отсутствие на юго-западном фланге карьера связи с транспортной бермой, осложняло его отработку с применением техники для открытых горных работ. Сложившаяся нестандартная техническая ситуация предопределила выбор участка под опытные испытания предложенной технологии.

ОАО «Уралмеханобр» была разработана методика опытнo-промышленных испытаний (ОПИ) технологии выемки прибортового участка карьера [28]. В соответствии с методикой Сибайским филиалом ОАО «Учалинский ГОК» выполнен рабочий проект «Опытнo-промышленная отработка подземным способом запасов руды на юго-западном фланге участка «Новый Сибай» Сибайского месторождения.

Горные работы на опытном участке проводились по распоряжению главного инженера ОАО «Сибайский ГОК» силами подземного рудника в соответствии с разработанным проектом и методикой ОПИ.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки подземным способом прибортовых запасов руды на Юго-Западном фланге участка «Новый Сибай»

Цель опытнo-промышленных испытаний

Целью планируемых опытнo-промышленных испытаний является проверка в производственных условиях технических решений по отработке прибортовых запасов руды открытыми камерами (прирезками), принятых в технологическом регламенте «Доработка залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения подземным способом»

и локальном проекте, для обеспечения безопасной и эффективной отработки запасов руды в бортах Сибайского карьера подземным способом.

Проведение опытнo-промышленных испытаний технологии выемки прибортовых запасов открытыми камерами (прирезками) позволит уточнить параметры буровзрывных работ, порядок формирования отрезной щели, показатели потерь и разубоживания руды, конструктивные параметры системы разработки и другие технологические показатели.

При ведении горных работ будет предусматривалось геомеханическое сопровождение силами института ОАО «Уралмеханобр», а также проведение систематических наблюдений за деформациями откосов.

Испытываемую технологию планируется использовать при доработке Сибайского месторождения (участок Новый Сибай) подземным способом, особенно широко в первые годы реализации проекта, в которые необходимо сохранять транспортный съезд в карьере.

Состояние горных работ

Схема вскрытия залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения представлена на рис. 3.1.1.

Доработка Сибайского карьера до проектной глубины по традиционной транспортной системе разработки с внешним отвалообразованием невозможна из-за неудовлетворительного состояния участка транспортной бермы, проходящей по западному борту в интервале отметок $-54 \text{ м} \div -71 \text{ м}$.

Добычные работы на участке южного борта карьера заключались в послейной выемке руды сверху вниз открытым способом. Выемка руды осуществлялась подступами высотой 3–4 м. Для бурения и отгрузки рудной массы использовалась техника для открытых горных работ. Транспортирование руды от экскаваторного забоя производилось автосамосвалами МоАЗ-7405 через штольню гор. 469 м и далее по подземным выработкам до рудоспуска. На перегрузочном узле руду с помощью скреперной лебедки грузят в вагонетки и электровозным транспортом транспортируют к стволу ш. Скиповая, по которому выдают на поверхность.

С учетом принятого угла заложения на южном и северном бортах карьера определены зоны, внутри которых отработка запасов производится из подземных выработок (рис. 3.1.2).

В юго-западной части рудного тела (рис. 3.1.3) в районе разрезов по линиям И – И, Ж – Ж, 3 – 3 (рис. 3.1.4 – 3.1.7) находится блок руды, который невозможно отработать с применением техники для открытых работ, из-за отсутствия связи с бермой на этом участке, было принято решение отработать прибортовые запасы руды с применением технологии и оборудования для подземных горных работ.

Горно-геологические условия отработки опытного блока

Южный борт карьера сложен плагиоклазовыми, андезит-дацитовыми порфиридами, их пирокластическими разностями, метасоматитами и массивными медьсодержащими рудами.

Андезит-дацитовые, дацитовые порфириты и их туфы обладают зеленовато-серым цветом и порфировой структурой, они подвержены в разной степени, гидротермально-

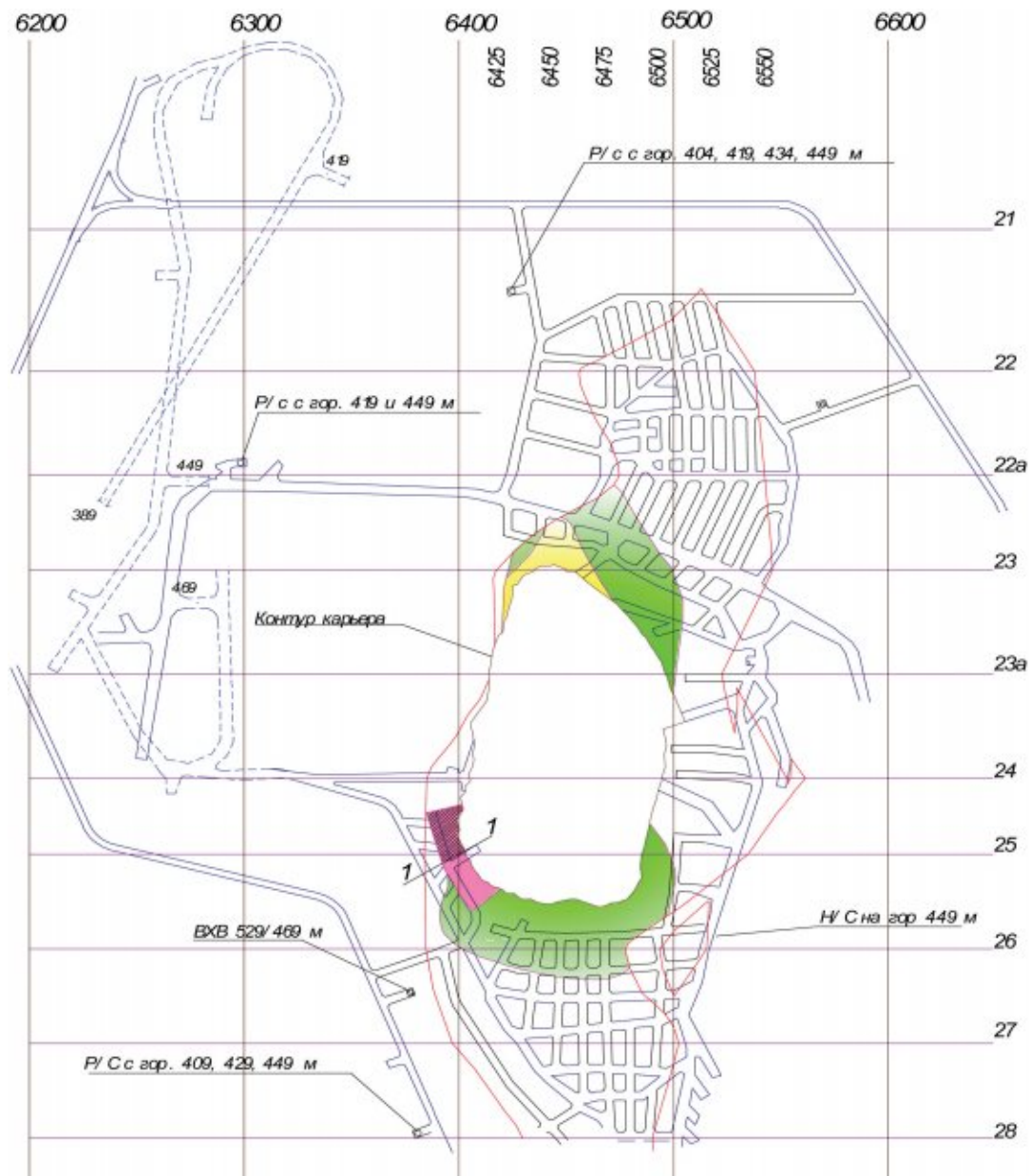


Рис. 3.1.2. Зоны отработки прибортовых запасов руды из подземных выработок. План гор. 469 м

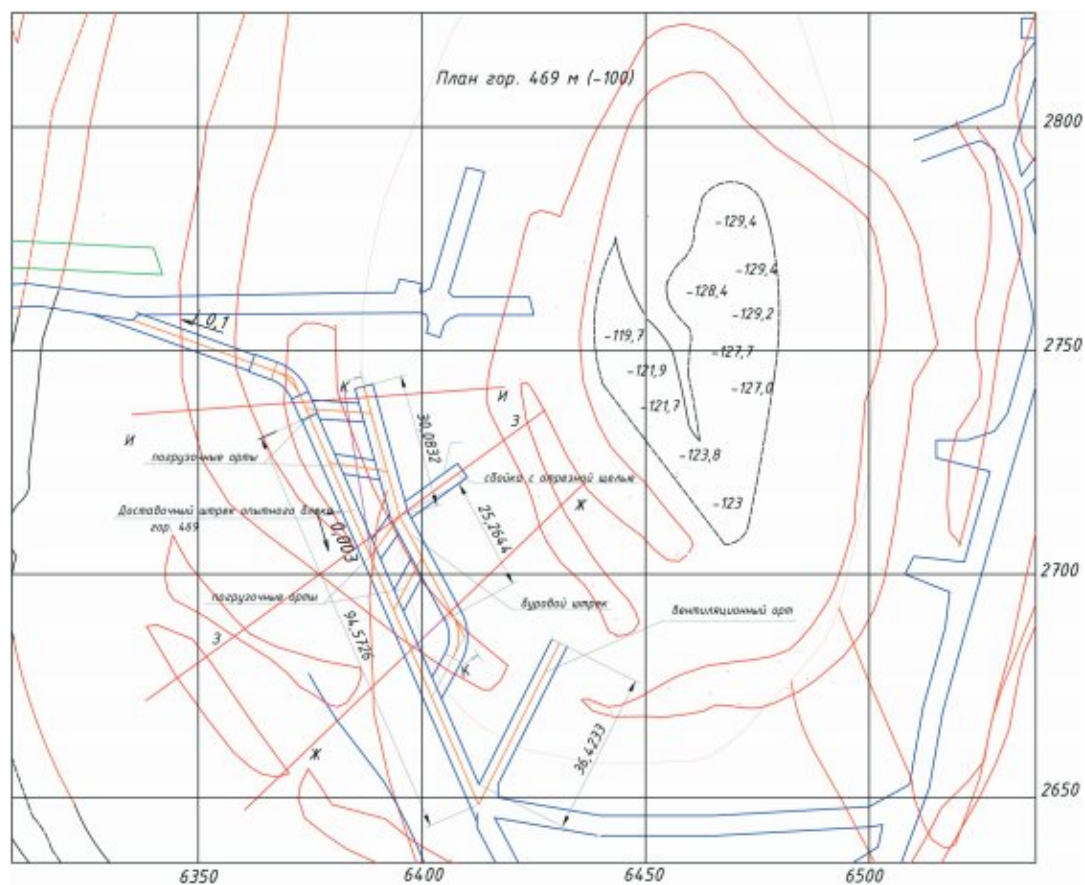


Рис. 3.1.3. План гор. 469 м. Отработка Юго-Восточного фланга

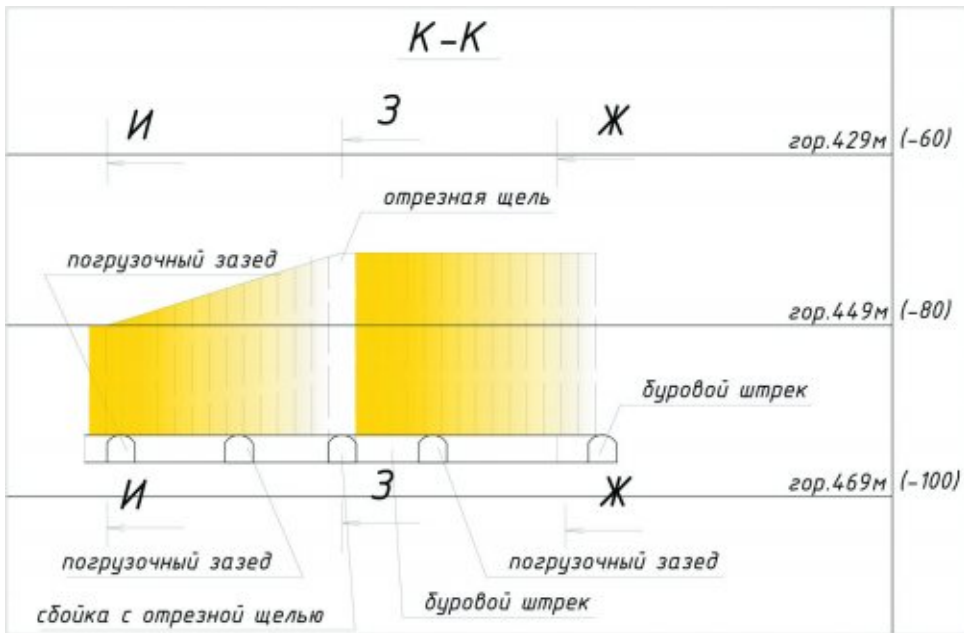


Рис. 3.1.4. Отработка прибортовых запасов Юго-Восточного фланга. Продольный разрез

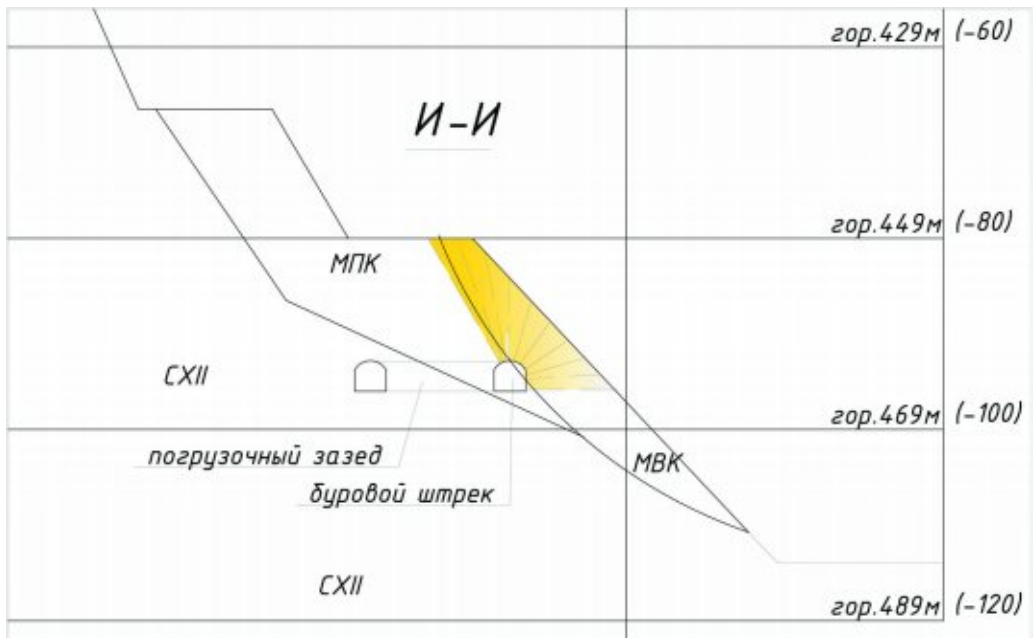


Рис. 3.1.5. Разрез И – И

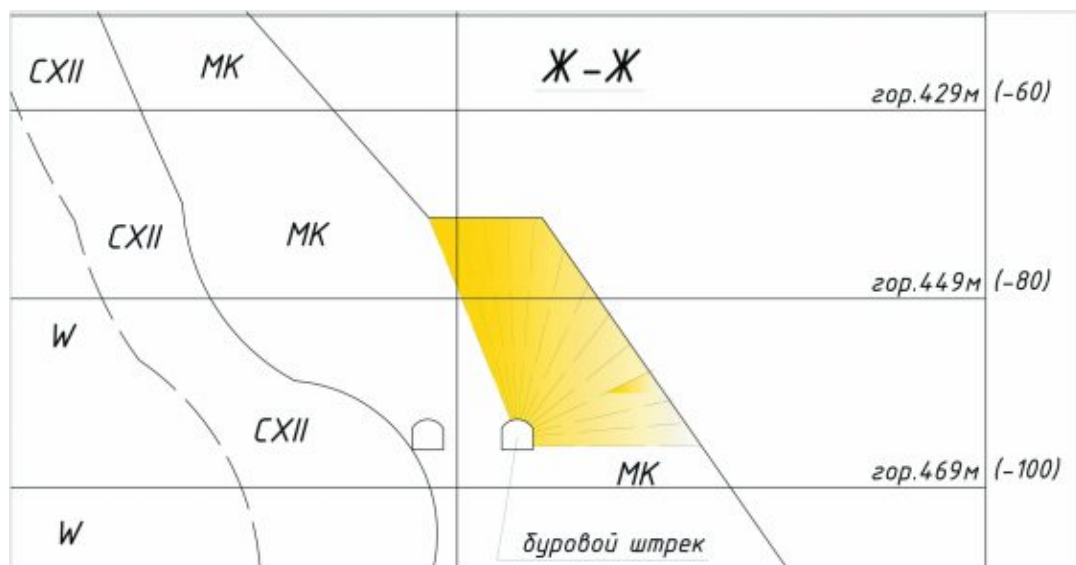


Рис. 3.1.6. Разрез Ж – Ж

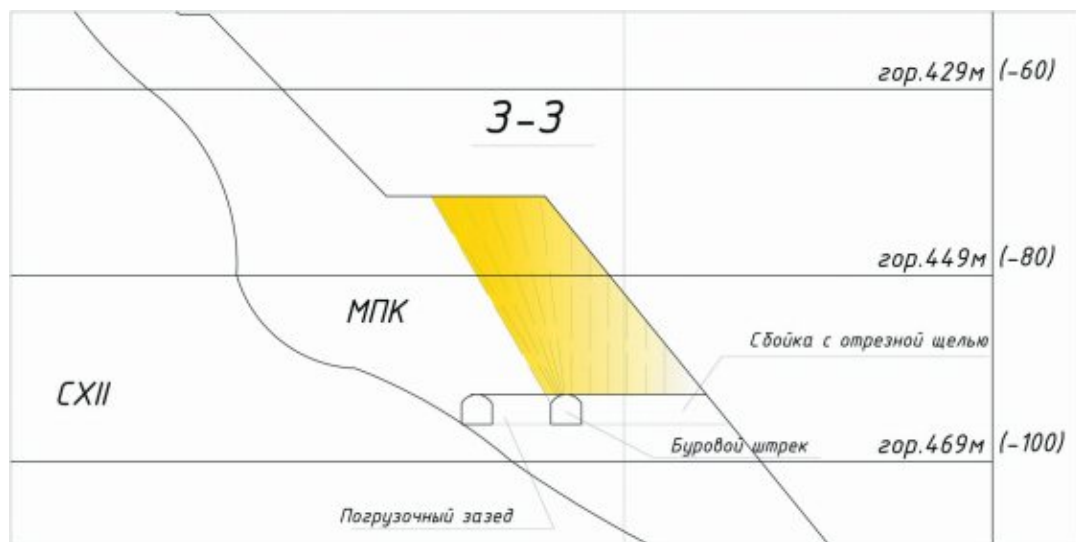


Рис. 3.1.7. Разрез 3 – 3

метасоматическим процессам окварцевания, хлоритизации, серитизации, вплоть до образования метасоматитов (серицит-хлорито-кварцевых и хлорит-кварцевых пород) – с редкой и средней вкрапленностью пирита.

Метасоматиты прослеживаются в лежачем боку рудного тела в виде субмеридиональных линз мощностью от 1–2 до 5–10 м. В лежачем боку рудного тела среди измененных дацитовых порфиритов наблюдаются диабазы в виде даек.

Контакты рудного тела с вмещающими породами четкие, тектонические, часто сопровождающиеся глиной трения, выполненной раздробленными породами. Вмещающие породы характеризуются различной степенью трещиноватости, но преобладают среднетрещиноватые породы, лишь на участке южной деформации борта отмечаются сильнотрещиноватые породы.

В юго-западном борту залегают медьсодержащие руды (медный и медно-пирротиновый колчеданы) крепостью 10–14 по шкале проф. Протодяконова. Плотность пород – 4 т/м³. Расстояние между трещинами в рудном массиве 0,6–0,9 м.

Подсчет балансовых запасов и товарной руды, по отработываемому участку, выполнен геолого-маркшейдерской службой Сибайского филиала ОАО «УГОК», результаты его приведены в таблице 3.1.1.

Таблица 3.1.1. Балансовые запасы и товарная руда по отработываемому участку

Наименование	Руда, т/т	Медь, % тыс. т	Цинк, % тыс. т	Сера, % тыс. т	Золото, % тыс. т	Серебро, % тыс. т
Балансовые запасы						
Медные руды	62420	1,76	0,34	36,42	0,40	4,000
		1,099	0,212	22,73	25,0	249,7
Товарная руда						
Медные руды	61809	1,71	0,33	35,31	0,39	3,88
		1,055	0,204	21,82	24,0	239,7

Состояние устойчивости бортов карьера на участке выемки пирротиновых руд

Участок выемки пирротиновых руд располагался в нижней части юго-западного бота карьера. На юго-западном борту сдвигание пород происходило по «желобу», образованному косесекущими бортом крупными тектоническими трещинами. По вертикали деформация охватывала массив с гор. 225 м до гор. 70 м. По горизонтали – до 30–40 м. Деформирующиеся породы мелко трещиноватые, сцепление между отдельными блоками по тектоническим трещинам почти отсутствовало. Сдвигание происходило путем осыпания, скалывания отдельных блоков и перемещения их на нижние горизонты. Развитие этих деформаций повлекло бы уничтожение капитального съезда на южном фланге карьера. Деформации участка были остановлены путем оставления рудного целика в нижней части борта от гор. 70 м до дна карьера.

Второй участок деформаций непосредственно примыкающий к опытному участку выемки руды образовался в июле 2002 года в виде открытой трещины на западном

бортu. Ее протяженность около 280 м. Трещина пересекала транспортный съезд в районе отметки +30 м, поднималась вверх по бортu до отметки +80 м в районе геологического профиля 24, и опускалась до отметки +12 м на съезде. Южное крыло деформации находилось над опытным участком пирротиновых руд.

Выполнен расчет устойчивости откосов на участке ведения горных работ на южном бортu по разрезу Ж–Ж. Рис. 3.1.6.

Расчет произведен методом алгебраического сложения сил по методике ВНИМИ. Результаты расчета приведены в таблице 3.1.2.

Таблица 3.1.2. Результаты оценки устойчивости участка борта по профилю Ж-Ж

Номера поверхностей скольжения	Коэффициент запаса устойчивости	
	до выемки руды	после выемки руды
1	2,06	1,26
2	1,71	1,29
3	2,27	1,19

Как видно из таблицы отработка части запасов руды южного фланга в подэтаже – 51,8 ÷ –96м снизит коэффициент запаса устойчивости участка борта непосредственно над обрабатываемым участком до 1,19–1,29. Это достаточно низкий коэффициент запаса устойчивости, при котором возможны деформации откосов уступов в виде открытых трещин. Однако, вероятность оползня (полного обрушения) оцениваемого откоса незначительна.

Южный борт карьера сложен спилитами и альбитофирами. На нижних горизонтах залегает южная выклинка рудного тела.

Расчет устойчивости борта методом алгебраического сложения сил показал, что при угле наклона борта $\alpha = 38^\circ$ и высоте $H = 478$ м коэффициент запаса n составляет 1,65. То есть борт обладает достаточной устойчивостью. Выемка законтурных запасов опытного участка практически не повлияет на устойчивость борта в целом ($n = 1,62$).

Запасы опытного участка относительно невелики по объему, а деформированный участок юго-западного борта находился на значительном расстоянии. Поэтому крупные деформации могли возникнуть только при наличии больших тектонических трещин с падением в сторону карьера.

С целью сохранения борта в устойчивом состоянии предусмотрено следующее:

- в вертикальной плоскости не вскрывать породы, представленные метасоматитами. Для этого оставлять рудную корку шириной 10–15 м. Причем меньшее значение должно соответствовать верхней части обрабатываемого участка, а большее – нижнему;
- угол наклона откоса борта на участке выемки пирротиновых руд после их отработки должен быть не более 60° ;
- при ведении горных работ предусмотрено вести систематические наблюдения за деформациями откосов, в первую очередь на участках деформаций.

Ниже приводится прогноз состояния устойчивости юго-западного участка борта карьера при выемке руды в подэтаже (–96 м) ÷ (–116 м).

Участок борта сложен трещиноватыми, хлоритизированными дацитовыми порфиритами. В непосредственной близости от борта прослеживается зона метасоматитов мощностью до 20 м. Физико-механические характеристики пород и руды представлены в таблице 3.1.3.

Таблица 3.1.3. Физико-механические характеристики пород и руды

Наименование	Плотность, т/м ³	Сцепление в массиве, т/м ²	Угол внутреннего трения, град.
Дацитовые порфириты	2,7	27,0	30
Метасоматиты	2,7	17,5	30
По контакту	–	5,0	30
Руда	4,0	35,0	30

Большое значение для оценки устойчивости откосов имеет расположение поверхностей скольжения, т.е. наиболее слабых поверхностей. Их положение увязывается с контактами и тектоническими нарушениями. Характеристики пород на Сибайском месторождении сильно изменчивы. Однако, каких либо закономерностей изменения характеристик пород с глубиной не отмечено.

Для расчета устойчивости участка борта выбран разрез Ж – Ж, представленный на рис. 3.1.6. Расчетные поверхности скольжения совпадают с контактами пород и руды.

Расчетных поверхностей три. Для каждой из них определено средневзвешенное сцепление.

Определен коэффициент запаса устойчивости для участков борта ограниченных поверхностями скольжения. Расчет произведен методом алгебраического сложения сил, определены удерживающие и сдвигающие участок борта силы.

Коэффициент запаса устойчивости для поверхностей скольжения 1, 2, 3 составил: 1,27; 1,23; 1,27 соответственно.

Институт ВНИМИ при прогнозировании поверхностных и глубинных деформаций бортов и прилегающих к ним площадей земной поверхности рекомендует руководствоваться следующим. Фиксируемые маркшейдерскими наблюдениями смещения на прибортовой полосе появляются при $n = 1,2-1,25$. По величине они достигают 50–70 мм.

При меньшей величине запаса устойчивости деформации увеличиваются до 0,5–2,0 м, а при 1,0–1,05 неизбежен оползень.

Таким образом, делаем заключение: при выемке руды на юго-западном участке Сибайского карьера в подэтаже (–96 м)÷(–116 м) возникнут деформации до 50–70 мм. Оползень (или обрушение) уступов маловероятно.

Для исключения деформаций на откосах и бермах, особенно транспортной бермы, необходима разработка специальных мероприятий, например, пригрузка нижней части откоса вслед за выемкой руды.

Подготовительно-нарезные работы в опытном блоке

Опытный участок состоит из выемочных камер 1 и 2. Схема его подготовки к очистной выемке состоит в следующем.

Первоначально из торца существующего рудного штрека гор. 469 м (координаты узловой точки $X=2652,114$; $Y=6414,474$; $Z=-96,0$) проходилась вентиляционный орт на северо-восток до сбойки с выработанным пространством карьера. В вентиляционном орту предусмотрено установить вентилятор местного проветривания типа ВМ-12, который обеспечит проветривание проходческого забоя при проведении подготовительно-нарезных выработок в опытном блоке. Затем проходится доставочный штрек параллельно борту карьера и сбивается с существующим ортом, пройденным севернее координатной линии 2750. Первая половина доставочного штрека до линии 3 – 3 проходится по руде, затем из-за выклинивания рудного тела – по породе. Из доставочного штрека проходится торцовый заезд в камеру и далее буровой штрек параллельно борту карьера на расстоянии 14–16 м от контура карьера. Доставочный и буровой штреки сбиваются погрузочными заездами. Погрузочные заезды проходятся по диагонали, учитывая ограниченное расстояние между доставочным и буровым штреками.

В середине камеры вдоль линии 3 – 3 проходится буровой орт до сбойки с выработанным пространством карьера, который будет служить для формирования отрезной щели.

Проведение подготовительных и нарезных выработок осуществляется с применением следующего оборудования:

- самоходных бурильных установок типа Мономатик 105-40 и Минибур АС-265;
- ПДМ типа ТОРО-301Д, LF-6,3, ТОРО-400Д;
- автосамосвалов МоАЗ-74051;

Технология обработки опытного участка

Обработка опытного участка осуществлялась открытыми камерами (прирезками) в сплошном порядке от контура карьера на массив (рис. 3.1.3–3.1.8).

Первоначально из торца существующего рудного штрека гор. 469 м был пройден вентиляционный орт на северо-восток до сбойки с выработанным пространством карьера. В вентиляционном орту устанавливается вентилятор местного проветривания, который обеспечивал проветривание горных работ. Затем был пройден доставочный штрек параллельно борту карьера, который сбивался с существующим ортом, пройденным севернее координатной линии 2750. Из доставочного штрека проходились погрузочные заезды в камеру и буровой штрек параллельно борту карьера на расстоянии 14–16 м от контура карьера.

В продолжение одного из погрузочных заездов (пройденного вдоль линии 3 – 3) пройден буровой орт до сбойки с выработанным пространством карьера, который служил для формирования отрезной щели.

Опытная камера 1 располагалась на юго-западном фланге карьера в районе разрезов по линиям И – И, 3 – 3, Ж – Ж. Высотная отметка кровли камеры около –71 м, высотная отметка почвы камеры – около –95,5 м.

Параметры камеры:

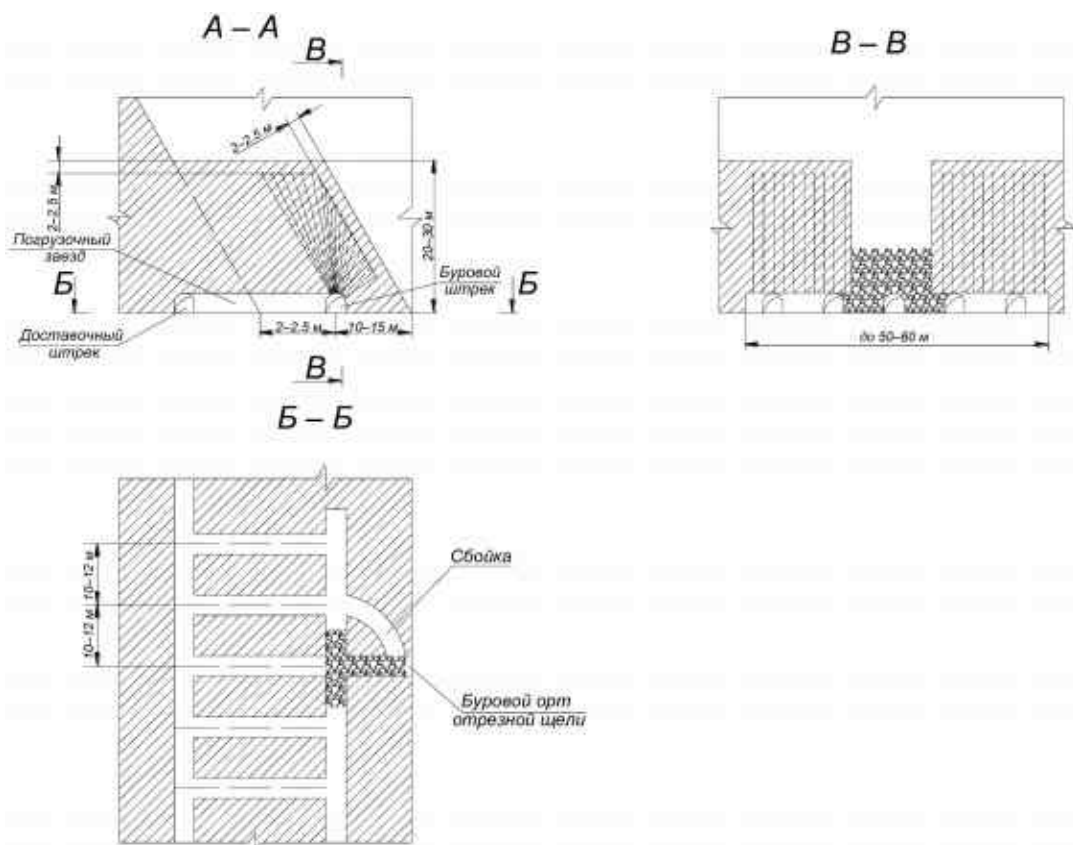


Рис. 3.1.8. Выемка прибортовых запасов открытыми камерами (прирезками)

- средняя ширина камеры – 14 м;
- длина камеры – 60 м;
- средняя высота камеры – 20 м;
- угол наклона боковой стенки – 55–60°.

Отрезная щель формировалась в средней части камеры путем постадийной отбойки восходящих скважин, пробуренных из центрального погрузочного заезда, на выработанное пространство карьера.

Отбойка основных запасов руды в камере 1 производилась веерами скважин диаметром 89 мм, разбуренных из бурового штрека на отрезную щель.

Выпуск руды из камеры предусматривался через погрузочные заезды самоходными ПДМ типа ТОРО-301 с перегрузкой руды в автосамосвалы МоАЗ-74051.

Часть руды, скатившейся по откосу в карьер, отгружалась экскаватором в автосамосвал МоАЗ-74051 и была перевезена через штольню гор. 469 м и подземные выработки в рудоспуск.

После полной отработки запасов опытной камеры № 1 предусмотрена отработка рядом расположенной камеры № 2. Для уменьшения объемов проходческих работ для

бурения вееров скважин был использован доставочный штрек камеры № 1. Отрезная щель формируется на северном фланге камеры № 2. При отбойке руды оставлялся надштрековый целик мощностью 6–7 м. Выпуск руды производился через торец выработки. После отбойки основных запасов камеры производился окончательный выпуск руды путем постепенного погашения надштрекового целика. Шаг погашения целесообразно принять равным ЛНС. Целик погашается в отступающем порядке с севера на юг.

Обустройство основного массива камер № 1 и № 2 производилось восходящими веерами скважин буровым станком СОЛО 7-10С (диаметр скважин 89 мм).

Параметры БВР при отбойке скважинами диаметром 89 мм:

$a = 2,2$ м, $W = 1,8$ м, $K_{сб} = 1,2$.

Зарядка скважин осуществлялась зарядной машиной ЧАРМЕК-6605.

При организации отбойки рудной массы для снижения сейсмического воздействия взрывов было предусмотрено взрывание одного веера за один технологический взрыв.

Для предотвращения разлета кусков отбитой рудной массы по выработанному пространству карьера оставлялась неразбуренной «рудная корка» на границе камеры. Ее толщина составляла не менее 2,5–3,0 м для скважин диаметром 89...110 мм.

Потери и разубоживание руды

Общие потери и разубоживание руды для отдельной выемочной единицы (камеры) определяются суммированием всех видов нормативных потерь и разубоживания, характерных для данного варианта системы разработки.

В связи с тем, что при отработке опытных камер не предполагалось обрушение борта карьера, и в кровле камеры нет пустых пород, рекомендуется принять разубоживание руды равным 0,3% (за счет примешивания пород даек) по аналогии с данными, принятыми в локальном проекте доработки запасов руды на южном борту Сибайского карьера в интервале отметок –74 ÷ –115 м с использованием горных выработок Сибайского подземного рудника для транспортирования руды и выдачи ее на поверхность. Влажность товарной руды – 3%.

При расчете потерь руды принимались во внимание потери отбитой руды на днище камеры. Расчет произведен по программе для расчета нормативных потерь и разубоживания руды, разработанной специалистами ОАО «Уралмеханобр». Потери руды для опытной камеры составляют 7,9%. В дальнейшем эти объемы отбитой руды на днище камеры будут взяты при отработке нижележащих запасов руды по основному проекту.

Техника безопасности

В начале смены и в процессе работы проводилась проверка устойчивости кровли и стенок выработок путем осмотра и простукивания. При появлении признаков опасности заколообразования, производилась оборка заколов, а в случае необходимости устанавливалась дополнительная крепь.

Запрещался выход персонала в выработанное пространство камеры.

Проведение выработок вблизи борта карьера (буровой штрек, буровой орт) производилось с опережающим бурением разведочных скважин.

В целях обеспечения безопасности были организованы инструментальные наблюдения за деформациями бортов и откосов уступов.

В карьере площадка производства работ и автомобильные дороги в опасной зоне были ограждены защитным породным валом высотой 1 м.

После каждого технологического взрыва производился осмотр откосов уступов над зоной производства работ.

Работы по отгрузке руды производились только в светлое время суток.

Во время осадков работа по подборке руды допускалась только после разрешения главного инженера карьера.

Прибортовые запасы руды на юго-западном фланге участка «Новый Сибай» Сибайского карьера в этаже 389–469 м (камера № 1) успешно отработаны в 2009 году

При отработке запасов опытного участка велось постоянное научное сопровождение горных работ специалистами ОАО «Уралмеханобр». По мере ведения горных работ для улучшения технологических показателей вносились изменения в отдельные производственные процессы. Так, например, особое внимание уделялось ведению взрывных работ и сейсмическому воздействию взрывов на борта карьера.

Разработанные мероприятия по ведению взрывных работ с введением внутриверных замедлений, оставление незаряженной крайней к борту скважины а так же предусмотренные промежуточные оконтуривающие скважины (строчка скважин по середине между взрываемыми веерами) позволили произвести выемку руды без разлёта рудной масс по карьерному пространству. Фотографии скоростной съёмки взрывания последнего веера скважин на опытном участке представлены на рис. 3.1.9–3.1.12.



Рис. 3.1.9



Рис. 3.1.10



Рис. 3.1.11



Рис. 3.1.12. Состояние горных работ на конец отработки опытного участка

На представленных фото чётко видно, что оконтуривающие скважины позволили произвести качественную отбойку руды (след данных скважин чётко просматривается на фото 3.1.9 и 3.1.12). Практически вся отбитая руда оставалась на почве опытной камеры, разлёт рудной массы очень незначительный.

На рис. 3.1.12 показано состояние горных работ на конец отработки опытного участка.

Объём добытой руды с опытного участка составил 62,6 тыс. тонн. Качественные показатели: потери – 7,2% (объёмы отбитой руды на днище камеры № 1 будут взяты при отработке нижележащих запасов руды по основному проекту), разубоживание – 0,4%.

3.2. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки камеры № 2 на Северо-Восточном фланге участка «Новый Сибай»

Данный участок карьера располагался на противоположном относительно описанного выше опытного участка борту карьера. В Технологическом регламенте, разработанном для проекта «Доработка залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения подземным способом» отработку прибортовых запасов руды на северо-восточном фланге участка «Новый Сибай», находящихся под породным отвалом, рекомендуется осуществлять системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, используя породный отвал в качестве зажимающей среды.

Однако особенностью участка «Новый Сибай» на северо-восточном фланге в подэтаже гор. 469-449 м является тот факт, что объем породного отвала (насыпи) по длине опытного участка изменяется в значительных пределах. Так его высота относительно почвы опытной камеры (прирезки) изменяется от 20 до 30 метров, толщина – от 0 до 30 м (и в среднем составляет порядка 15 м). Параметры этой породной насыпи (малая её толщина и изменяющаяся высота) не позволяют обрабатывать запасы опытного участка системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, используя породный отвал в качестве зажимающей среды. При ведении взрывных работ неизбежно произойдет отбрасывание руды и пород, пригружающих борт и их разлёт в карьерном пространстве.

По решению руководства ОАО «Сибайский ГОК», специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» была разработана методика опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии отработки участка «Новый Сибай» на северо-восточном фланге в подэтаже гор. 469-449 м открытыми камерами (прирезками) в сплошном порядке, с одновременной отгрузкой части породного навала из погрузочных заездов совместно с отбитой рудой [29].

В соответствии с методикой ОПИ Сибайским филиалом ОАО «Учалинский ГОК» выполнен рабочий проект «Опытно-промышленная отработка подземным способом запасов руды на северо-восточном фланге участка «Новый Сибай» Сибайского в подэтаже г. 469-449 м (камера № 2)», по которому силами подземного рудника проводились горные работы на опытном участке.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки камеры 2 на Северо-Восточном фланге участка «Новый Сибай»

Цель опытно-промышленных испытаний

Целью планируемых опытно-промышленных испытаний является проверка в производственных условиях технических решений по отработке прибортовых запасов руды открытыми камерами (прирезками), принятых в технологическом регламенте «Доработка залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения подземным способом» и рабочем проекте, для обеспечения безопасной и эффективной отработки запасов руды в бортах Сибайского карьера подземным способом.

Проведение опытно-промышленных испытаний технологии выемки прибортовых запасов открытыми камерами (прирезками) позволит уточнить параметры буровзрыв-

ных работ, порядок формирования отрезной щели, показатели потерь и разубоживания руды, конструктивные параметры выемочных камер (прирезок) и другие технологические показатели.

При ведении горных работ будет осуществляться геомеханическое сопровождение силами института ОАО «Уралмеханобр», предусмотрено проведение систематических наблюдений за деформациями откосов.

Испытываемая технология будет использоваться при доработке Сибайского месторождения (участок Новый Сибай) подземным способом, особенно широко в первые годы реализации проекта, в которые необходимо сохранять транспортный съезд в карьере.

Состояние горных работ на опытном участке

Горные работы в Сибайском карьере закончены. Глубина карьера составляет около 500 м при углах наклона бортов 36–42°. Размеры карьера по поверхности 1,3÷1,4 км.

Для доработки оставшихся за контуром карьера запасов строится подземный рудник. Связь между выработанным пространством карьера и подземным рудником осуществляется через штольни, пройденные на горизонтах 389 и 469 м. Основная транспортная магистраль на карьере – спиральный съезд, соединяющий выработки карьера с поверхностью.

Вблизи от северного борта карьера пройден ряд подземных выработок различного назначения. Выработки пройдены на горизонте 469 м. Их средние площади сечения 12–18 м².

Горно-геологические условия отработки опытного участка

Северо-восточный борт карьера сложен плагиоклазовыми, андезит-дацитовыми порфиритами, их пирокластическими разностями, спилитами, метасоматитами и массивными медьсодержащими рудами.

Андезит-дацитовые, дацитовые порфириты и их туфы обладают зеленовато-серым цветом и порфировой структурой, они подвержены в разной степени, гидротермально-метасоматическим процессам: окварцеванию, хлоритизации, серицитизации, вплоть до образования метасоматитов (серицит-хлорит-кварцевых и хлорит-кварцевых пород) с редкой и средней вкрапленностью пирита.

Метасоматиты прослеживаются в лежачем боку рудного тела в виде субмеридиональных линз мощностью от 1–2 до 5–10 м. Отмечены редкие дайки диабазов, мощность до первых метров. Падение их крутое на юго-восток, реже северо-запад, простирание северо-восточное (25-500).

Контакты рудного тела с вмещающими породами четкие, тектонические, часто сопровождающиеся глиной трения, выполненной раздробленными породами. Вмещающие породы характеризуются различной степенью трещиноватости, но преобладают среднетрещиноватые породы. В северном борту залегают медьсодержащие руды (преимущественно медный колчедан, на востоке участками медно-цинковый, цинковый и серный колчедан). Текстуры руд преимущественно массивные, участками колломорфная, брекчиевидная, пористая. Структура тонко-мелкозернистая, реже средне-крупнозернистая.

Основными минералами руд участка являются пирит, халькопирит, сфалерит. Из примесей присутствуют пирротин, магнетит, гематит, сидерит, галенит. Породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатами, хлоритом, редко встречаются серицит и тальк.

Расстояние между трещинами в рудном массиве 0,6–0,9 м. Крепость руд по шкале Протодьяконова – 10–14.

Подсчет балансовых запасов и товарной руды, по обрабатываемому участку, выполнен геолого-маркшейдерской службой Сибайского филиала ОАО «УГОК», результаты его приведены в таблице 3.2.1.

Таблица 3.2.1. Балансовые запасы и товарная руда по обрабатываемому участку

Наименование	Руда, т/т	Медь, % тыс. т	Цинк, % тыс. т	Сера, % тыс. т	Золото, % тыс. т	Серебро, % тыс. т
Балансовые запасы						
Медные руды	62420	1,96	0,22	40,57	0,40	3,92
		1,404	0,160	29,107	28,4	281,6

Состояние устойчивости участка северо-восточного борта карьера и расчет его устойчивости при выемке руды

В технологическом регламенте произведено обоснование устойчивости бортов карьера на начальном этапе отработки прибортовых запасов (южный и северный борта). Определён предельный угол заложения борта карьера равный 58 градусам, который с достаточной долей вероятности обеспечивает его устойчивость.

С учетом принятого угла заложения на южном и северном бортах карьера определены зоны, внутри которых отработка запасов производится из подземных выработок (рис. 3.2.1):

ЗОНА I – отработка запасов может осуществляться без влияния на устойчивость бортов карьера;

ЗОНА II – отстроена с учетом необходимости обеспечения сохранности капитального съезда на период строительства подземного рудника, при ведении работ внутри неё возможна локальная (в очень незначительных объёмах) потеря устойчивости участков прибортового породного массива;

ЗОНА III – при ведении горных работ ожидается потеря устойчивости непосредственно прилегающего к рудному телу прибортового породного массива.

Отработка запасов в южном и северном бортах карьера зонирование прибортовых запасов

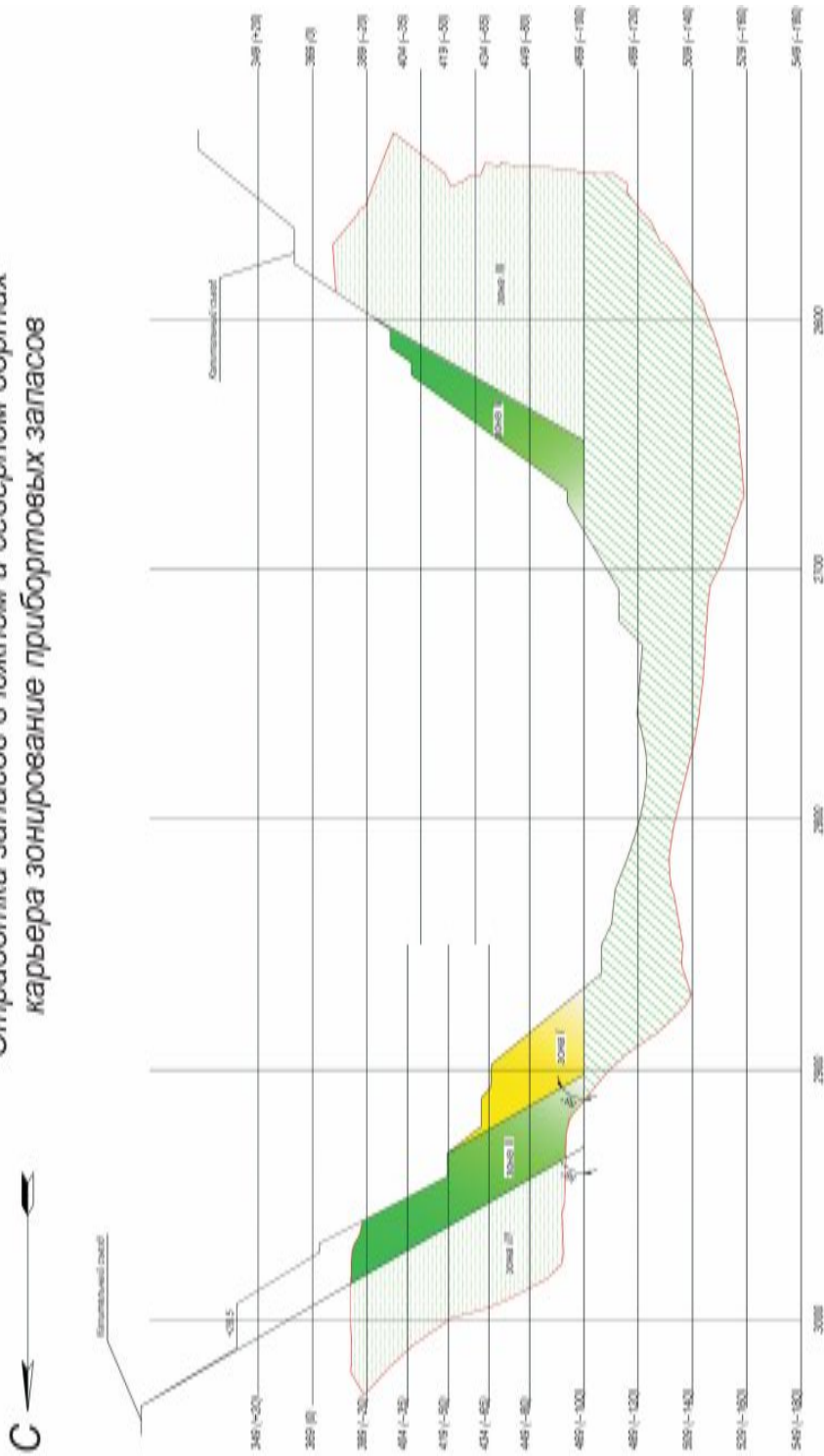


Рис. 3.2.1. Схема вскрытия залежи «Новый Сибай» Сибайского месторождения

Опытный участок располагался в подэтаже 449–469 м внутри зоны № I. Выемка запасов на данном участке, согласно оценке, проведённой в технологическом регламенте, не окажет отрицательного влияния на устойчивость северного борта карьера в целом и капитального съезда в частности. Схема расположения опытного участка относительно борта карьера представлена на рис. 3.2.2.

Для оценки устойчивости участка северо-восточного борта Сибайского карьера, на котором планируется выемка прибортовых запасов подземным способом, расчетные физико-механические характеристики пород, слагающих прибортовую массив, приняты по данным геологической службы рудника и представлены в таблице 3.2.2.

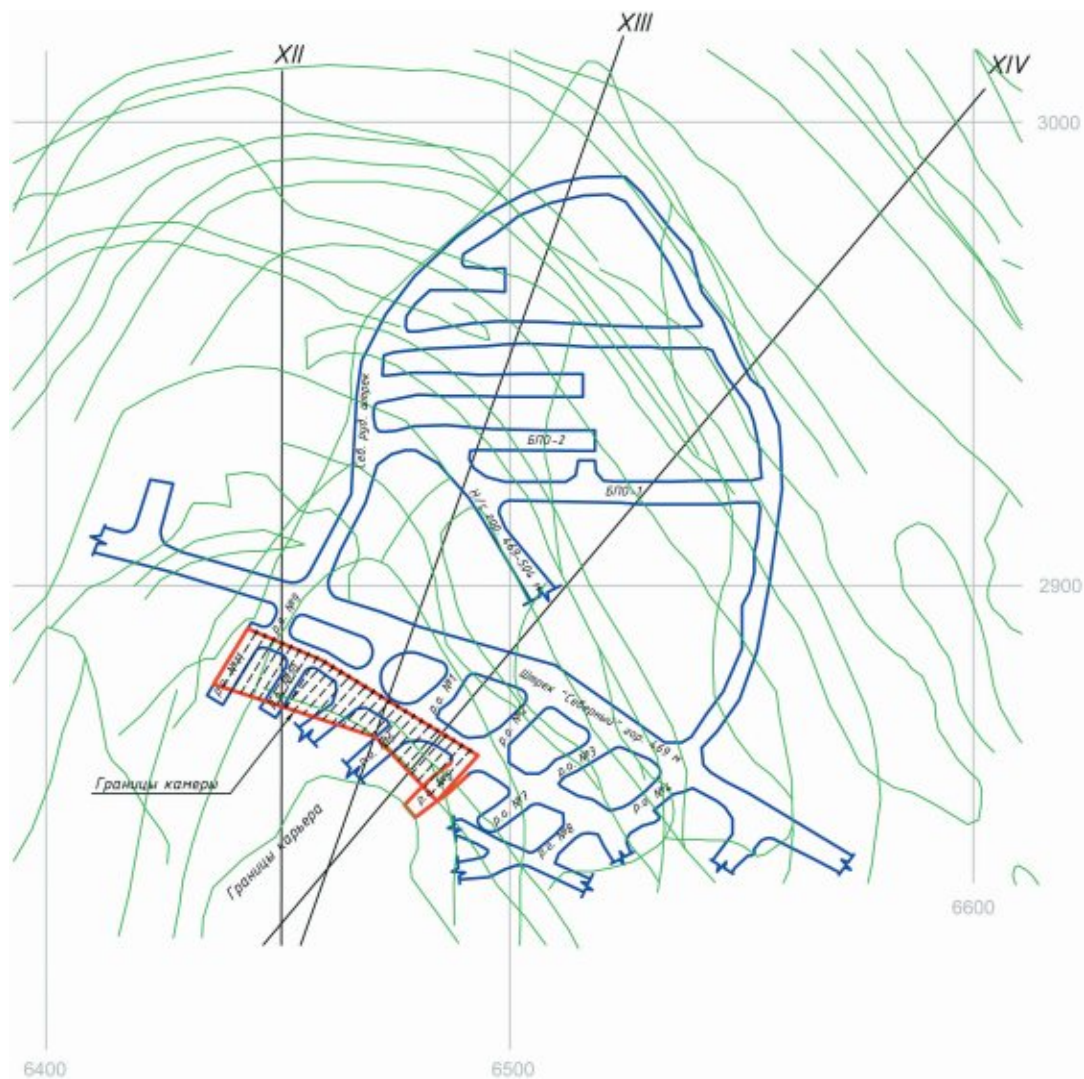


Рис. 3.2.2. Границы опытного участка и план гор. 469 мм

Таблица 3.2.2. Физико-механические характеристики пород.

Наименование пород	Плотность γ , т/м ³	Прочность на сжатие $\sigma_{сж}$, т/м ²	Сцепление C , т/м ²	Угол внутреннего трения Φ , градус
Медно-серный колчедан	4,20	5760	1330	30
Серный колчедан	4,00	3300	760	35
Медно-цинковый колчедан	4,20	7630	1760	33
Вкрапленный медный колчедан	2,94	5960	1380	31
Цинковый колчедан	4,00	7650	1770	30
Порфириты	2,76	9970	2300	32
Диабазы	2,80	7960	1840	33
Спилиты	2,80	8540	1970	29
Альбитофиры	2,60	11720	2710	30
Туфы	2,80	7040	1630	29

Сцепление в таблице приведено для пород в образце. Переход к сцеплению в массиве выполнен введением коэффициента структурного ослабления λ . Величина коэффициента структурного ослабления принята следующая: для расстояния до откоса 1–5 м равная 0,01, а для расстояния до откоса 5–30 м равная 0,02.

В технологическом регламенте дано обоснование угла откоса, который должен формироваться при выемке прибортовых запасов подземным способом. Величина угла составляет 58° (рис. 3.2.3).

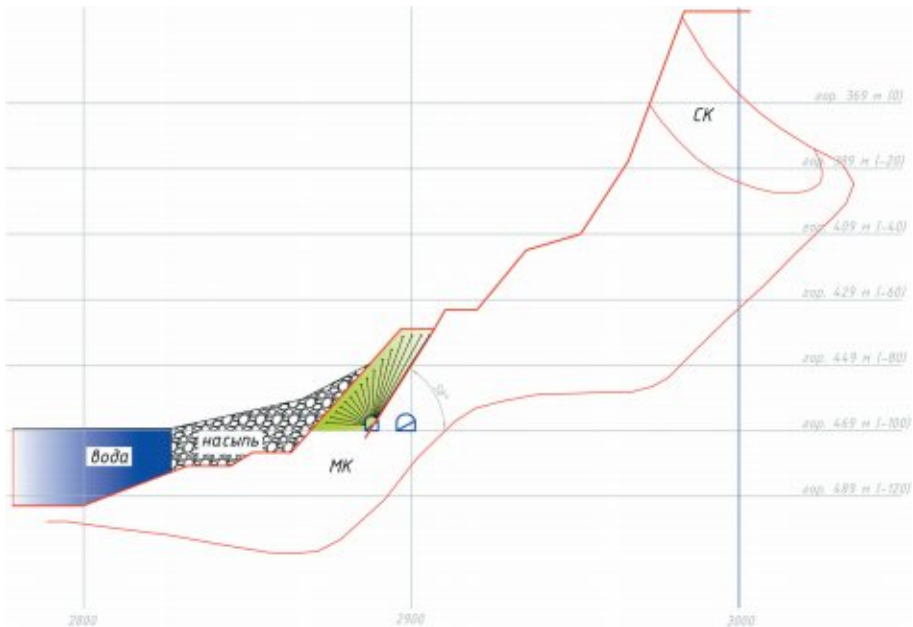


Рис. 3.2.3. Разрез XII

По расчетному разрезу XII контур выемки ограничен линией под указанным углом 58° (рис. 3.2.3).

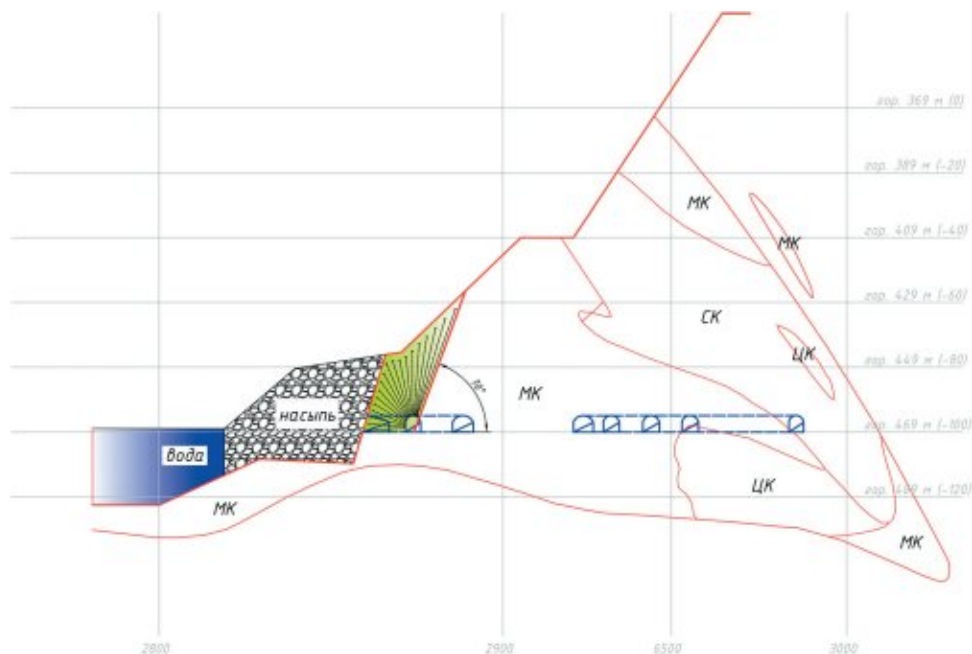


Рис 3.2.4. Разрез XIII

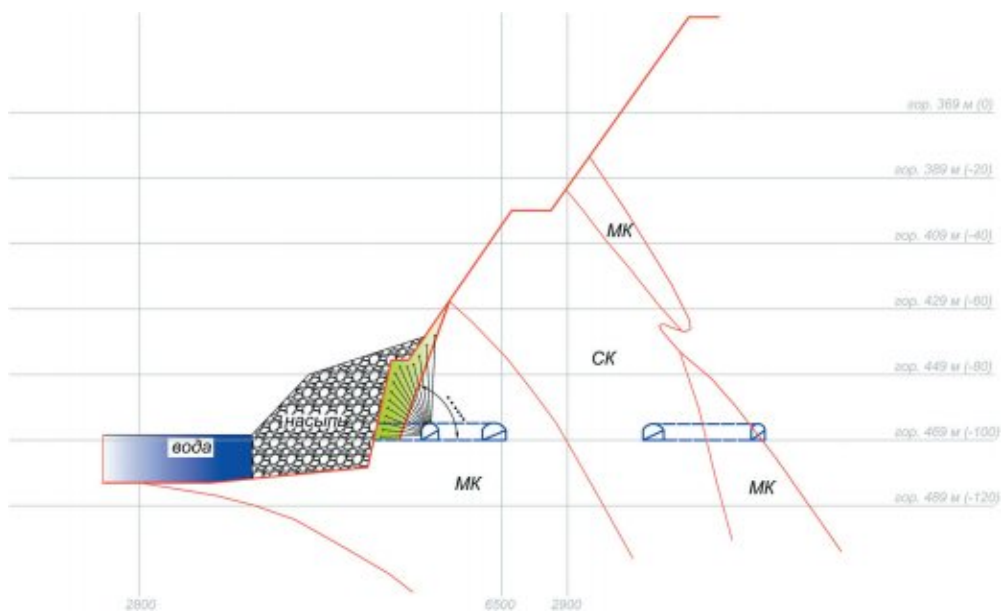


Рис. 3.2.5. Разрез XIV

Выполнен расчет устойчивости откоса в отметках от (–100) м до (+28)÷(+29) м по трем разрезам: XII, XIII и XIV. Расчет устойчивости проводился методом алгебраического сложения сил по наиболее вероятной поверхности скольжения по методике института ВНИМИ. Параметры откосов и величины коэффициента запаса устойчивости представлены в таблице 3.2.3.

Контрольное определение коэффициента запаса устойчивости с использованием графиков ВНИМИ для определения устойчивого угла откоса, показало сходимость с полученными выше результатами. Однако запас устойчивости в данных условиях соответствует минимальной степени обводненности откоса. Поэтому значительное обводнение откоса может привести к снижению его устойчивости и возникновению деформаций.

Таблица 3.2.3. Результаты оценки устойчивости откосов

Разрез	Положение борта, угол откоса на участке выемки прибортовых запасов	Высота откоса, м	Угол наклона откоса, градус	Коэффициент запаса устойчивости
XII	Фактическое	128	48,3	1,31
	Проектное (58°)		54,7	1,18
XIII	Фактическое	128,5	49,3	1,30
	Проектное (58°)		54,2	1,21
	Проектное (70°)		54,2	1,20
XIV	Фактическое	129	53,3	1,30
	Проектное (62°)		59,3	1,29
	Проектное (70°)		55,5	1,27

Выполненный расчет показывает, что перед началом горных работ откос находится в устойчивом состоянии, однако величина запаса устойчивости близка к предельной 1,3. После выемки прибортовых запасов произойдет снижение запаса устойчивости до 1,18–1,29, что не исключает возникновения деформаций откоса. Однако, положительными факторами, позволяющими обеспечить устойчивость откосов в процессе выемки прибортовых запасов на данном участке, является эффект зажима на участке выемки прибортовых запасов, а также незначительный срок отработки.

Наиболее слабым является выемочный участок по линии разреза XII, характеризующийся расчетным коэффициентом запаса устойчивости 1,18. Данная величина запаса устойчивости позволяет прогнозировать локальные деформации участка борта, прилегающие непосредственно к опытному участку. Данные деформации ни при каких условиях не распространятся на весь борт.

В процессе выемки запасов было решено организовать инструментальные наблюдения за состоянием устойчивости наклонного транспортного съезда, расположенного на вышележащем участке с целью предупреждения аварийных ситуаций. При ведении горных работ по мере необходимости могут разрабатываться мероприятия, повышающие устойчивость участка борта (в том числе пригрузка отработанного участка скальными породами по линиям разрезов с XII по XIV).

Подготовительно-нарезные работы в опытном блоке

Схема подготовки опытного участка к очистной выемке разрабатывалась с максимальным использованием существующих на горизонте 469 выработок.

Подготовительно-нарезные работы на участке опытной камеры заключались в следующем:

- первоначально производится увеличение длины вентиляционной выработки в северо-западном направлении на длину порядка 15–16 метров.
- затем между существующим штреком «Северный» гор. 469 м и пройденной вентиляционной выработкой проводятся разведочные орты № 1, № 2 и № 9.
- далее в направлении борта карьера проходятся разведочные орты № 5, № 6, № 10 и № 11.

Схема подготовки опытного участка представлена на рис. 3.2.2.

Проведение подготовительных и нарезных выработок осуществляется с применением следующего оборудования:

- самоходных бурильных установок типа Мономатик, Минибур и Ахега;
- ПДМ типа ТОРО-301Д, LF-6,3, ТОРО-400Д;
- автосамосвалов МоАЗ-74051 и ЕЖС.

Система разработки и параметры камеры

Отработка запасов опытного участка осуществляется открытой камерой (прирезкой) без нарушения бортов карьера и целостности действующего транспортного съезда, который расположен выше опытного участка. Порядок выемки запасов опытного участка – вдоль борта карьера в направлении от восточного фланга к северному.

Основные конструктивные элементы системы разработки приведены на рис. 3.2.2–3.2.5.

Опытная камера (прирезка) расположена на северо-восточном фланге карьера в районе разрезов по линиям XII, XIII и XIV. Высотная отметка почвы камеры около –100 м.

Параметры камеры:

- ширина камеры – изменяется от 8 до 16 метров;
- длина камеры – 55 метров;
- высота камеры – изменяется от 30 до 40 м;
- угол наклона боковой стенки – 58–70°.

Очистные работы в камере начиналась с оформления отрезной щели. Отрезная щель формировалась по ширине камеры путем отбойки восходящих скважин, пробуренных из разведочного орта № 5, на выработанное пространство карьера, заполненное пригружающими борт породами.

Отбойка руды в камере производилась веерами скважин диаметром 89 мм на отрезную щель. Максимально возможный угол заложения борта карьера для разреза XIV равен 70 градусам.

При организации отбойки рудной массы предусматривалось взрывание одного веера за один технологический взрыв с введением внутривеерных замедлений. Интервал замедления между взрыванием вееров не менее 35 мсек.

Породный навал на опытном участке, пригружающий борт карьера будет способствовал предотвращению разлета кусков отбитой рудной массы по выработанному пространству карьера. Кроме того, по контуру опытной камеры оставлялась «рудная корка» толщиной 2,5–3,0 метра.

При появлении первых признаков потери устойчивости прибортового массива (увеличение величины раскрытия трещин, появление локальных осыпей и так далее) взрывные работы предполагалось остановить. Решение о возобновлении взрывных работ предполагалось комиссионно с учётом фактического состояния борта карьера.

Потери и разубоживание руды

Для отдельной выемочной единицы, в данном случае камеры (заходки) потери и разубоживание определяются по источникам их образования, характерных для данного варианта системы разработки.

При отработке опытной камеры не предполагалось обрушение борта карьера, в кровле и по границам камеры отсутствуют контакты с пустыми породами. Поэтому разубоживания руды при отбойке запасов происходить не будет. В то же время, на участке опытной камеры существовал породный навал, частично пригружающий отработываемый участок. Отгрузка этого навала руды перед началом отработки запасов опытного участка не предполагалась. Пригружающие борт породы выпускались совместно с рудой. Поэтому разубоживание при отработке опытной камеры происходило именно породами породного навала при их проникновении в отбитую рудную массу при отгрузке.

Породный навал имел довольно сложную конфигурацию, которая неизбежно будет изменяться при отбойке запасов камеры (за счёт подвижки породы взрывными работами). В связи с этим, определить разубоживание руды от примешивания пород, пригружающих участок борта расчётными методами на стадии проектирования отработки камеры не представлялось возможным. Разубоживание определялось на стадии отработки камеры косвенным методом путём сопоставления содержания полезных компонентов в выпускаемой руде с их первоначальным содержанием в массиве.

При расчете потерь руды учитывались потери отбитой руды на днище камеры. Расчет потерь руды в опытной камере производился по программе для расчета нормативных потерь и разубоживания руды, разработанной специалистами ОАО «Уралмеханобр».

Расчётные потери руды для опытной камеры составляют 7,2%. Впоследствии потерянные запасы будут отработаны при выемке нижележащих подэтажей.

Прибортовые запасы участка «Новый Сибай» на северо-восточном фланге в подэтаже гор. 469–449 м успешно отработаны в 2010 году.

Объем добытой руды с опытного участка составил 67 тыс. тонн. Качественные показатели: фактические потери – 7,2% (объемы отбитой руды на днище камеры № 2 будут взяты при отработке нижележащих запасов руды по основному проекту), разубоживание с учётом наличия пород, пригружающих борт карьера и частично выпускаемых при отгрузке рудной массы – 10,7%.

3.3. Опытнo - промышленные испытания технологии отработки придонных и прибортовых запасов разделительного рудного целика месторождения «Молодёжное»

Доработка Молодежного месторождения осуществляется по ТЭО (проект) «Доработка Молодежного месторождения подземным способом», разработанному и утвержденному в установленном порядке в 2002 году.

В 2008 году институтом ОАО «Уралмеханобр» по заданию руководства «Учалинского ГОКа» был разработан «Проект отработки запасов рудного тела № 1 в этаже 270/240/210 м», в котором решены вопросы технологии и порядка отработки рудного тела № 1 в этаже 210/270 м, запасы руды которого расположены под дном карьера.

В 2010 году по мере окончания добычи руды под дном карьера было принято решение ввести в отработку запасы разделительного рудного целика, расположенного в дне и восточном борту карьера в этаже 210/270 м.

Институтом ОАО «Уралмеханобр» в 2010 году были выполнены «Рекомендации по порядку и технологии отработки разделительного рудного целика Молодежного месторождения в подэтаже 240/270 м».

Горно-геологические условия отработки опытного блока

Руды р.т. № 1 в пределах разделительного прибортового и придонного целиков сложены в основном медными и медно-цинковыми сплошными и вкрапленными рудами. Незначительное распространение имеют цинковые сплошные, вкрапленные разновидности, серный колчедан, как правило, в виде отдельных прослоев и участков малой протяжённости и мощности. Трещиноватость руд колеблется от средней до высокой (редко до чрезвычайно высокой). Коэффициент крепости по Протодьяконову $f=15\div 17$. Устойчивость руд средняя, реже слабая (по вкрапленным разновидностям).

Длина рудного тела № 1, сосредоточенного в придонном целике в районе 22-23 геологических разрезов, составляет порядка 90 м по простиранию с севера на юг. Падение рудного тела от откоса борта в массив под углами падения: всячий бок $\alpha = 35\text{--}42^\circ$; лежащий бок $\alpha_1 = 37\text{--}60^\circ$.

Вмещающие породы, слагающие придонный участок руды на восточном борту карьера в районе разрезов 22÷23, представлены базокварцевыми липоритовыми андезитовыми и дацитовыми порфиритами, известняками различной степени брекчиевания, туффитами и породами приконтактной околорудной зоны.

Запасы, сосредоточенные под дном карьера составляют 41781 тонн со средним содержанием по меди – 3,85%; по цинку – 3,00%; по сере – 39,81%.

Вмещающие породы всячего бока рудного тела в южном борту карьера представлены кварцевыми липоритовыми порфирами средней и выше средней трещиноватости и их туфами. Вмещающие породы лежащего бока представлены кварц-серицит-хлоритовыми и кварц-хлоритовыми метасоматитами базальтового состава. Породы подвергнуты хлоритизации, серицитизации (до 30–35%) и сульфидной минерализации (до 5%), их трещиноватость классифицируется от выше средней до высокой (класс IV).

Вмещающие породы всячего бока, слагающие прибортовой участок руды на восточном борту карьера в районе разрезов 21^a+25÷23, представлены андезитовыми

и дацитовыми порфиритами, лавами дацитовых порфиритов и туффитами, слабо подвргнутыми проявлениям гидротермальных изменений.

Длина рудного тела № 1, сосредоточенного в прибортовом целике в районе 21^{а+25} – 23 геологических разрезов, составляет порядка 130 м по простиранию с севера на юг. Падение рудного тела от откоса борта в массив под углами падения: висячий бок $\alpha = 35\text{--}42^\circ$; лежачий бок $\alpha_1 = 37\text{--}60^\circ$.

С запада прибортовая часть целика ограничена в верхней части бортом карьера; в нижней части на юге располагается закладочный массив ранее отработанной камеры К1ПЦ1-240. В дне прибортовой части рудного целика расположен закладочный массив ранее отработанных камер подэтажа 210/240 м.

Запасов руды, расположенные в прибортовой части рудного целика с учётом объёмного веса руды 4,3 т/м³ составляют порядка 290 тыс. тонн. Среднее содержание в руде полезных компонентов составляет: меди – 3,1%, цинка – 4,29%, серы – 38,4%.

Прибортовая часть массива (в бортах и под дном карьера) ослаблена буровзрывными работами при отработке запасов месторождения открытым способом.

Существующее положение горных работ

Вскрытие запасов, оставшихся за контуром карьера, осуществляется вспомогательным уклоном, пройденным с поверхности, и автотранспортным уклоном, пройденным из карьера на отг. +264 м, а также штольнями, выбитыми из карьера. Порядок вскрытия и отработки месторождения принят нисходящий с поэтапным вводом этажей (участков) в эксплуатацию. Проветривание подземных выработок по проекту осуществляется путём нагнетания свежего воздуха вентилятором главного проветривания, установленным на поверхности у устья вспомогательного уклона.

По состоянию на 2 квартал 2011 года основной объём очистных и подготовительно-нарезных работ на «Молодёжном» месторождении ведётся в пределах этажей 150/210 м и 70/150 м.

В этаже 210/270 м, в границах которого расположен разделительный рудный целик, основные запасы уже отработаны.

В подэтаже 210/240 м, расположенном непосредственно под рудным целиком, полностью отработаны запасы секций № 2, № 3 и № 4; отработаны секционные целики № 2 и № 3. Частично неотработанными остались запасы секции № 1.

Дно и восточный борт карьера на участке рудного целика пригружены породой, с высотой пригрузки в среднем около 20 метров.

Для проверки решений, предложенных в рекомендациях на отработку разделительного целика Молодёжного месторождения была разработана методика опытно-промышленных испытаний (ОПИ) на отработку в придонной и прибортовой частей разделительного рудного целика [30 и 31].

На первом этапе опытных работ было решено произвести выемку руды в придонной части разделительного целика, затем отработать запасы в борту карьера.

Придонная часть запасов целика обрабатывалась камерой К1ПЦС1-240, расположенной в подэтаже 210/240 м.

При этом были учтены следующие условия:

– перед началом очистных работ в опытной камере К1ПЦС1-240 необходимо произвести уборку породной массы, складированной на дне карьера, вертикальная мощность которой составляет в среднем 20 метров.

– в процессе отработки опытной камеры возможно снижение устойчивости вышерасположенного участка борта карьера и пройденного по нему съезда.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Оценка устойчивости восточного борта карьера «Молодежный» при выемке придонных запасов разделительного целика

Расчет устойчивости восточного борта карьера «Молодёжный» в районе опытной камеры К1ПЦС1-240 производился методом алгебраического сложения сил, основанным на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (глава 2. п. 5).

Все расчёты проводились на основе документации, представленной ОАО «Учалинским ГОК» (таблица 3.3.1).

Расчётные поверхности скольжения приведены на рис. 3.3.1–3.3.4.

Таблица 3.3.1. Расчетные характеристики пород и руд

Наименование	Плотность, γ , т/м ³	Угол внутреннего трения, ρ , град.	Сцепление в массиве, K_m , т/м ²
Андезитовые порфиры	2,8	25,7	40,71
Туффиты смешанного и дацитового состава	2,74	25,7	23,57
Крупнокварцевые дацитовые порфиры	2,71	25,7	42,86
Липаритовые порфиры	2,78	25,7	50,71
Известняки	2,7	20	35
Руда МК	4,15	20,7	53,57
Кора выветривания	2,05	15,4	8,14
Диабазы, диабазовые порфиры	2,81	25,7	27,17
Диоритовые порфиры	2,71	24,3	40,71

Расчётная оценка устойчивости приведена в таблице 3.3.2.

Оценка устойчивости показала, что борт находится в деформированном состоянии, что подтверждается визуальными и инструментальными наблюдениями, проводимыми ОАО «Уралмеханобр» ежегодно.

По результатам наблюдений за 2009 год наименее устойчивыми являются верхние горизонты восточного борта. На участке наиболее активных деформаций в районе пункта «Северо-восточный» продолжается развитие зоны деформаций, сопровождающиеся обрушениями по поверхности.

Таблица 3.3.2. Оценка устойчивости восточного борта карьера Молодежный

Разрез		Параметры борта		К.З.У., n
		Высота, H _б , м	Угол откоса, α, град	
22 ^{а+25}	фактическое состояние (борт)	$\frac{470 \div 240}{230}$	40	1,17
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м (борт)	$\frac{470 \div 230}{240}$	40	1,09
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м, с учетом пригрузки и подработки (борт)	$\frac{470 \div 264}{206}$	37	1,25
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м (съезд)	$\frac{403 \div 231}{172}$	52	0,87
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м, с учетом пригрузки и подработки (съезд)	$\frac{403 \div 231}{172}$	49	1,12
III – III	фактическое состояние (борт)	$\frac{493 \div 240}{253}$	34	1,23
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м (борт)	$\frac{493 \div 228}{265}$	35	1,14
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м, с учетом пригрузки и подработки (борт)	$\frac{493 \div 260}{233}$	32	1,30
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м (съезд)	$\frac{408 \div 226}{182}$	51	0,99
	проектное положение, при понижении горных работ на 10 м, с учетом пригрузки и подработки (съезд)	$\frac{408 \div 226}{182}$	45	1,19
	с учетом подработки	$\frac{397 \div 252}{145}$	47	1,13
с учетом полной подработки	$\frac{397 \div 252}{145}$	47	1,05	

Проведённая ОАО «Уралмеханобр» оценка устойчивости борта карьера показала, что он находится в деформированном состоянии. Это подтверждается ежегодными визуальными и инструментальными наблюдениями.

Согласно результатам расчётов, отработка запасов в дне карьера будет сопровождаться снижением устойчивости борта до $K.З.У = 1 \div 1,1$. Поэтому отработка запасов в дне карьера и последующая пригрузка должна быть произведена в течение 6 месяцев. Последующая пригрузка борта позволит обеспечить его устойчивость согласно нормативным значениям $K.З.У: 1.2 \div 1.3$.

В связи с вышеизложенным при ведении горных работ в опытной камере возможно снижение устойчивости вышерасположенного участка борта карьера и пройденного по нему транспортного съезда.

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки придонных запасов разделительного рудного целика

Цель опытнo-промышленных испытаний выемки придонных запасов

Целью проводимых испытаний является проверка в производственных условиях технических решений, обеспечивающих безопасную и эффективную отработку части запасов разделительного целика (камера К1ПЦС1), расположенных непосредственно в дне карьера в подэтаже 210/240 м рудного тела № 1 Молодёжного месторождения.

Для достижения поставленной цели при отработке камеры К1ПЦС-240 будет решаться следующий комплекс вопросов:

- апробация разработанной технологической схемы выемки запасов;
- исследование параметров системы разработки;
- исследование конструктивных элементов системы разработки;
- исследование основных технологических параметров очистной выемки при отработке камеры;
- оценка состояния устойчивости прилегающих к опытной камере массивов руды и вмещающих пород на разных этапах очистной выемки;
- наблюдения за состоянием устойчивости уступов борта карьера, в районе опытной камеры;
- оценка влияния взрывных работ в опытной камере на борт карьера.

Подготовительно-нарезные работы при выемке придонных запасов разделительного целика

Подготовка и развитие работ на участке производится из полевого вентиляционного закладочного штрека гор. 240 м (ВЗШ гор. 240 м), а также из автотранспортного съезда пройденного в северо-восточном борту карьера.

Подготовка запасов производилась в следующей последовательности:

Из автотранспортного съезда проходилась фланговый доставочный орт № 2, из которого по простиранию придонного целика был пройден погрузочный заезд № 4.

Из ВЗШ гор. 240 м на северном фланге камеры был пройден доставочный орт (разрезной орт).

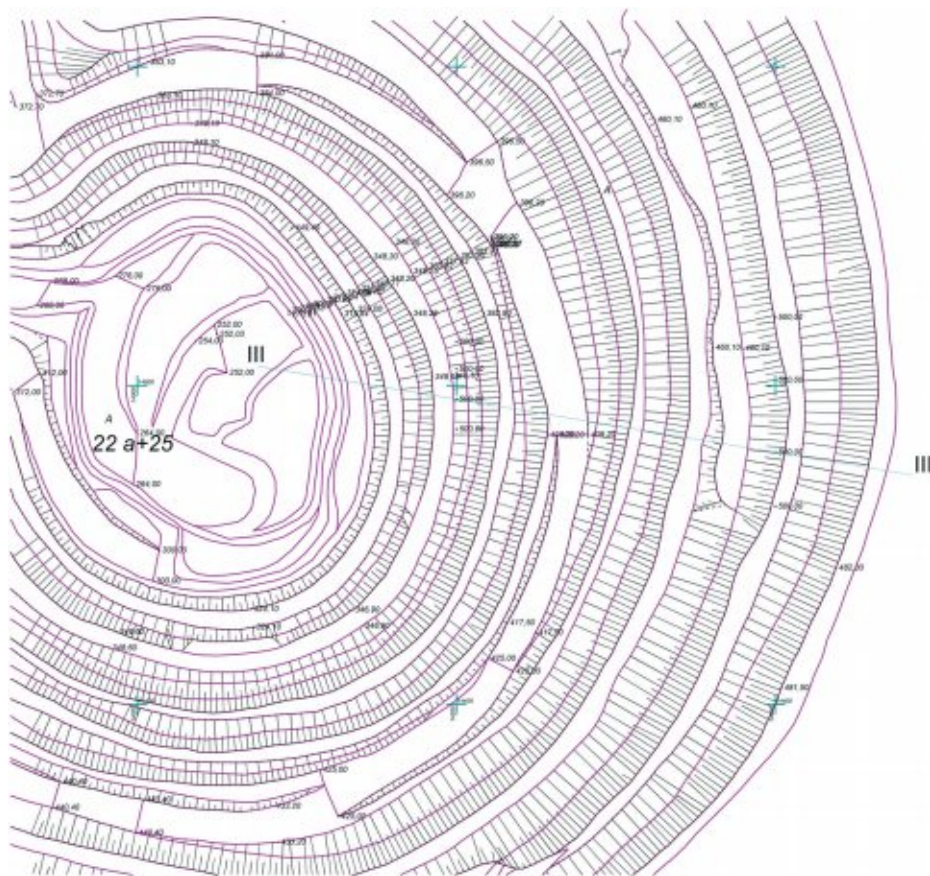


Рис. 3.3.1. План карьера «Молодежный» на конец отработки. Разрез III – III

Из разрезного орта по центру камеры вкостр простиранья рудного тела проходилс я погрузочный заезд № 1.

На западном фланге разрезного орта проходилс я отрезной восстающий, который сбиваетс я с карьерным пространством.

Технология отработки придонных запасов разделительного целика

Для выемки запасов придонного рудного целика (камера К1ПЦС1-240) применялс я вариант камерной системы разработки с открытым в карьер выработанным пространством с последующим заполнением очистного пространства камер твердеющей закладкой.

Данный вариант системы разработки представлс я на рис. 3.3.2–3.3.7 и включал в себя следующие конструктивные элементы: погрузочные заезды и доставочные орты.

Параметры камеры:

– длина – 44,5 м;

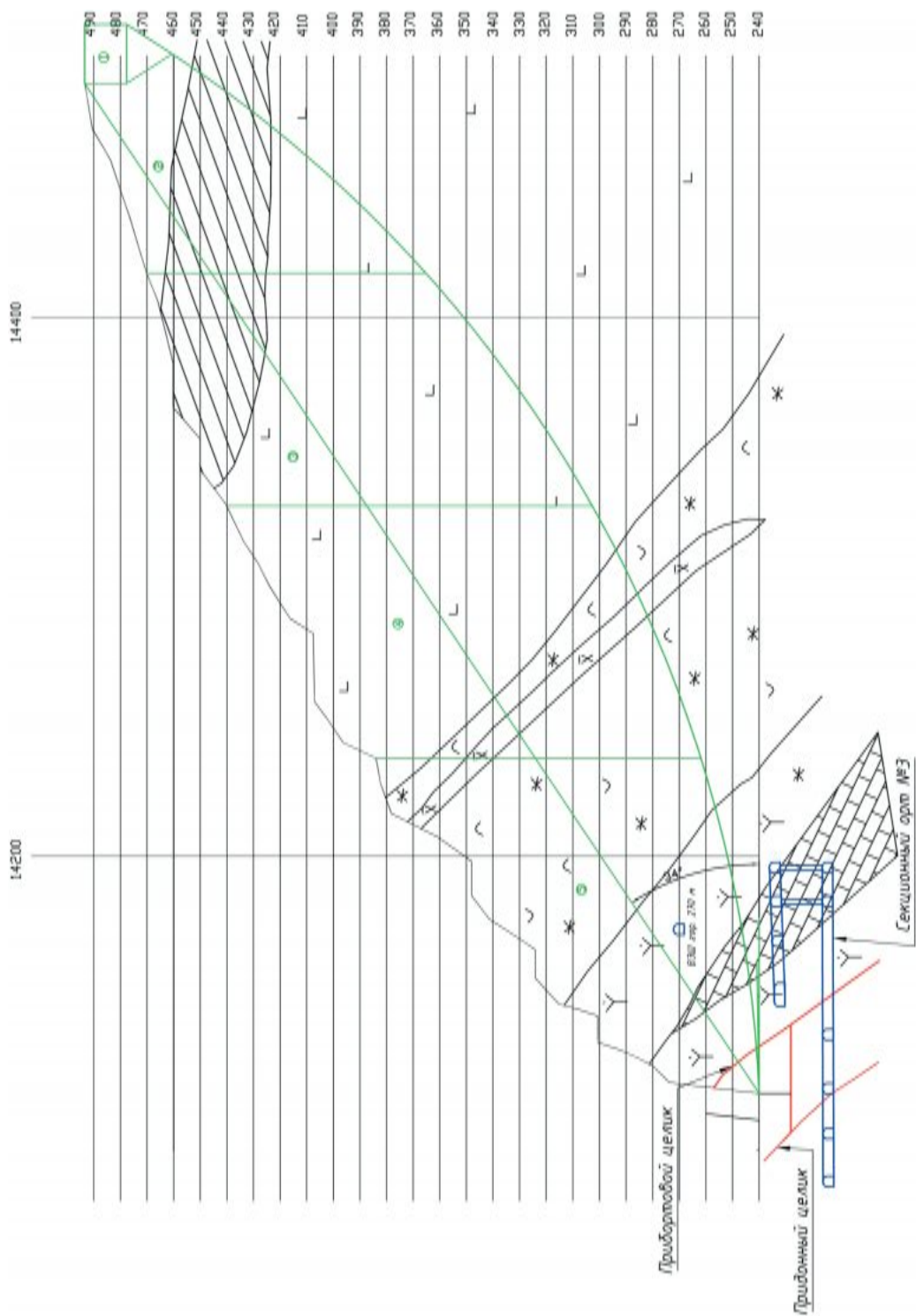


Рис. 3.3.2. Разрез III – III. Фактическое положение (борт)

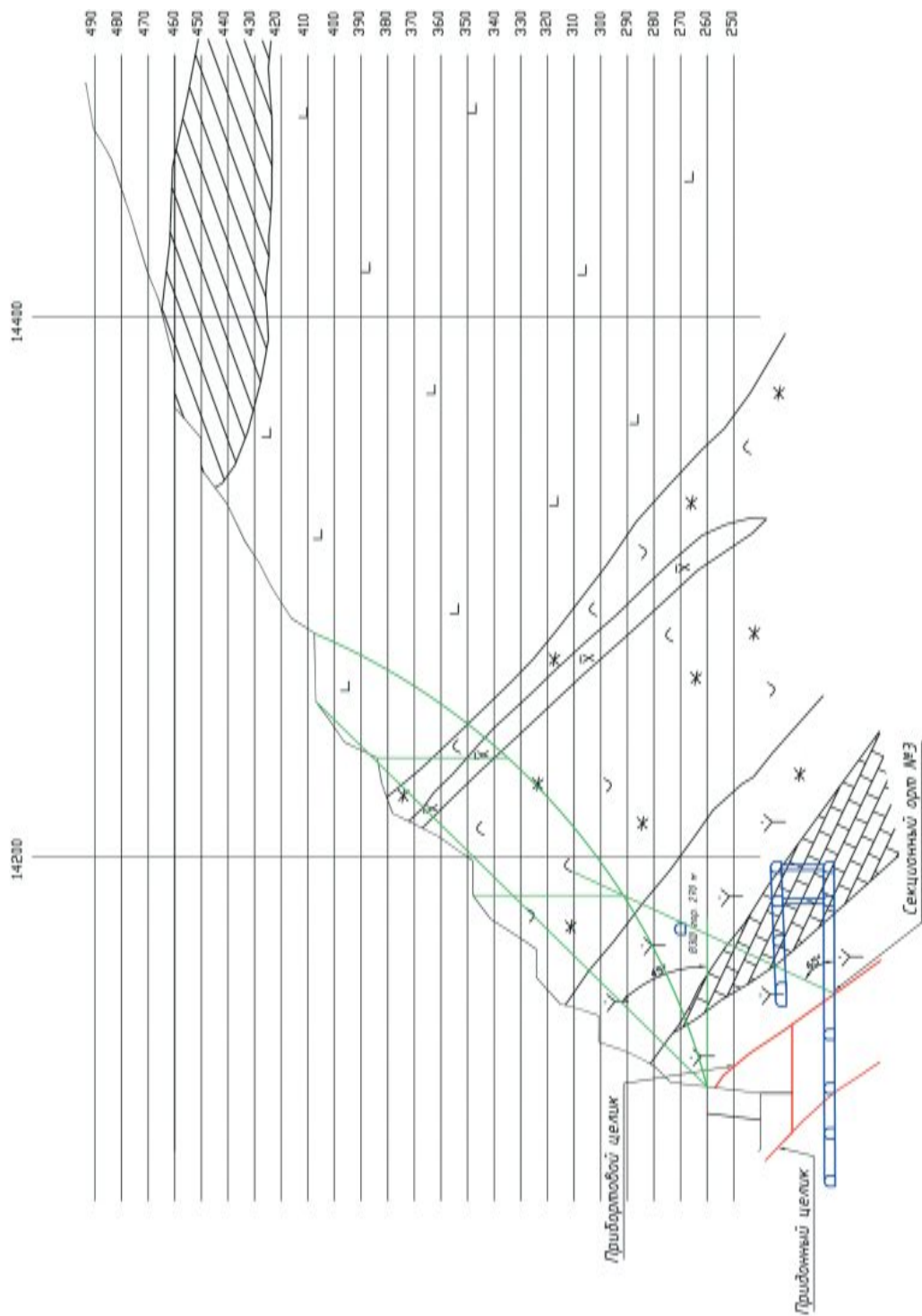


Рис. 3.3.3. Разрез III – III. Проектное положение при понижении горных работ на 10 м с учетом пригрузки и подработки (съезд)

- ширина – равна горизонтальной мощности рудной залежи вкрест простирания и изменяется от 10 до 28 м;
- высота – 16–20 м.

По вертикали подготовка камеры производилась на двух уровнях:

- гор. 240 м – доставочный (по почве камеры проходилась комплекс буро-доставочных выработок);
- гор. 270 м – закладочный, (с данного горизонта через скважины осуществлялась закладка отработанной камеры).

Для оформления отрезной щели в камере, из разрезного (доставочного) орта, пройденного из ВЗШ-240 м, на северном фланге у восточного борта карьера поднимается отрезной восстающий. После образования отрезной щели путём отбойки рядов скважин, пробуренных из карьера, формируется очистное пространство камеры с выходом в дно карьера. Обработка запасов в камере производится от северного (от разрезки) на южный фланг. Разбуривание и отбойка руды в камере осуществляется из карьерного пространства нисходящими скважинами, диаметр скважин – 115 мм (рис. 3.3.5 и 3.3.6).

Обработки запасов придонного рудного целика требовала интенсивного ведения горных работ в летний период с целью осуществления закладки выработанного пространства придонной камеры (К1ПЦС1-240) в тёплый период года. Общий срок выемки запасов руды придонного целика составил 3 месяца.

Выпуск и отгрузка руды из камеры производилась с её почвы через разрезной орт и погрузочные заезды. Доставка руды из камеры до перегрузочного пункта осуществлялась ПДМ TORO-400 и МПД-4, оборудованных системой дистанционного управления типа Torotel. Дальнейшее транспортирование руды велось автосамосвалами ЕЖС-20, ШС-35, TORO-35 до склада руды в карьере.

Закладка отработанной придонной камеры производилась твердеющей смесью. Подача смеси осуществлялась по следующей схеме: закладочный комплекс → закладочный трубопровод по поверхности → технологические закладочные скважины → вспомогательный уклон → вентиляционно-закладочный штрек гор. 270 м → вентиляционная сбойка гор. 270 м → закладочный штрек гор. 270 м → далее по закладочным скважинам подается в выработанное пространство камеры (рис. 3.3.7).

Конструктивное оформление данного варианта системы разработки и технология обработки камерных запасов представлены на рисунках 3.3.2 и 3.3.7.

Проветривание камеры осуществляется за счет общешахтной депрессии. Свежая струя из вентиляционно-закладочного штрека гор. 240 м по разрезному орту К1ПЦС1 и погрузочному заезду № 1 секции 2 подается в камеру. Отработанный воздух из камеры выдается в отработанное пространство карьера. При отсутствии сообщения погрузочных заездов с отработанным пространством камеры погрузочные заезды проветриваются вентиляторами местного проветривания типа ВМ-6 или ВМ-12 (рис. 3.3.8).



Рис. 3.3.4. Схема подготовки опытной камеры К1ПЩС1-240

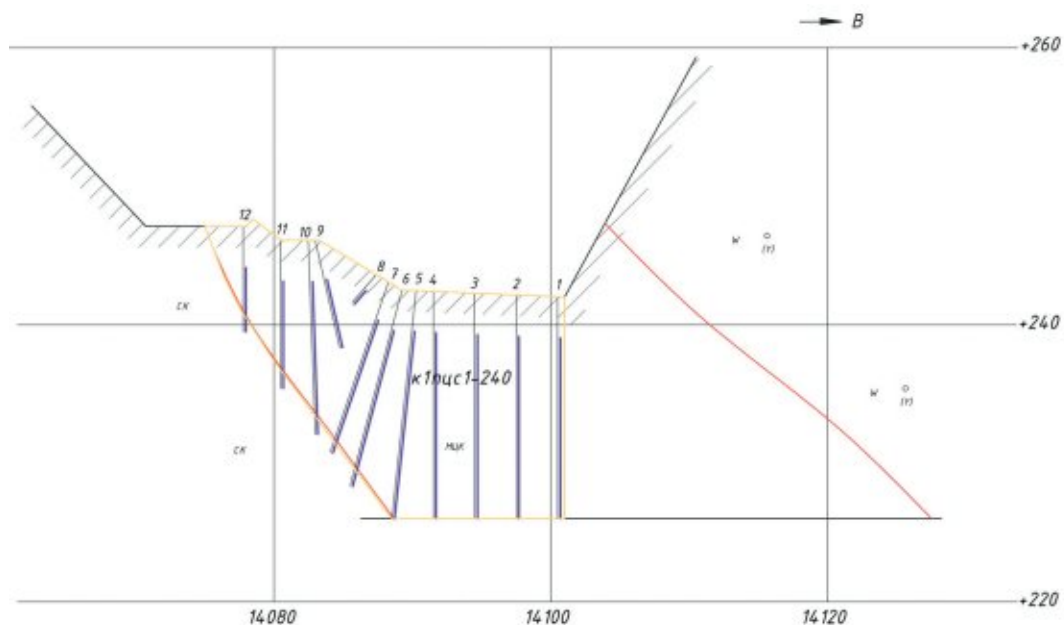


Рис. 3.3.5. Разбуривание рудного массива из карьерного пространства нисходящими скважинами (схема 1)

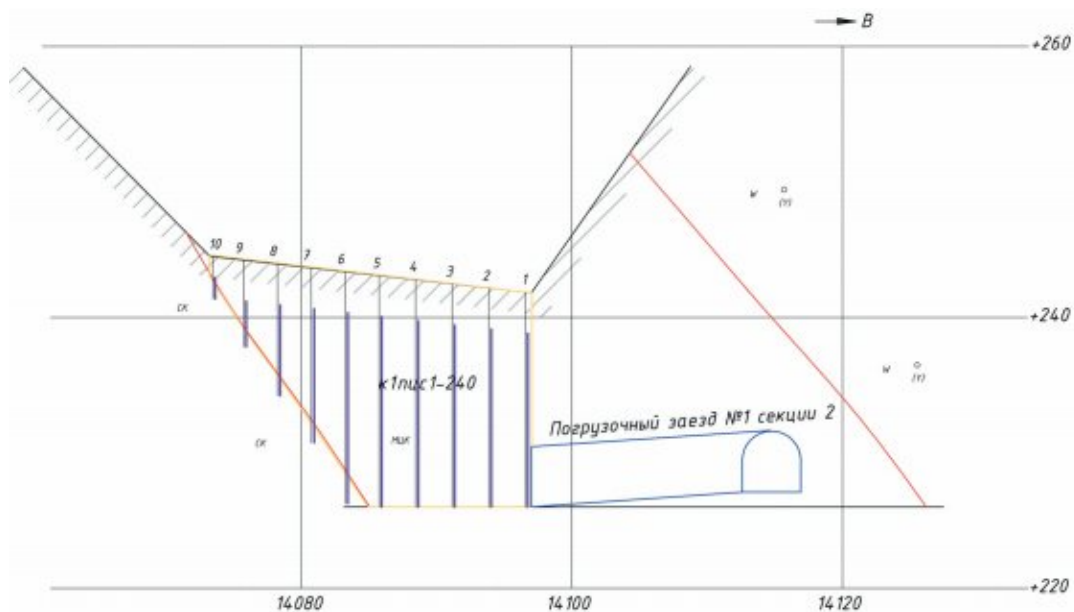


Рис. 3.3.6. Разбуривание рудного массива из карьерного пространства нисходящими скважинами (схема 2)

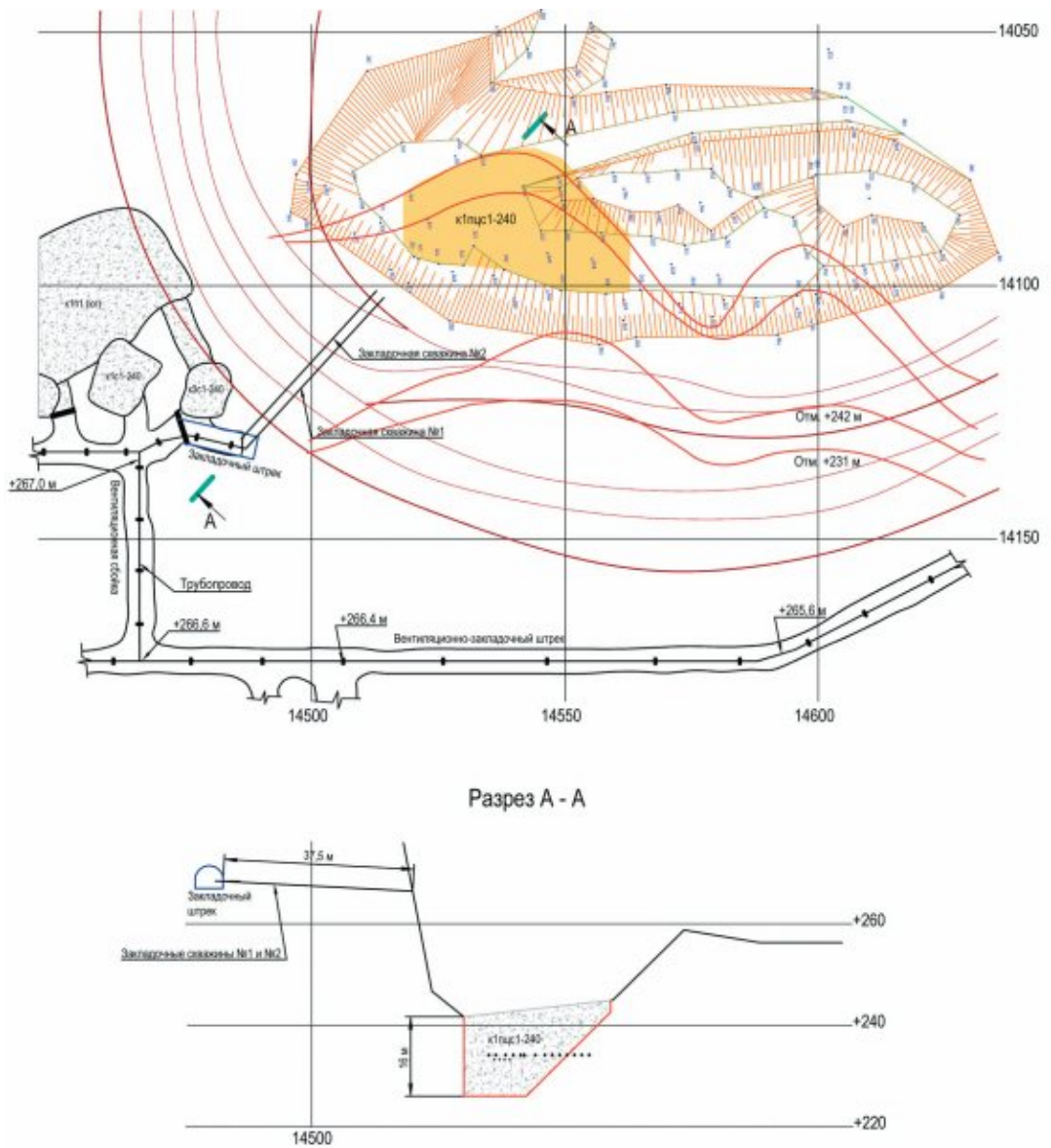


Рис. 3.3.7. Схема закладки опытной камеры К1ПЦС1-240

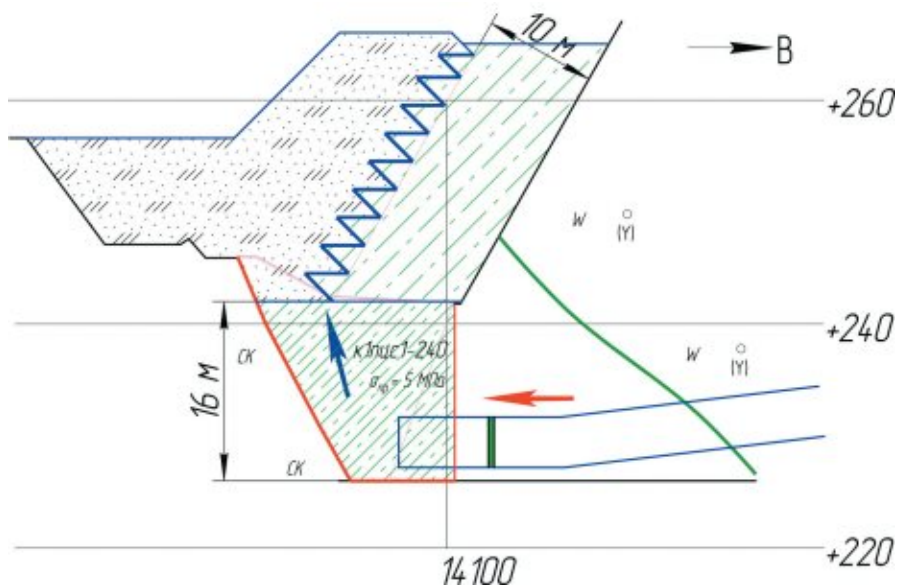


Рис. 3.3.8. Схема проветривания камеры К1ПЦС-240

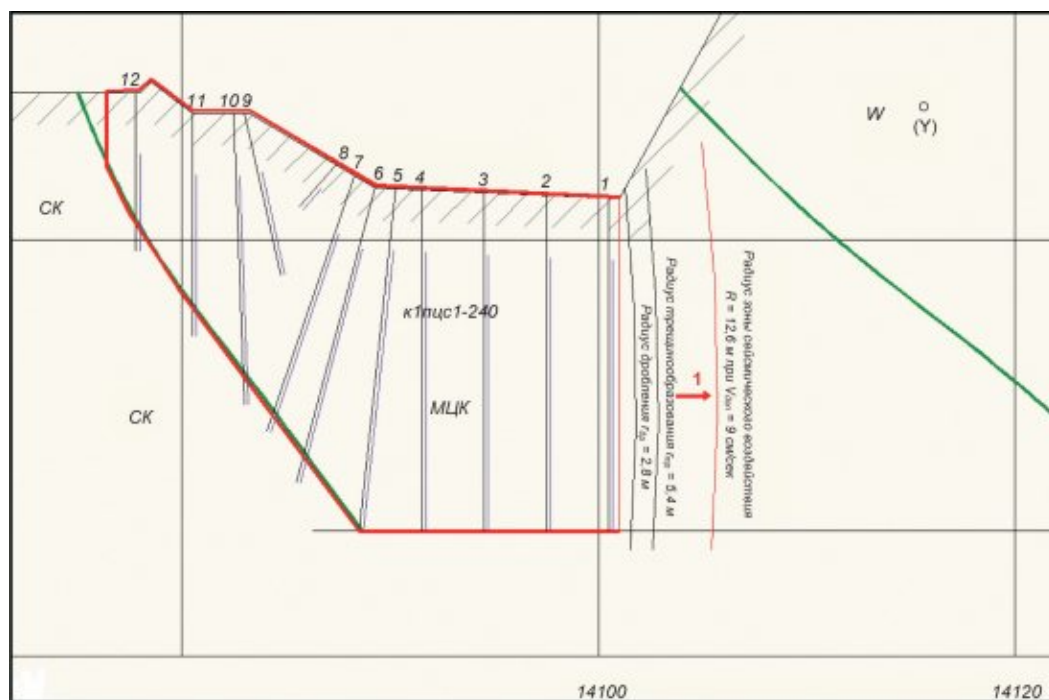


Рис. 3.3.9. Схема расположения скважин в рядах № 13 и № 14 с указанием радиусов взрывного воздействия

Оценка влияния взрывных работ при отработке запасов придонной камеры на разделительный целик борта карьера

Аналитические расчеты произвелись для оценки влияния взрывных работ, производимых при отработке запасов придонной камеры на восточный борт карьера в боковом направлении №1 (рис. 3.3.9).

Оценка воздействия взрывных работ при отработке камеры 1 ПЦ секции 1 рассчитывается для скважинного заряда, находящегося в непосредственной близости к Восточному борту карьера с максимальной массой заряда в скважине 121 кг (скважина № 1 в рядах № 13 и № 14).

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект приняты: уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций.

По результатам проведенных расчетов устанавливается потенциально опасное воздействие взрывных работ на восточный борта карьера.

Параметры буровзрывных работ скважины № 1 рядов 13 и 14 представлены в таблице 3.3.3:

Таблица 3.3.3. Параметры скважины №1

Длина скважины, м	Угол наклона скважины, град.	Длина заряда ВВ, м	Длина недозаряда ВВ, м	Масса заряда ВВ, кг
16,0	90	13,0	3,0	121

Физико-механические свойства руды, используемые для определения сейсмического воздействия взрывных работ представлены в таблице 3.3.4.

Таблица 3.3.4. Расчетные характеристики руды

Наименование пород и руд	Плотность, т/м ³	Предел прочности массива на сжатие, МПа	Средний размер отдельности в массиве, м	Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек		Коэффициент сейсмичности
				продольных	поперечных	
Руда	4,15	90	0,5	23,00	1390	69,5

Охраняемым объектом при отработке опытной камеры является восточный борт карьера.

Допустимая скорость колебаний, полученная по формуле (глава 2. п. 7) для руды – 20,4 см/с.

Ввиду того, что прибортовая часть массива ослаблена буровзрывными работами при отработке запасов месторождения открытым способом, минимальные допустимые скорости колебаний согласно методики расчета приведенной в главе 2. п. 7 составят для откосов уступов борта карьера 9 см/с.

Допустимую скорость колебаний для охраняемого объекта выбираем по наиболее низким допустимым значениям. Таким образом, для откосов уступов борта карьера $V_{\text{доп}} = 9 \text{ см/сек}$.

За критерий оценки влияния взрывов на охраняемый объект приняты радиусы зон разрушения и деформаций.

При взрывании скважинного заряда с массой ВВ 121 кг, радиусы зон дробления и трещинообразования составят (таблица 3.3.5):

Таблица 3.3.5. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва скважинного заряда

Направление действия взрыва	Количество ВВ в скважине, кг	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м	Радиус зоны трещинообразования $r_{тр}$, м
Боковое	121	2,8	5,4

Определение уровня сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты

Анализ полученных результатов показывает:

- наибольшее сейсмическое воздействие ожидается при взрывании скважины № 1 по 13 и 14 ряду;
- радиус зоны сейсмического воздействия на борт карьера составляет 12,6 м;
- при взрывании скважинного заряда массой 121 кг радиус зоны дробления 2,8 м, и радиус зоны трещинообразования 5,4 м не выходят за пределы радиуса зоны сейсмического воздействия 12,6 м.

Организации взрывных работ при выемке придонного разделительного целика:

1. Взрывные работы велись с поскважинным замедлением с интервалом не менее 25 мсек.
2. Допускалось одновременное (мгновенное) взрывание нескольких скважин, не расположенных вблизи охраняемого борта и не превышающих общую массу заряда 242 кг. При этом радиус дробления составит 3,8 м, радиус трещинообразования 7,2 м.
3. Для создания экранированной зоны взрыва применялось направление детонации на взрываемом блоке – от охраняемого объекта.
4. Использовались неэлектрические системы инициирования, зарядов, позволяющие исключить вероятность подбоя скважинной сети при увеличении времени замедления между группами зарядов и увеличить количество последних, вплоть до поскважинного взрывания.

Результаты ОПИ по отработке запасов придонного целика (К1ПЦС1-240)

Опытной камера К1ПЦС1-240, расположенная в придонной части разделительного рудного целика полностью отработана летом 2011 года (июнь – август).

Проведение опытнo-промышленных испытаний по отработке придонных запасов можно считать успешным. Запасы руды били отработаны в проектных параметрах. Выемка опытной камеры произведена без каких-либо деформаций и подвижек восточного борта карьера, расположенного в районе отработанной опытной камеры (рис. 3.3.10–3.3.13).

Объем добытой руды с опытного участка составил 42,6 тыс. тонн. Качественные показатели: потери – 5,2%, разубоживание –10,8%.



Рис. 3.3.10. Положение горных работ по окончании выемки придонных запасов разделительного целика (камера К1ПЦС1-240)



Рис. 3.3.11. Закладка выработанного пространства после выемки придонных запасов разделительного целика (камера К1ПЦС1-240)



Рис. 3.3.12. Закладка выработанного пространства после выемки придонных запасов разделительного целика (камера К1ПЦС1-240)



Рис. 3.3.13. Закладка выработанного пространства после выемки придонных запасов разделительного целика (камера К1ПЦС1-240)

Закладка выработанного пространства камеры произведена в сентябре – октябре 2011 года.

Фактическое положение горных работ после выемки запасов камеры и на момент ведения закладочных работ представлено на рисунках 3.3.11–3.3.13.

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки прибортовых запасов разделительного рудного целика

Цель опытнo-промышленных испытаний выемки прибортовых запасов

Целью проводимых испытаний является проверка в производственных условиях технических решений, обеспечивающих безопасную и эффективную отработку прибортовых запасов разделительного рудного целика, расположенных в подэтаже 240/270 м рудного тела №1 Молодёжного месторождения в районе восточного борта карьера.

Для достижения поставленной цели при отработке прибортовых запасов будет решаться следующий комплекс вопросов:

- апробация разработанной технологической схемы подготовки и порядка отработки прибортовых запасов целика;
- апробация эффективности применения комбинированного целика, возводимого вдоль восточного борта карьера, и состоящего из твердеющей закладки и породной насыпи;
- исследование конструктивных элементов системы разработки;
- исследование основных технологических параметров очистной выемки при отработке камер опытного участка;
- оценка состояния устойчивости прилегающего к камерам опытного участка массива пород восточного борта карьера, а также возведённого комбинированного целика на разных этапах отработки участка;
- наблюдения за состоянием устойчивости уступов борта карьера, в районе опытного участка;
- оценка влияния взрывных работ в камерах опытного участка на борт карьера и комбинированный целик.

Состояние горных работ

После успешной выемки запасов и закладки твердеющей смесью выработанного пространства опытной камеры К1ПЦС4-240, расположенной в дне карьера появилась техническая возможность произвести отработку запасов, расположенных в борту карьера.

Для безопасной и безаварийной выемки запасов в борту карьера вдоль восточного борта карьера было решено возвести комбинированный целик, состоящий из твердеющей закладки и породной насыпи с таким расчётом, чтобы его высота была выше рудного контакта.

Расчёт пролёта камер, расположенных в прибортовой части целика

Для отработки запасов руды разделительного рудного целика, расположенного в борту карьера предусматривалось применение системы разработки с камерной выемкой и закладкой. Порядок отработки запасов в борту карьера – сплошной. Камеры ориентированы длинной стороной вкрест простирания рудного тела.

Предельная ширина камеры рассчитывалась по методике ИПКОН АН РФ (глава 2, п. 5) и составляла 10 метров.

Расчет величины вертикальных обнажений

При отработке прибортовых запасов целика системой разработки с камерной выемкой и закладкой формировались вертикальные и наклонные обнажения рудных, породных и закладочных массивов, находящихся на контакте с обрабатываемой камерой.

Расчет величин возможных вертикальных обнажений производился для каждого типа пород, руд и закладки:

- медно-цинковая руда;
- дацитовые порфиры;
- закладочный массив.

Расчет величин вертикальных обнажений произведен по формуле приведенной главе 2 п. 5, а результаты представлены в таблице 3.3.6.

Таблица 3.3.6. Величины вертикальных обнажений руды и горных пород

Типы руд и пород	Размер структурного блока, метров		
	0,2	0,3	0,4
Высота устойчивой стенки камеры, м			
– медно-цинковая руда;	58,9	69,0	77,2
– дацитовый порфир;	69,7	81,6	91,4
– закладочный массив	48,3*		

* – высота обнажения стенки закладочного массива рассчитана для закладки прочностью 5 МПа, размер структурного блока для закладки принят равным средней толщине одного слоя – 5 метра.

Анализ результатов расчётов говорит о том, что наименьшую устойчивость при вертикальном обнажении имеет закладочный массив. Устойчивое вертикальное обнажение закладочного массива не превышает 48 метров. Однако закладочный массив будет располагаться не только в вертикальных боковых стенках обрабатываемых камер, но и со стороны борта карьера, где будет располагаться закладочный массив комбинированного целика.

Угол наклона борта карьера (и соответственно стенки из твердеющего массива) составляет около 60 градусов. Устойчивость таких нависающих стенок будет ниже устойчивости вертикальной стенки. Предельная высота обнажения висячего бока при формировании нависающих стенок с учётом угла падения висячего бока рудного тела может быть определена по формуле приведенной главе 2 п. 5:

$$(h_{\text{накл}}/h_{\text{верт}}) = \{1,74 + 0,02(\alpha_{\text{накл}} - 55^\circ)\} / \{1,74 + 0,02(\alpha_{\text{верт}} - 55^\circ)\} ,$$

где $\alpha_{\text{накл}} = 60^\circ$, $\alpha_{\text{верт}} = 90^\circ$.

Подставляя имеем:

$$(h_{\text{накл}}/h_{\text{верт}}) = 1,84 / (1,74 + 0,02 \times 35) = 1,84 / 2,44 = 0,75 \text{ м},$$

т.е. максимальная наклонная высота закладочного массива в 0,75 раза меньше максимальной вертикальной высоты.

Тогда для закладочного массива устойчивая наклонная длина стенки, представленной закладочным массивом составит $H_{\text{навис}} = 48,3 \cdot 0,75 = 36,2$ метра.

На основе рассчитанных значений максимальной наклонной высоты камеры, зависящей от устойчивого состояния наклонной стенки из закладочного массива, можно сделать вывод, что вертикальная высота обрабатываемых камер на опытном участке не должна превышать:

$$H_{\text{навис}} \times \sin 60^\circ = 31,4 \text{ м}.$$

Вертикальная мощность рудного целика в борту карьера на участке не превышала 20 метров. Прочность закладочного массива достаточна для обеспечения устойчивости закладки при обработке запасов прибортового целика.

Возведение комбинированного целика в борту карьера

Применение технологических схем обработки с твердеющей закладкой за счёт использования несущей способности возводимого искусственного массива позволяет избежать экстремальных ситуаций, связанных с переходом пород борта карьера в предельное состояние под влиянием подземных работ. Для обработки запасов разделительного целика системой разработки с камерной выемкой и твердеющей закладкой вдоль борта карьера предложено возвести искусственный целик под защитой которого осуществить очистную выемку и последующую закладку камер твердеющей смесью [32].

Возводимый искусственный целик нагрузок со стороны борта практически не воспринимает. Его роль сводится к изоляции очистного пространства, а также к пригрузке основания борта. Проведённая оценка устойчивости борта карьера показала, что пригрузка борта позволит обеспечить его устойчивость согласно нормативным значениям К.З.У:1,2÷1,3.

Наиболее оптимальный вариант сооружения комбинированного целика – заполнение пространства придонной части рудного целика твердеющей закладкой. Закладку необходимо поднять по борту до гор. 260 м. Для сокращения объёмов твердеющей закладки она формировалась только вдоль восточного борта карьера. Вдоль западной границы целика, возводимого из твердеющей закладки, осуществлялась отсыпка скальной породы, которая при возведении закладочного массива по восточному борту выше дна карьера одновременно играла роль опалубки.

Возведение комбинированного целика производится поэтапно. После закладки опытной камеры К1ПЦС1-240, расположенной в дне карьера приступили к отсыпке породного вала вдоль западной границы будущего комбинированного целика. Породный вал первоначально отсыпался на высоту 5 метров на расстоянии от борта карьера

10 метров. После этого, в образовавшееся пространство между бортом карьера и породной насыпью осуществлялась заливка твердеющей смеси. После отвердевания закладочной смеси предыдущего слоя осуществляется подсыпка породного вала и заливка следующего слоя твердеющей закладки. Процесс возведения породной насыпи и закладки пространства вдоль восточного борта карьера осуществлялся до тех пор, пока не будет создан комбинированный целик, перекрывающий верхнюю границу рудного тела по борту карьера на высоту не менее 10 метров. Конструктивное исполнение комбинированного целика формируемого вдоль борта карьера представлено на рис. 3.3.14.

На участках, где верхняя граница рудного тела залегает на значительном расстоянии от дна карьера, и не представляется возможным возвести комбинированный целик достаточной высоты, было принято решение в камерах на данных участках оставлять рудную корку. Рудная корка оставлялась с таким расчётом, чтобы суммарная вертикальная толщина оставляемой в кровле камеры руды и налегающего комбинированного целика составила не менее 10 метров.

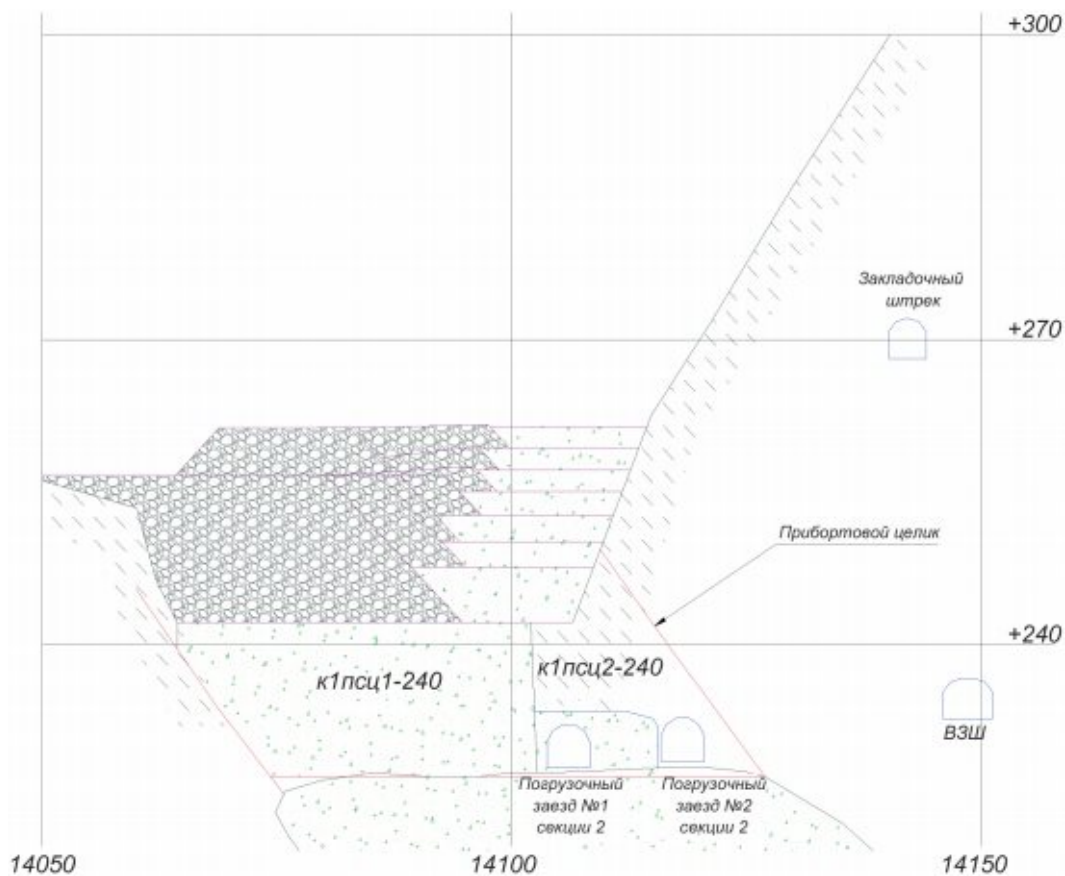


Рис. 3.3.14. Конструктивное исполнение комбинированного целика формируемого вдоль борта карьера



Рис. 3.3.15. Начальная стадия возведения комбинированного искусственного целика вдоль борта карьера (первый этап отсыпки скальной пригрузки на кровле отработанной камеры К1ПЦС4-240)



Рис. 3.3.16. Возведение комбинированного искусственного целика вдоль борта карьера (твердеющая закладка + скальная пригрузка)



Рис. 3.3.17. Возведение комбинированного искусственного целика вдоль борта карьера (твердеющая закладка + скальная пригрузка)



Рис. 3.3.18. Завершающая стадия возведения комбинированного искусственного целика вдоль борта карьера (закладочный массив возведён выше уровня кровли рудного тела)

Прочность возводимого закладочного массива составляла 5 МПа. Возведение закладочной части комбинированного целика осуществляется через скважины, пробуренные в борт карьера из закладочного штрека гор. 270 м.

Оформление комбинированной пригрузки борта карьера на участке – твердеющая закладка + скальная пригрузка – обеспечили безопасность и эффективность выемки прибортовых запасов, а также снизили затраты на его возведение.

Этапы возведения комбинированного целика вдоль борта карьера представлены на рис. 3.3.15–3.3.18.

Технология отработки прибортовой части разделительного целика

Отработка прибортовых запасов разделительного целика на опытном участке в отметках 240/270 м производилась в сплошном порядке. Рудное тело в пределах участка разбивалось на секции, а секции, в свою очередь – на камеры, ориентированные вкрест простирания рудного тела.

Вариант системы с камерной выемкой при сплошном порядке отработки запасов в секции включает в себя следующие конструктивные элементы:

- доставочный (секционный) орт;
- погрузочные заезды, пройденные из доставочного (секционного) орта;
- буро-подсечной орт по почве камеры;
- отрезной восстающий;
- вентиляционно-закладочные скважины в камеру, пробуренные из выработок закладочного горизонта.

Для отработки прибортовые запасы целика по простиранию рудной залежи делятся на две секции: № 2 и № 3. Секция № 2 расположена на южном фланге, а секция № 3 располагается на северном фланге опытного участка.

Параметры секций:

- ширина – равна горизонтальной мощности рудной залежи в секции и изменяется от 20 до 40 м;
- высота – равна средней мощности рудной залежи в секции и изменяется от 18 до 30 м;
- длина секции №2 составляет 50 метров; длина секции № 3 равна 80 метров.

Секции на участке вкрест простирания делятся на камеры. Количество камер в секции № 2–5; в секции № 3–8.

Параметры камер:

- ширина – 10 м;
- длина – равна горизонтальной мощности рудной залежи и изменяется от 20 до 40 м;
- высота – равна вертикальной мощности рудной залежи.

Конструктивное оформление системы разработки представлено на рис. 3.3.19 и 3.3.20.

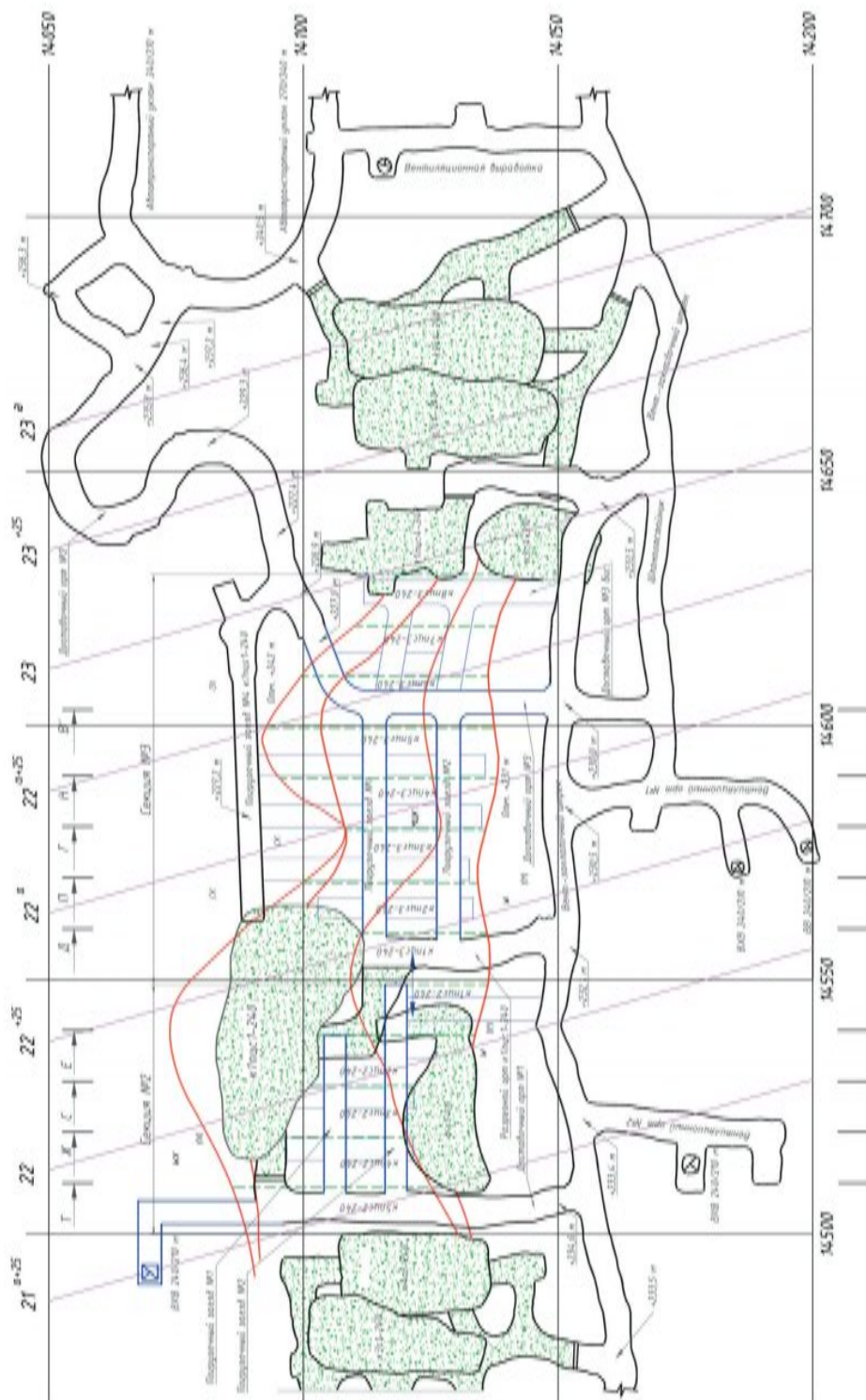


Рис. 3.3.19. План горизонта + 240 м

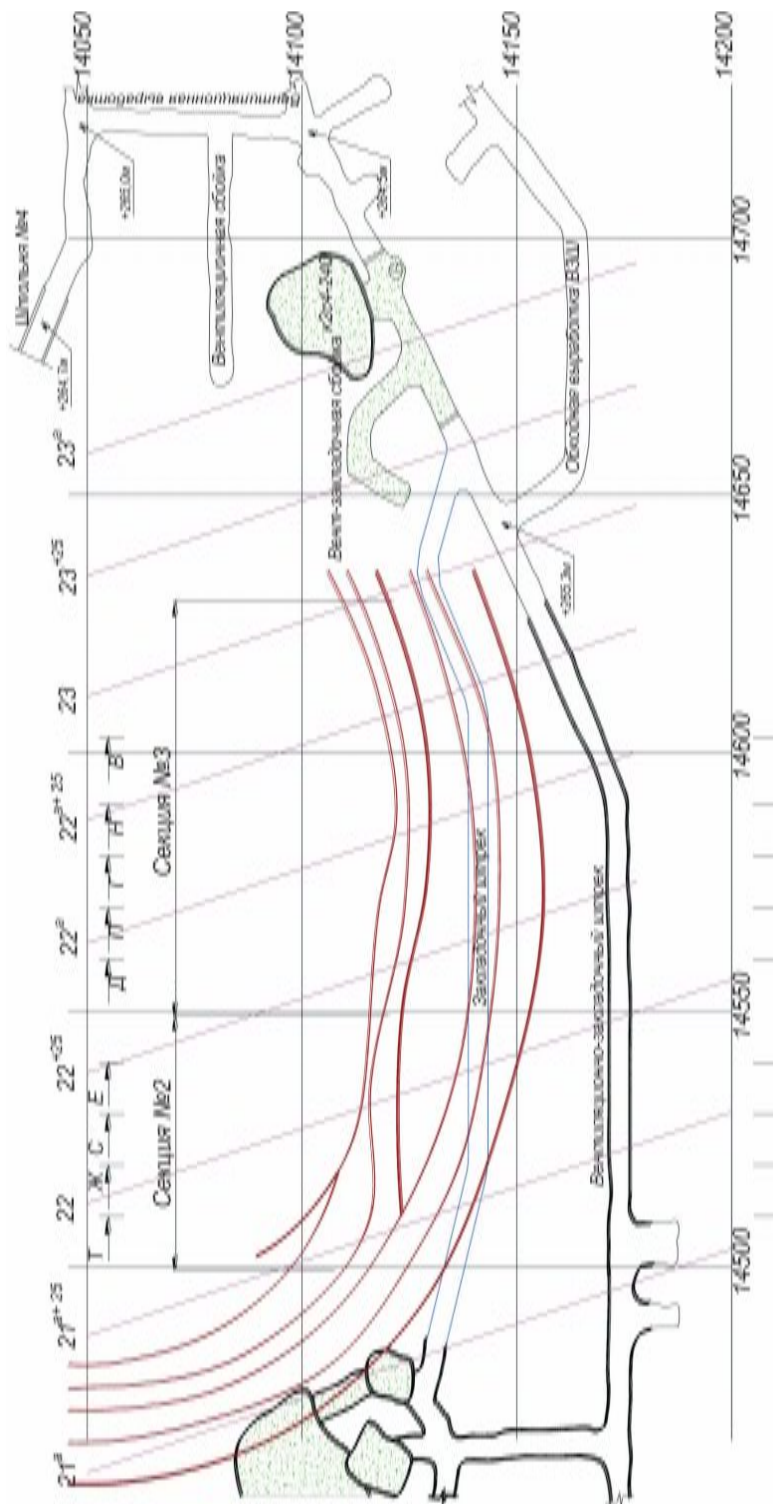


Рис. 3.3.20. План горизонта + 270 м

Подготовка прибортовых запасов разделительного целика

Подготовка разделительного целика на опытном участке в борту карьера представлена на рис. 3.3.19 и 3.3.20.

Подготовка камер в секциях опытнoго участка по вертикали производилась на 2-х уровнях:

- горизонт 240 м – доставочный, в котором на участке проходится комплекс буро-доставочных выработок;
- горизонт 270 м – вентиляционно-закладочный, в котором проходится комплекс горных выработок, из которых в камеры бурятся вентиляционные и закладочные скважины.

Порядок и технология отработки прибортовых запасов разделительного целика

К отработке прибортовых запасов приступили после формирования комбинированного целика у восточного борта карьера.

Общий порядок отработки прибортовых запасов целика – от центра участка к флангам в сплошном порядке.

Отработка прибортовых запасов рудного целика в подэтаже 240/270 м началась с выемки первой камеры секции № 3 – к1пцс3-240. После отработки и закладки данной камеры была отработана соседняя камера в секции №3 (к2пцс3-240). По окончании отработки камеры к2пцс3-240, и оформления искусственного целика шириной 20 м производилась одновременная отработка запасов на обоих флангах участка в секциях № 2 и № 3 расходящимися фронтами.

Очистная выемка в каждой камере опытнoго участка начиналась с разделки отрезной щели шириной не менее 3-х метров. Разделку щели производили взрыванием скважинных зарядов на отрезной восстающей сечением 4–6 м² в несколько этапов.

Проходку отрезных восстающих проводилась снизу-вверх выбуриванием и последующим «прожиганием».

Отбойка основных запасов в камере велась вертикальными слоями. Первый слой отбивают на свободное пространство отрезной щели.

Отгрузка руды из камер опытнoго участка производилась из погрузочных заездов с использованием погрузочно-доставочных машин. Отгрузку руды из камеры в режиме ручного управления ПДМ производили с заездом в очистное пространство камеры не более чем на длину ковша. При зачистке камеры использовались ПДМ с дистанционным управлением.

Длина доставки ПДМ принималась исходя из конкретнoх горнотехнических условий участка и не превышала 150–200 м. Дальнейшая транспортировка руды производилась с применением автосамосвалов.

Конструктивное оформление системы разработки представлено на рис. 3.3.19–3.3.22.

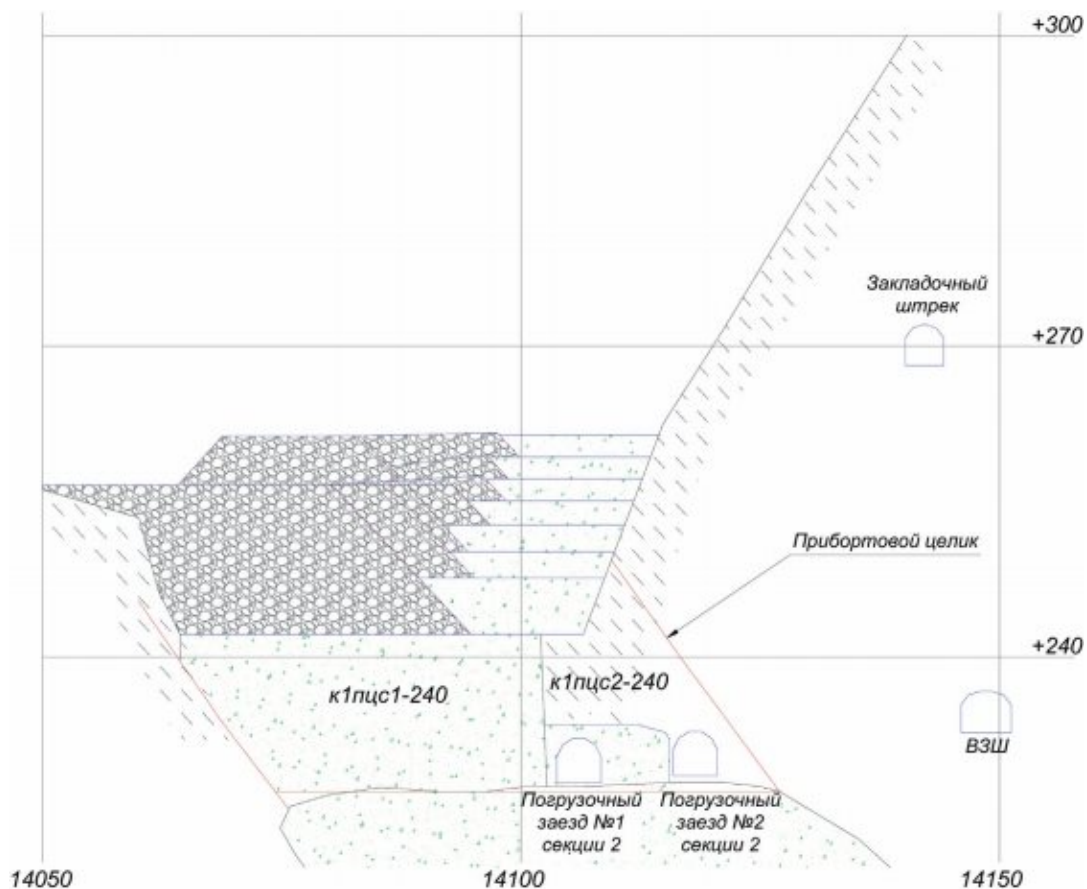


Рис. 3.3.21. Разрез по Ж – Ж

Закладка отработанных камер опытного участка в борту карьера производилась твердеющей смесью. Подача закладочной смеси производилась по трубопроводу, по гор. +270 м и далее по пробуренным в выработанное пространство вентиляционно-закладочным скважинам.

Оценка сейсмического воздействия взрывных работ при отработке прибортовых запасов на кровлю камер и комбинированный целик

Охраняемыми объектами при отработке запасов разделительного целика в борту карьера являлись вмещающие породы кровли камер и комбинированный целик, возведённый вдоль борта (рис. 3.3.23).

Целью расчётов – определение оптимальных параметров БВР при отработке запасов участка.

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект приняты: уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций.

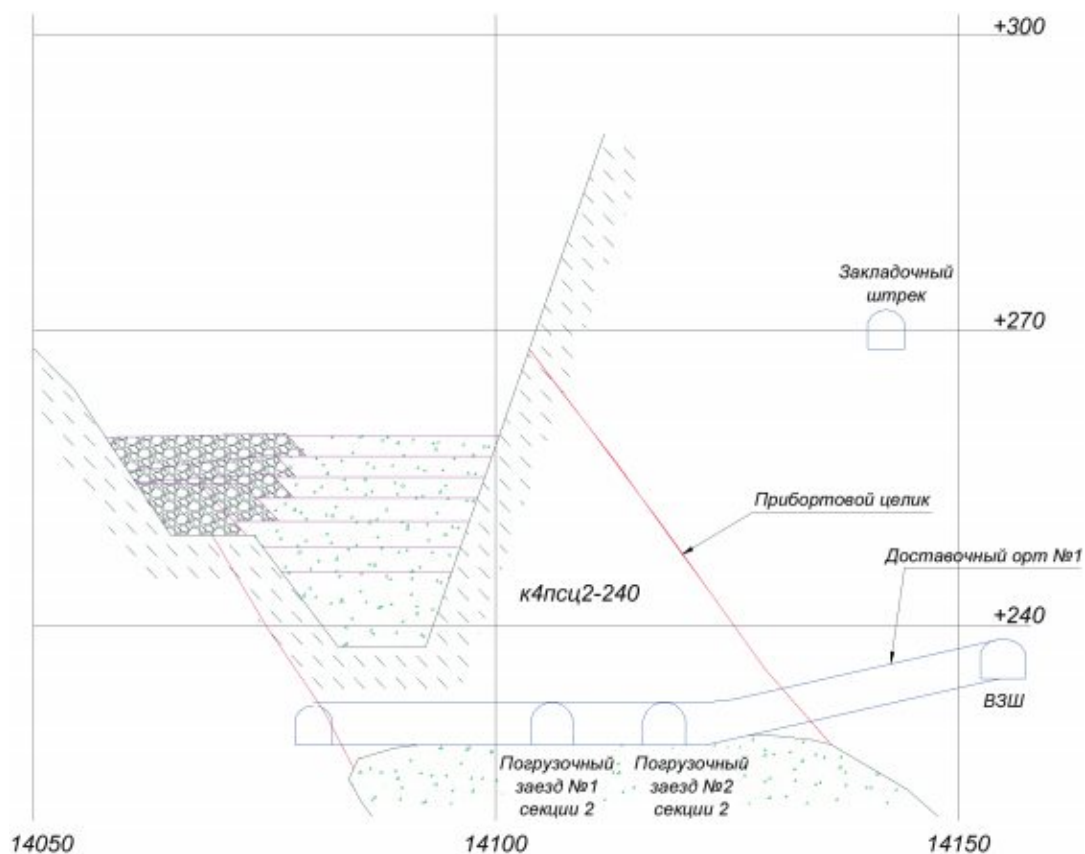


Рис. 3.3.22. Разрез по С – С

По результатам проведенных расчетов устанавливалась потенциальная опасность взрывных работ на прилегающий к камерам участок борта карьера, выдавались рекомендации по ведению взрывных работ.

Усреднённые параметры БВР по камерам представлены в таблице 3.3.7.

Таблица 3.3.7. Параметры БВР при отработке камер на опытном участке

Наименование	d, м	W, м	q, кг/м ³	Размеры отбиваемого слоя руды		Общая масса заряда в веере Q, кг
				B, м	H, м	
Веер 1 (максимальный)	0,089	2	1,7	10	27	918
Веер 2 (средний)	0,089	2	1,7	10	14	476

где: d – диаметр скважины, м;
 W – ЛНС, м;
 q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;
 B – ширина, м;
 H – высота, м.

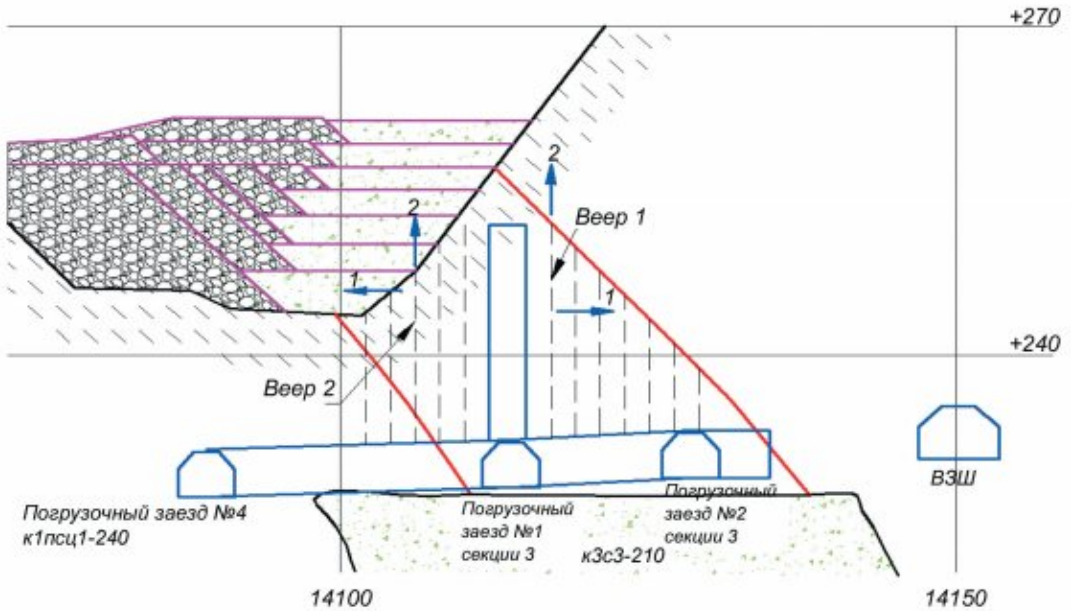


Рис. 3.3.23. Направления действия взрыва на комбинированный целик и кровлю при отработке запасов прибортовой части разделительного целика.
 1 – фронтальное действие взрыва; 2 – верхнее торцевое действие взрыва

Физико-механические свойства руды, пород и закладки, используемые для определения сейсмического воздействия взрывных работ представлены в таблице 3.3.8.

Таблица 3.3.8. Расчетные характеристики пород и руд

Наименование пород и руд	Плотность т/м ³	Предел прочности на сжатие, МПа	Средний размер отдельности в массиве, м	Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	
				Продольных, C_p	Поперечных, C_s
Руда	4,15	90	0,5	2300	1390
Кварц дацитовые порфиры	2,65	100	0,3	4065	2300
Закладочный массив	2	5	1,5	2400	1441

Методика расчёта допустимой скорости колебания пород для охраняемых объектов приведена выше (глава 2, п. 7), результаты расчётов допустимой скорости колебания пород и закладочного массива представлены в таблицах 3.3.9 и 3.3.10.

Таблица 3.3.9. Расчетные значения допустимой скорости колебания пород, слагающих кровлю камеры.

Охраняемый объект	Параметры	$V_{\text{доп}}$, см/с
Породная кровля камеры	$C_p = 4065$, м/с; $C_s = 2300$, м/с; $\mu = 0,27$; $\varepsilon = 0,0003$	32,7

Таблица 3.3.10. Расчетные значения допустимой скорости колебания комбинированного целика при отработке запасов руды в камере.

Охраняемый объект	Параметры	$V_{\text{доп}}$, см/с
Закладочный массив	$\varepsilon = 0,0005$; $\mu = 0,22$; $C_p = 2400$ м/с; $C_s = 1441$ м/с	35,1

Оценка сейсмического действия взрывных работ на горный массив произведена путем сопоставления расчетных и допустимых скоростей колебаний массива горных пород (глава 2, п. 7).

Расчетные скорости колебания пород и закладки в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, при различном удалении от взрыва определены по формулам, приведенным в главе 2 п. 7 и представлены в таблицах 3.3.11 и 3.3.12.

За критерий оценки влияния взрывов на охраняемые объекты приняты радиусы зон дробления и трещинообразования.

При отработке запасов камеры веерами скважинных зарядов, диаметром 89 мм с учетом массы заряда ВВ рассчитаны радиусы искомых зон для веера № 1 и веера № 2 (для максимального и среднего по размерам веера). Результаты расчётов представлены в таблицах 3.3.13 и 3.3.14.

Выводы и рекомендации по ведению взрывных для отбойки прибортовых запасов разделительного целика

1. Допустимые скорости сейсмических колебаний для охраняемых объектов составляют:

- для кровли камеры – 32,7 см/с;
- для закладочного массива – 35,1 см/с.

2. Результаты расчетов показывают:

При мгновенном взрывании веера №1 (максимальный веер) общая масса ВВ составила 918 кг.

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 2,7 м, радиус трещинообразования 6,2 м;
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 1,5 м, радиус трещинообразования 4,8 м.

Таблица 3.3.11. Расчетная скорость колебания пород и закладки для веера № 1 (максимальный размер веера) в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления и удаления от взрыва

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе Q , кг	Удаление от взрыва r , м	Коэффициент рассредоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в веере $Q_э$, кг	Расчетная скорость колебаний см/сек
кровля камеры	Фронтальное (1)	305	918	3	0,06	52	498
		239		6	0,17	153	186
		216		9	0,28	254	100
		203		12	0,37	344	64
		194		15	0,46	423	44
		188		18	0,53	491	33
		305	459	3	0,06	26	297
		239		6	0,17	76	113
		216		9	0,28	127	62
		203		12	0,37	172	40
		194		15	0,46	211	28
		188		18	0,53	245	21
		305	153	3	0,06	9	134
		239		6	0,17	25	52
		216		9	0,28	42	29
		203		12	0,37	57	19
		194		15	0,46	70	13
		188		18	0,53	82	10
	Верхнее (1)	918	305	3	0,03	26	296
			239	6	0,08	76	112
			216	9	0,14	125	61
			203	12	0,19	170	39
			194	15	0,23	211	28
			188	18	0,27	248	21
459		305	3	0,03	13	179	
		239	6	0,08	38	69	
		216	9	0,14	63	38	
		203	12	0,19	85	25	
		194	15	0,23	106	17	
		188	18	0,27	124	13	
153	305	3	0,06	4	82		
	239	6	0,17	13	32		
	216	9	0,28	21	18		
	203	12	0,37	28	12		
	194	15	0,46	35	9		
	188	18	0,53	41	7		

Таблица 3.3.12. Расчетная скорость колебания пород и закладки для комбинированного целика для веера №2 (средний размер веера) в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, и удаления от взрыва

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе Q , кг	Удаление от взрыва r , м	Коэффициент рассредоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в веере $Q_э$, кг	Расчетная скорость колебаний см/сек	
Комбинированный целик	Фронтальное (1)	305	476	3	0,11	51	492	
		239		6	0,30	144	178	
		323		9	0,47	225	138	
		304		12	0,60	286	84	
		291		15	0,69	330	56	
		282		18	0,76	362	40	
		305	238	3	0,11	26	294	
		239		6	0,30	72	108	
		323		9	0,47	113	85	
		304		12	0,60	143	52	
		291		15	0,69	165	35	
		282		18	0,76	181	25	
		305	80	3	0,11	9	134	
		239		6	0,30	24	50	
		323		9	0,47	38	41	
		304		12	0,60	48	25	
		291		15	0,69	55	17	
		282		18	0,76	61	12	
	Верхнее (1)	476	305	476	3	0,05	25	292
			239		6	0,15	71	107
			323		9	0,24	113	85
			304		12	0,31	148	53
			291		15	0,37	177	37
			282		18	0,42	202	27
		238	305	238	3	0,05	13	176
			239		6	0,15	36	66
			323		9	0,24	57	53
			304		12	0,31	74	34
			291		15	0,37	89	23
			282		18	0,42	101	17
		80	305	80	3	0,05	4	82
			239		6	0,15	12	31
			323		9	0,24	19	26
			304		12	0,31	25	17
			291		15	0,37	30	12
			282		18	0,42	34	9

Таблица 3.3.13. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при взрывании веера № 1 (максимальный размер отбиваемого веера)

Направление действия взрыва веера	Масса ВВ в группе, кг					
	918		459		153	
	Г _{др} , м	Г _{тр} , м	Г _{др} , м	Г _{тр} , м	Г _{др} , м	Г _{тр} , м
фронтальное	2,7	6,9	1,5	4,7	0,5	2,1
верхнее	1,5	4,8	0,8	2,9	0,3	1,1

Таблица 3.3.14. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при взрывании веера № 2 (средний размер отбиваемого веера)

Направление действия взрыва веера	Масса ВВ в группе, кг					
	476		238		80	
	Г _{др} , м	Г _{тр} , м	Г _{др} , м	Г _{тр} , м	Г _{др} , м	Г _{тр} , м
фронтальное	2,6	6,2	1,5	4,4	0,5	2,1
верхнее	1,5	4,6	0,8	2,9	0,3	1,1

При разделении массы заряда на 2 группы масса одновременно взрываемого ВВ составила 459 кг, что приведёт к уменьшению зон деформаций массива:

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 1,5 м, радиус трещинообразования 4,7 м (таблица 3.3.13);
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,8 м, радиус трещинообразования 2,9 м.

Однако по данным таблицы 3.3.11 видно, что при взрываеемой массе 459 кг расчетная скорость сейсмических колебаний в ближней зоне действия взрыва до 6 метров составляет 69 см/с, что превышает допустимую скорость колебаний для кровли более чем в 2 раза.

Исходя из условий сохранения устойчивости рассматриваемых массивов $V_{доп} \geq V_r$, была определена оптимальная масса заряда в группе 153 кг для скважин примыкающих к кровле камеры, представленной породами висячего бока. При данном количестве ВВ в зоне действия взрыва до 6 метров расчетная скорость в верхнем направлении составит 32 см/с, что соответствует сохранению устойчивости кровли.

При массе одновременно взрываемого ВВ в 153 кг, зоны деформаций массива составят:

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,5 м, радиус трещинообразования 2,1 м (таблица 3.3.14);
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,3 м, радиус трещинообразования 1,1 м.

При взрывании веера №2 (средний размер отбиваемого веера) общая масса ВВ составит 476 кг.

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 2,6 м, радиус трещинообразования 6,2 м;
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 1,5 м, радиус трещинообразования 4,6 м.

При разделении массы заряда на 2 группы масса одновременно взрывающегося ВВ составила 238 кг, что обеспечит уменьшение зон деформаций массива:

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 1,5 м, радиус трещинообразования 4,4 м (таблица 3.3.14);
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,8 м, радиус трещинообразования 2,9 м.

Однако по данным таблицы 3.3.12 видно, что при взрывающейся массе 238 кг расчетная скорость сейсмических колебаний в ближней зоне действия взрыва до 6 метров составляет в верхнем направлении (на кровлю) 66 см/с, во фронтальном направлении на закладку комбинированного целика – 108 см/с. Это превышает допустимую скорость колебаний для кровли более чем в 2 раза, а для закладочного массива более чем в 3 раза.

Исходя из условий сохранения устойчивости рассматриваемых массивов $V_{\text{доп}} \geq V_{\text{г}}$, была определена оптимальная масса заряда в группе 80 кг для скважин примыкающих к кровле камеры, представленной закладочным массивом. При данном количестве ВВ в зоне действия взрыва до 6 метров расчетная скорость в верхнем направлении составит 31 см/с, что соответствует сохранению устойчивости комбинированного закладочного целика.

При массе одновременно взрывающегося ВВ 80 кг, зоны деформаций массива составят:

- во фронтальном направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,5 м, радиус трещинообразования 2,1 м (таблица 3.3.14);
- в верхнем направлении действия взрыва радиус дробления составит 0,3 м, радиус трещинообразования 1,1 м.

3. Для снижения сейсмического действия были запроектирован недобур до контура камеры на величину радиуса зоны дробления в верхнем направлении в зависимости от массы ВВ в группе по данным таблиц 3.3.13 и 3.3.14 от 0,3 м до 1,5 м (выбирался ситуационно).

4. При обработке камерных запасов взрывные работы велись с поскважинным замедлением для скважин, примыкающих к закладочной кровле камеры. Оставшиеся скважины веера, примыкающие к породам всячего бока допускалось отбивать совместно не превышая 153 кг ВВ в группе

Потери и разубоживание руды

Расчёты потерь и разубоживания производились по местам их образования при характерных для системы разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства.

Расчётные нормативные размеры потерь и разубоживания руды для камер, расположенных в прибортовой части разделительного целика составили:

- потери – 6,6%;
- разубоживание – 10,8%.

Прибортовые запасы руды разделительного целика успешно отработаны в течение первой половины 2012 года

Объем добытой руды с опытного участка в борту карьера составил 250 тыс. тонн. Фактические качественные показатели выемки руды: потери – 6,5%, разубоживание – 9,6%.

По мере отработки запасов разделительного целика в борту карьера специалисты ОАО «Уралмеханобр» вели постоянный контроль за ведением горных работ. В том числе осуществлялись инструментальные наблюдения интенсивности сейсмического действия взрыва при отбойке запасов камеры к1пцс3-240.

Записи сейсмических колебаний взрывов были осуществлены в апреле 2012 г при взрывании веера № 2 (рис. 3.3.24 и 3.3.25). Веер разбуривался скважинами диаметром 89 мм, количество скважин в веере 9 (взрываемых 8), общая масса заряда ВВ 484,8 кг, число групп замедлений 5, максимальная масса заряда в группе 141,8 кг.

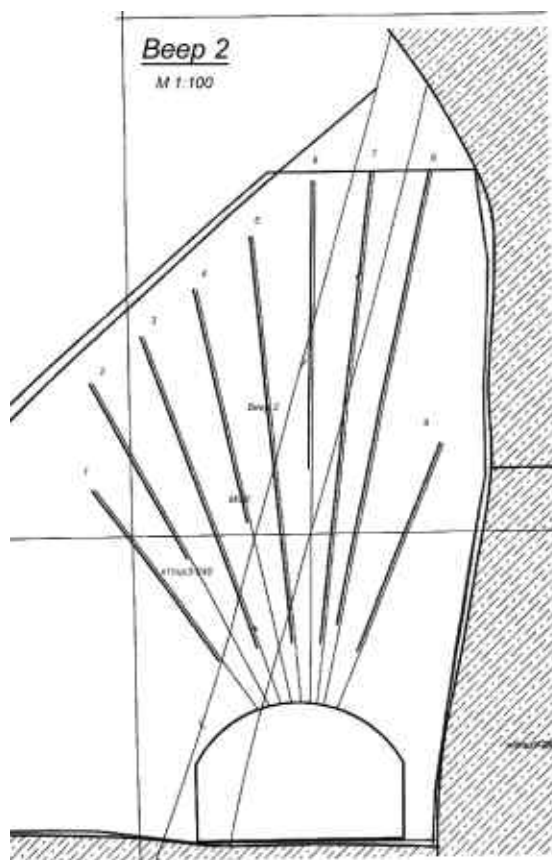
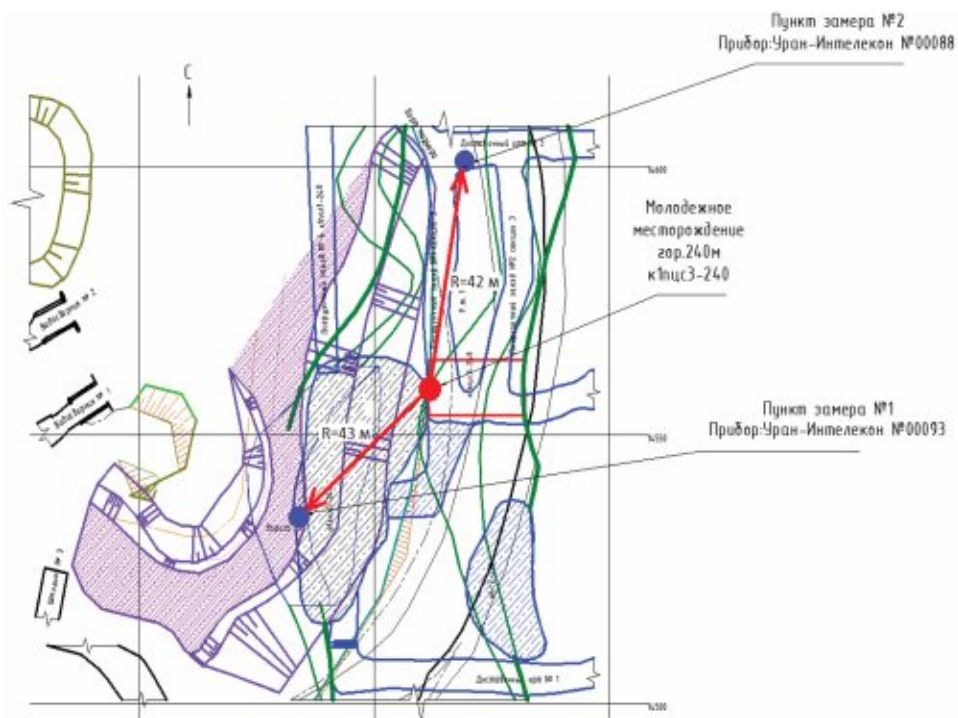


Рис. 3.3.24. Схема расположения скважин веера №2 к1пцс3-240

Параметры колебаний регистрировались в двух точках. В пункте замера № 1 прибором Уран-Интеллектон № 00093, в пункте замера № 2 прибором Уран-Интеллектон № 00088, расстояние до отбиваемого блока составило 42 м и 43 м соответственно.



Условные обозначения:

- – пункты замеров;
- – взрываемый веер № 2 к1пцс3 – 240 м.

Рис. 3.3.25. Ситуационный план расположения взрываемого веера в камере к1пцс3 – 240 и точки расположения сейсморегастраторов

Обобщенная характеристика сейсмических колебаний при взрыве для регистрируемых пунктов представлена в таблице 3.3.15.

Оценивалось влияние взрыва на уступы Восточного борта в целом.

Допустимая скорость колебаний пород Восточного борта при взрыве $V_{\text{доп}}$ определена по формуле (глава 2, п. 7) и представлена в таблице 3.3.16.

Выводы по сейсмометрическим замерам

Фактические уровни интенсивности сейсмических колебаний при взрыве обеспечивают условия сохранности Восточного борта и массивов пород и закладки при взрывании веера скважин с максимальной массой заряда в группе 141,8 кг (таблица 3.3.17).

Таблица 3.3.15. Параметры сейсмических колебаний

Параметр	Номер прибора Уран	
	00093 Пункт Замера № 1	00088 Пункт Замера № 2
Величины составляющих напряжений:		
E_z , В	1,219	0,994
E_x , В	0,716	1,494
E_y , В	0,528	0,734
Величины составляющих скорости колебаний:		
V_z , см/с	4,41	3,6
V_x , см/с	2,59	5,41
V_y , см/с	1,91	2,66
Величина полного вектора скорости колебаний V , см/с	5,46	7,02
Величины составляющих периода колебаний:		
T_z , мс	36	17
T_x , мс	62	52
T_y , мс	66	52
Величины составляющих частоты колебаний:		
ν_z , Гц	27,8	58,8
ν_x , Гц	16,1	19,2
ν_y , Гц	15,2	19,2
Продолжительность колебаний T , мс	618	635
Расстояние до взрыва R , м	43	42
Масса заряда ВВ в группе Q , кг	141,8	141,8
Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний K	347	428
Номер сейсмограммы	1	2

Таблица 3.3.16. Расчетные значения допустимой скорости сейсмических колебаний Восточного борта карьера

Охраняемый объект	Параметры	$V_{\text{доп}}$, см/с
Борт карьера	$C_p = 4065$, м/с; $C_s = 2300$, м/с; $\mu = 0,27$; $\varepsilon = 0,0001$	11,0

Таблица 3.3.17. Фактические и допустимые скорости сейсмических колебаний грунтов при взрывах

Охраняемый объект	$V_{\text{доп}}$, см/с	V , см/с
Восточный борт	11,0	5,46

где V и $V_{\text{доп}}$ – фактическая и допустимая скорости колебаний грунтов при взрывах, см/с.

Необходимо отметить, что скорость затухания сейсмических волн зависит от упругих свойств среды. Прибор Уран-Интелекон № 00093, установленный на породной насыпи, зафиксировал сейсмические колебания, проходящие через несвязные материалы. Насыпь, ввиду своей неоднородности, снижает сейсмический эффект взрыва и приводит к более интенсивному затуханию сейсмических колебаний, т.е. фактическая скорость для Восточного борта в скальных породах будет выше на 25–30% и составит 6,8–7,1 см/с, что также не превышает допустимой скорости колебаний 11 см/с.

3.4. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки запасов на Северной выclinке Учалинского месторождения

Запасы на Северной выclinке месторождения были сосредоточены в подэтажах 220–260 м, 260–300 м и 300–340 м на границе с карьерным пространством.

Особенностью подземной отработки Северной выclinки Учалинского месторождения подземным способом является наличие локальных обрушений кровли и стенок отдельных камер с выходом воронок обрушения в борт карьера (данные случаи имели единичный характер и происходили в период интенсивной выемки запасов Северной выclinки с 1999 по 2004 годы). Образование этих воронок обрушения происходило в разное время и в силу разных обстоятельств, но они имеют ряд общих черт, в том числе:

- при образовании воронок от обрушения камер наблюдалась несимметричность деформаций, зоны обрушения формировались по восточному контакту рудного тела (по границе со значительными по мощности прослоями метасоматитов);
- в общем виде границами деформированного массива является поверхность близкая к эллипсоиду (в объемном представлении), с поперечным сечением по вертикали в форме параболического свода;
- вблизи борта карьера, возможно за счет изменения направления главного вектора напряжений, в верхних частях этих эллипсоидов происходило образование воронкообразного провала;
- созданию этих зон обрушения способствовало также наличие неблагоприятных систем трещин, формирующих структурные блоки, неустойчивые по сколу на обнажениях боковых стенок камер.

Формирование зон обрушения камер сказалось на местной устойчивости уступов, хотя в целом северный борт карьера находился в устойчивом состоянии. Общепринятый подход к отработке разделительных рудных целиков в условиях недостаточной локальной устойчивости борта карьера подразумевает пригрузку борта карьера породами для увеличения его устойчивости. При этом отработка прибортовых разделительных целиков осуществляется системами с обрушением при выпуске под породной пригрузкой. В данном случае неизбежны повышенные потери руды и значительное снижение качества добываемой руды, что отрицательно сказывается на экономических показателях работы рудника.

Для обеспечения максимально полной выемки руды в разделительных целиках на Северной выclinке принято решение разработать серию технологических схем, позволяющих вести отработку запасов разделительных целиков без пригрузки борта карьера породами. Проверку работоспособности разработанных технологических схем выемки запасов произвести в рамках серии опытнo-промышленных испытаний.

Выемка запасов при этом производилась так называемыми открытыми камерами (прирезками) в различных вариациях, когда выработанное пространство обрабатываемых участков непосредственно соединялось с карьерным пространством. Такие способы отработки позволяли произвести выемку руды с минимальными потерями и разубоживанием.

Геомеханические расчёты и обоснование устойчивости борта карьера (смотри ниже) показывали, что ведение горных работ с выемкой запасов открытыми камерами было возможно только с использованием временной устойчивости прилегающих участков борта, то есть при отработке руды открытыми камерами безусловная устойчивость ближних к вынимаемому рудному уступов борта карьера, а соответственно безопасность ведения горных работ обеспечивается лишь на ограниченное время (от нескольких месяцев до года). По окончании горных работ участок борта, на котором осуществлена выемка запасов прибортового целика открытыми камерами должен обязательно пригружаться породами.

При выемке запасов разделительных рудных целиков на Северной выclinке в нисходящем порядке его отработка открытыми камерами (прирезками) в любых вариантах становится невозможной. Так как уже после отработки верхнего подэтажа в отметках 220–260 метров потребуется произвести отсыпку борта породой на большую высоту (более 120 метров), а остальные запасы будут обрабатываться по общепринятой схеме с выпуском руды под обрушенными породами (породами пригрузки).

В таких условиях выемка запасов в нисходящем порядке лишала возможности вести отработку открытыми камерами. С учётом пространственного положения разделительных целиков в разных подэтажах, когда его запасы в смежных подэтажах смещены относительно друг друга и не будет происходить подработки вышерасположенных подэтажей при выемке нижележащих было решено вести отработку запасов разделительного целика на Северной выclinке месторождения в восходящем порядке, начиная с подэтажа 300–340 метров. При этом породная пригрузка борта карьера породами для обеспечения его долговременной устойчивости будет осуществляться поэтапно по мере выемки запасов и повышения фронта очистных работ.

Методика опытнo-промышленных испытаний была разработана институтом ОАО «Уралмеханобр» [33]. Горные работы проводились силами Учалинского подземного рудника в соответствии с рабочими проектами, разработанными на руднике. Научное сопровождение – институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки запасов приконтурного целика на Северной выклинке в подэтаже 300–340 метров

Цель опытнo-промышленных испытаний

Целью проводимых испытаний является разработка технологических решений и их проверка в производственных условиях для обеспечения безопасной и эффективной отработки запасов Северной выклинке между профильными линиями 22-23.

Основные задачи, стоящие перед исследованиями на стадиях опытнo-промышленной разработки:

- проверка в производственных условиях принятого порядка выемки запасов, технологических схем отработки запасов опытного участка по этапам выемки руды;
- проверка расчётов устойчивости элементов камер и прилегающих массивов, проведённых при составлении методики ОПИ;
- оценка влияния времени отработки камеры на ее устойчивость, применимости принятых параметров БВР (при необходимости их корректировка);
- определение сейсмического воздействия взрывных работ на элементы системы разработки, а так же окружающие камеру рудный, породный и закладочный массив;
- оценка эффективности применения оконтуривания камеры путём бурения специальных оконтуривающих скважин по длинным сторонам камер.

Существующее положение горных работ в районе опытного участка

Отрабатываемый участок разделительного целика на Северной выклинке, как в плане, так и по вертикали имеет незначительные размеры. Длина по простиранию рудного тела составляет от 25 метров (на гор. 300 м) до 45 м (на гор. 340 м). Ширина участка равна мощности рудного тела, составляет в среднем 35 метров на гор. 300 м, на горизонте 340 м мощность рудного тела более изменчива и составляет 35 метров по северной границе опытного участка и уменьшается до 25 метров при выходе в карьерное пространство (по южной границе участка).

С южной стороны участок ограничен пространством карьера.

С северной стороны – локальной зоной обрушения камеры 34-013.

Примечание: В момент возникновения обрушения кровли камеры 34-013 и выхода воронки обрушения в борт карьера техническим руководством рудника был предпринят ряд мероприятий для обеспечения безопасности при дальнейшей отработке запасов Северной выклинке месторождения и предотвращения дальнейшего развития деформаций прилегающего массива. В том числе в зону обрушения камеры 34-013 была организована подача закладочной смеси с горизонта 300 м. Тем самым в объёме обрушенной камеры в отметках подэтажа 300–340 метров возведён бутобетонный закладочный массив.

С западной стороны опытный участок ограничен дайкой габбро-диабазового состава, имеющей довольно высокие прочностные характеристики.

С восточной стороны вмещающие породы представлены довольно мощными (до 10–15 метров) прослоями метасоматитов.

На основании анализа горнотехнических условий можно сделать о том, что обрабатываемый опытный участок рудного тела представляет собой обособленный рудный блок, экранированный со всех сторон от остального массива горных пород. Исходя из этого, каких-либо осложнений с точки зрения действия горного давления на выработки и рудный массив не ожидается. Устойчивость горных выработок и других обнажений руды и вмещающих пород в первую очередь будет зависеть от физико-механических характеристик руды и пород, размеров обнажений и трещиноватости. При этом при обосновании порядка выемки запасов необходимо учитывать ряд ограничений.

Геологическая характеристика и горнотехническая ситуация обрабатываемого участка

Основное рудное тело на обрабатываемом участке представлено массивными и вкрапленными медно-цинковыми рудами.

Вкрапленный медно-цинковый колчедан имеет слоисто-полосчатую текстуру, обусловленную чередованием слоек туфов кислого состава с включениями сульфидных минералов и собственно слоек сложенных сульфидными минералами (пиритом, халькопиритом и сфалеритом). Поверхности трещин гладкие. Форма блоков клиновидная.

Массивный медно-цинковый колчедан с неравномерно-зернистой текстурой рассланцованный вдоль плоскостей трещин на глубину до 10 см. Поверхности трещин гладкие. Форма блоков клиновидная.

Руды по склонности к окислению и самовозгоранию относятся ко 2-му классу, по степени взрывоопасности сульфидной пыли к 1-й группе.

С запада рудное тело граничит с дайкой габбро-диабазового состава. Поверхности трещин гладкие. С восточной стороны рудное тело граничит с хлоритизированными, серитизированными туфобрекчиями кислого состава. Поверхности трещин заполнены серицитом.

Кварц-серицитовые, участками хлорит-серицит-кварцевые метасоматиты с вкраплениями и прожилками сульфидной минерализации. Сульфиды нередко образуют сплошные массы колчедана, где составляют до 90% от общей массы. Сульфидная минерализация присутствует во всех типах метасоматитов в виде вкраплений (зерен, кристаллов пирита) прожилков у агрегатов сплошных масс. Поверхности трещин заполнены серицитом, хлоритом. Условия обводнения – слабый капез.

Контакт руды и пород с запада тектонический, с востока – нечеткий отбивается по данным опробования.

Объёмы руды опытнoго участка в подэтаже 300–340 метров – 162 000 тонн, в том числе МЦК – 152 000 тонн; ВМК – 10 000 тонн.

Оценка устойчивости борта карьера при подземной доработке прибортовых запасов руды в Северной выклинке

Одной из основных задач, решаемых при отработке запасов на опытном участке является обеспечение устойчивости транспортногo съезда и прогноз возможных деформаций в районе проведения горных работ. Поскольку все работы ведутся в борту

карьера и непосредственно влияют на его устойчивость необходимо проведение расчётов по оценке устойчивости борта.

Подработка северного борта подземными работами ведет к дополнительному нарушению его устойчивости. Основным охраняемым объектом на северном борту является транспортный заезд, проходящий в районе ведения горных работ (рис. 3.4.1).



Рис. 3.4.1. Совмещенный план карьера и гор. 300 м

Для оценки устойчивости подрабатываемого участка борта выбран разрез I – I (рис. 3.4.2).

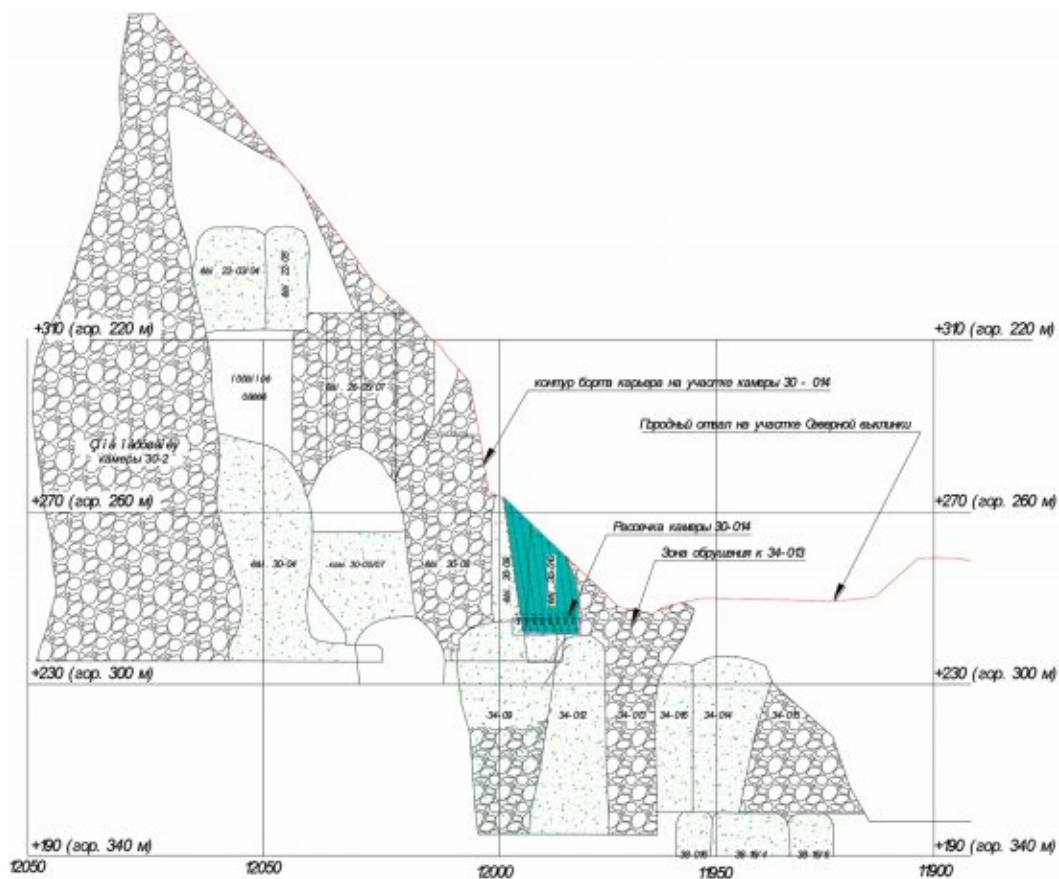


Рис. 3.4.2. Разрез I – I

Разрез I – I позволяет оценить устойчивость борта карьера при его подработке как открытыми, так и подземными горными работами. Все расчёты проводились по документации, представленной Учалинским ГОКом.

Расчет устойчивости производился методом алгебраического сложения сил, основанный на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (рис. 3.4.3 и 3.4.4).

Для повышения надежности результатов оценки устойчивости по графикам ВНИМИ, был определен допустимый угол наклона борта.

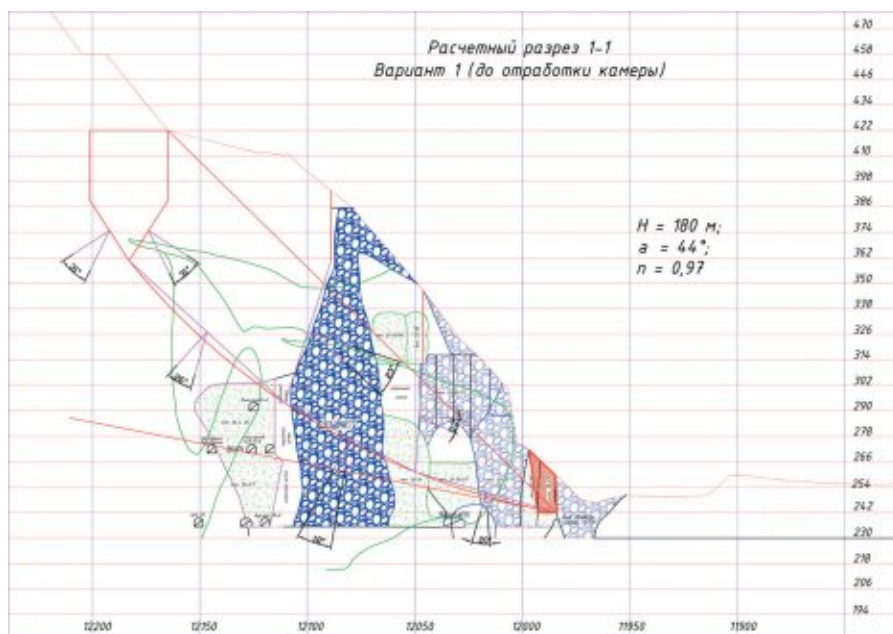


Рис. 3.4.3. Расчетный разрез I – I (до обработки опытной камеры)

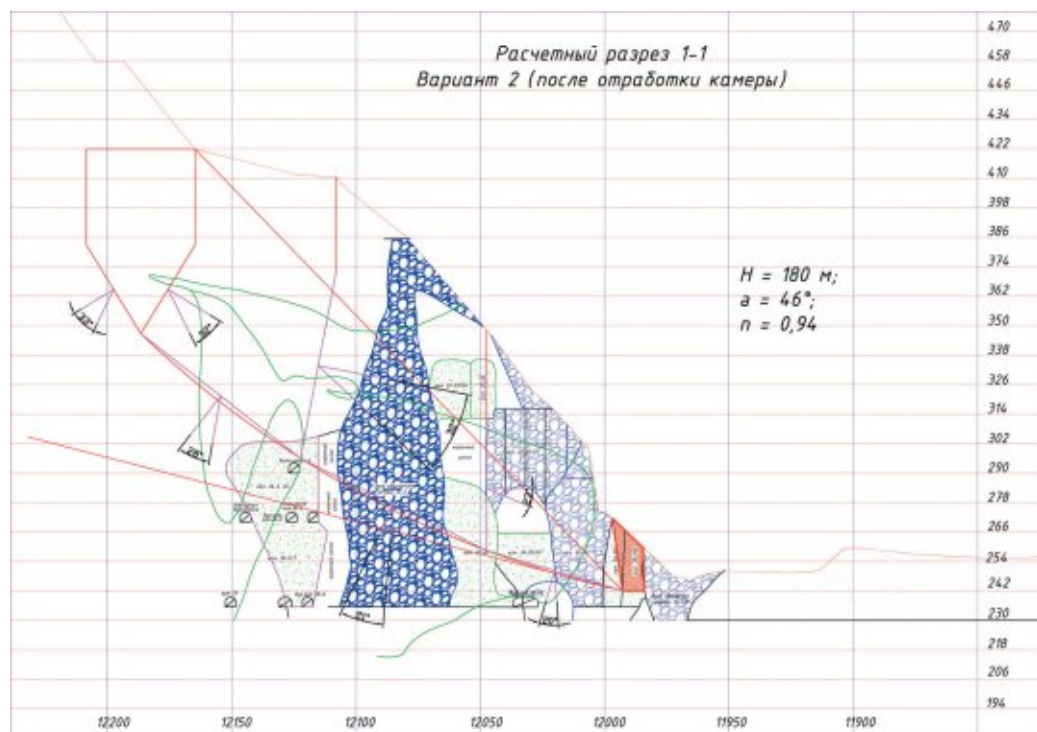


Рис. 3.4.4. Расчетный разрез I – I (после обработки опытной камеры)

Расчет коэффициента запаса устойчивости при фактическом положении карьера

Расчет устойчивости откоса северного борта опытного участка производился методом алгебраического сложения сил, основанным на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (глава 2. п. 5).

Расчетные коэффициенты запаса устойчивости участка северного борта приведены в таблице 3.4.1.

Таблица 3.4.1. Оценка устойчивости участка северного борта.

Разрез	Горизонт, м	K _{з.у, п} (расчетный)	K _{з.у,} (принятый)	Угол погашения борта максимальный (ВНИМИ)/проектный, град.	
				К.О.=0	К.О.=0,8
I – I	421-213	1,24	1,0	57/45	45/45
			1,3	51/45	41/45
			1,5	46/45	37/45
	560-213	1,25	1,0	53/38	43/38
			1,3	44/38	36/38
			1,5	40/38	32/38
	560-213 (проектное положение)	1,04	1,0	46/39	38/39
			1,3	38/39	32/39
			1,5	34/39	29/39

Проведенные расчёты показали сходимость результатов примененных методов оценки устойчивости.

Устойчивость капитального съезда в районе отработки после окончания горных работ останется достаточной.

Снижение запаса устойчивости борта по разрезу I – I после окончания всех горных работ составит порядка 20% и приблизится к минимально допустимому $K_{з.у} = 1 \div 1.1$. Ранее произошедшие деформации на XIII уступе позволяют сделать заключение о неблагоприятном состоянии массива в районе отработки. Коэффициент запаса 1.1 позволяет прогнозировать проявление деформаций прибортового массива. Основной район проявления деформаций ограничен поверхностью скольжения. В технологию проведения горных работ должны быть заложены меры безопасности, связанные с повышенным риском при отработке участка Северной выклинки.

Технология отработки опытного участка

Главной целью опытно-промышленных испытаний по выемке запасов является максимально полная выемка руды на с минимальным разубоживанием (снижением качества рудной массы) и обеспечением безопасности горных работ. Именно этой цели были подчинены все технические решения.

Учитывая сложившуюся в пределах проектируемого участка горнотехническую обстановку отработку запасов производилась в несколько этапов (рис. 3.4.5).

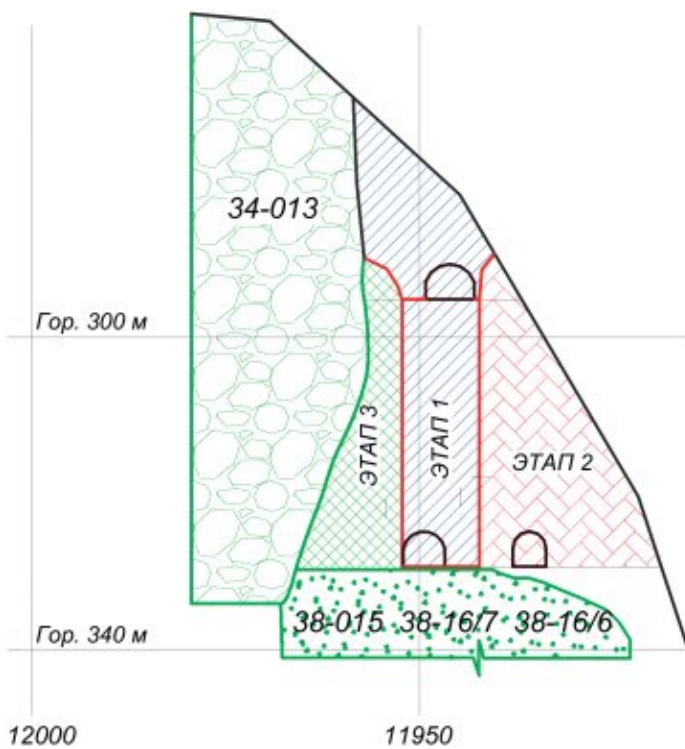


Рис. 3.4.5. Разделение опытного участка на этапы обработки

ЭТАП 1 – обработка камеры по центру опытного участка и её закладка (камера 34-014).

ЭТАП 2 – обработка запасов на контакте с пространством карьера (камера 34-015).

ЭТАП 3 – обработка временного рудного целика, оставленного между обработанной камерой и камерой 34 – 013 (камера 34-016).

ЭТАП 1 – обработка камеры по центру опытного участка и её закладка

Система разработки и её конструктивное оформление

Запасы руды обрабатываются камерой, расположенной вкрест простирания рудного тела с применением системы разработки с камерной выемкой и закладкой, которая является основной системой разработки для обработки запасов на Учалинском подземном руднике.

Применяемый вариант системы разработки с камерной выемкой включает в себя следующие конструктивные элементы:

- отрезной восстающий;
- отрезная щель;
- боковые погрузочные заезды в камеру на горизонте выпуска;
- буро-доставочный орт по почве камеры.

Параметры камеры, следующие:

- ширина камеры – 10 м;
- длина камеры – равна мощности рудного тела и изменяется от 30 до 40 метров;
- высота камеры – 35 м (ограничивается горизонтом 300 м).

Днище камеры – плоское. Буровой орт располагается по северной границе камеры.

Определение ширины (пролёта) камеры

Место заложения камеры (этап 1) выбиралось исходя из условия обеспечения её устойчивости в проектных размерах с наибольшей вероятностью.

На горизонте 300 м пройден орт 30/04. Из него по простиранию рудного тела оформлен погрузочный заезд 30-013. Данные выработки имеют значительную, до 5–6 метров ширину и сохраняют свою устойчивость уже на протяжении нескольких лет.

Поэтому для контроля состояния кровли камеры, снижения сейсмического воздействия взрывных работ на вышележащий рудный целик длинной стороной камера расположена вдоль орта 30/04. Для защиты очистного пространства камеры от проникновения пород из зоны обрушения камеры 34-013 был оставлен временный рудный целик, который будет обрабатываться на 3-м этапе выемки запасов участка Северной выклинки в подэтаже 300–340 метров.

В качестве исходных материалов при расчётах параметров камеры использована геологическая характеристика руд и вмещающих пород проектируемого участка, представленная выше. Рудные запасы опытного участка состоят из массивных и вкрапленных медно-цинковых руд. Величина структурного блока 0,3–0,5 м; плотность руды 3,6–4,7 т/м³. Поверхности трещин гладкие; углы падения – 20–60°, то есть имеет место косесекущая трещиноватость. Непосредственная кровля камеры представлена рудным массивом.

Рассмотрим возможность отработки камеры с принятыми параметрами с точки зрения устойчивости её элементов.

Существующие формулы расчета пролета камер, как правило, имеют «прикидочный» характер во многом с эмпирическим уклоном вследствие влияния многочисленных факторов и условий конкретных месторождений.

Расчет пролета камеры сводится к определению устойчивости рудной потолочины при её обнажении.

Предельный пролет обнажения кровли камеры определялся из условия, что над ней расположен рудный массив высотой 15–20 метров (глава 2. п. 5).

Согласно физико-механической характеристике пород и руд месторождения (таблица 3.4.2) при горизонтальном обнажении с пролётом 10 м (ширина камеры) сцепление в массиве принималось:

- для массивных руд – 67 т/м²;
- для вкрапленных руд – 44 т/м².

Результаты расчётов представлены в таблице 3.4.3.

Таблица 3.4.2. Исходные физико-механические характеристики пород и руд

№ п/п	Наименование пород и руд	Физико-механические характеристики			
		Плотность, γ , т/м ³	Угол внутреннего трения, ρ , град.	Предел прочности на сжатие, σ , МПа	Сцепление в куске, K_k , МПа
1.	Метасоматиты околорудной зоны	2,72	28	45,0	9,40
2.	Дайка габбро-диабазов	2,65–2,79	36	73,3	16,0
3.	Руда массивная	4,70	39	114,1	28,2
4.	Руда вкрапленная	3,6	31	65,0	13,0
5.	Закладка	2,0	18	5,0	1,47

Таблица 3.4.3. Расчёт предельного пролёта кровли камеры по В.Д. Слесареву.

Наименование	– для массивных руд	– для вкрапленных руд
Предельный пролёт обнажения кровли камеры, м	13,5	12,6

Примечание: коэффициент запаса K_3 принят равным 3.

Величина устойчивого пролета незакрепленной кровли определена по методике ИПКОН РАН (глава 2. п. 5). Результаты расчётов устойчивых пролётов камеры представлены в таблице 3.4.4.

Таблица 3.4.4. Устойчивые пролёты камеры по методике ИПКОН РАН

Наименование	Величина структурного блока, метров			
	0,2	0,3	0,4	0,5
Устойчивый пролёт кровли камеры, м				
– для массивных руд	9,2	12,0	14,6	16,9
– для вкрапленных руд	7,5	9,8	11,9	13,8

Кровля камеры на гор. 300 м полностью представлена массивными медно-цинковыми рудами. Средняя величина структурного блока на выемочном участке составляет 0,3 м

Таким образом, основываясь на результатах расчёта по двум представленным методикам, принятый пролет (ширину камеры) равный 10 метрам можно считать достаточно надёжным.

Оценка устойчивости кровли камеры и вероятность соединения её выработанного пространства с карьерным пространством

Как уже отмечено выше методы расчётов устойчивости обнажений с учётом прочностных характеристик массива во многом носят эмпирический характер, так как их применение в каждом конкретном случае требуют детального изучения физико-механических свойств на участке ведения работ.

Для установления практических критериев устойчивости обнажений и условий образования провалов на дневной поверхности можно использовать данные графика, основанные на обобщении 143 случаев отработки залежей (рис. 3.4.6).

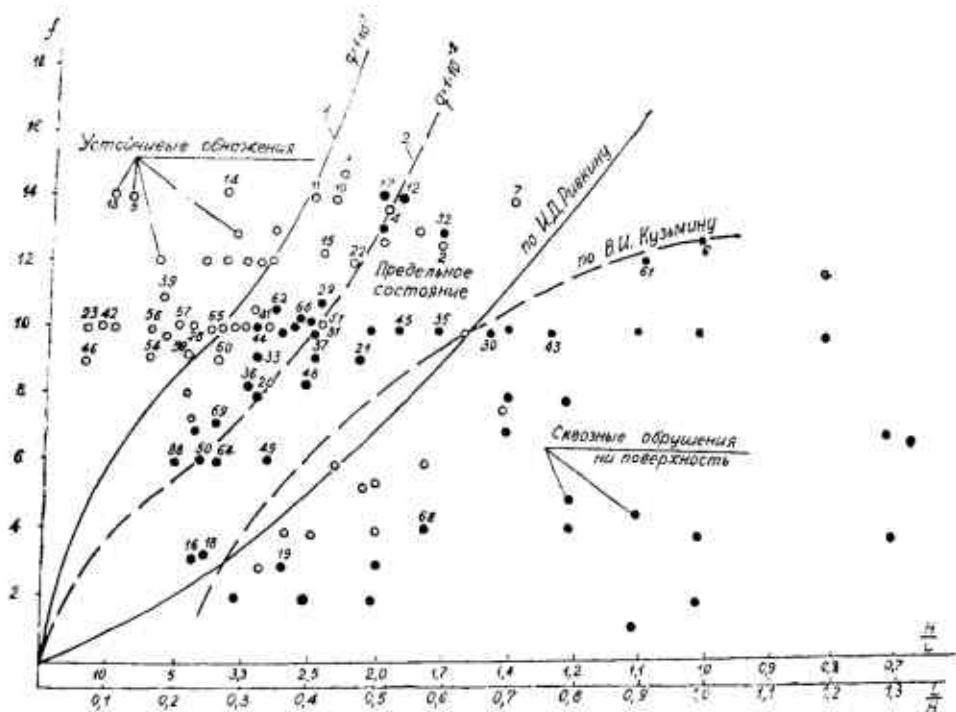


Рис. 3.4.6. Граничные условия устойчивых обнажений (кривые 1 и 2) и сквозных обрушений

На этом графике в осях f_{cp} (f_{cp} – средневзвешенное значение коэффициента крепости пород) и H/L (H – расстояние от верхней границы пустоты до поверхности, L – пролёт обнажения) выделены области устойчивых и неустойчивых обнажений. Промежуточная зона между кривыми 1 и 2 определена как область устойчивого состояния, где происходило обрушение непосредственной кровли и сформировалось свообразное устойчивое обнажение.

На основании данного обобщённого графика можно оценить состояние конкретной пустоты (камеры), если определить её положение в осях. Задаваясь следующими величинами: $H = 20$ метров (толщина рудной потолочины над обрабатываемой камерой), $L = 10$ м пролёт обнажения (ширина камеры), $f_{cp} = 11,4$ (для массивных руд, сла-

гающих кровлю камеры) получено, что камера будет находиться в зоне предельного состояния устойчивости. То есть можно предположить, что в её кровле будет образовываться свод естественного равновесия. Так как толщина рудного целика между кровлей камеры и карьером незначительная (в среднем составляет 20 метров), не исключается образование провала в кровле обрабатываемой камеры с выходом в борт карьера.

Для более точного определения количественных критериев устойчивого обнажения и условий образования провалов, используется функция:

$$q = \frac{1}{1 + \left(\frac{H}{L}\right)^n},$$

где: q – относительная величина стрелы прогиба подработанного массива;

H – расстояние от верхней границы камеры до поверхности, м;

L – меньший размер выработки (размер по падению), м;

n – параметр, характеризующий структуру и крепость массива.

Параметр n А.Г. Шадриным рекомендуется принять $n = 0,5 \cdot f_{cp}$.

При $f_{cp} = 11,4$ величина n будет равна $0,5 \cdot 11,4 = 5,7$.

Подставляя величины в формулу 2.4.11, получим:

Сравнивая полученное расчётное значение относительной величины стрелы про-

$$q = \frac{1}{1 + \left(\frac{20}{10}\right)^{5,7}} = 0,019$$

гиба подработанного массива с критическим $q_{кр} = 0,01$ (критическое значение устойчивости – кривая 1), можно сделать вывод о том, что устойчивого плоского обнажения кровли при отработке камеры 34-014 не обеспечивается. Также в исследованиях, приведённых А.Г. Шадриним [12] рассматривались пустоты и их влияние на поверхность в долговременном периоде (от 1–3 до 25 лет). В нашем же случае по окончании горных работ камера будет заложена твердеющей закладкой, а время стояния камеры без закладки составит до 2–3 месяцев. Временной фактор, как известно, зачастую оказывает определяющее значение на устойчивость обнажений.

После анализа фактических данных по развитию обрушений на рудных месторождениях за период с 1970 по 1090 год был построен общий график развития зон обрушения во времени (рис. 3.4.7).

Чтобы оценить устойчивость обнажения во времени, воспользуемся данным графиком развития обрушений во времени в зависимости от конкретного сочетания основных горно-геологических факторов, объединённых функцией q . Для этого был произведён регрессионный анализ представленного графика с заменой его степенной функцией вида.

$$y = a \cdot x^b$$

где $y = t$ (время), $x = q$, а a и b – постоянные коэффициенты.

Значения постоянных в формуле были определены методом наименьших квадратов. Получено уравнение (коэффициент корреляции при этом составит $R = 0,989$):

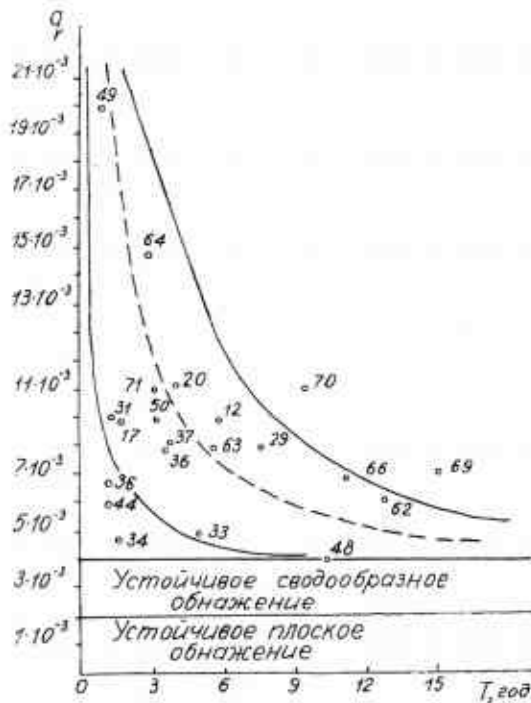


Рис. 3.4.7. График влияния критерия q на время процесса обрушения T

$$t = 0,022 \cdot x^{(-0,6)}$$

Подставив в исходное уравнение значение $q = 0,019$, получим устойчивое сводообразное обнажение на срок

$$t = 0,022 \cdot 0,019^{(-0,6)} = 0,24 \text{ года или } 2,9 \text{ месяца.}$$

При введении коэффициента запаса, равного 2,0 время устойчивого обнажения кровли камеры снижается до 1,5 месяцев.

Время очистной выемки запасов камеры (этап № 1) с учётом её запасов, может составить около 2-х месяцев. Установка перемычек и закладка выработанного пространства с учётом производительности закладочного комплекса составят около 1 месяца.

Таким образом, при проектных параметрах камеры можно сделать вывод о том, что уже на стадии очистных работ в камере произойдёт соединение её выработанного пространства камеры с карьером.

Для сокращения потерь руды и исключения аварийных ситуаций в части внезапного крупноблочного обрушения кровли было принято решение рудную потолочину над отработываемой камерой отбивать совместно с выемкой её запасов.

Расчет устойчивости вертикальных обнажений

При отработке камеры, расположенной вкрест простирания рудного тела имеет место наличие двух рудных стенок по длине камеры, представленных массивными медно-цинковыми рудами. Одна из торцевых стенок камеры представлена – метасоматитами, вторая – породами дайки. Расчет величин вертикальных обнажений производился для каждого типа обнажаемых контактов.

Расчет величин вертикальных обнажений (высоту камер) произведен по формуле приведенной в главе 2. п. 5 и представлены в таблице 3.4.5.

Таблица 3.4.5. Величины вертикальных обнажений руды и горных пород.

Типы руд и пород	Величина структурного блока, метров		
	0,3	0,4	0,5
Высота устойчивой стенки камеры, м			
– массивные руды	63,9	71,4	77,9
– метасоматиты околорудной зоны	43,4	48,6	53,0
– дайка габбро-диабазов	66,3	74,1	80,9

Анализ результатов расчетов показывает, что при отработке камеры в проектных параметрах (на высоту 35–40 метров) обеспечивается устойчивость её стенок. В этом плане некоторые опасения может вызывать только восточный торец камеры (по контакту с метасоматитами), где расчётная высота устойчивой стенки близка к проектной.

Расчет параметров временного рудного целика

Временный рудный целик, оставлен между обрабатываемой камерой и зоной обрушения от камеры 34-013 для защиты её очистного пространства от проникновения пород из зоны обрушения. При расчетах его параметров целик рассматривается как подпорная вертикальная стенка, воспринимающая неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от заполнивших камеру 34-013 обрушенных пород. Схема к расчету параметров рудного целика с эпюрой действующих на него напряжений представлена на рис. 3.4.8.

При расчете силы, действующей на рудный целик, приняты следующие положения:

- давление на рудный целик оказывают обрушенные породы шириной порядка 8 метров;
- равнодействующая сила (R) от действующего на рудный целик давления прилагается на высоте равной 1/3 высоты обнажения.

Коэффициент запаса рудного целика (K_3) при расчётах принят равным 3, $\sigma_{сж}$ – принят равным 11 410 т/м² (для массивной руды), коэффициент структурного ослабления с учётом снижения прочностных характеристик рудного целика приняты равными 0,2 и 0,3.

Результаты расчетов толщины рудного целика $h_{ц}$ при различных коэффициентах структурного ослабления представлены в таблице 3.4.6.

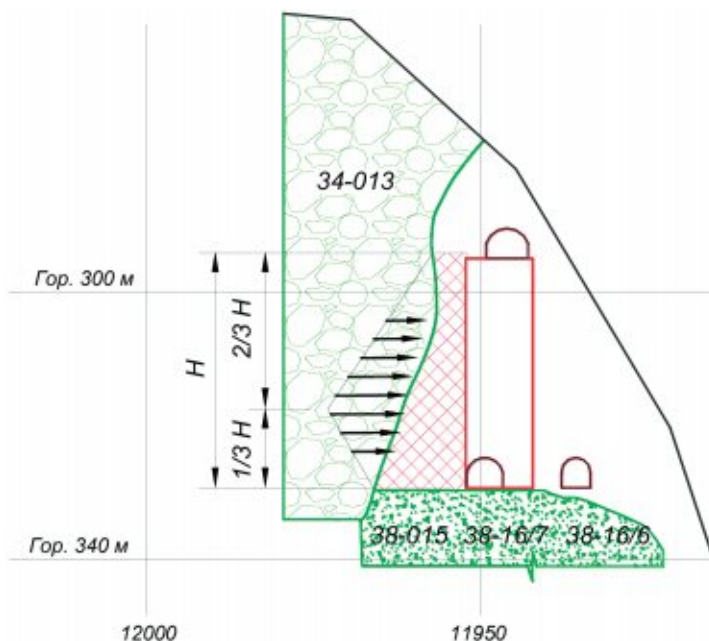


Рис. 3.4.8. Схема к расчету толщины рудного целика

Таблица 3.4.6. Минимально допустимая толщина рудного целика при отработке запасов опытного участка.

Коэффициент структурного ослабления	Минимально допустимая толщина рудного целика, м
0,2	6,9
0,3	5,6

Как уже отмечалось, зона обрушения камеры 34-013 была проиньектирована твердеющей закладкой до горизонта 300 м. Этот факт при расчётах не учитывался, но, несомненно, скажется на увеличении устойчивости временного рудного целика. Учитывая вышеизложенное, при определении места заложения камеры минимальная ширина временного рудного целика принята равной 6 метров.

Подготовительно-нарезные работы

Подготовка камеры к очистной выемке производилась на горизонтах 300 и 340 метров.

Подготовительно-нарезные работы на горизонте 340 метров (рис. 3.4.9) заключались в проведении погрузочных заездов и бурового орта 34-014 из существующего погрузочного штрека 34-16/1. Буровой орт проходил по северной границе обрабатываемой камеры.



Рис. 3.4.9. Подготовительно-нарезные работы на горизонте 340 метров

Подготовительно-нарезные работы на горизонте 300 метров (рис. 3.4.10) состояли в проведении орта 34-014 из существующего орта 17.

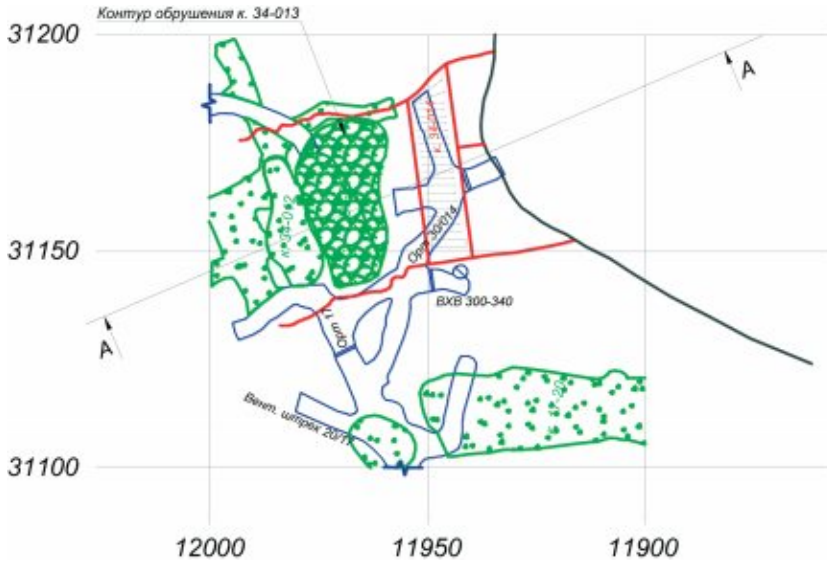


Рис. 3.4.10. Подготовительно-нарезные работы на горизонте 300 метров

Поперечный разрез по камере (разрез А – А) представлен на рис. 3.4.11.

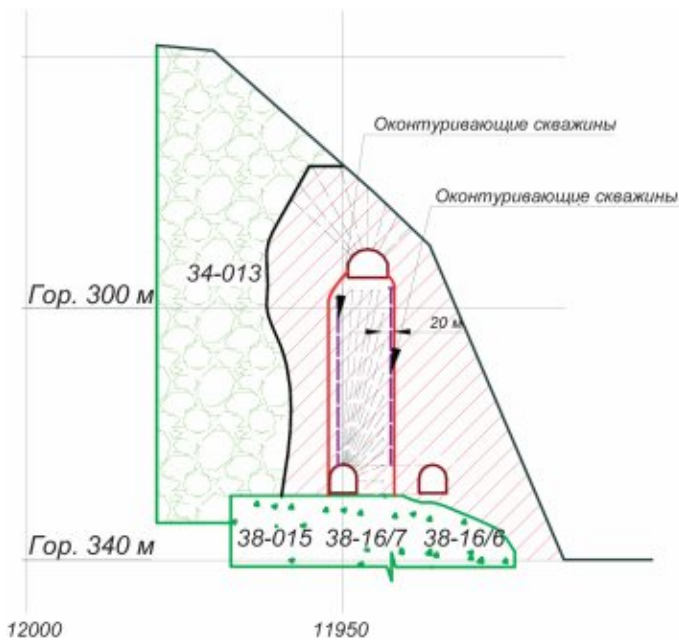


Рис. 3.4.11. Поперечный разрез по камере 34-014 (разрез А – А)

Технология очистной выемки

Очистная выемка в опытной камере начиналась с образования отрезной щели. Обуривание отрезной щели производилось восходящими скважинами диаметром 89 мм из бурового орта камеры на гор. 340 метров. Оформление отрезной щели осуществлялось взрыванием скважин на отрезной восстающий. Разбуривание отрезного восстающего и отрезной щели производится буровой установкой Симба, СОЛО1020 (07-10F) Ø 89 мм с гор. 340 м.

После образования отрезной щели приступили к обработке основных запасов руды в камере. Основной массив отбивается вертикальными веерами скважин на образованную отрезную щель.

Отбойка запасов камеры – постадийная. Количество взрываемых вееров определялось проектом (паспортом) на взрывные работы, составленным производителем работ и утвержденным в установленном порядке с учётом рекомендаций по параметрам БВР, представленных ниже.

Отгрузка руды из камеры осуществлялась через боковые заезды ПДМ Торо-501Д без заезда в очистное пространство и Торо-400 с заездом в очистное пространство с использованием дистанционного управления типа «Торотел». Транспортирование руды производилось в карьер через транспортно-вентиляционный штрек.

Буровзрывные работы

Параметры буровзрывных работ при очистной выемке принимаются в соответствии с проектом на обработку опытной камеры и представлены в таблице 3.4.7.

Таблица 3.4.7. Параметры БВР при обработке опытной камеры

№ п. п.	Наименование показателей	Расстояние между скважинами, м	W, мм	K _{сб}	Диаметр скважин, мм
Отрезная щель					
1.	Ряды скважин	1,5	1,5	1,0	89
Основной массив					
2.	Веера скважин	1,8	1,8	1,05	89

Расположение скважин: веерное (при отбойке основных запасов камеры) и рядное (при формировании отрезной щели).

Заряжание скважин – с помощью зарядных агрегатов, имеющихся на руднике. Конструкция заряда выбирается производителем работ.

Вторичное дробление производится взрывным способом – накладными или шпуровыми зарядами.

Оценка влияния взрывных работ на массивы руды и пород, прилегающих к камере

В качестве охраняемых объектов для оценки безопасности взрывных работ выбраны западный и восточный контакты (фронтальное действие взрыва), а также рудные стенки (боковое торцевое направление взрыва) и рудная потолочина (верхнее торцевое направление взрыва). За критерии оценки влияния взрывных работ на охраняемые объекты приняты: радиусы зон дробления и трещинообразования.

При расчете численных значений размеров этих зон учитывались:

- параметры БВР,
- характеристики пород и руд в зоне взрыва веера, определяющие его зоны разрушения и деформаций.

По результатам оценки устанавливается потенциальная опасность взрывных работ на охраняемые объекты в зависимости от расчетных и проектных масс зарядов в группе.

Параметры БВР приняты следующие:

- расположение скважин веерное;
- общая масса заряда в веере рассчитана согласно (глава 2. п. 7).

Параметры БВР взяты из таблицы 3.4.7.

Руды участка представлены медно-цинковыми колчеданными и вкрапленными разностями, средней блочности. Восточный контакт околорудной зоны представлен метасоматитами, а западный дайкой габбро-диабазов (таблица 3.4.8).

Таблица 3.4.8. Характеристики пород и руд

Наименование пород и руд		Метасоматиты околорудной зоны	Дайка габбро-диабазов	Медные и медно-цинковые сплошные руды
Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	Продольных, C_p	1200	2700	2790
	Поперечных, C_s	640	1490	1580

Радиусы зон разрушения и деформаций, определяются в различных плоскостях действия взрыва (глава 2. п. 7). Схема к расчёту влияния взрывных работ представлена на рис. 3.4.12.

При взрывании веера скважинных зарядов диаметром 89 мм радиусы искомых зон при различной массе ВВ в группе представлены в таблице 3.4.9.

В таблице 3.4.9 приведено сопоставление радиусов дробления и трещинообразования при воздействии взрыва на охраняемые объекты:

- при мгновенном взрывании веера (масса заряда в группе 1350 кг);
- с промежуточным значением (масса заряда в группе 700 кг);
- при рекомендуемых параметрах взрывных работ (масса заряда в группе 350 кг).

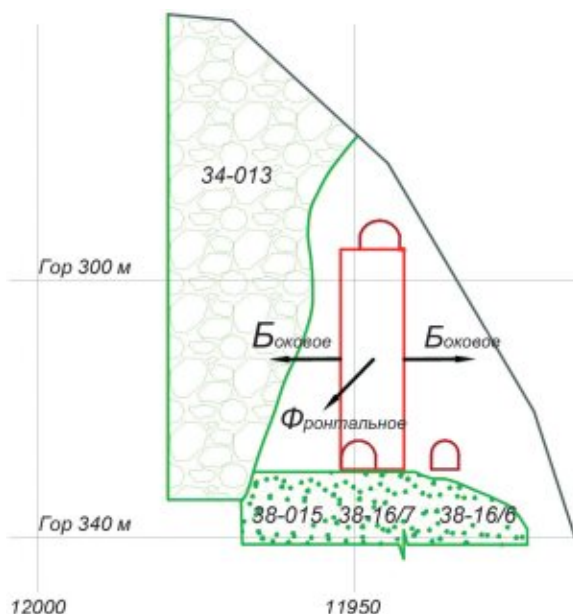


Рис. 3.4.12. Схема к расчёту сейсмического влияния (разрез А – А)

Таблица 3.4.9. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при различном количестве ВВ в группе.

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м			Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м		
		Количество ВВ в группе, кг					
		1350	700	350	1350	700	350
Восточный контакт	фронтальное	5,2	3,0	1,5	15,7	11,4	7,6
Западный контакт	фронтальное	5,4	3,1	1,6	15,5	11,1	7,3
Рудные стенки	боковое торцевое	1,6	0,85	0,4	7,0	4,2	2,3

Анализ результата расчетов показывает:

1. Значения допустимых масс зарядов в группе рекомендуется устанавливать с учетом радиуса дробления и трещинообразования при взрыве и не допускать превышение величины заряда, определяемой для охраняемых объектов. Анализ значений таблицы 3.4.9 показывает, что для обеспечения безопасности ведения взрывных работ с точки зрения устойчивости кровли и стенок камеры допустимая масса заряда в группе не должна превышать 350 кг.

2. Для снижения радиуса дробящего действия взрыва отбойку руды следует вести группами с разделением заряда единичного веера на четыре и более ступени замедления и интервалом замедления между взрыванием групп зарядов не менее 20 мс.

3. При бурении скважин не добуривать 2 м до границы отбиваемого слоя руды. Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м.

4. Учитывая значительное фронтальное действие взрыва, с торцов камеры рекомендуется оставить рудные корки толщиной 3–4 метра, отслоение которых в камеру можно ожидать на стадии выпуска руды.

Потери и разубоживание руды

При отработке опытной камеры (стадия 1) применяется система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства. Расчеты потерь и разубоживания руды для камеры произведены по программе, разработанной специалистами ОАО «Уралмеханобр» для условий Учалинского месторождения.

Расчётные значения потерь и разубоживания при выемке камеры составляют 8,5% и 5,7% соответственно.

Закладочные работы

Закладка отработанной камеры производилась твердеющими смесями после выемки запасов, зачистки почвы камеры и сдачи её в установленном порядке под закладку.

Вид закладки камеры – твердеющая закладочная смесь. Её состав – один слой с параметрами высота (Н) = 34,0 м, прочность (σ) = 5 МПа.

Подача закладочной смеси производилась из подводящих выработок горизонта 300 м непосредственно в очистное пространство камеры. Закладка выработанного пространства осуществлялась до уровня гор. 300 м.

Проветривание камеры

Проветривание очистных выработок на гор. 340 м осуществлялось с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, установленного на гор. 340 м со стороны свежей воздушной струи. Далее от ВМП ВМ-12 посредством вентиляционных рукавов, воздух подавался в доставочные выработки. Отработанный воздух по доставочным выработкам гор 340 м и транспортно-вентиляционному штреку выбрасывается в карьер.

Рекомендации и мероприятия по повышению устойчивости камеры

Сохранение устойчивости камеры в проектных параметрах и прилегающих к ней массивов руды и вмещающих пород является одним из важнейших факторов, влияющих на безопасность и полноту выемки запасов опытного участка в целом. В связи с этим при составлении методики отработки опытного участка разработан ряд рекомендаций и мероприятий, направленных на повышение устойчивости камеры (этап 1):

1). Камера расположена в наиболее благоприятном месте с точки зрения сохранения её устойчивости. Место её заложения выбрано исходя из существующих на опытном участке горнотехнических условий, геомеханического обоснования параметров камер и целиков (представлены выше).

2). С целью снижения сейсмического влияния взрывных работ на стенки камеры масса взрываемого в одной ступени замедления ВВ ограничена 350 килограммами, вводятся внутривеерные и междувеерные замедления с интервалом не менее 20 мсек.

3). Для повышения устойчивости стенок и кровли камеры контуры вееров взрывных скважин запроектированы с недобуром до проектного контура камеры на 2 метра.

4). По длинным сторонам камеры из погрузочных заездов производилось бурение оконтуривающих (незаряжаемых) вееров, а из бурового орта камеры – оконтуривающего (так же незаряжаемого) ряда вертикальных скважин, которые служили дополнительным экраном, служащим для сохранения вертикальных стенок камеры при ведении взрывных работ.

5). Наибольшие опасения с точки зрения устойчивости вызывал восточный торец отработываемой камеры, представленный метасоматитами. Об этом косвенно свидетельствуют предыдущие обрушения очистных камер, которые как раз и происходили именно по восточному контакту рудного тела. В связи с этим по восточному торцу камеры была оставлена «рудная корка» толщиной 3–4 метра. По мере выпуска руды произошло постепенное отслоение этой «рудной корки» в очистное пространство камеры.

6). В процессе отработки был организован визуальный контроль за устойчивостью стенок и кровли камеры из подводящих выработок.

ЭТАП 2 – отработка запасов на контакте с пространством карьера (камера 34-015)

К отработке запасов руды на контакте с пространством карьера приступили после отработки и закладки камеры 34-014 (этап 1).

Система разработки и её конструктивное оформление

Отработка прикарьерных запасов (этап 2) осуществляется открытой камерой (прирезкой), расположенной вдоль борта карьера (рисунки 3.4.13, 3.4.14 и 3.4.15).

Параметры камеры (прирезки):

- ширина – изменяется от 10 метров (по гор. 300 м) до 20 метров (по гор. 340 м);
- длина – в среднем 27 м;
- высота – изменяется от 30 до 35 м.

Обоснование параметров устойчивых обнажений при выемке прикарьерных запасов руды (камера 34-015)

При выемке прикарьерных запасов руды формировались вертикальные обнажения массивов высотой до 40 метров, в том числе:

- метасоматитов по восточному контакту залежи;
- закладочной стенки камеры (этап 1) по северной границе отработки;
- дайки габбро-диабазов по западному контакту залежи;
- вкрапленных руд на восточном контакте рудного тела.

Расчет устойчивых величин вертикальных обнажений произведен по формуле, приведенной в главе 2. п. 5 и представлен в таблице 3.4.10.

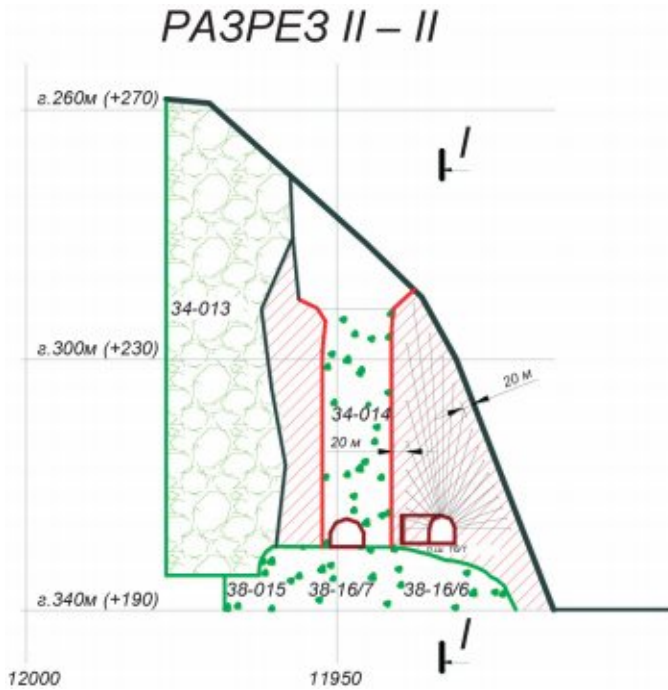


Рис. 3.4.13. Поперечный разрез по камере 34-015 (разрез II – II)

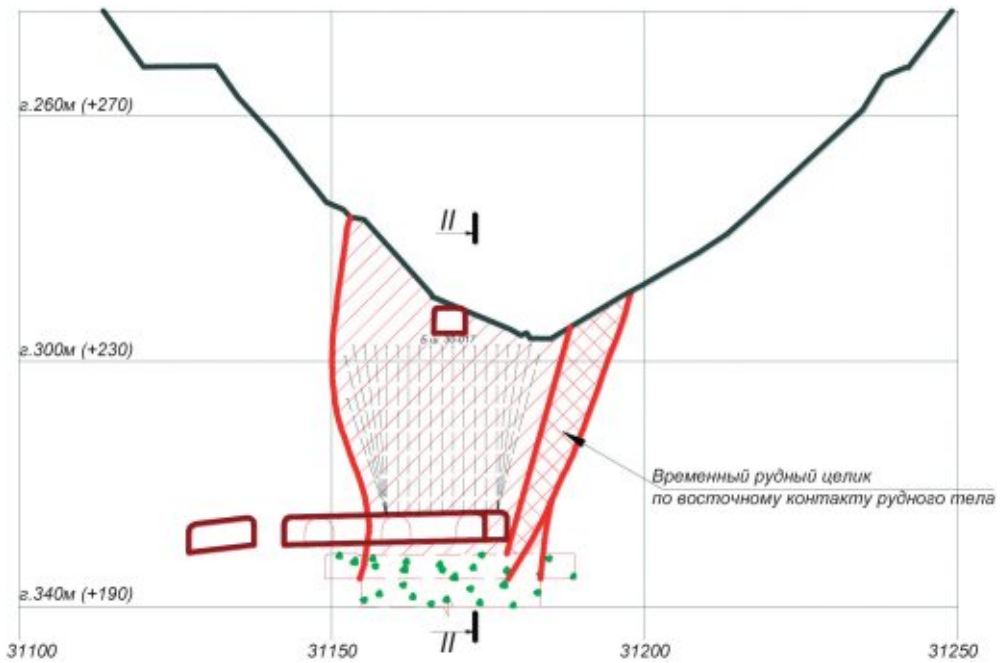


Рис. 3.4.14. Продольный разрез по камере 34-015 (разрез I – I)

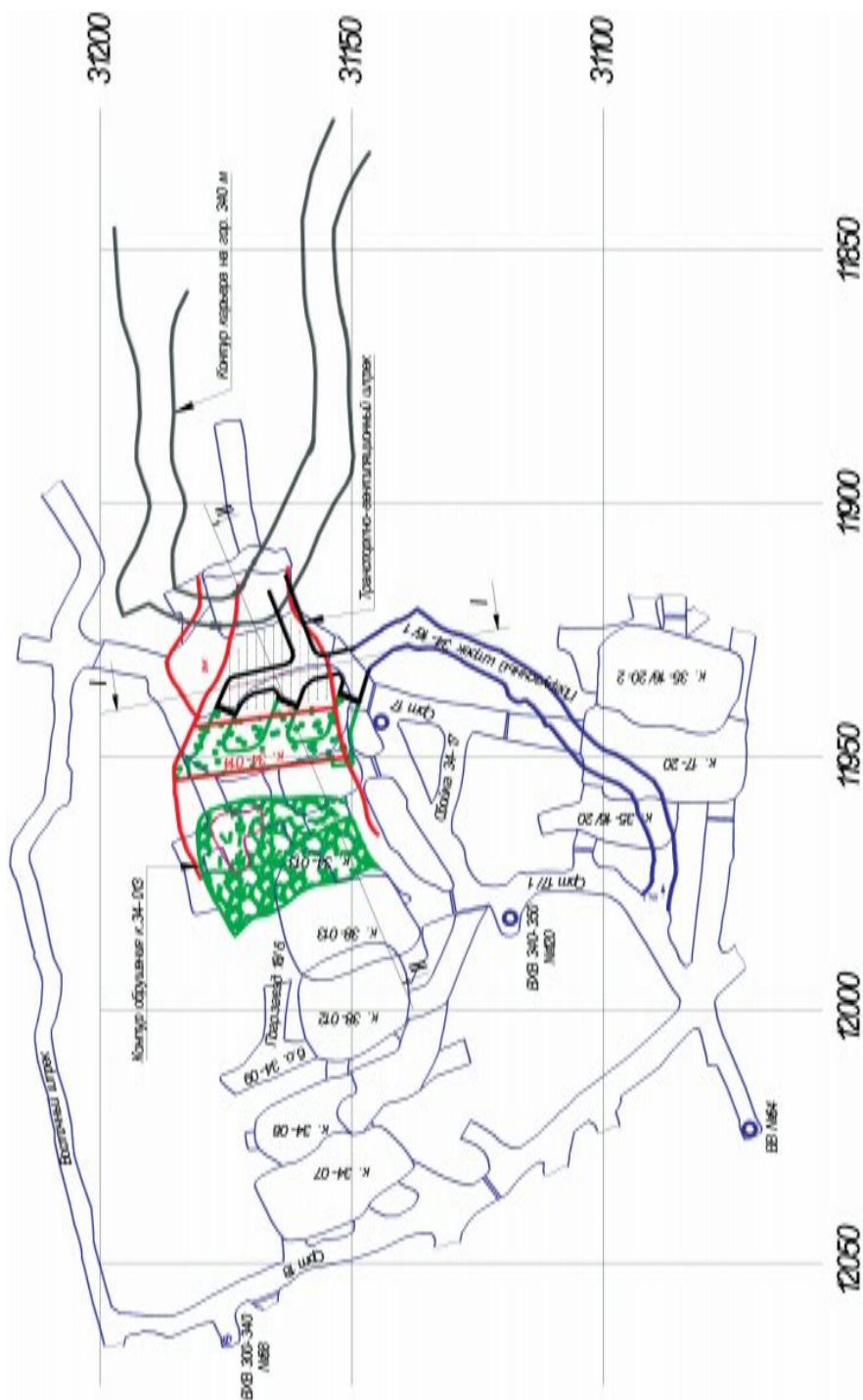


Рис. 3.4.15. Подготовительно-нарезные работы камеры 34-015 на горизонте 340 метров

Таблица 3.4.10. Величины вертикальных обнажений руды и горных пород

Типы руд и пород	Величина структурного блока, метров			
	0,2	0,3	0,4	0,5
Высота устойчивого обнажения, м				
– вкрапленные руды	40,7	47,6	53,2	57,7
– метасоматиты околорудной зоны	37,1	43,4	48,6	53,0
– дайка габбро-диабазов	56,6	66,3	74,1	80,9
– закладочный массив	39,7*	–	–	–

* *Примечание:* При расчёте устойчивого вертикального обнажения закладочной стенки закладка рассматривалась, как слоистый массив со средней толщиной слоя 2 метра.

Анализ результатов расчетов показывает, что при отработке прибортовых запасов (на высоту 30–35 метров) обеспечивается устойчивость вертикальных обнажений.

С восточной стороны рудного тела залегают метасоматиты, которые имеют свойства под воздействием воздуха и воды терять свои прочностные свойства, поэтому во избежание обнажения метасоматитов по восточному контакту рудного тела была оставлена оставлена так называемая «рудная корка» толщиной 4 метра, которая отслоилась при выпуске руды.

Подготовительно-нарезные работы

Для отработки прибортовых запасов (камера 34-015) используются подготовительные выработки камеры 34-014, проведения каких-либо дополнительных выработок не требуется.

Технология очистной выемки

Очистная выемка начиналась с образования отрезной щели по восточной границе камеры 34-015. Образование отрезной щели было осуществлено взрыванием двух вееров скважин ка карьерное пространство.

После образования отрезной щели приступили к отработке основного массива руды. Основной массив отбивался вертикальными веерами скважин на образованную отрезную щель.

Отгрузка руды из камеры осуществлялась из подземных выработок с помощью ПДМ Торо-501Д без заезда в очистное пространство и с помощью ПДМ Торо-400, оборудованной системой дистанционного управления типа «Торотел» с выездом в очистное пространство через карьер. Доставка рудной массы с помощью ковшовых ПДМ осуществлялась через транспортно-вентиляционный штрек до перегрузочного пункта в карьере. Дальнейшая откатка руды производилась карьерными автосамосвалами через карьер и подземные горные выработки.

Буровзрывные работы

Отбойка рудной массы при отработке камеры (прирезки) производилась буровзрывным способом с помощью зарядов ВВ, размещаемых в веерных комплектах скважин.

Отбойка запасов камеры (прирезки) – постадийная от восточного фланга к западному. При организации отбойки руды предусматривалось короткозамедленное взрывание 1–5 вееров за один технологический взрыв. В паспорта на технические взрывы включались внутривеерные замедления.

Для ограничения разлета кусков отбитой рудной массы по выработанному пространству карьера по контуру взрывания оставлялась рудная корка толщиной не менее 3 метра. Для предотвращения разрушения обнажаемого закладочного массива контуры вееров взрывных скважин были запроектированы с недобуром до контура закладки на 2 метра

Параметры буровзрывных работ при очистной выемке при отработке камеры (прирезки) представлены в таблице 3.4.11.

Таблица 3.4.11. Параметры БВР при отработке опытной камеры (прирезки)

Диаметр, d, м	ЛНС, W, м	Удельный расход ВВ, q, кг/м ³	Усредненные размеры отбиваемого слоя руды		Общая масса заряда в веере Q, кг
			ширина В, м	высота Н, м	
0,089	1,8	0,9	20	35	1165

Оценка сейсмического влияния взрывных работ на закладочный массив камеры 34-014 (этап 1) при отбойке руды в камере 34-015 (этап 2)

Руды участка представлены медно-цинковыми колчеданными и вкрапленными рудностями, средней блочности. Северный контакт околорудной зоны представлен закладочным массивом отработанной камеры 34-014, Южный – выработанным пространством карьера, Западный контакт представлен дайками габбро-диабазов. Скорость прохождения упругих волн в массиве приведена выше в таблице 3.4.8.

Влияние взрывных работ при отработке камеры 34-015 оценивалось на закладочный массив отработанной камеры 34-014, т.к. нарушение целостности данного массива недопустимо. За критерий оценки влияния взрывов на закладку камеры 34-014 приняты радиусы зон разрушения и деформаций, влияние которых определяется в боковом действии взрыва.

Радиусы зон разрушения и деформаций, определяются в различных плоскостях действия взрыва (глава 2. п. 7).

В таблице 3.4.12 приведен расчет радиусов зон дробления и трещинообразования для зарядов массой 1165 кг по боковому воздействию на закладочный массив.

Основываясь на анализе практических данных, полученных при выемке запасов камеры (34-014 – этап 1) отслоение прикамерных массивов от сейсмического воздействия взрывных работ происходило примерно по середине между зонами дробления и

Таблица 3.4.12. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления, $r_{др}$, м	Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м
		Количество ВВ в группе, кг	
		1165	1165
Северный контакт (закладочный массив)	боковое	0,7	4,5

трещинообразования. Толщина отслоения закладочного массива при этом может составить 2,5–3 метра.

Поэтому в веера были введены внутривеерные замедления. При этом максимальная масса ВВ в группе составила около 600 кг. Расчетные радиусы зон дробления при этом представлены в таблице 3.4.13.

Таблица 3.4.13. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления, $r_{др}$, м	Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м
		Количество ВВ в группе, кг	
		600	
Северный контакт (закладочный массив)	боковое	0,4	2,3

При этом отслоения закладки происходить практически не будет, зона разрушения будет локализоваться в 2-х метровой зоне недобура до проектного контура камеры.

Потери и разубоживание руды

При отработке прибортовых запасов (этап 2) расчеты потерь и разубоживания руды для камеры произведены по программе, разработанной специалистами ОАО «Уралмеханобр» для условий Учалинского месторождения.

Расчётные значения потерь и разубоживания при выемке камеры составляют 7,4% и 8,5% соответственно.

Проветривание камеры (прирезки)

Проветривание очистных выработок на гор. 340 м осуществлялось с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, установленного на гор 340 м со стороны свежей воздушной струи. Далее от ВМП ВМ-12 посредством вентиляционных рукавов, воздух подается в погрузочные заезды и доставочную выработку. По мере отгрузки руды после вскрытия погрузочных заездов отработанный воздух выбрасывается в карьерное пространство.

Формирование пригрузки борта карьера в подэтаже 300–340 метров по окончании отработки камеры 34-015 (этап 2)

Расчёты устойчивости борта карьера при выемке прикарьерных запасов Северной выклинки Учалинского месторождения показывают, что выемка запасов открытыми камерами возможна только с использованием временной устойчивости участков борта, то есть при отработке руды открытыми камерами безусловная устойчивость борта карьера, а соответственно безопасность ведения горных работ обеспечивается лишь на ограниченное время (от нескольких месяцев до года). По окончании горных работ участок борта, на котором осуществлена выемка запасов прибортового целика открытыми камерами был пригужен породами. Объём пригрузки составил около 60 000 м³.

ЭТАП 3 – отработка временного рудного целика (камера 34-016), между отработанной и заложённой камерой 34-014 (этап 1) и зоной обрушения камеры 34-013

Обрушенная камера 34-013, расположенная с северной стороны камеры 34-016 после её обрушения проинъектирована твердеющей закладкой. Однако с достаточной степенью достоверности определить степень инъекции и фактическую прочность сформированного в ней бутобетонного массива не представляется возможным. Поэтому при проектировании отработки камеры (этап 3) выработанное пространство камеры 34-013 рассматривается как зона обрушения, сложенная разрыхленными породами.

В связи с этим отработка временного рудного целика осуществляется системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Выпуск руды при этом будет осуществляться под обрушенными породами, которые заполняют пространство отработанной камеры 34-013 (рис. 3.4.16 и 3.4.17).

Система разработки и её конструктивное оформление

Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском включает в себя следующие конструктивные элементы:

- буро-доставочный орт;
- отрезной восстающий.

Параметры заходки:

- ширина – изменяется от 6 до 12 метров;
- длина – равна мощности рудного тела и составляет около 35 м;
- высота – до 40 м.

Подготовительно-нарезные работы

Почва заходки располагалась на уровне гор. 340 метров, поэтому подготовка производилась только на одном уровне (гор. 340 м) и заключалась в проведении буро-доставочного орта по почве камеры (заходки).

Схема подготовки прибортовых запасов представлена на рис. 3.4.17.

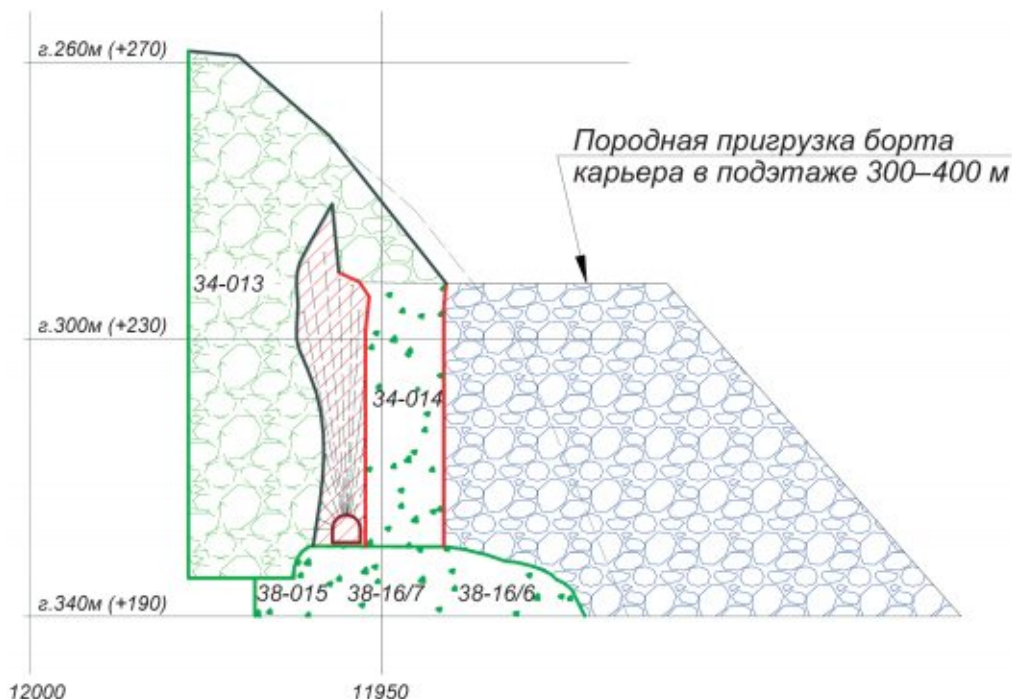


Рис. 3.4.16. Поперечный разрез по камере 34-016 (разрез II – II)

Технология очистной выемки

Обработка запасов системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском, производится одной заходкой, расположенной вкрест простирания рудного тела.

Обрушают руду последовательно по 1–2 веера от восточного контакта рудного тела к западному в «зажиме» на обрушенные породы, заполнившие камеру 34-013.

Выпуск руды осуществляется на почву буро-доставочного штрека и погрузочных заездов через их торцы. Очередные скважины в заходке взрывают после выпуска руды от предыдущей отбойки.

Расчет параметров БВР при обработке проектируемого участка системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды произведен по методике, приведенной в (глава 2. п. 7).

Расчётная величина ЛНС составляет: $W = 1,9$ метра.

Руда первого слоя со стороны «зажимающего» материала дробится хуже, чем при отбойке на свободное пространство. Поэтому для улучшения качества дробления руды и обеспечения необходимого смещения «зажимающего» материала для первого слоя отбиваемой руды следует уменьшать ЛНС.

При коэффициенте разрыхления «зажимающей» среды перед взрывом, после создания «отрезки» и заполнении её обрушенными породами равным 1,5–1,6, толщине отбиваемого слоя руды равной 2,0 м, смещении (подвижки) «зажимающей» среды – 1,1 м и коэффициенте зажима 1,2 уменьшать ЛНС составит:

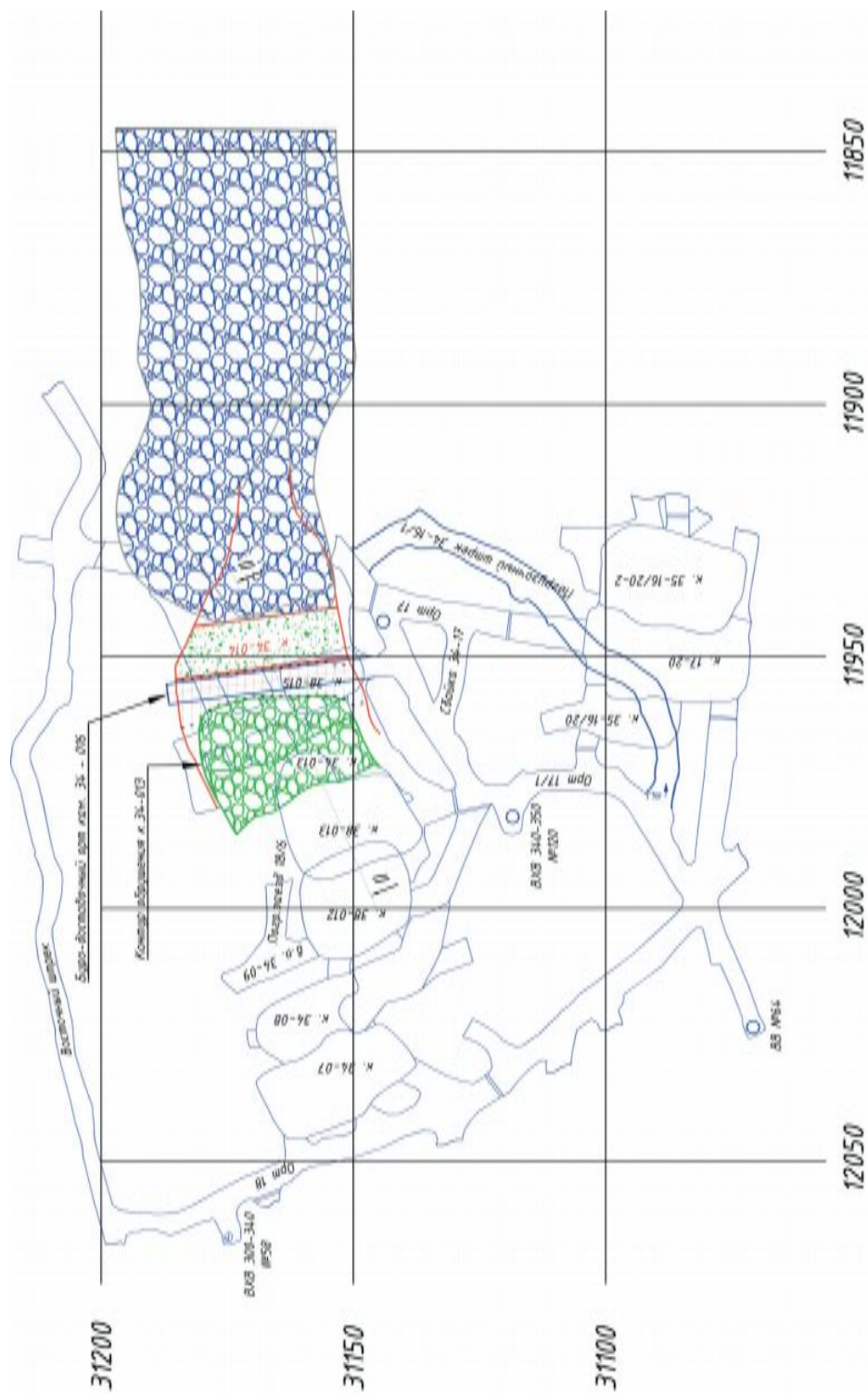


Рис. 3.4.17. Подготовительно-нарезные работы камеры 34-016 на горизонте 340 метров

$$W_1 = \frac{19}{\sqrt[3]{11}} = 1,7 \text{ метра}$$

Удельный расход на отбойку руды в «зажиме» на 20...30% больше, чем при отбойке на свободное пространство. Увеличение расхода ВВ, затрачиваемого на смещение слоя руды и уплотнение «зажимающего материала», учитывается коэффициентом зажима.

Величина удельного расхода ВВ на отбойку «в зажиме» равна:

$$q_{\text{зм}} = q \cdot K_{\text{зм}} = 2,2 \cdot 1,2 = 2,6 \text{ кг/м}^3$$

Интервал замедления между взрыванием вееров внутри заходки по условию качественного дробления должен составлять не менее:

$$\tau = (9,2 \cdot 1,9 - 4,3) \cdot 1,55 \geq 20 \text{ мсек} .$$

Для предотвращения выброса отбитой руды в буровые выработки, сообщающиеся с очистным пространством, и скалывания рудного массива в призабойной зоне веера скважин заряжали так, чтобы расстояние между концами зарядов (вблизи устья смежных скважин) было не менее $0,7W$.

Толщина отбиваемого слоя за один массовый (технологический) взрыв не превышала 3,6 м (два веера), а интервал замедления между взрыванием вееров внутри заходки должен составлять не менее 20 мсек.

Потери и разубоживание руды

При обработке запасов временного рудного целика (ЭТАП 2) применяется система разработки поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Расчеты потерь и разубоживания руды для заходки произведены по программе для расчета нормативных потерь и разубоживания руды для условий Учалинского подземного рудника.

Расчётные потери руды и разубоживание руды при обработке временного рудного целика (этап 3) составляют 15,7% и 16,0% соответственно.

Проветривание заходки (этап 3)

Проветривание очистных выработок на гор. 340 м осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, устанавливаемого на гор 340 м со стороны свежей воздушной струи. Далее от ВМП ВМ-12 посредством вентиляционных рукавов, воздух подается в буро-доставочный орт заходки.

Анализ фактического положения горных работ при обработке запасов опытного участка Северной выклинки в подэтаже 300–340 метров

Запасы опытного участка Северной выклинки Учалинского карьера были успешно отработаны в течение 2010 года.

Фактическое состояние горных работ в большинстве случаев подтвердило правильность принятых при проектировании технологических решений. Предлагается краткий отчёт по опытным работам.

ЭТАП-1.

На первом этапе была отработана камера 34-014, расположенная вкрест простирания рудного тела и произведена ее закладка твердеющей смесью. Кровля камеры имела непосредственный выход кровли в карьерное пространство.

Рудные стенки камеры (с севера и юга) сохраняли свою устойчивость в течение всего периода ведения горных работ в камере (этап 1). С помощью твердеющей закладки после отработки камеры 34-014 по центру опытного участка был сформирован так называемый ограждающий искусственный целик.

Положение горных работ после отработки и закладки камеры 34-014 представлено на рис. 3.4.18. и 3.4.19 В нижней части данных фотографий расположен транспортно-вентиляционный штрек горизонта 340 метров, по которому осуществлялась выдача рудной массы из подземных выработок в карьерное пространство.

Отработка камеры 34-014 (этап 1) была произведена без каких-либо нарушений борта карьера (рис. 3.4.20. и 3.4.21).

Добыча руды по данной камере составила 90 000 тонн руды.



Рис. 3.4.18 и 3.4.19. Положение горных работ на опытном участке после отработки и закладки камеры 34 – 014 (ЭТАП-1)



Рис. 3.4.20. Состояние устойчивости уступов, примыкающих к опытному участку после отработки и закладки камеры 34 – 014 (ЭТАП-1)



Рис. 3.4.21. Состояние устойчивости борта карьера в целом над обрабатываемым участком после отработки и закладки камеры 34 – 014 (ЭТАП-1)

ЭТАП-2.

Была произведена отработка «рудного треугольника» (камера 34-015) между отработанной и заложеной камерой 34-014 и пространством карьера. Отработка прикарьерных запасов осуществлялась открытой камерой (прирезкой) вдоль борта карьера. Фактический продольный разрез по камере 34-015 представлен на рис. 3.4.22.

После отбойки вееров 1÷7 было отмечено нарушение устойчивости погрузочного орта 34-16/1, пройденного по почве обрабатываемой камеры (происходили вывалы по кровле выработки), это потребовало постоянного ремонта крепи и укрепления особо нарушенных участков. Опасаясь за безопасность дальнейшего ведения горных работ, сохранность вееров взрывных скважин и возможность их заряжания было решено обосновать возможность отбойки оставшихся вееров (с 8 по 18) за один массовый взрыв, после чего произвести отгрузку руды из очистного пространства с помощью ПДМ с дистанционным управлением. Специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» была произведена оценка возможности такой выемки оставшихся запасов с учетом влияния взрывных работ на закладочный массив камеры 34-014 при массовой отбойке руды в камере 34-015.

При обосновании параметров взрывных работ по отбойке оставшихся запасов руды в камере 34-015 за один взрыв оценивалось их сейсмическое воздействие на

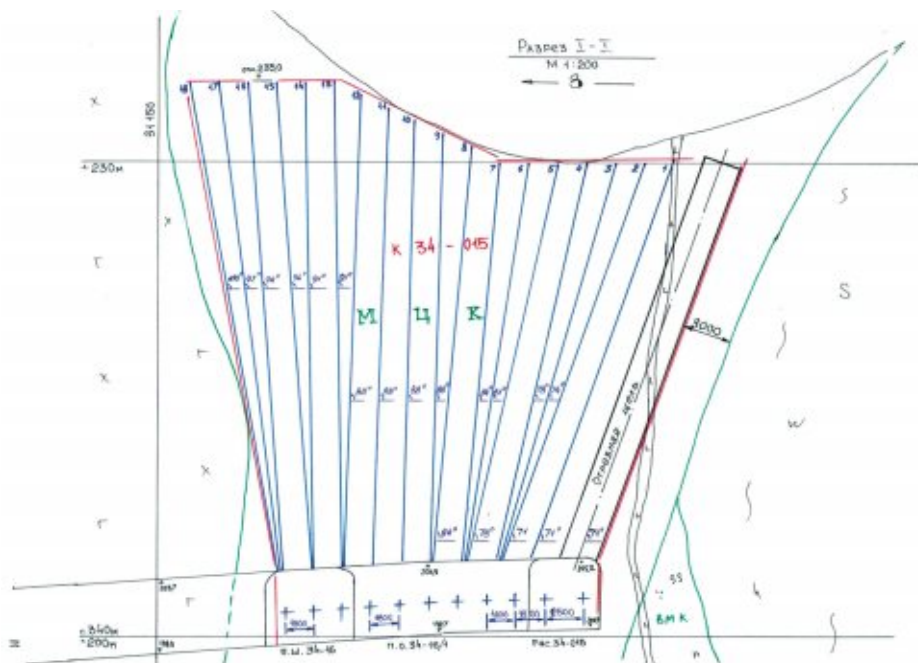


Рис. 3.4.22. Продольный разрез по камере 34-015

закладочный массив отработанной камеры 34-014 и прилегающий породный массив дайки, расположенной по западному контакту рудного тела, т.к. нарушение целостности данных массивов недопустимо.

Были рассчитаны сейсмобезопасные параметры БВР, которые подразумевали отбойку оставшихся запасов камеры с замедлениями между веерами, а так же введением внутривеерных замедлений с массой ВВ не более 880 кг.

Согласно данным расчётов и фактического состояния взрывных скважин в веерах были даны рекомендации по ведению взрывных работ при отработке оставшихся запасов руды в камере. На их основании на руднике был составлен проект производства массового взрыва, который предполагал отбойку вееров с 10 по 16 за один взрыв с ограничением массы заряда ВВ в группе введением соответствующих междувеерных и внутривеерных замедлений. Веера № 17 и № 18, учитывая конфигурацию рудного тела, для снижения воздействия на породы дайки решено не взрывать. Схема коммутации зарядов ВВ при взрыве оставшихся запасов в камере представлена на рис. 3.4.23.

Массовый взрыв успешно произведён в июле месяце 2010 года. Общая масса заряда ВВ составила 6560 кг граммотолы 15÷20 и 85 кг аммонита № 6 ЖВ-200. Общий объём взрываемой руды составил 5670 м³ или 23 912 тонн.

Закладочный массив камеры 34-014 находился в устойчивом состоянии.

Восточный борт карьера в районе опытной камеры находился в устойчивом состоянии. Сползания обрушенных пород, находящихся на восточном борту карьера не происходило.

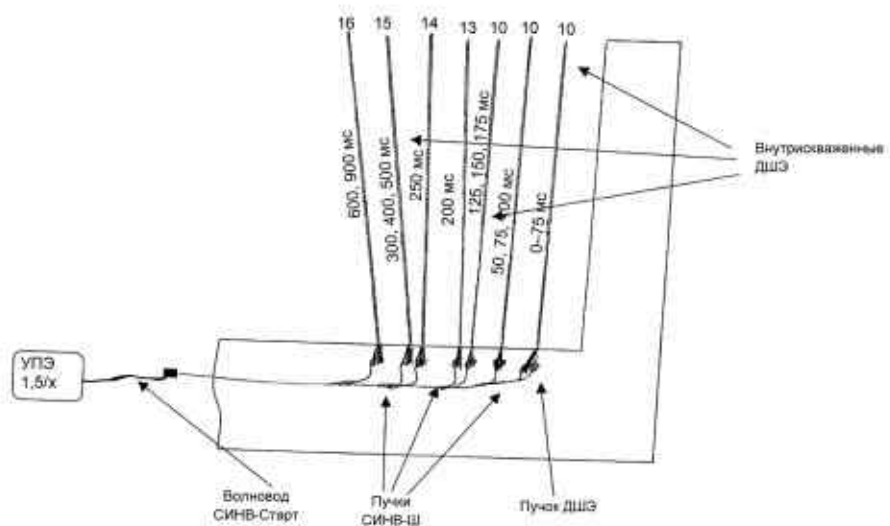


Рис. 3.4.23. Схема коммутации зарядов массового взрыва вееров 8–16

Запасы отбитой руды отгружались из карьерного пространства с помощью машин с дистанционным управлением. (рис. 3.4.24).

В целом из камеры 34-015 отгружено более 72 000 тонн руды.

По окончании отгрузки руды для обеспечения долговременной устойчивости борта карьера на участке северной выклинки в отметках горизонтов 300–340 метров произведена отсыпка породного отвала.

ЭТАП-3.

К отработке запасов камеры 34-016 (этап 3) приступили после пригрузки борта карьера горизонтов 300–340 метров.

Учитывая её примыкание к зоне обрушения камеры 34-013 отработку запасов планировалось осуществлять системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (смотри выше проектные решения). В торце была образована отрезная щель, которая должна была заполниться обрушенными породами из зоны обрушения. Но при вскрытии этой зоны стенкой камеры слагающая её спечённая горная масса, частично проинъектированная твердеющей закладкой, сохранила свою устойчивость. Дальнейшая отбойка запасов камеры велась уже на свободное компенсационное пространство (как обычная камера). В настоящее время горные работы в камере 34-016 (этап 3) закончены. Произведена закладка выработанного пространства камеры 34-016. Из камеры добыто порядка более 44 000 тонн руды.

В целом, проанализировав отработку запасов Северной выклинки Учалинского месторождения в подэтаже 300-340 метров можно сделать выводы:

– за время отработки прикарьерных запасов теоретически обоснованы и с успехом опробованы на практике в рамках опытных работ несколько технологических схем выемки руды;



Рис. 3.4.24. Отработка запасов временного рудного целика (камера 34-015) между заложеной камерой и пространством карьера (ЭТАП-2).
В центре кадра – закладочный массив ранее отработанной и заложеной камеры 34-014 (этап 1)



Рис. 3.4.25 и 3.4.26. Работа ПДМ с дистанционным управлением при отгрузке рудной массы из камеры 34-015 (этап 2)



Рис. 3.4.27. Положение горных работ после окончания пригрузки борта в отметках горизонтов 300–340 метров

- в том числе опробованы схемы выемки запасов камерами (прирезками) расположенными непосредственно на границе с карьерным пространством при массовой и послонной отбойке руды в камерах с различным направлением взрывных скважин;
- так же опробована схема выемки запасов под защитой закладочного массива отработанной и заложеной ранее камеры.

Всего в ходе отработки запасов участка по этапам № 1, № 2 и № 3 было добыто более 206 тыс. тонн руды. Горные работы показали правильность принятых в методике ОПИ технических решений, направленных на обеспечение наиболее полной выемки руды и безопасности технологических процессов при выемке запасов руды.

3.5. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки запасов Северной выклинки Учалинского месторождения в подэтаже 260/300 м

(ОАО «Учалинский ГОК», Учалинский рудник, 2011–2012 годы)

Отработка запасов Северной выклинки в подэтаже 260–300 м проводилась после окончания горных работ в подэтаже 300–340 м метров и пригрузки участка борта карьера в отметках горизонтов 300–340 метров породами.

За время отработки нижнего подэтажа была произведена доразведка фактического контура рудного тела на контакте с пространством карьера в отметках 260–300 метров.

Специалистам ОАО «Уралмеханобр» было поручено провести обоснование технологии отработки данного участка месторождения, выполнить методику проведения опытнo-промышленные испытания разработанной технологии [34].

Горные работы проводились силами Учалинского подземного рудника по рабочим проектам, разработанным на руднике в соответствии с методикой ОПИ.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки запасов Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров Учалинского месторождения

Цель опытнo-промышленных испытаний

Целью проводимых испытаний является разработка технологических решений и их проверка в производственных условиях для обеспечения безопасной и эффективной отработки запасов опытного участка, расположенного в подэтаже 260–300 метров Северной выклинки Учалинского месторождения.

Для достижения поставленной цели при отработке запасов решался следующий комплекс вопросов:

- выбор и обоснование порядка отработки запасов опытного участка;
- исследование основных технологических процессов очистной выемки при отработке запасов;
- оценка состояния устойчивости массивов руды, вмещающих пород и участка борта карьера при отработке запасов;
- оценка эффективности отбойки руды на карьерное пространство.

Перед началом проектирования с горизонтов 260 и 300 метров осуществлена доразведка контуров оставшихся прибортовых запасов в подэтаже 260–300 метров. По результатам доразведки были определены фактические границы зоны обрушения камеры 34-013, а также оконтурены рудные целики, оставшиеся в прикарьерной зоне подэтажа 260–300 метров.

При бурении скважин в зоне обрушения камеры 34-013 выше отметки гор. 300 метров зафиксировано наличие рудно-породной горной массы. Среднее содержание полезных компонентов по результатам опробования в данной горной массе составляет порядка $Cu = 2,5\%$, $Zn = 4,0\%$. В целом зона обрушения представляет собой спёкшийся

(при реакции серы, содержащейся в руде с водой и воздухом), а также слежавшийся массив, сохраняющий устойчивость при бурении в него скважин и обнажении.

Учитывая технологическую ситуацию на участке Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров, в том числе:

- размеры и контуры рудных целиков;
- конфигурацию, состав и расположение зоны обрушения камеры 34 – 013;
- состояние горных выработок на горизонте 300 метров.

Отработку рудных целиков планируется произвести в три этапа:

Этап 1 – отработка запасов, расположенных между зоной обрушения камеры 34-013 и западным контактом рудного тела (камера 30-012);

Этап 2 – выемка горной массы из зоны обрушения камеры 34-013;

Этап 3 – отработка рудного целика, расположенного с северной стороны зоны обрушения камеры 34-013 (камера 30-013).

Схема разбивки прибортовых запасов в подэтаже 260–300 метров на этапы отработки представлена на рисунке 3.5.1.

Геологическая характеристика обрабатываемого участка

Рудное тело на участке представлено массивными медно-цинковыми рудами.

Массивный медно-цинковый колчедан с неравномерно-зернистой текстурой рассланцованный вдоль плоскостей трещин на глубину до 10 см. Поверхности трещин гладкие. Условия обводнения – слабый капез. Залегание трещин – удовлетворительное (азимуты падения 312°, 52°, 283°, углы падения 39°, 42°, 78°). Форма блоков клиновидная.

Руды по склонности к окислению и самовозгоранию относятся ко 2-му классу, по степени взрывоопасности сульфидной пыли к 1-й группе.

Рудное тело граничит с дайкой габбро-диабазового состава. Поверхности трещин гладкие. Условия обводнения – слабый капез. Залегание трещин – удовлетворительное (азимуты падения 68°, 273°, 281°, углы падения 54°, 48°, 44°). Форма блоков клиновидная. Контакт руды и пород дайки тектонический.

Оценка устойчивости борта карьера при отработке запасов Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров

Для выемки запасов в подэтаже 260–300 метров необходимо оценить влияние горных работ отработки на капитальный съезд в Учалинском карьере, являющийся основной транспортной выработкой, служащей для транспортировки руды, машин и оборудования.

Подработка северного борта при выемке камеры запасов ведет к дополнительному снижению его устойчивости. Основным охраняемым объектом на северном борту является транспортный заезд, проходящий в районе ведения горных работ (рис. 3.5.1).

Для оценки устойчивости борта карьера в районе капитального съезда определен разрез А – А (рис. 3.5.2).

Расчет коэффициента запаса устойчивости борта выполнялся по разрезам А – А и X – X.



Рис. 3.5.1. Совмещенный план карьера и гор. 300 м

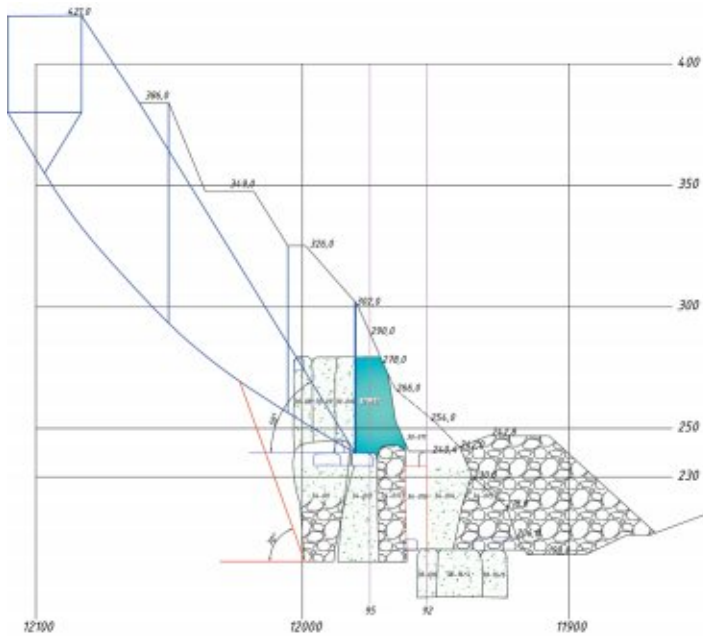


Рис. 3.5.2. Поверхность скольжения по разрезу А – А

В таблице 3.5.1 представлены расчетные характеристики, использованные в работе.

Таблица 3.5.1. Физико-механические характеристики

Наименование пород	плотность, γ , т/м ³	угол внутреннего трения, ρ , град.	сцепление в массиве, k , т/м ²
Базальты	2,86	35	56,67
Габбро-диориты	2,89	34	56,75
Туфобрекчии кислого состава	2,79	33	54,13
Риолиты	2,68	30	51,00
Закладка	2,1	20	32,5

Расчет устойчивости производился методом многоугольника сил и методом алгебраического сложения сил. Оба метода основаны на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (глава 2. П. 5).

По методу многоугольника сил коэффициент запаса:

$$n = 1,35$$

По метод алгебраического сложения сил коэффициент запаса:

$$n = 1,14$$

Расчетные поверхности скольжения представлены на разрезе X – X (рис. 3.5.3).

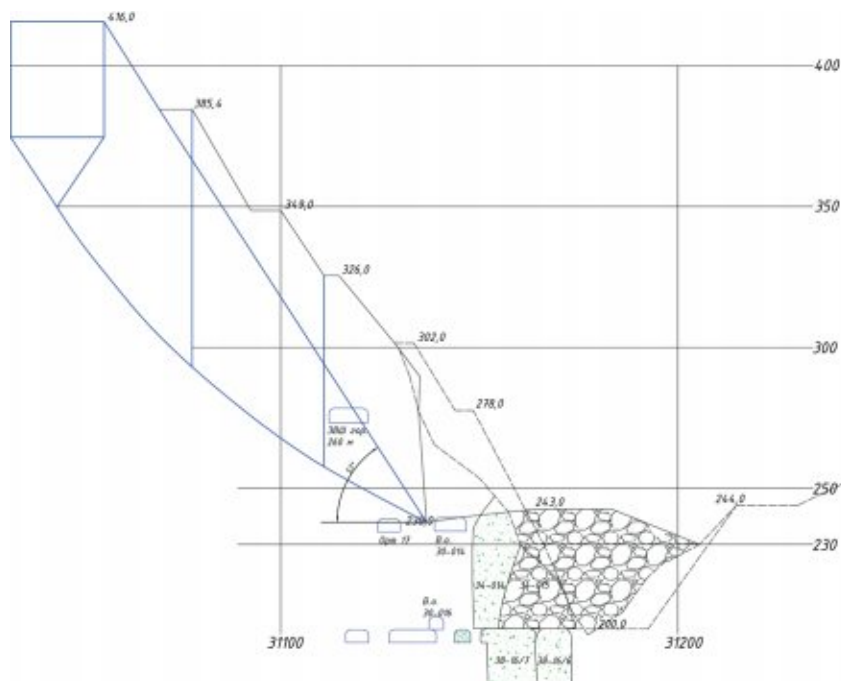


Рис. 3.5.3. Поверхность скольжения по разрезу X – X

Основной целью проведенной работы была оценка возможности выемки прикарьерных запасов руды в подэтаже 260–300 метров Северной выклинки Учалинского карьера, отметки $(+240) \div (+280)$ м.

Проведенные многовариантные расчёты показали сходимость результатов примененных методов оценки устойчивости.

В расчетные характеристики был введен коэффициент ослабления сцепления (1,5), учитывающий влияние подземных горных работ в борту карьера.

Расчеты, проводимые без учета вышеуказанного коэффициента, позволяют прогнозировать достаточную устойчивость борта в районе расчетного разреза.

Однако подземная выемка запасов руды в борту карьера, взрывные работы, неполная закладка камер, однозначно снизили устойчивость массива пород, слагающих борт, поэтому для окончательного анализа был использован коэффициент запаса устойчивости $n=1,14$, полученный в результате учета всех факторов, ослабляющих массив.

Коэффициент запаса устойчивости борта ($n=1,14$) позволяет прогнозировать проявление деформаций прибортового массива.

Для обеспечения долговременной устойчивости капитального съезда после отработки запасов в отметках $(+240 \text{ м}) \div (+280 \text{ м})$ борт должен быть пригружен в районе отработки до отметки $+280$ м. Общее время отработки камеры и пригрузки борта должно быть не более 6 месяцев.

Запас устойчивости борта карьера после обратной пригрузки борта карьера породами в подэтаже 260–340 метров (до отметки $+280$ метров) составит 1,3.

ЭТАП-1 – отработка запасов руды в камере 30-012

Положение горных работ перед выемкой запасов

Отрабатываемая камера 30-012, имеет незначительные размеры. В общем виде форму камеры можно представить, как неправильную треугольную пирамиду. Размеры в плане по горизонту 300 метров составляют порядка 12×15 метров. Высота камеры контролируется бортом карьера и в наивысшей её точке составляет порядка 35 метров.

Запасы опытной камеры составляют 22 тыс. тонн руды.

С южной стороны камера ограничена пространством карьера.

С северной стороны – локальной зоной обрушения камеры 34-013.

С западной – дайкой габбро-диабазового состава, имеющей довольно высокие прочностные характеристики.

Существующее положение горных работ на момент отработки камеры 30-012 представлены на рисунке 3.5.4.

Расчет величины вертикальных обнажений прилегающих к камере массивов породы и закладки

Основываясь на результатах разведочного бурения произошло слёживание и «спекание» с образованием массива с довольно высокими прочностными свойствами – до 2-х МПа (сопротивление сдвиговым и срезающим нагрузкам от действия собственного веса). По участку обрушения камеры проходились горные выработки. Поэтому



Рис. 3.5.4. Положение горных работ на участке перед отработкой запасов камеры 30-012 (январь 2011 г.). Желтым прямоугольником показана опытная камера 30-012, красным – зона обрушения камеры 34-013. В нижней части фото – поверхность породного отвала, сформированного в подэтаже 300–340 метров, подводящего непосредственно к месту ведения горных работ

при подсчёте вертикальных обнажений обрушенный массив камеры 34-013, рассматривается как закладочный массив прочностью 2,5 МПа.

Расчет устойчивых вертикальных обнажений производится для каждого типа обнажаемых контактов (дайка, закладочный массив камеры 30-010 и массив зоны обрушения камеры 34-013).

В качестве исходных материалов при расчётах вертикальных обнажений использована геологическая характеристика руд и вмещающих пород, представленная выше. Величина структурного блока $0,3 \div 0,5$ м; плотность руды $3,6 \div 4,7$ т/м³. Поверхности трещин гладкие; углы падения – $20\text{--}60^\circ$, то есть имеет место кососекущая трещиноватость.

Таблица 3.5.2. Физико-механические характеристики массивов пород прилегающих к опытной камере принятые к расчёту вертикальных обнажений

№ п/п	Наименование пород и руд	Физико-механические характеристики			
		Плотность, γ , т/м ³	Угол внутреннего трения, ϕ , градусов	Предел прочности на сжатие, σ , МПа	Сцепление в куске, K_k , МПа
1.	Дайка габбро-диабазов	2,65–2,79	36	73,3	16,0
2.	Закладочный массив камеры 30-010	2,0	20	4,0	1,47
3.	Обрушенный массив в камере 34-013	2,0	20	2,5	0,72

Расчет величин вертикальных обнажений (высоту камер) произведен по методу, изложенному в главе 2. П. 5 и представлены в таблице 3.5.3.

Таблица 3.5.3. Величины устойчивых вертикальных обнажений массивов, прилегающих к камере 30-012

Типы вертикальных обнажений закладки и пород	Высота устойчивой стенки камеры, м		
	При размерах структурного блока		
	0,3 метра	0,4 метра	0,5 метра
– дайка габбро-диабазов	66,2	74,1	80,9
– закладочный массив камеры 30-010	41,3*		
– обрушенный массив в камере 34-013	31,2**		

* – высота обнажения стенки закладки в камере 30-010 рассчитана для средневзвешенной прочности закладочного массива прочностью 4 МПа (400 т/м²), закладка в камере рассматривается как слоистый массив с толщиной слоёв 3 метра.

** – высота обнажения стенки обрушенного массива в камере 34-013 рассчитана как для равнопрочного по всей высоте закладочного массива, прочностью 2,5 МПа (250 т/м²).

Анализ результатов расчетов показывает, что при отработке камеры 30-012 в проектных параметрах (на высоту порядка 30 метров) обеспечивается устойчивость

обнажения дайки габбро-диабазов, закладочного массива камеры 30-010 и обрушенного массива в камере 34-013.

Отгрузка отбитой руды из опытной камеры предусматривается как из горных выработок, так и из пространства карьера непосредственно с площадки породного отвала, сформированного на участке Северной выклинки в отметках горизонтов 340-300 метров. Такая организация отгрузки руды и применение машин, оборудованных системой дистанционного управления, позволят безопасно осуществить раздельную отгрузку руды и породы, в случае частичного обрушения проинъецированной закладкой зоны обрушения, что позволит исключить сверхнормативное разубоживание руды.

Технология обработки камеры 30-012

Главной целью при обосновании технологических решений являлась максимально полная выемка руды камеры 30-012 с минимальными потерями и разубоживанием, наряду с обеспечением безопасности горных работ. Именно этим целям подчинены все технические решения, принятые при проектировании.

Обработку запасов производили открытой камерой (прирезкой), расположенной непосредственно на границе с пространством карьера.

Система разработки и её конструктивное оформление

Применяемый вариант системы разработки включает в себя следующий конструктивный элемент: буровой штрек 30-012 уже пройденный ранее на горизонте 300 метров по почве камеры.

Днище в камере – плоское.

Конструктивное оформление камеры представлено на рисунках 3.5.5, 3.5.6, 3.5.7 и 3.5.8.

Подготовительно-нарезные работы

Почва камеры располагалась на уровне гор. 300 метров. Проведения каких-либо подготовительных выработок для обработки камеры 30-012 не требовалось. В качестве доставочной выработки использовался существующий вентиляционный орт 30-014, который непосредственно примыкает к опытной камере.

Технология очистной выемки

Очистная выемка в камере заключается в отбойке запасов на пространство карьера.

Отбойка запасов камеры – одностадийная (за один массовый взрыв).

Отгрузка руды из камеры осуществлялась через вентиляционный орт 30-014 с помощью ПДМ Торо-501Д без заезда в пространство карьера. С помощью ПДМ Торо-400, оборудованной системой дистанционного управления типа «Торотел» осуществлялась отгрузка отбитой руды в пространстве карьера с подходом к опытному участку как из подземных выработок (орт 30-014), так и с доступом со стороны карьерного пространства (по породному отвалу).



Рис. 3.5.5. Совмещённый план карьера и горизонта 300 метров

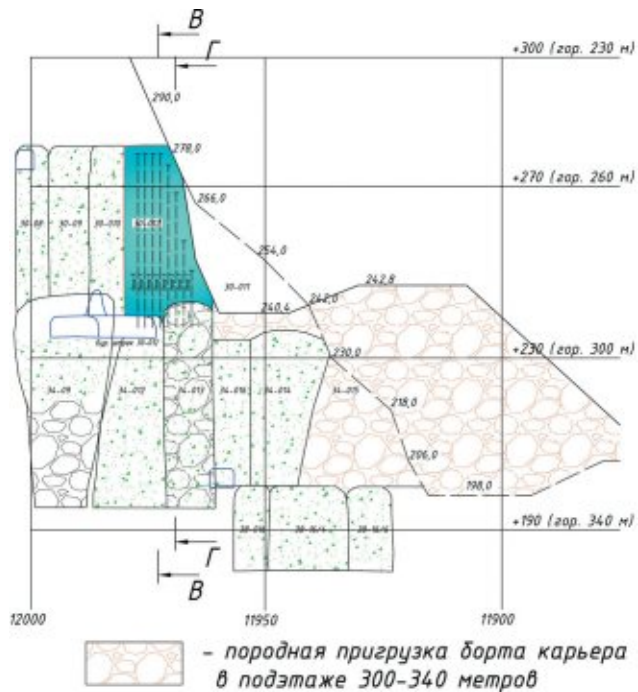


Рис. 3.5.6. Разрез А – А

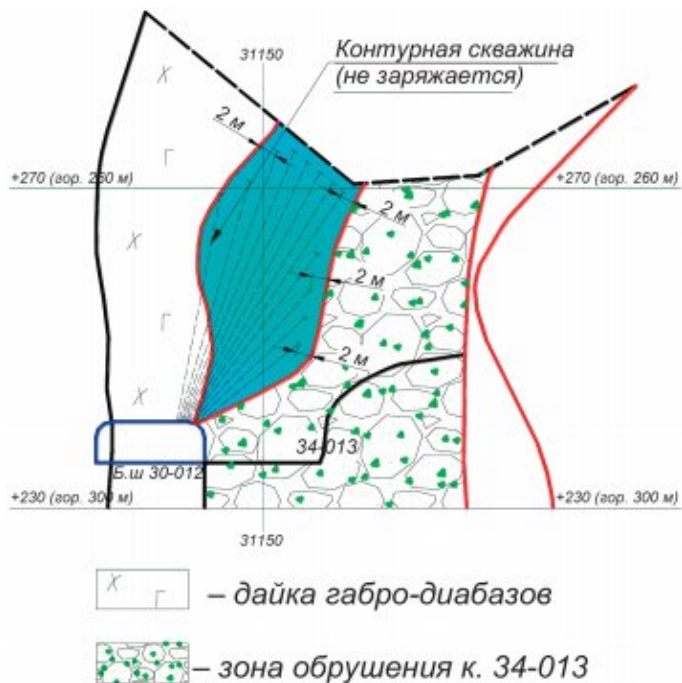


Рис. 3.5.7. Разрез В – В

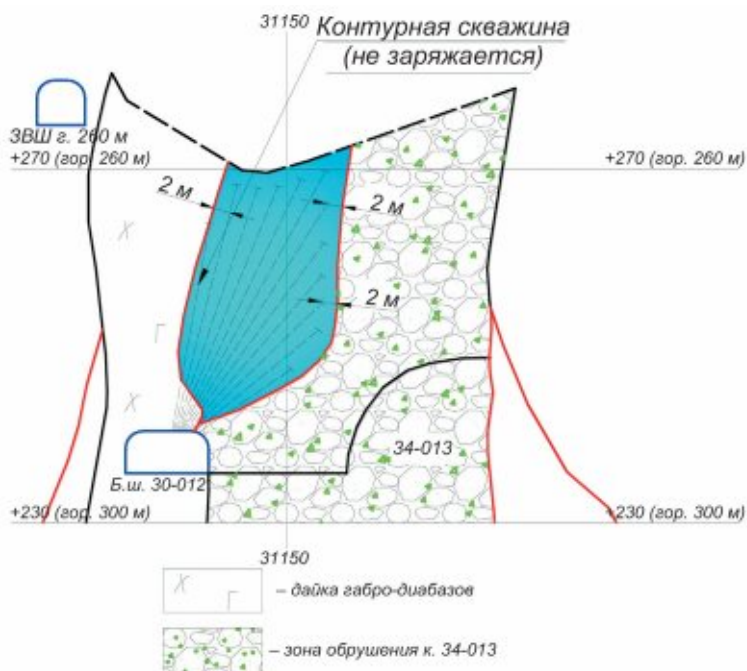


Рис. 3.5.8. Разрез Г – Г

Буровзрывные работы

Обуривание камеры осуществлялось восходящими веерами скважинам диаметром 89 мм из бурового штрека 30-012 на горизонте 300 метров. Разбуривание производилось буровыми установками «СОЛО».

Расположение скважин – веерное. Заряжание скважин – с помощью зарядных агрегатов, имеющих на руднике.

Оценка влияния взрывных работ на массив дайки и обрушенный массив камеры 34-013, прилегающих к опытной камере

В качестве объектов при оценке влияния взрывных работ рассматривались прилегающие к опытной камере:

- зона обрушения камеры 34 – 013 (боковое действие взрыва);
- закладочный массив камеры 30 – 010 (фронтальное действие взрыва);
- массив дайки (боковое действие взрыва).

За критерии оценки влияния взрывных работ на охраняемые объекты приняты: радиусы зон дробления и трещинообразования.

По результатам оценки устанавливалось влияние на прилегающие массивы от различных масс зарядов в группе.

Максимальные размеры веера при отработке опытной камеры составляют 35×15 метров. Максимальный заряд ВВ в этом веере при параметрах БВР, представленных в таблице 3.5.4 составит порядка 1000 кг.

Таблица 3.5.4. Параметры БВР при отработке опытной камеры 30-012

Наименование показателей	Расстояние между скважинами, м	ЛНС, м	Коэффициент сближения зарядов	Диаметр скважин, мм	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Веера скважин	1,8	1,8	1,05	89	1,1

Скорость прохождения упругих волн в массиве представлена в таблице 3.5.5.

Таблица 3.5.5. Скорость прохождения упругих волн

Наименование пород и руд		Дайка габбро-диабазов	Медные и медно-цинковые сплошные руды
Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	Продольных, C_p	2700	1300
	Поперечных, C_s	1490	630

Радиусы зон разрушения и деформаций, определялись в различных плоскостях действия взрыва (глава 2 п. 7)

При взрывании веера скважинных зарядов диаметром 89 мм радиусы искомых зон при различной массе ВВ в группе представлены в таблице 3.5.6.

Таблица 3.5.6. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при различном количестве ВВ в группе

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м		Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м	
		Количество ВВ в группе, кг			
		1000	500	1000	500
Закладочный массив камеры 30-010	фронтальное	1,2	0,6	7,2	4,5
Обрушенный массив камеры 34-013	боковое	0,6	0,3	4,9	2,7
Дайка габбро-диабазов	боковое	0,8	0,4	4,2	2,2

В таблице 3.5.6 приведено сопоставление радиусов дробления и трещинообразования при воздействии взрыва на прилегающие к камере 30-012 массивы:

- при мгновенном взрывании веера (масса заряда в группе 1000 кг);
- с разделением веера на 2 ступени замедления (масса заряда в группе 500 кг).

Выводы и рекомендации по ведению взрывных работ в камере

1. Для снижения радиуса дробящего действия взрыва отбойку руды вести группами с разделением заряда веера на две ступени замедления с интервалом замедления между взрыванием групп зарядов не менее 20–25 мс.

2. При бурении скважин не добуривать 2 метра до границы зоны обрушения камеры 34-013. Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м.

3. При проектировании взрывных работ в веере следует не заряжать крайнюю скважину, пробуренную на границе с дайкой. Эта незаряженная скважина будет использоваться в качестве контурной для четкого оконтуривания стенки камеры, а также снижать сейсмическое воздействие взрыва на борт карьера.

4. Учитывая значительное фронтальное действие взрыва, с торца камеры, на примыкании к закладочному массиву камеры 30-010, следует не заряжать разбуренный веер № 8. Этот оставленный рудный целик в торце камеры будет служить временной подпорной стенкой. Отслоение этого подпорного целика в пространство опытной камеры можно ожидать на завершающей стадии отгрузки руды.

Потери и разубоживание руды

Расчеты потерь и разубоживания руды для открытой камеры (прирезки) произведены по программе для расчета нормативных потерь и разубоживания руды для условий Учалинского подземного рудника.

Расчётные потери и разубоживание руды при отработке запасов камеры 30-012 составляют 7,2% и 7,5% соответственно.

Проветривание камеры (прирезки)

Проветривание очистных выработок осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, устанавливаемого на гор 300 м на свежей воздушной струе. Свежий воздух по вентиляционному рукаву поступает в вентиляционный орт

30-014 и буровой штрек 30-012. Отработанный воздух выбрасывается в карьерное пространство.

ЭТАП 2 – выемка горной массы из зоны обрушения камеры 34-013

Положение горных работ перед выемкой запасов

Как уже было отмечено выше зона обрушения камеры 34-013 представляет собой формацию, состоящую из руды и вмещающих пород, проинъецированную закладочной смесью и дополнительно спечённую между собой за счёт процессов химического разогрева при реакции сульфидных руд.

Обследование массива, слагающего зону обрушения камеры 34-013, показало, что доля рудной его составляющей довольно значительна (вскрытая стенка массива зоны обрушения на 40–60% сложена рудными бутами с высоким содержанием цинка). Среднее содержание полезных компонентов по результатам опробования в данной горной массе составляет порядка $Cu = 2,5\%$, $Zn = 4,0\%$.

Высокое содержание цинка в рудных бутах, в зоне обрушения обеспечивает экономическую эффективность и целесообразность выемки горной массы из зоны обрушения. Положение горных работ на участке выемки прибортовых запасов в подэтаже 260–300 метров перед отгрузкой руды из зоны обрушения камеры 34-012 представлено на рисунке 3.5.9.



Рис. 3.5.9. Положение горных работ на участке перед выемкой руды из зоны обрушения камеры 34-013 (октябрь 2011 г.)

Вид горной массы в зоне обрушения камеры 34-013 представлен на рисунке 3.5.10.



Рис. 3.5.10. Вид горной массы в зоне обрушения камеры 34-013

Ориентировочный объём рудной массы в зоне обрушения камеры 34-013 составляет порядка 11 тыс. тонн.

Технология выемки горной массы

Учитывая непрогнозируемую однородность и крепость горной массы, расположенной в зоне обрушения (средняя её прочность по результатам разведочного бурения может оцениваться в 2,5 МПа) проведение буровой выработки в пределах зоны обрушения камеры 34-013 для отбойки горной массы могла вызвать вывалы из её кровли и стенок, потребовалось бы усиленное крепление, а также создавало повышенную опасность для персонала и оборудования.

В связи с этим выемку горной массы из зоны обрушения камеры 34-013 была запланирована с помощью механической «разборки» зоны обрушения.

Непосредственно механическую разборку горной массы из зоны обрушения с учётом размеров применяемого оборудования (карьерные гидравлические экскаваторы и сочленённые автосамосвалы) было запланировано производить с поверхности породного отвала, создаваемого на участке. Выемка горной массы осуществлялась в нисходящем порядке с разделением на выемочные уступы высотой порядка 4-х метров.

Перед началом разборки горной массы осуществляется пригрузка обрабатываемого участка до отметки +270 метров. Общая высота породного отвала на участке зоны обрушения составила около 30 метров (рисунок 3.5.11).

Затем осуществляется поэтапная уборка породы и механическая разборка горной массы из зоны обрушения в нисходящем порядке (рисунки 3.5.12–3.5.17).

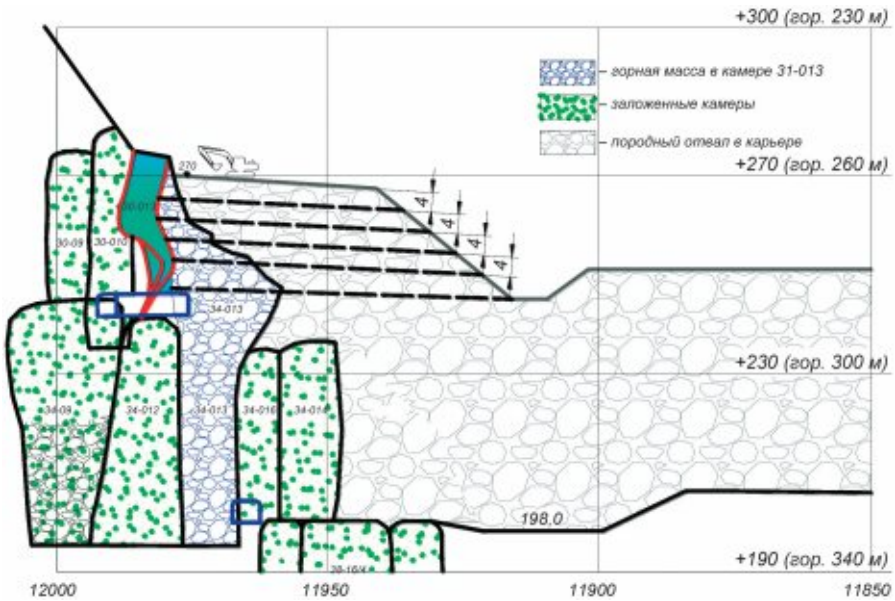


Рис. 3.5.11. 1-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

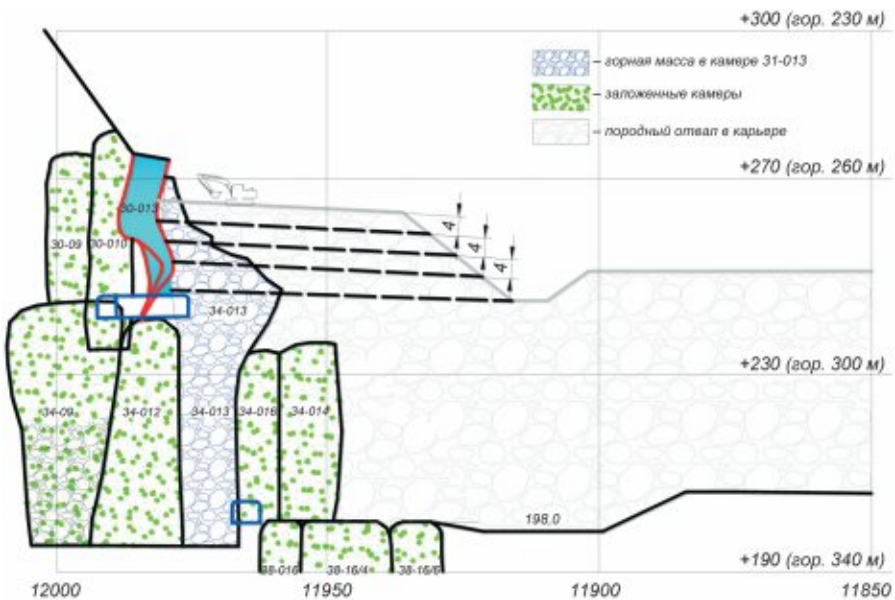


Рис. 3.5.12. 2-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

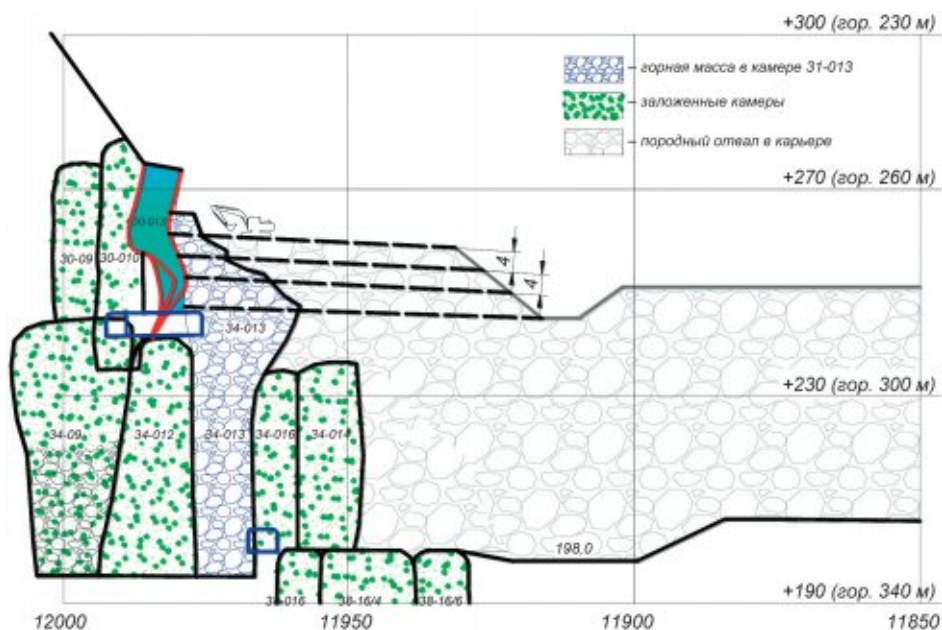


Рис. 3.5.13. 3-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

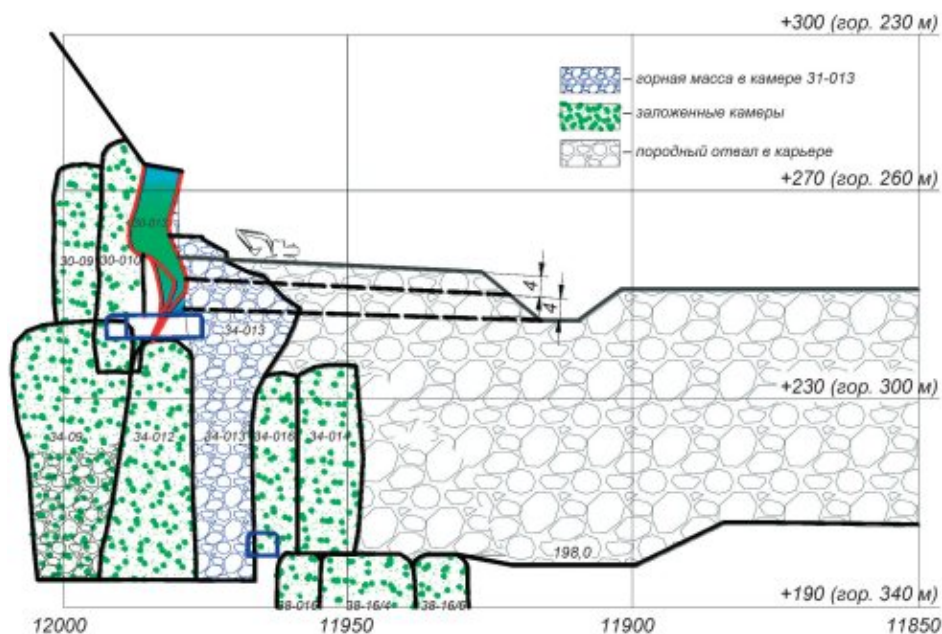


Рис. 3.5.14. 4-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

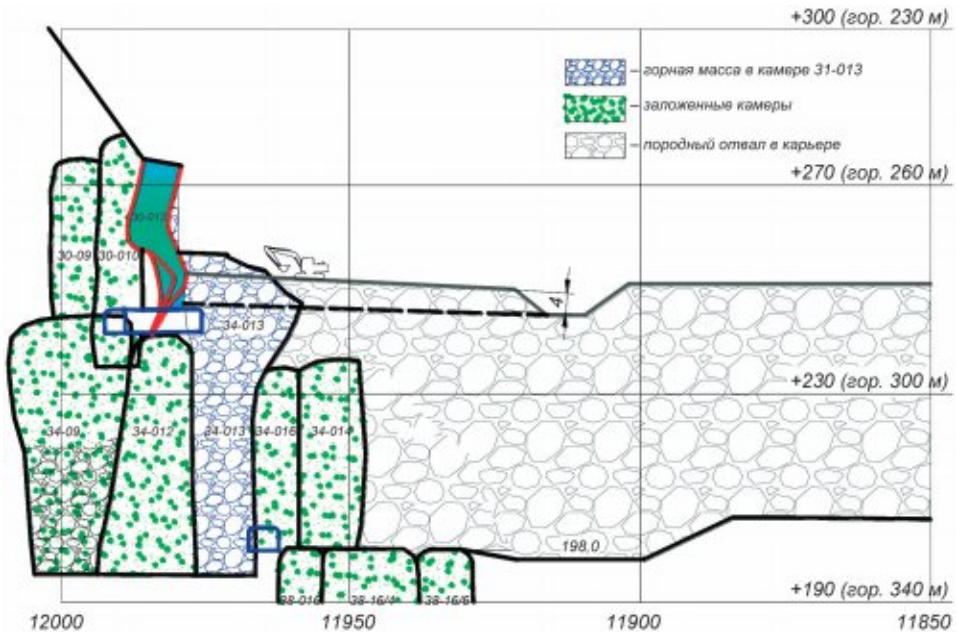


Рис. 3.5.15. 5-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

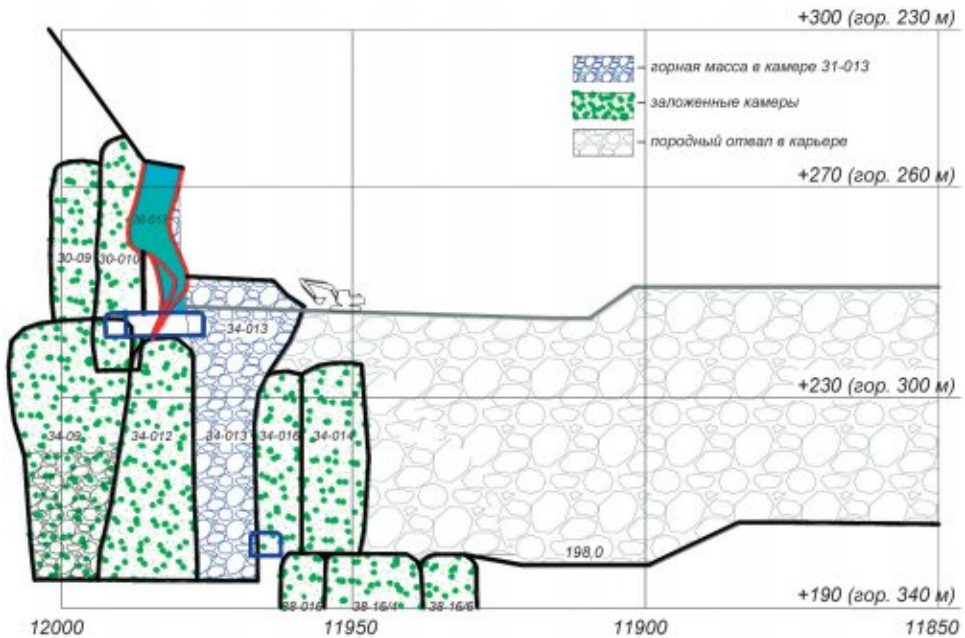


Рис. 3.5.16. 6-й этап выемки горной массы из зоны обрушения

Мероприятия по обеспечению безопасности горных работ при механической разборке горной массы в обрушения камеры 34-013

Для обеспечения безопасности горных работ по механической разборке горной массы в зоне обрушения камеры 34-013 был разработан ряд мероприятий:

- Селективная отгрузка руды и породы камеры осуществляется с помощью ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления «Торотел» из карьерного пространства с подъездом по временному внутреннему отвалу.
- Отгрузка руды может так же осуществляться с помощью карьерных гидравлических экскаваторов с обратной лопатой типа VOLVO EC 700B или CATERPILLAR 365 CL, а так же экскаваторами с прямой лопатой типа ЭКГ-4,6, имеющимся на руднике.
- Для безопасной работы экскаваторов между откосом зоны обрушения и местом стояния экскаватора оформляется так называемый приямок для улавливания возможных осыпей горной массы из зоны обрушения.
- При отгрузке горной массы из зоны обрушения камеры 34-013 и при последующей отгрузке оставшихся запасов камеры 30-012 горнорабочим и ИТР запрещается вход в очистное пространство камеры 30-012 и подход к зоне обрушения (очистным пространством камеры 30-012 считать 20-ти метровую зону, прилегающую к зоне обрушения).
- В случае активизации неконтролируемого массового обрушения участка борта в районе зоны обрушения все горные работы на участке останавливаются. Производится комиссионный осмотр камеры с участием представителей ОАО «Уралмеханобр» и УПР (ОАО «УГОК»). Принимается решение о возможности дальнейшей отработки, при необходимости разрабатываются соответствующие мероприятия по локализации последствий.
- Отгрузку горной массы производить только в светлое время суток, при отсутствии осадков, вызывающих камнепады с бортов карьера.
- Во время выемки горной массы осуществлять визуальный, а если есть необходимость, и инструментальный контроль за горными работами.

ЭТАП-3 – отработка запасов руды в камере 30-013

Положение горных работ в подэтаже 260–300 метров в перед началом отработки камеры 30-013

После выемки горной массы из зоны обрушения камеры 34-013 появилась возможность отработать камеру 30-013. Данная камера имела незначительные размеры и в общем виде форма камеры представляла собой наклонный параллелепипед. Размеры его основания по горизонту 300 метров составляют порядка 15×15 метров. Высота камеры в наивысшей её точке составляет порядка 30 метров.

Расположение опытной камеры и положение горных работ после отгрузки горной массы из зоны обрушения камеры 34-013 представлено на рисунках 3.5.17 и 3.5.18.

Расчет устойчивости вертикального обнажения закладочного массива, прилегающего к камере 30-013

Для безопасной отработки опытной камеры оценивается устойчивость примыкающего к ней закладочного массива камеры 30-010.



Рис. 3.5.17. Положение горных работ на участке перед отработкой запасов камеры 30-013 (январь 2012 г.). Красным прямоугольником показан контур камеры 30-013, белым – зона в которой была произведена отгрузка горной массы из зоны обрушения камеры 34-013

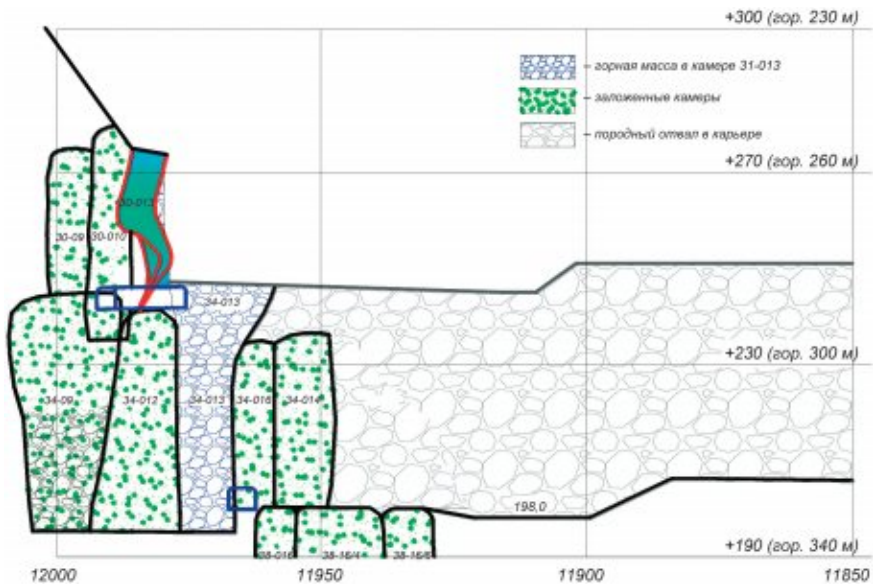


Рис. 3.5.18. Положение горных работ в подэтаже 260–300 метров после окончания выемки горной массы из зоны обрушения камеры 34-013. С южной стороны камера ограничена пространством карьера. С северной стороны – отработанной и заложеной камерной 30-010

Расчет величин вертикальных обнажений (высоту камер) произведен по формуле, приведенной в главе 2. п. 5 и представлены выше в таблице 3.5.3.

Анализ результатов расчетов показывает, что при отработке камеры 30-013 в проектных параметрах (на высоту порядка 28–30 метров) обеспечивается устойчивость закладочного массива камеры 30-010.

Однако на устойчивость закладочного массива при отбойке руды неизбежно будет оказывать влияние сейсмическое воздействие. Это может вызвать частичную потерю устойчивости закладочного массива в ближней к рудному массиву зоне. Для снижения вредного воздействия сейсмических колебаний были рассчитаны безопасные или наиболее щадящие параметры взрывания (смотри ниже).

Технология отработки камеры 30-012

Отработка запасов камеры 30-012 осуществляется открытой камерой (прирезкой) расположенной непосредственно на границе с пространством карьера.

Система разработки и её конструктивное оформление.

Применяемый вариант системы разработки включает в себя следующие конструктивные элементы:

- погрузочный штрек 17/1, пройденный на горизонте 300 метров;
- рассечка камеры 30 – 013 по почве камеры.

Днище в камере – плоское.

Конструктивное оформление камеры представлено на рисунках 3.5.19, 3.5.20 и 3.5.21.

Подготовительно-нарезные работы

Почва камеры располагается на уровне гор. 300 метров. Для разбуривания запасов опытной камеры проходится рассечка камеры 30-013. В качестве доставочной выработки используется существующий погрузочный штрек 17/1, который непосредственно примыкает к опытной камере.

Технология очистной выемки

Очистная выемка в опытной камере заключается в отбойке запасов на пространство карьера. Обуривание камеры производится восходящими веерами скважинам диаметром 89 мм из рассечки камеры 30-013 на горизонте 300 метров. Разбуривание производится буровыми установками «СОЛЮ» по типовому проекту, разработанному на руднике.

Отбойка запасов камеры – одностадийная (за один массовый взрыв).

Отгрузка руды из камеры может осуществляться как через погрузочный штрек 17/1 (из подземных выработок), так и непосредственно из карьера с поверхности породного отвала.

Отгрузка рудной массы осуществляется с помощью ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления из карьерного пространства с подъездом по породному отвалу.

Отгрузка руды может так же осуществляться с помощью карьерных гидравлических экскаваторов с обратной лопатой типа VOLVO или CATERPILLAR. Для безопасной работы экскаваторов между северной стенкой камеры (закладочным массивом

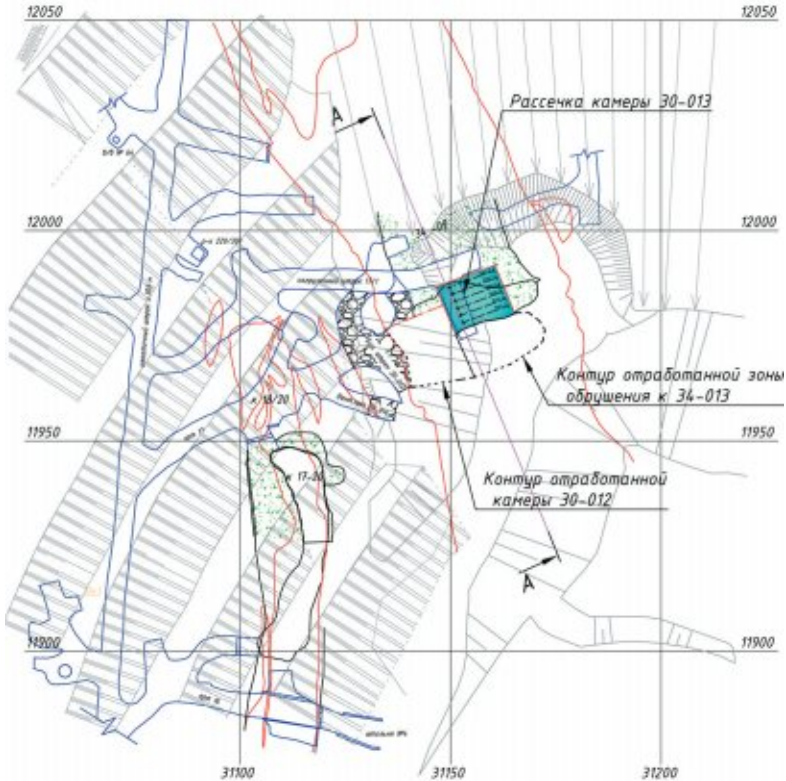


Рис. 3.5.19. Совмещённый план карьера и горизонта 300 метров

камеры 30-010) и местом стояния экскаватора оформляется так называемый приямок для улавливания возможных осыпей горной массы.

Буровзрывные работы

Разбуривание запасов камеры осуществляется 6-ю веерами восходящих взрывных скважин с типовыми для рудника параметрами БВР. Взрывные работы планируется вести с учётом рекомендаций по параметрам БВР, представленным ниже.

Параметры буровзрывных работ при очистной выемке представлены в таблице 3.5.7.

Таблица 3.5.7. Параметры БВР при отработке запасов камеры 30-013

Наименование	d, м	W, м	q, кг/м ³	Усредненные размеры отбиваемого слоя руды		Общая масса заряда в веере Q, кг
				B, м	H, м	
Веер	0,089	1,8	1,4	14	28	990

Заряжание скважин – с помощью зарядных агрегатов, имеющихся на руднике.

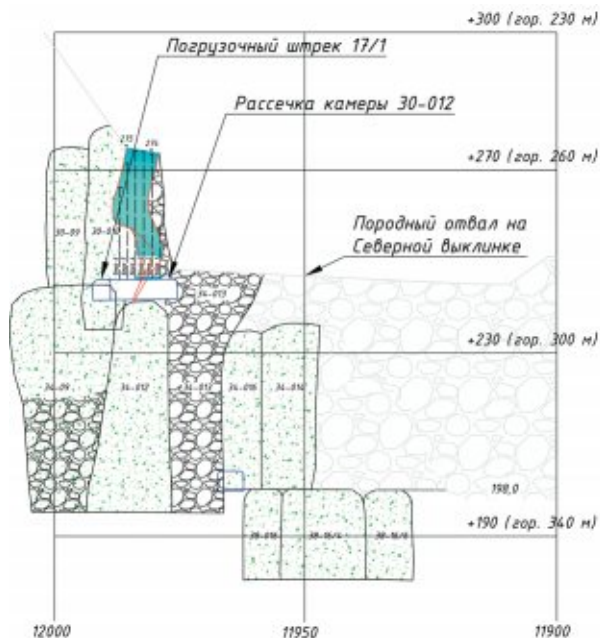


Рис. 3.5.20. Разрез А – А

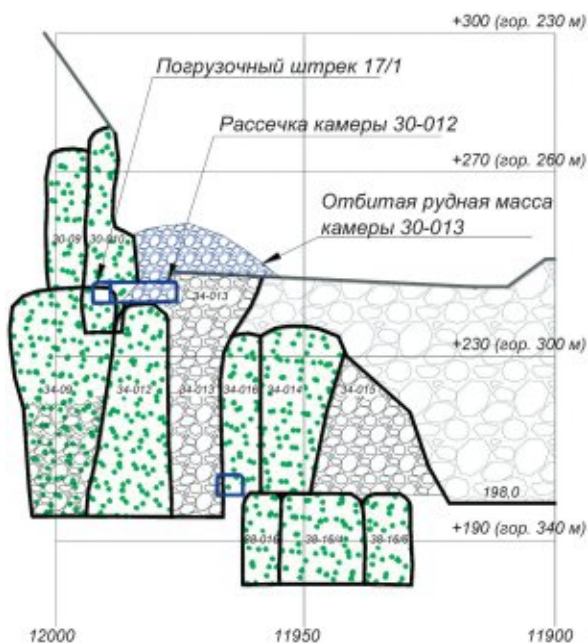


Рис. 3.5.21. Разрез А – А А (положение после отбойки запасов)

Оценка влияния взрывных работ на массивы руды и пород, прилегающих к камере 30-013

В качестве охраняемого объекта при оценке влияния взрывных работ рассматривался прилегающие к камере закладочный массив камеры 30-010 (фронтальное действие взрыва).

За критерии оценки влияния взрывных работ на охраняемый объект приняты: радиусы зон дробления и трещинообразования.

Радиусы зон разрушения и деформаций, определяются в различных плоскостях действия взрыва (глава 2. п. 7).

Расчётные радиусы зон дробления и трещинообразования при различной массе ВВ в группе представлены в таблице 3.5.8.

Таблица 3.5.8. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при отработке камеры 30-013.

Направление действия взрыва веера	Масса ВВ в группе, кг					
	990		495		330	
	Г _{др} , М	Г _{тр} , М	Г _{др} , М	Г _{тр} , М	Г _{др} , М	Г _{тр} , М
фронтальное	2,2	6,6	1,2	4,2	0,8	3

Выводы и рекомендации по ведению взрывных работ при отработке запасов камеры 30-013

При отработке запасов камеры 30-013 взрывание вееров 5 и 6 производить с разделением на три ступени замедления, веера 1÷4 допускается взрывать с поперечным замедлением (схема расположения вееров представлена на рисунке 3.5.19).

Потери и разубоживание руды

При отработке прибортовых запасов камеры 30-013 применяется система разработки с камерной выемкой. Расчеты потерь и разубоживания руды для открытой камеры (прирезки) произведены по программе для расчета нормативных потерь и разубоживания руды для условий Учалинского подземного рудника.

Расчётные потери и разубоживание руды для отработки запасов камеры 30-013 составляют 6,7% и 8,5% соответственно.

Проветривание камеры (прирезки) 30-013

Проветривание очистных выработок осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, устанавливаемого на гор 300 м на свежей воздушной струе. Свежий воздух по вентиляционному рукаву поступают в существующий в погрузочный штрек 17/1 и далее в рассечку камеры 30-017.

Формирование пригрузки борта карьера в подэтаже 260–300 метров по окончании отработки камеры 30-013

Расчёты устойчивости борта карьера при выемке прибортовых запасов Северной выклинки Учалинского месторождения показывают, что выемка запасов открытыми

камерами возможна только с использованием временной устойчивости участков борта, то есть при обработке руды открытыми камерами безусловная устойчивость борта карьера, а соответственно безопасность ведения горных работ обеспечивается лишь на ограниченное время (от нескольких месяцев до года). По окончании горных работ участок борта, на котором осуществлена выемка запасов прибортового целика открытыми камерами должен обязательно пригружаться породами.

Для сохранения долговременной устойчивости борта карьера после окончания обработки запасов камеры (прирезки) 30-013 осуществляется пригрузка борта карьера породами от разноса юго-восточного борта карьера (смотри ниже рисунок 3.5.22). Объем пригрузки составит около 40 000 м³.



Рис. 3.5.22. Положение горных работ после обратной пригрузки борта карьера породой

Породная пригрузка участка борта на Северной выклинке в подэтаже 260–300 метров осуществляется до отметки +270 метров.

Работы по пригрузке будут осуществляться по проекту, разрабатываемому производителем работ с указанием порядка ведения работ, определением схемы автомобильных дорог, типов применяемого транспортного оборудования, разработкой мер безопасности и др. вопросов.

Анализ фактического положения горных работ при обработке запасов опытного участка Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров

Запасы опытного участка Северной выклинки Учалинского карьера были успешно отработаны в течение 2011–2012 годов.

Фактическое состояние горных работ в большинстве случаев подтвердило правильность принятых при проектировании технологических решений. Предлагается краткий отчёт по опытным работам.

По ходу ведения горных работ на Северной выclinке в отметках 260–300 метров, а так же по окончании каждого этапа совместной комиссией в составе технического руководства рудника и специалистов ОАО «Уралмеханобр» производился анализ:

- состояния горных работ на участке;
- устойчивости борта карьера на участке Северной выclinки;
- состояния рудного массива и прилегающих пород и др.

ЭТАП-1.

Отбойка руды камеры 30-012 была произведена летом 2011 года. Параметры разбуривания запасов и взрывных работ были приняты с учётом всех ограничений, определённых в методике ОПИ.

После отбойки руды произошло локальное крупноблочное обрушение массива дайки габбро-диабазов, расположенного на западной границе камеры. Обрушенные породы дайки сверху накрыли отбитую руду. Зона обрушения камеры 30-012 осталась в устойчивом состоянии (каких-либо обрушений визуальными наблюдениями не отмечено).

Положение на участке после отбойки запасов камеры 30-012 представлено на рис. 3.5.23. Район расположения опытной камеры 30-011 показан кружком.



Рис. 3.5.23. Положение горных работ на участке после отбойки запасов камеры 30-012

На рис. 3.5.23. красным овалом показан контур камеры 30-012, белой трапецией выделены отслоившиеся с борта карьера породы, жёлтыми стрелками показано место отслоения пород.

Сложившаяся технологическая ситуация опровергает теоретические расчёты устойчивости прикамерных массивов, произведённые в методике ОПИ при обосновании технологии выемки запасов камеры.

Визуальные наблюдения участка обрушения показали, что скалывание массивов дайки произошло по старым, давно существовавшим трещинам, образовавшимся, по всей видимости, при ведении взрывных работ в карьере. Отмечается чётко выраженная окисленность пород дайки (рыжий цвет) по плоскостям трещин (рис. 3.5.23).

Оценить эту дополнительную трещиноватость повлиявшую на устойчивость массива дайки на стадии проектирования технологии отработки камеры 30-012 не представлялось возможным.

Произошедшее локальное крупноблочное обрушение прилегающих к камере 30-012 пород дайки не повлияло на устойчивость борта в целом и капитального съезда в частности.

Отгрузка отбитой руды из опытной камеры 30-012 осуществлялась как из горных выработок, так и из пространства карьера непосредственно с площадки породного отвала (рис. 3.5.24 и 3.5.25). Такая организация отгрузки руды и применение машин, оборудованных системой дистанционного управления, позволили безопасно осуществить раздельную отгрузку руды и породы и исключить сверхнормативное разубоживание руды. Из камеры 30-012 было добыто 23 300 тонн руды.

ЭТАП-2.

Фактический объём добычи руды при механической разборке горной массы в зоне обрушения камеры 34-013 составил более 37 тыс. тонн. Отгрузка осуществлялась с помощью экскаватора ЭКГ-5 (рис. 3.5.26).

При отгрузке горной массы из зоны обрушения все прилегающие массивы руды, закладки и борта карьера остались в устойчивом состоянии. Обрушения или отслоения пород не зафиксировано.

ЭТАП-3.

По окончании отгрузки горной массы из зоны обрушения камеры 34-013 осуществлялась выемка запасов камеры 30-013.

При её отбойке и отгрузке горной массы из зоны обрушения все прилегающие массивы пород и борта карьера остались в устойчивом состоянии. Обрушения или отслоения пород не зафиксировано.

Объём добычи руды из камеры 30-013 составил около 30 тыс. тонн.

Положение горных работ представлено на рис. 3.5.27 и 3.5.28. Белым прямоугольником показан закладочный массив камеры 30-010, обнажённый после отбойки камеры 30-013.

Всего в ходе отработки запасов участка Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров по этапам № 1, № 2 и № 3 было добыто около 80 тыс. тонн руды. Горные работы

показали правильность принятых в методике ОПИ технических решений, направленных на обеспечение наиболее полной выемки руды и безопасности технологических процессов при выемке запасов руды.



Рис. 3.5.24 и 3.5.25. Отгрузка руды из камеры 30-012 с помощью ПДМ Caterpillar R2900, оборудованной системой дистанционного управления



Рис. 3.5.26. Отгрузка руды из зоны обрушения камеры 34-013 (этап № 2)

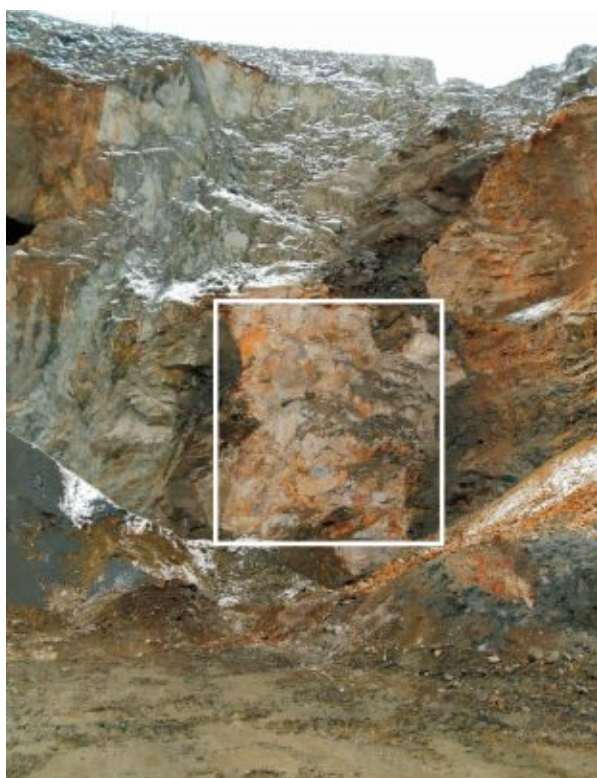


Рис. 3.5.27 и 3.5.28. Положение горных работ на участке Северной выклинки после отбойки и полной отгрузки руды камеры 30-013 (март 2012 г.)

3.6. Опытные-промышленные испытания технологии обработки запасов рудного тела №20 в подэтаже 260/300 м Учалинского месторождения

(ОАО «Учалинский ГОК», Учалинский рудник, 2012 год)

Оставшиеся к обработке запасы рудного тела № 20 в подэтаже 260–300 метров располагаются в прикарьерной зоне в непосредственной близости от участка Северной выемки месторождения.

Для исключения потерь руды в прибортовых запасах принято решение обработать прикарьерные запасы рудного тела № 20, состоящие из выемочных камер 30-19/20 и 30-18/20.

Специалистам ОАО «Уралмеханобр» было поручено разработать методику опытно-промышленных испытаний технологии обработки ОПИ прикарьерных запасов рудного тела № 20 [35].

Горные работы проводились силами Учалинского подземного рудника в соответствии с рабочими проектами, разработанными на руднике.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытно-промышленных испытаний технологии обработки запасов рудного тела № 20 в подэтаже 260–300 метров Учалинского месторождения

В разработанной методике для опытно-промышленных испытаний определялась последовательность и технология выемки запасов проектируемого участка рудного тела № 20, обеспечивающая безопасную технологическую и геомеханическую обстановку.

Цель опытно-промышленных испытаний

Целью проводимых испытаний являлась разработка технологических решений и их проверка в производственных условиях с целью обеспечения безопасной и эффективной обработки запасов рудного тела № 20 в подэтаже 260–300 метров (выемочные камеры 30-19/20 и 30-18/20).

Для достижения поставленной цели при обработке камеры решался следующий комплекс вопросов:

- выбор и обоснование порядка обработки запасов опытного участка;
- исследование основных технологических процессов очистной выемки при обработке запасов;
- оценка состояния устойчивости массивов руды, вмещающих пород и участка борта карьера при обработке запасов.

Существующее положение горных работ

Рудное тело № 20 в целом представляет собой маломощную крутопадающую линзу, залегающую согласно основному рудному телу и отделённую от него породным

прослоем незначительной мощности. Расстояние от основного рудного тела не превышает 25–30 метров. Средняя мощность рудного тела в подэтаже 260–300 метров порядка 12–15 метров. Учитывая такие условия залегания и мощность рудного тела, камеры располагаются по простиранию рудного тела, то есть вдоль борта карьера.

Относительно борта карьера рудное тело № 20 в подэтаже 260–300 метров располагается следующим образом:

- Северный фланг за счёт кривизны борта карьера располагается в глубине борта (на расстоянии порядка 40–45 метров);
- на Центральной части рудного тела расстояние от борта карьера уменьшается с 20 до 10 метров;
- на Южном фланге расстояние от рудного тела до борта карьера сокращается с 10 до 0 метров, и рудное тело выходит в карьерное пространство.

К опытному участку рудного тела № 20 (к камере 30-19/20) с южной стороны приоткрывает открытое очистное пространство отработанной камеры 30-17/20. Отгрузка руды из данной камеры была завершена зимой 2011 года. На стадии составления методики ОПИ было принято решение очистное пространство данной камеры не закладывать. Расстояние камеры от борта карьера от 10 до 20 метров на южном и северном её торцах соответственно.

По окончании выемки руды в камере 34-17/20 борт карьера в районе отработанной камеры 30 – 17/20 находился в устойчивом состоянии.

Положение борта карьера после отработки камеры представлено на рис. 3.6.1.

В 2012 году техническое руководство ОАО «Учалинский ГОК» было принято решение произвести выемку прикарьерных запасов рудного тела № 20 в зоне непосредственного выхода рудного тела в карьерное пространство (с южной стороны отработанной камеры 30-17/20). Выемка руды осуществлялась летом 2012 года из карьерного пространства с помощью оборудования для открытых и подземных горных работ. В районе данного участка вдоль борта карьера была пройдена наклонная траншея, из которой осуществлялось разбуривание, отбойка и отгрузка отбитой руды.

Положение горных работ и борта карьера на момент отработки прикарьерного участка рудного тела № 20 представлено на рис. 3.6.2.

На рисунке 3.6.3 красным прямоугольником показано выработанное пространство камеры 30-17/20, заполненное породами, после окончания выемки прикарьерной части рудного тела № 20 (вид со стороны карьера). Стрелками показан породный отвал, созданный вдоль северо-западного борта карьера и пригружающий борт на участке расположения камер 30-19/20 и 30-18/20.

По окончании отработки прикарьерной части рудного тела № 20 открытые горные работы соединились с выработанным пространством камеры 30-17/20. После этого произошло незначительное по объёму локальное отслоение пород кровли на участке соединения выработанного пространства камеры 30-17/20 с карьером. Южная часть очистного пространства данной камеры частично заполнилась отслоившимися породами.

Состояние очистного пространства камеры 30-17/20 со стороны подводящих подземных выработок можно видеть на рис. 3.6.4.

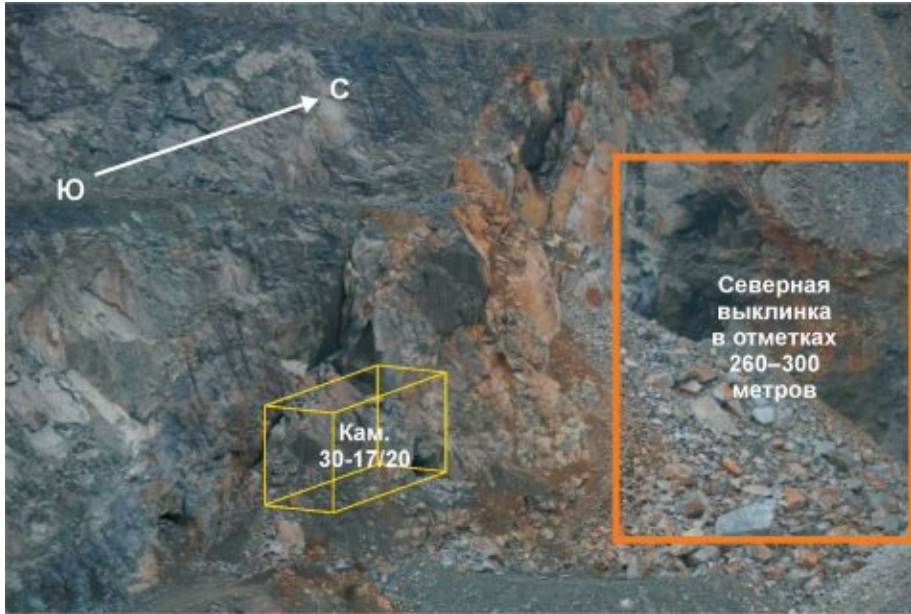


Рис. 3.6.1. Положение горных работ на участке рудного тела № 20 и Северной выклинки на март 2011 года (по окончании выемки запасов камеры 30-17/20)



Рис. 3.6.2. Положение горных работ и борта карьера на момент отработки прикарьерного участка рудного тела № 20



Рис. 3.6.3. Выработанное пространство камеры 30-17/20, заполненное породами, после окончания выемки прикарьерной части рудного тела № 20 (вид со стороны карьера)



Рис. 3.6.4. Состояние очистного пространства камеры 30-17/20 со стороны подводящих подземных выработок (при подходе с северного фланга камеры)

За исключением указанных выше локальных отслоений вмещающих пород в районе кровли очистного пространства камеры 30 – 17/20 западный борт на участке рудного тела № 20 находился в устойчивом состоянии. Никаких деформаций транспортного наклонного съезда в карьере, находящихся над данным участком также не отмечено.

Взаимное расположение опытных камер, очистного пространства отработанной камеры 30-17/20, участка открытых работ по выемке прикарьерной части рудного тела № 20, а так же состояние нижних уступов борта карьера в районе опытного участка представлено на рис. 3.6.5.

Анализ представленных рисунков показывает, что выработанное пространство камеры 30-17/20 частично заполнено отслоившимися из её кровли породами. Вместе с тем в камере 30-17/20 имеет место наличие свободного выработанного пространства. Объём данного выработанного пространства позволяет использовать его в качестве компенсации при отбойке руды на опытном участке (в камере 30-19/20). Конфигурация породного навала позволит исключить разброс отбиваемой руды по выработанному пространству камеры 30-17/20 (рудная масса под действием собственного веса будет скатываться по нему непосредственно к выпускным выработкам).



Рис. 3.6.5. Взаимное расположение опытных камер и участка открытых работ по выемке прикарьерной части рудного тела № 20

Оценка устойчивости подрабатываемого северо-западного борта Учалинского карьера

Планируемые к отработке камеры 30-19/20 и 30-18/20 располагаются внутри северо-западного борта Учалинского карьера в отметках горизонтов 260–300 м.

Оценка устойчивости подрабатываемого борта выполнялась на основе графических материалов предоставленных ОАО «Учалинский ГОК»: планы и геологические разрезы.

Положение камер в горизонтальной плоскости вынесено на план карьера (рис. 3.6.6) Положение камер на расчетных разрезах определялось с плана.

Для расчета устойчивости использованы три разреза А – А, Б – Б и В – В, ориентированных как вдоль, так и поперек камер, а также субперпендикулярно простиранию борта карьера. Расчетные разрезы представлены на рис. 3.6.7, 3.6.8 и 3.6.9.

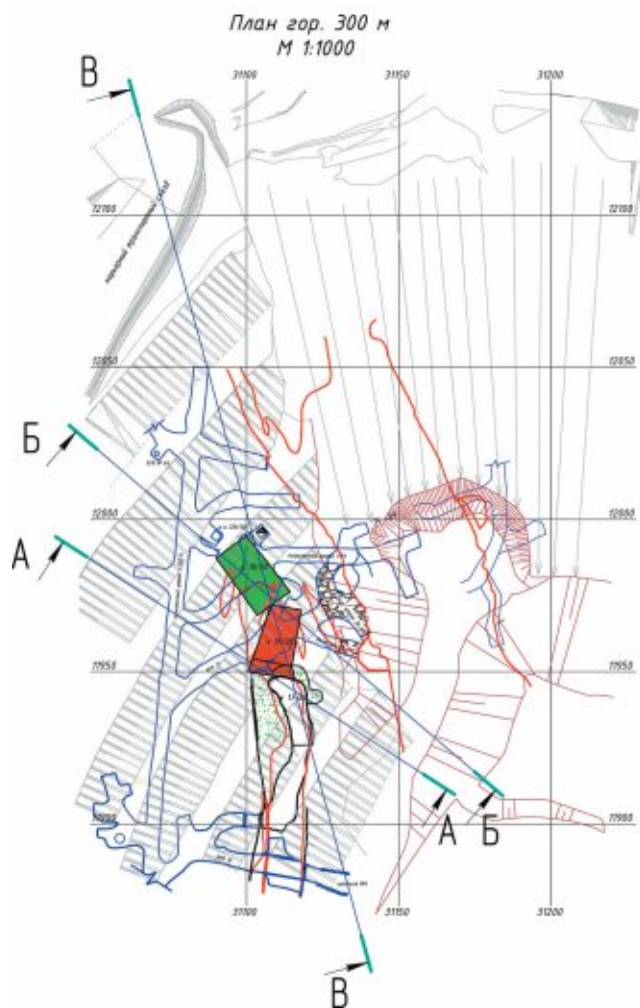


Рис. 3.6.6. План северного участка Учалинского карьер

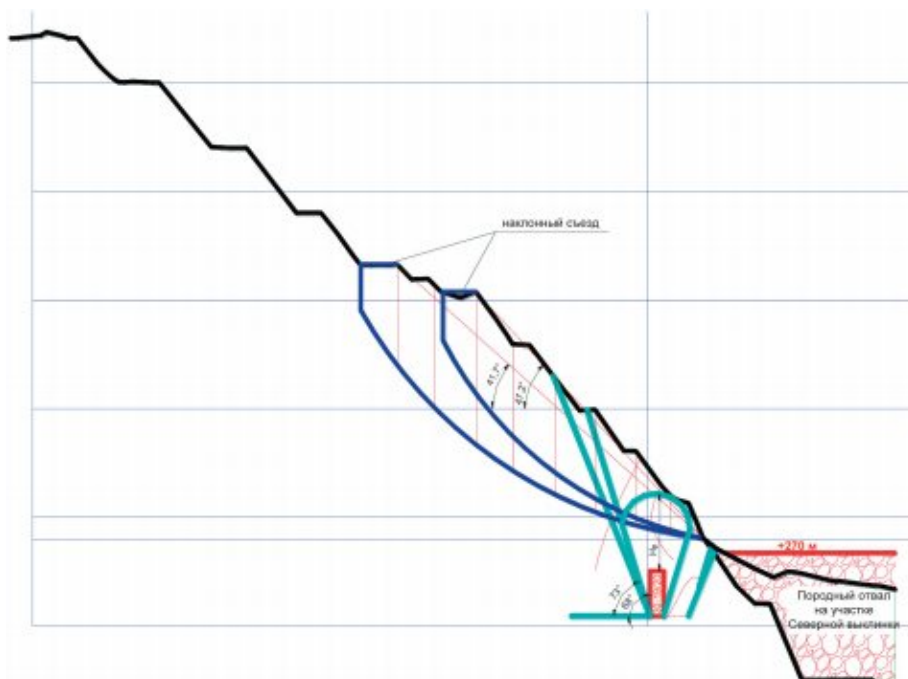


Рис. 3.6.7. Разрез А – А

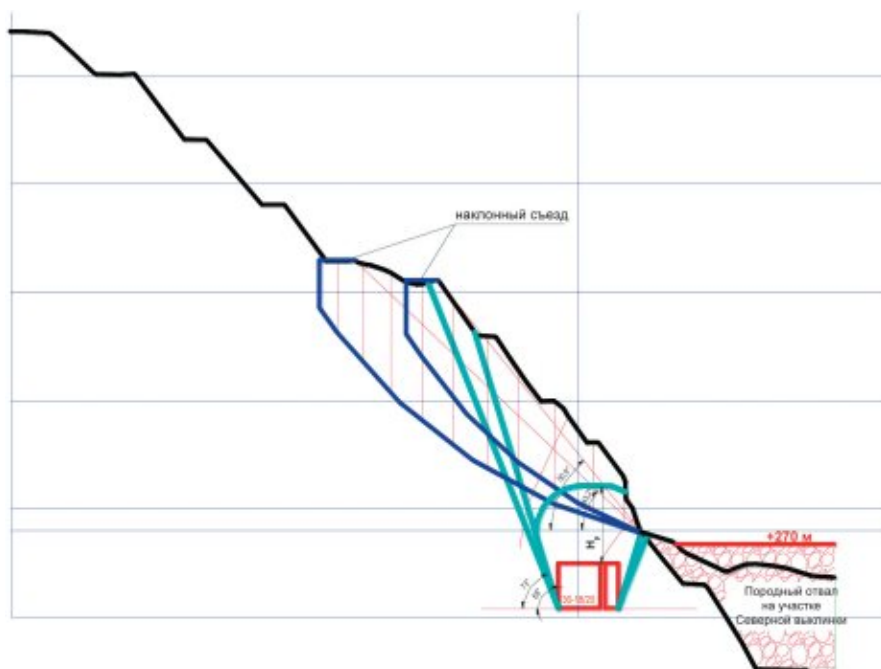


Рис. 3.6.8. Разрез Б – Б

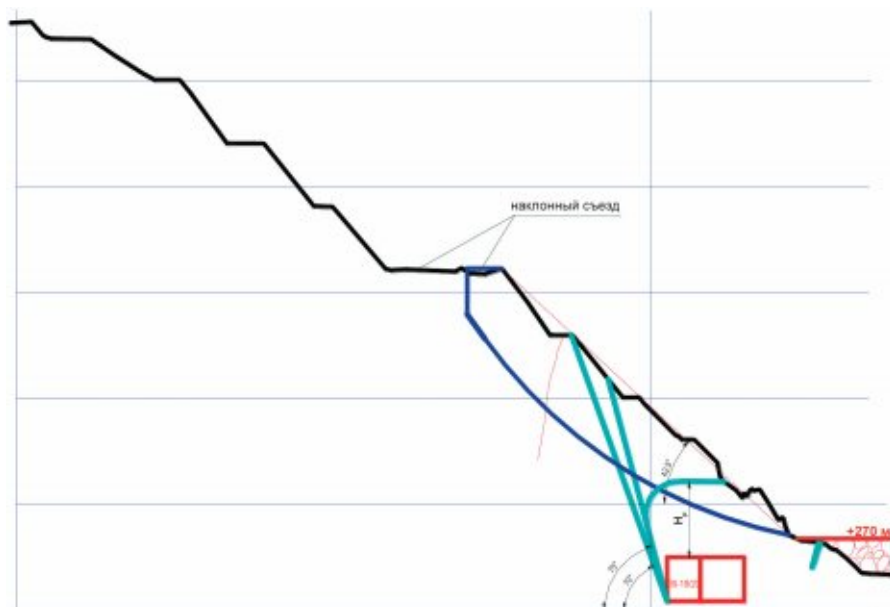


Рис. 3.6.9. Разрез В – В

Исходные физико-механические характеристики пород и руд приведены в таблице 3.6.1.

Таблица 3.6.1. Физико-механические характеристики пород и руд.

Наименование пород	γ , т/м ³	ϕ , град	C_m , т/м ²
Миндалекаменные базальтовые порфириты	2,84	35	56,93
Риолиты	2,68	30	51,23
Габбро-диабазов	2,91	34	57,01
Туфобрекчии	2,79	33	54,38
Закладочный материал	2,1	20	32,5
Руда	4,7	38	71,58

Для учета влияния подземной отработки на состояние устойчивости подрабатываемого борта карьера сцепление в затронутом зоной сдвижения массиве уменьшалось в 1,5 раза согласно работам Д.М. Казикаева, Г.И. Черного. Зона сдвижения в массиве ограничивается линиями, проведенными под углами сдвижения, принимаемыми для Учалинского месторождения вкрест простирания и по простиранию соответственно $\beta = 65^\circ$, $\delta = 70^\circ$. Разрезы А – А и Б – Б расположены диагонально, поэтому величину угла сдвижения принимаем равной 68° , а по разрезу В – В, ориентированному субпараллельно простиранию – 70° .

В случае самообрушения налегающей толщи над отработанными камерами сцепление пород в зоне обрушения принимается равным нулю. Границы этой зоны устанавливаются по линиям, проведенным под углами разрывов. Согласно «Временным

правилам...» (раздел 2. п. 5) значения углов разрывов могут ориентировочно определяться увеличением углов сдвигения на 5° , и в рассматриваемом случае составит соответственно 73° по разрезам А – А и Б – Б и 75° по разрезу В – В.

Оценка устойчивости борта в соответствии с рекомендациями института ВНИМИ (раздел 2. п. 5) выполнялась методом алгебраического сложения сил.

Расчет устойчивости проводился для участка борта от верха внутреннего отвала, отсыпанного до отметки +270 метров, до наклонного транспортного съезда для следующих условий:

- **расчёт 1** – оценка фактического состояния борта;
- **расчёт 2** – оценка снижения сцепления пород на подрабатываемом участке прибортового массива при условии сохранения устойчивости очистного пространства отработанных камер и последующей их закладки;
- **расчёт 3** – оценка снижения сцепления пород вплоть до полной потери сцепления в зоне сдвигения (в случае самообрушения камер до их закладки).

Результаты оценки приведены в таблице 3.6.2.

Таблица 3.6.2. Результаты оценки устойчивости борта карьера.

Проведенный расчет показывает, что оцениваемый участок северо-западного борта

Разрез	Высотные отметки, м Высота откоса Н, м	Угол откоса α , градус	Коэффициент запаса устойчивости n		
			фактическое положение (расчёт 1)	подработка борта	
				расчёт 2	расчёт 3
А – А	$\frac{429,6 \div 278,0}{151,6}$	41,7	1,88	1,82	1,72
	$\frac{414,4 \div 278,0}{136,4}$	47,2	1,93	1,83	1,65
Б – Б	$\frac{427,4 \div 276,0}{151,4}$	43,2	1,81	1,71	1,54
	$\frac{416,3 \div 276,0}{140,3}$	50,9	1,79	1,60	1,29
В – В	$\frac{423,1 \div 272,0}{151,1}$	42,5	2,08	1,90	1,59

карьера в существующем на момент проектирования положении находится в устойчивом состоянии, обладая коэффициентом запаса устойчивости $n = 1,79-2,08$.

Подработка борта рассматриваемыми камерами приведет к снижению устойчивости откосов, которая в целом останется выше нормативной величины $n_n \geq 1,3$. Исключение составляет разрез Б – Б, где в случае полной потери сцепления по поверхности скольжения в пределах зоны сдвигения (при самообрушении кровли отработанных камер коэффициент запаса снижается до 1,29).

То есть состояние устойчивости трассы транспортного съезда после выемки запасов рассматриваемых камер будет удовлетворительным.

Также выполнено построение вероятной зоны обрушения, которая может развиваться в случае обрушения полностью отработанных и не заложенных камер.

Расчет высоты зоны обрушения H_p проводился в соответствии с «Правилами охраны...» (раздел 2. п. 5).

При средних горизонтальных размерах камеры 30-19/20 составляющих 22,7 и 12,7 метров и высоте 25 метров расчетная высота зоны обрушения $H_p = 42,8$ метра. При горизонтальных размерах камеры 30-18/20 составляющих 23,0 и 12,8 метра и высоте 25 м расчетная высота зоны обрушения $H_p = 43,0$ м.

Граница вероятной зоны обрушения от камер вынесена на разрезах (рисунки 3.6.6, 3.6.7 и 3.6.8). Как видно на разрезах, происходит объединение зон обрушения от расположенных рядом камер, и в том числе с выработанным пространством отработанной ранее и не заложеной камеры 30-17/20. Зона обрушения по разрезам Б – Б и В – В выходит в борт карьера, что повлечет образование провала и деформирование уступов на нижних горизонтах борта. Поэтому для исключения значительных нарушения устойчивости карьерных откосов по окончании очистных работ камеры должны быть заложены.

Выводы

Проведенные расчеты показывают, что участок карьерного транспортного съезда, расположенный на участке отработки рудного тела № 20 в подэтаже 260–300 метров (камеры 30-19/20 и 30-18/20) сохранит свою устойчивость. При этом, однако, не исключаются локальные деформации нижележащих уступов, находящихся в зоне влияния подземных горных работ.

Срок стояния не заложённых камер должен быть минимален во избежание развития самообрушения налегающей толщи и проявления значительных деформаций откосов, расположенных под транспортным съездом.

Поскольку имеющиеся геологические данные могут не в полной мере характеризовать состояние прибортового массива рассматриваемого участка, все работы необходимо сопровождать наблюдениями.

В случае обнаружения заколов, трещин и других неблагоприятных признаков деформирования борта и капитального съезда, горные работы должны быть приостановлены.

Технология отработки запасов опытного участка

К отработке запасов рудного тела № 20 (камеры 30-19/20 и 30-18/20) приступают только по окончании возведения породной пригрузки до отметки +270 метров.

Учитывая сложившуюся в пределах опытного участка горнотехническую обстановку отработку запасов планируется производить в три стадии:

СТАДИЯ 1 – Отработка камеры 30-19/20;

СТАДИЯ 2 – Отработка камеры 30-18/20;

СТАДИЯ 3 – Закладка выработанного пространства отработанных камер.

Расположение камер относительно друг друга и борта карьера представлено на рис. 3.6.5 и 3.6.6.

СТАДИЯ 1 – *Отработка запасов камеры 30 – 19/20*

Отрабатываемые запасы камеры 30-19/20 в подэтаже 300/260 метров представлены массивным медно-цинковым колчеданом мелко-тонкозернистой структуры, полосчатой текстуры.

Запасы руды в камере 35 тыс. тонн.

Руды по склонности к окислению и самовозгоранию относятся ко 2-му классу, по степени взрывоопасности сульфидной пыли к 1-й группе.

В кровле камеры залегают кварц-плагиоказовые риолиты метаморфизованные вдоль контакта с МЦК, в подошве камеры – закладочный массив камер 34-18/20 и 34-17/20.

С южной стороны камеры располагается выработанное пространство камеры 30-17/20.

С восточной стороны камеры залегают серицитизированные хлоритизированные метаморфизованные туфобрекчии кислого состава.

Условия для серицитизированных хлоритизированных туфобрекчий кислого состава: с западной стороны камеры – кварц-плагиоклазовые риолиты.

Фактическая кубиковая прочность закладочного массива в нижерасположенных отработанных и заложенных камерах:

– в камере 34-17/20 в интервале 234,5–239 метров в возрасте 180 суток составила 5,35 МПа;

– в камере 34-18/20 в интервале 233,7–239 метров в возрасте 180 суток составила 1,3 МПа.

Система разработки и её конструктивное оформление

Существующее положение горных работ в районе опытного участка, представленное выше показывает, что выработанное пространство камеры 30-17/20 частично заполнено отслоившимися из её кровли породами. В пределах камеры 30-17/20 имеется свободное выработанное пространство размером порядка 30–40% от её объёма. Данное выработанное пространство позволяет использовать его в качестве компенсации при отбойке руды в камере 30-19/20. Отработка запасов данной камеры может осуществляться без проведения в ней отрезного восстающего.

Конфигурация породного навала позволит исключить разброс отбиваемой руды по выработанному пространству, рудная масса под действием собственного веса будет скатываться по нему непосредственно к выпускным выработкам. В связи с этим проведения дополнительных выработок для отгрузки отбитой руды не требуется.

Запасы руды на опытном участке отрабатываются камерой, короткой стороной примыкающей к выработанному пространству камеры 30-17/20. Расположение камеры – по простиранию рудного тела № 20.

Применяемый вариант системы разработки с камерной выемкой включает в себя следующие конструктивные элементы:

– погрузочный орт 17 пройденный на горизонте 300 метров;

– вентиляционный штрек 20/17.

Днище в камере – плоское.

Параметры камеры:

Средняя ширина – 15 метров;

Средняя длина – 22 метра;

Средняя высота – 25 метров.

Конструктивное оформление камеры представлено на рис. 3.6.6 и 3.6.10.

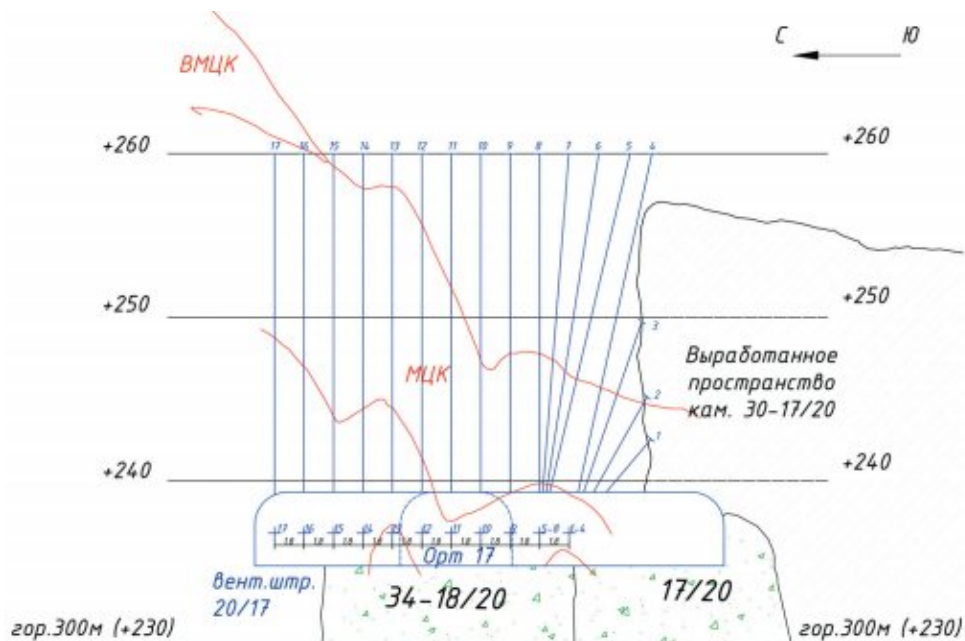


Рис. 3.6.10. Продольный разрез по камере 19/20

Подготовительно-нарезные и очистные работы

Почва камеры располагается на уровне гор. 300 метров. От откаточного штрека гор. 300 метров до проектного контура камеры проходится погрузочный орт 17. Из данного орта по длине камеры проходится вентиляционный штрек 20/17. В орту 17 оформляются два места укрытия машиниста ПДМ, в которых он находится при отгрузке руды из камеры с помощью ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления.

Очистная выемка в опытной камере заключается в отбойке запасов на выработанное пространство ранее отработанной камеры 30-17/20. Отбойка запасов руды ведётся в направлении с юга на север. Обуривание камеры производится восходящими веерами скважин диаметром 89 мм из орта 17 и вентиляционного штрека 20/17 на горизонте 300 метров (рис. 3.6.10). Разбуривание производится буровыми установками «СОЛЮ» по типовому проекту, разработанному на руднике.

Отбойка запасов камеры – постадийная. Количество взрываемых вееров определяется проектом (паспортом) на взрывные работы с учётом рекомендаций по параметрам БВР, приведённым ниже.

Отгрузка руды из камеры осуществляется из погрузочных выработок камеры на горизонте 300 метров с заездом и без заезда в очистное пространство.

При заезде машины в очистное пространство камеры используется система дистанционного управления ПДМ «Торотел» для машин Торо-400, Торо-9, Торо-1400, СТ-1030, Caterpillar R2900G. Место укрытия машиниста ПДМ при отгрузке руды в нишах укрытия и на сопряжениях с прилегающими выработками.

Отгрузка руды без заезда в очистное пространство камеры осуществляется ПДМ Торо-501Д.

Транспортирование руды производится существующими на руднике автосамосвалами на действующие рудоспуски или в карьер.

Проветривание камеры 30-19/20

Осуществляется с помощью двух вентиляторов местного проветривания ВМ-6, установленных по ЗОШ на горизонте 300 метров: свежий воздух поступает по вентиляционному ставу и омывает выработки. Отработанный воздух поступает на ЗОШ горизонта 300 метров, и далее через Северный вентиляционный ствол выбрасывается на поверхность.

Отрабатываемая камера не имеет вентиляционного горизонта, поэтому до начала отработки с помощью станка НКР – 100М до проектного контура камеры были пробурены 7 вентиляционных скважин Ø110 мм. Скважины бурились из западного вентиляционного штрека горизонта 260 метров. Данные скважины в дальнейшем служат для контроля за состоянием кровли камеры, а так же используются в качестве закладочных. Часть отработанного воздуха из очистного пространства камеры поступает по скважинам на западный вентиляционный штрек горизонта 260 метров, откуда через Северный вентиляционный ствол выбрасывается на поверхность.

Место установки вентиляторов местного проветривания (ВМП) определяется техническими службами рудника.

СТАДИЯ 2 – Отработка запасов камеры 30 – 18/20

Запасы камеры 30-18/20 в подэтаже 300/260 метров представлены массивным медно-цинковым колчеданом мелко-тонкозернистой структуры, полосчатой текстуры и медно-цинковыми вкрапленными рудами. В последних сульфидная минерализация развита по слоистым туфам. Переходы от массивных руд к вкрапленным постепенные. Запасы руды в камере 30-18/20 – 42 тыс. тонн.

В северном, восточном и западном бортах камеры располагаются метасоматиты кварц-хлорит-серицитового состава.

Метасоматиты характеризуются слабой устойчивостью и склонностью к обрушению.

Система разработки и её конструктивное оформление

После окончания отбойки и выпуска руды из камеры 30-19/20 приступают к отработке запасов камеры 30-18/20, выемка запасов которой осуществляется системой разработки с камерной выемкой и последующей закладкой.

Расположение камеры – по простиранию рудного тела № 20.

Запасы опытного участка, обрабатываемые данной камерой, южным торцом примыкают к выработанному пространству камеры 30-19/20 (проведение отрезного восстающего в камере не требуется).

Учитывая условия залегания рудного тела на данном участке, а так же наличие и трассировку подводящих к камере горных выработок отрезную щель камеры 30-18/20 решено ориентировать по длинной стороне камеры с её смещением к восточному контакту. Веера для отбойки основных запасов при этом располагаются в плоскости перпендикулярной отрезной щели.

Применяемый для отработки камеры 30-18/20 вариант системы разработки с камерной выемкой включает в себя следующие конструктивные элементы:

- погрузочный штрек 17/1 пройденный на горизонте 300 метров;
- буровая рассечка 17/1;
- рассечка № 2;
- восстающий 300/260 м.

Днище в камере – плоское.

Параметры камеры:

Средняя ширина – 12 метров;

Средняя длина – 22 метра;

Средняя высота – 36,5 метров.

Конструктивное оформление камеры представлено на рис. 3.3.6 и 3.6.11 и 3.6.12.

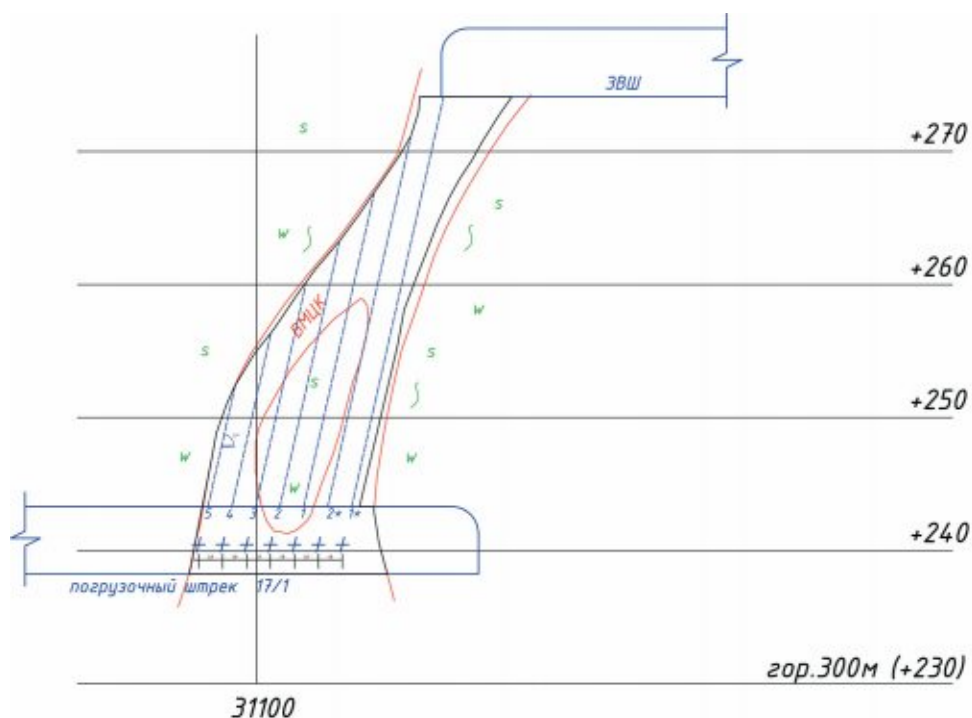


Рис. 3.6.11. Поперечный разрез по камере 18/20

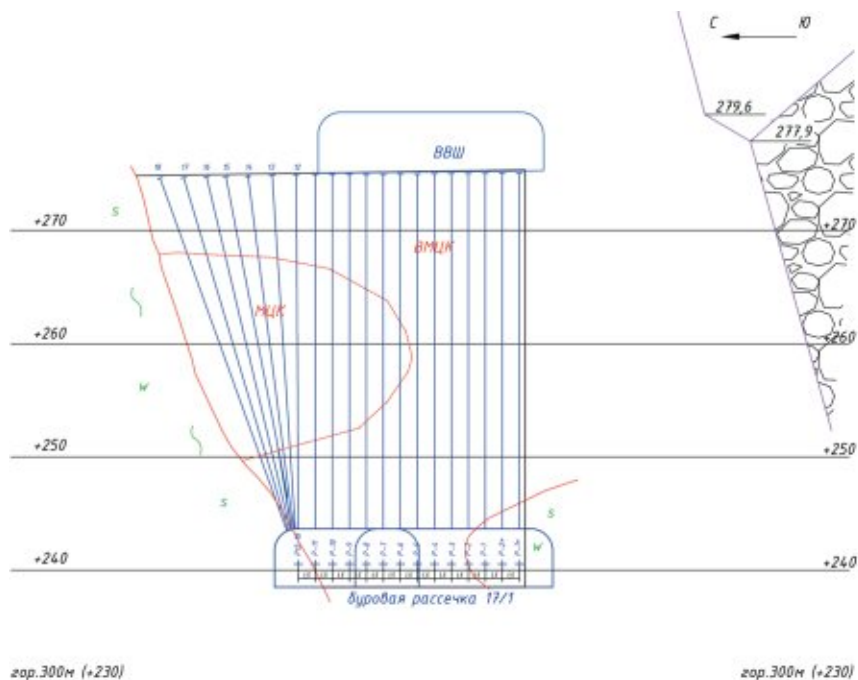


Рис. 3.6.12. Продольный разрез по камере 18/20

Подготовительно-нарезные и очистные работы

Почва камеры располагается на уровне гор. 300 метров. От откаточного штрека гор. 300 метров до проектного контура камеры пройден погрузочный штрек 17/1. Из данного штрека по длине камеры проведена буровая рассечка 17/1. В северном торце камеры из буровой рассечки 17/1 пройдена рассечка № 2 длиной 5 метров. От рассечки № 2 пройден восстающий на горизонт 260 метров.

Очистная выемка в опытной камере 30-18/20 начинается с образования отрезной щели. Как уже сказано выше, отрезная щель расположена по длинной стороне камеры. Схема разбуривания отрезной щели представлена на рис. 3.6.12.

Образование отрезной щели осуществляется в направлении с юга на север путём короткозамедленного взрывания рядов вертикальных параллельных скважин (ряды 1* ÷ 11) и пучка наклонных скважин (ряды 12–18, разбуренных с одной установки) на свободное выработанное пространство камеры 30-19/20. В качестве дополнительного компенсационного пространства при отбойке пучка скважин (ряды 12–18) используется восстающий 300/260 метров, пройденный в северном торце камеры. Количество взрывов для образования отрезной щели выбирается техническим руководством рудника исходя из конкретного положения горных работ на момент начала отработки камеры.

Выемка основных запасов камеры 30-18/20 заключается в отбойке руды на пространство образованной отрезной щели. Обуривание основных запасов камеры производится восходящими веерами скважин диаметром 89 мм из орта погрузочного

штрека 17/1 на горизонте 300 метров. Разбуривание производится буровыми установками типа «Симба» или «СОЛЮ» по типовому проекту, разработанному на руднике.

Отбойка основных запасов камеры – постадийная. Количество взрывааемых вееров определяется проектом (паспортом) на взрывные работы, составленным с учётом рекомендаций по параметрам БВР (смотри ниже).

Отгрузка руды из камеры осуществляется из погрузочных выработок камеры на горизонте 300 метров (орт 17 и погрузочный штрек 17/1) с заездом и без заезда в очистное пространство.

При заезде машины в очистное пространство камеры используется система дистанционного управления ПДМ типа «Торотел» для машин Торо-400, Торо-9, Торо-1400, СТ-1030, Caterpillar R2900G. Место укрытия машиниста ПДМ при отгрузке руды в нишах укрытия орта 17 и на сопряжениях с прилегающими выработками.

Отгрузка руды без заезда в очистное пространство камеры осуществляется ПДМ Торо-501Д.

Транспортирование руды производится существующими на руднике автосамосвалами на действующие рудоспуски или в карьер.

Проветривание камеры 30-18/20

Осуществляется за счет общешахтной депрессии с выбросом отработанного воздуха на горизонт 260 метров. При отсутствии сообщения погрузочных выработок с очистным пространством вентиляция осуществляется с помощью двух вентиляторов местного проветривания ВМ-6, устанавливаемых на ЗОШ горизонта 300 метров. Свежий воздух поступает по вентиляционному ставу и омывает подводящие к камере выработки, отработанный воздух поступает на западный откаточный штрек горизонта 300 метров и далее исходящая струя через Северный вентиляционный ствол выбрасывается на поверхность.

Место установки вентиляторов местного проветривания (ВМП) выбирается техническими службами рудника.

СТАДИЯ 3 – Закладка выработанного пространства отработанных камер

К закладке выработанного пространства камер приступают по окончании выемки запасов руды из опытных камер 30-19/20 и 30-18/20.

Так как запасы рудного тела 20 в подэтажах 260–300 метров и 300–340 метров в настоящий момент уже отработаны и заложены, то выработанное пространство камер может закладываться бесцементной, породной, либо комбинированной закладкой. Применяемая бесцементная, породная или комбинированная закладка в таком случае играет роль заполнителя выработанного пространства, который исключит деформацию кровли и стенок выработанного пространства камер, предотвратит потерю устойчивости и разрушение нижних уступов борта карьера, а так же предотвратит снижение устойчивости борта карьера в целом на участке выемки руды.

Подача бесцементной закладочной смеси производится по участковому бетоноводу проложенному по ЗВШ горизонта 260 метров непосредственно в отработанные камеры

30-19/20 и 30-18/20 через закладочные скважины или подводящие выработки горизонта 260 метров. Конструкция и места установки перемычек выбирается производителем работ по согласованию с главным инженером рудника, по типовым проектам. Состав бесцементной закладочной смеси определяется согласно «Технологической инструкции по производству закладочных работ на рудниках Учалинского ГОКа».

Подача породной закладки осуществляется с помощью ПДМ из подводящих к камерам выработок горизонта 260 метров с соблюдением соответствующих мероприятий, исключающих падение машин в выработанное пространство камер.

Буровзрывные работы при отработке опытных камер

Параметры БВР

Расположение скважин – веерное.

Параметры БВР при отработке опытных камер 30-19/20 и 30-18/20 представлены в таблице 3.6.3.

Таблица 3.6.3. Параметры БВР при отработке запасов опытного участка.

Наименование	d, м	W, м	q, кг/м ³	Усредненные размеры отбиваемого слоя руды		Средняя масса заряда в веере, Q, кг
				B, м	H, м	
Камера 30-19/20	0,089	1,8	1,4	15	25	1000
Камера 30-18/20	0,089	1,8	1,4	22	35	2000

где d – диаметр скважины, м;

W – ЛНС, м;

q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;

B – ширина, м;

H – высота, м.

Оценка влияния взрывных работ на окружающие камеры породы и прилегающий участок борта карьера

Объектами воздействия взрывных работ при отработке запасов опытных камер 30-19/20 и 30-18/20 являются вмещающие породы, окружающие камеры, а так же породы борта карьера. Оценка воздействия взрывных работ заключается в определении сейсмического влияния взрывов производимых при отработке запасов и выдаче рекомендаций по оптимальным параметрам БВР, снижающих вредное влияние сейсмике взрывов на окружающие камеры породные массивы.

За критерии оценки влияния взрывов приняты:

- а). Уровень интенсивности сейсмических колебаний – для борта карьера;
- б). Радиусы зон разрушения и деформаций – для окружающих камеры породных массивов.

Методика оценки включает определение:

- допустимых скоростей колебаний массивов пород западного борта карьера в районе опытных камер;
- ожидаемого уровня интенсивности сейсмических колебаний при различных параметрах БВР;
- радиусов зон дробления и трещинообразования для прикамерных породных массивов.

По результатам проведенных расчетов устанавливается потенциальная опасность взрывных работ на прилегающий к камерам участок борта карьера, выдаются рекомендации по ведению взрывных работ при отработке запасов камер.

Физико-механические свойства пород на участке выемки представлены в таблице 3.6.4.

Таблица 3.6.4. Характеристика вмещающих пород.

Наименование пород и руд	Плотность, т/м ³	Средний размер Отдельности в массиве, м	Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	
			Продольных, C _p	Поперечных, C _s
Медные и медно-цинковые сплошные руды	4,2	0,4÷0,5	$\frac{2050 \div 2300}{2175}$	$\frac{1260 \div 1400}{1330}$
Серицит-кварцевые метасоматиты	2,7	0,2÷0,4	$\frac{1800 \div 3030}{2415}$	$\frac{1130 \div 1760}{1445}$
Туфобрекчии кислого состава	2,9	0,3÷0,5	$\frac{2200 \div 2600}{2400}$	$\frac{1200 \div 1700}{1450}$
Кварц-плагиоклазовые риолиты	2,7	0,3÷0,5	$\frac{1900 \div 2300}{2100}$	$\frac{900 \div 1300}{1100}$

Примечание: значения C_p и C_s – в числителе приведены предельные показатели, в знаменателе средние.

Расчёт допустимых скоростей колебаний пород западного борта карьера в районе опытных камер

Оценка сейсмического действия взрывных работ на участок борта карьера, прилегающий к отработываемым камерам, произведена путем сопоставления расчетных и допустимых скоростей колебаний массива горных пород. Допустимая скорость колебаний для массива пород, слагающих борт карьера при взрыве V_{доп} определена согласно главы 2.п. 7 и представлена в таблице 3.6.5.

Таблица 3.6.5. Расчетные значения допустимой скорости колебания пород, слагающих прилегающий к камерам участок борта карьера.

Наименование пород	Параметры	$V_{\text{доп}}$, см/с
Туфобрекчии кислого состава	$C_p = 2400$, м/с; $C_s = 1450$, м/с; $\mu = 0,29$; $\varepsilon = 0,0005$	35,4

Определение уровня сейсмического действия взрыва на прилегающий к опытным камерам участок борта карьера

Скорость колебаний пород при взрывании скважинных зарядов (V) определена по методике согласно главы 2.п.7.

Расчетные скорости колебания пород, слагающих борт карьера в районе опытных камер в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, а так же удаления от взрыва представлены в таблицах 3.6.6 и 3.6.7.

Таблица 3.6.6. Расчетная скорость колебания пород слагающих борт карьера в районе опытной камеры 30-19/20 в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, а так же удаления от взрыва.

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе Q , кг	Удаление от взрыва r , м	Коэффициент рассредоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в ведре Q_3 , кг	Расчетная скорость колебаний см/сек
Участок борта карьера в районе опытной камеры 30-19/20	Боковое	284	1000	5	0,0580	58	163
		238		10	0,1749	175	68
		209		20	0,3807	381	25
		196		30	0,5128	513	13
		188		40	0,5995	600	8
		182		50	0,6602	660	5
		284	500	5	0,0580	29	100
		238		10	0,1749	87	42
		209		20	0,3807	190	16
		196		30	0,5128	256	8
		188		40	0,5995	300	5
		182		50	0,6602	330	3

Таблица 3.6.7. Расчетная скорость колебания пород слагающих борт карьера в районе опытной камеры 30-8/20 в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, а так же удаления от взрыва

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе Q , кг	Удаление от взрыва r , м	Коэффициент рассредоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в веере $Q_э$, кг	Расчетная скорость колебаний см/сек
Участок борта карьера в районе опытной камеры 30-18/20	Фронтальное	295	2000	5	0,0568	114	229
		247		10	0,1669	334	93
		216		20	0,3297	659	31
		203		30	0,4055	811	15
		195		40	0,4417	883	9
		189		50	0,4609	922	6
		295	1000	5	0,0568	57	139
		247		10	0,1669	167	57
		216		20	0,3297	330	19
		203		30	0,4055	405	9
		195		40	0,4417	442	6
		189		50	0,4609	461	4
		295	670	5	0,0568	38	104
		247		10	0,1669	112	43
		216		20	0,3297	221	15
		203		30	0,4055	272	7
		195		40	0,4417	296	4
		189		50	0,4609	309	3
		295	500	5	0,0568	28	85
		247		10	0,1669	83	36
		216		20	0,3297	165	12
		203		30	0,4055	203	6
		195		40	0,4417	221	4
		189		50	0,4609	230	2

Расчёт радиусов зон дробления и трещинообразования для прикамерных породных массивов

При взрывании вееров скважинных зарядов диаметром 89 мм радиусы искомых зон для опытных камер при различной массе ВВ представлены в таблице 3.6.8.

Таблица 3.6.8. Расчетные значения радиусов дробления и трещино-образования при различном количестве ВВ в группе

Наименование	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м				Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м			
		Количество ВВ в группе, кг							
		2000	1000	670	500	2000	1000	670	500
Камера 30-19/20	фронтальное	–	2,3	–	1,2	–	6,9	–	4,4
	торцевое (на кровлю камеры)	–	1,2	–	0,6	–	4,6	–	2,6
	боковое (на стенки камеры)	–	1,2	–	0,6	–	4,8	–	2,7
Камера 30-18/20	фронтальное (на стенки камеры)	2,2	1,2	0,8	0,6	7,9	4,8	3,4	2,6
	торцевое (на кровлю камеры)	1,2	0,6	0,4	0,3	4,9	2,7	1,8	1,4
	боковое	1,2	0,6	0,4	0,3	5,0	2,7	1,8	1,4

В таблице 3.6.8 приведено сопоставление радиусов дробления и трещинообразования при воздействии взрыва:

- при мгновенном взрывании веера (масса заряда в группе 2000 кг для камеры 30-18/20 и 1000 кг для камеры 30-19/20);
- с промежуточным введением внутривеерных замедлений (разделение заряда веера в камере 30-18/20 на две, три и четыре ступени замедления, а так же разделение заряда веера в камере 30-19/20 на две ступени замедления).

Выводы и рекомендации по ведению взрывных работ при отработке запасов опытного участка

Рассчитанные скорости сейсмических колебаний в ближней к выемочным камерам зонам изменяются в значительных пределах и превышают допустимые значения, равные 35,4 см/сек.

В таком случае влияние сейсмики взрывов на массив пород слагающих борт карьера требует более детального рассмотрения:

- При мгновенном взрывании вееров в камере 30-19/20 расчётные значения сейсмических колебаний (V_r) для пород борта карьера снижаются до допустимых значений ($V_{доп}$) только на расстоянии 14,8 метра от контура отбиваемых вееров. То есть зона деформации взрыва вглубь охраняемого объекта распространяется на глубину порядка 15 метров.

При введении внутривеерных замедлений, разделяющих его на две ступени замедления, зоны деформаций, от взрывания зарядов ВВ сокращаются и составят 10,8 метра.

б). При мгновенном взрывании вееров в камере 30-18/20 расчётные значения сейсмических колебаний (V_p) для пород борта карьера снижаются до допустимых значений ($V_{доп}$) только на расстоянии 17,3 метра от контура отбиваемых вееров. То есть зона деформации взрыва вглубь охраняемого объекта распространяется на глубину порядка 17 метров.

При введении внутривеерных замедлений, разделяющих его на две, три и четыре ступени замедления, зоны деформаций, от взрывания зарядов ВВ сокращаются и составят 12,8, 10,7 и 9,5 метра соответственно.

Указанные зоны деформации при разделении вееров в камере 30-19/20 на две ступени замедления, а в камере 30-19/20 на три ступени замедления составят около 11 метров.

Согласно характеристикам действия взрыва зона деформации разделяется на:

- зона дробления (0,4÷1,2 метра от заряда ВВ) – внутри данной зоны происходит активное разрушение массива;
- зона трещинообразования (1,8–4,4 метра от заряда ВВ) – зона нерегулируемого дробления и сдвиговых деформаций. В данной зоне происходит развитие концентрических и радиальных трещин. Её развитие в сторону массива (тыльной части забоя) незначительно и зависит от трещиноватости. Внутри этой зоны с большой долей вероятности происходит сдвиговое разрушение массива;
- зона упругопластических деформаций (распространяется на расстояние от 1,8÷4,4 до 11 метров от заряда ВВ) – внутри данной зоны расчётные скорости колебания массива (V_p) хотя и превышают допустимые ($V_{доп}$), пластическая (разрушающая) энергия волны переходит в безопасную для массива упругую волну. В ней, как правило, происходят упругопластическое деформирование массива без изменения объёма и видимых остаточных деформаций. Распространение данной зоны вглубь массива составляет в большинстве случаев до 120 радиусов заряда.

Определить чёткую границу перехода пластических (необратимых) деформаций в упругие расчётным путём затруднительно, так как взрывание зарядов в трещиноватой среде математически очень сложен и зависит:

- от направления трещин и других неоднородностей;
- ширина и длины трещин, наличия и характера заполнителя;
- длины волны, возбуждаемой при взрыве заряда ВВ;
- длительности воздействия данной волны на горные породы и др.

Для упрощения зона локализации пластических (опасных) деформаций может быть принята равной половине глубины распространения зоны упругопластических деформаций. В общем случае упругопластические изменения характеризуются формированием или перегруппировкой невидимых микротрещин в целом не влияющих на общую устойчивость массивов.

в). Глубина распространения пластических (необратимых) деформаций в окружающие камеры породные массивы ожидается до глубины 2÷7 метров (принята равной половине распространения зоны упругопластических деформаций).

г). Рассчитанные радиусы сейсмически опасных зон и фактические скорости колебаний охраняемых объектов для различных условий взрывания подлежат проверке и уточнению в ходе научного сопровождения отработки данного опытного участка, предусматривающей проведение сейсмометрических замеров и при необходимости корректировку параметров БВР.

Потери и разубоживание руды определяются геолого-маркшейдерской службой рудника после окончания отработки опытной камеры.

Анализ фактического положения горных работ при отработке запасов опытного участка рудного тела 20, находящегося в непосредственной близости от карьерного пространства в подэтаже 260–300 метров

Запасы опытного участка Северной выклинки Учалинского карьера были успешно отработаны в течение 2013 года. Из опытных камер было добыто около 85 тыс. тонн рудной массы.

Камеры сохранили свою устойчивость на весь период их отработки. При выемке в кровле камер обеих камер был зафиксирован набор свода естественного равновесия. Это вызвало некоторое дополнительное разубоживание руды вмещающими породами. Несмотря на увеличенное разубоживание рудная масса была отгружена в полном объёме.

Фактическое состояние горных работ в полной мере подтвердило правильность принятых при проектировании технологических решений. Предлагается краткий отчёт по опытным работам.

3.7. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки запасов выше горизонта 340 м Южной выклинки Учалинского месторождения

(ОАО «Учалинский ГОК», рудник «Учалинский», 2010 год)

В 2010 году руководством ОАО «Учалинский ГОК» принято решение приступить к доработке Южной выклинки Учалинского месторождения.

Её отработка общепринятыми способами, подразумевающими пригрузку борта карьера породами и дальнейшую выемку запасов руды выклинки системами разработки с обрушением привела бы к повышенным потерям и разубоживанию рудной массы.

Поэтому по опыту отработки прибортовых запасов на Северной выклинке месторождения было решено разработать технологию выемки руды Южной выклинки месторождения с обоснованием возможности и способа выемки запасов без пригрузки борта карьера и провести ее опытнo-промышленные испытания поручено специалистам ОАО «Уралмеханобр».

В 2010 году институтом выполнена научно-исследовательская работа «Разработка методики опытнo-промышленных испытаний (ОПИ) технологии отработки запасов Южной выклинки Учалинского месторождения выше гор. 340 м» [36].

Горные работы на опытном участке проводились по распоряжению главного инженера ОАО «Учалинский ГОК» силами подземного рудника в соответствии с разработанным проектом и методикой ОПИ.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки запасов выше горизонта 340 метров на Южной выклинке Учалинского месторождения

Руководствуясь главной поставленной целью – максимальная полнота выемки руды с минимальным разубоживанием, специалистами института предложен вариант поэтапной отработкой рудных запасов открытыми камерами, расположенными непосредственно на границе с пространством карьера.

Цель опытнo-промышленных испытаний

Целью проводимых испытаний является разработка технологических решений и их проверка в производственных условиях для обеспечения безопасной и эффективной отработки запасов Южной выклинки Учалинского месторождения, расположенных выше горизонта 340 метров.

Для достижения поставленной цели при отработке опытного участка будет решаться следующий комплекс вопросов:

- выбор и обоснование порядка отработки запасов опытного участка;
- исследование основных технологических процессов очистной выемки при отработке запасов;
- оценка состояния устойчивости массивов руды, вмещающих пород и участка борта карьера при отработке запасов;

– оценка эффективности отбойки руды на очистное пространство отработанной и незаложенной камеры, а также на карьерное пространство.

Положение горных работ на Южной выклинке перед началом отработки прибортовых запасов

Запасы Южной выклинка месторождения являются неотъемлемой частью Южного фланга Учалинского месторождения, и располагаются в южном борту Учалинского карьера выше горизонта 340 метров.

На момент проектирования отработки прибортовых запасов часть запасов Южной выклинка (находящаяся в глубине борта) в отметках горизонтов 300–340 метров (камеры 34-1ю, 34-2ю и 34-3ю) уже отработана.

Сложность отработки оставленных прибортовых запасов ставит задачу поиска возможного порядка, технологии и обоснования параметров выемки руды с учётом конкретных горнотехнических условий и состояния горных работ на опытном участке.

Основной задачей при отработке опытного участка являлось использование такой технологии, которая позволила бы по возможности избежать обрушения борта карьера на участке Южной выклинка, которое могло бы повлечь за собой снижение безопасности ведения горных работ, а также привести к потере части руды на опытном участке и значительному разубоживанию добываемой руды.

Участок Южной выклинка, подлежащий отработке в рамках опытных работ, как в плане, так и по вертикали имеет незначительные размеры и представляет собой обособленный рудный блок. С северной стороны он ограничен пространством карьера. С южной стороны в отметках выше горизонта 300 метров опытный участок ограничивается выклинком рудного тела, а в отметках горизонтов 300–340 метров очистным пространством отработанной камеры 34-3ю.

Устойчивость горных выработок и обнажений руды и вмещающих пород в данном случае будет зависеть главным образом от физико-механических характеристик руды и пород, размеров обнажений и трещиноватости.

Специалистами ОАО «Уралмеханобр» совместно с техническим руководством Учалинского подземного рудника было произведено обследование состояния горных работ в районе опытного участка на горизонтах 300 и 340 метров. Поднята и проанализирована геологическая документация условий залегания рудного тела, маркшейдерская документация по отработанным камерам на Южной выклинке, а так же по разному Юго-восточного борта карьера открытыми горными работами.

В подэтаже 300–340 метров на участке выемки руды находилась отработанная, но не заложённая камера 34-3ю. Согласно плану горных работ Учалинского подземного рудника закладка очистного пространства этой камеры была запланирована на 4-й квартал 2010 года. Очистное пространство камеры 34-3ю было оформлено и стояло без закладки в течение полугода. Несмотря на малое расстояние границы очистного пространства камеры 34-3ю до карьера (которое составляло порядка 8 метров) прилегающие к камере рудные и породные массивы, а так же борт карьера находились в устойчивом состоянии.

Геологическая характеристика отрабатываемого участка

С западной стороны рудного тела подготовительные выработки опытного участка проходят по миндалекаменным базальтам.

Условия для миндалекаменных базальтов: поверхности трещин гладкие; условия обводнения мочажины; залегание трещин удовлетворительное; форма блоков клиновидная.

Условия для медноцинкового колчедана: поверхности трещин зеркала скольжения; условия обводнения сильный капез; залегание трещин удовлетворительные; форма блоков трапециевидная.

Условия для метасоматитов: поверхности трещин заполнены серицитом; условия обводнения слабый капез; залегание трещин удовлетворительные; форма блоков клиновидная.

Данные о запасах опытного участка по данным геологической службы Учалинского подземного рудника представлены в таблице 3.7.1.

Таблица 3.7.1. Запасы опытного участка

Подэтаж	Запасы, тонн	Cu, %	Cu, тонн	Zn, %	Zn, тонн
Выше гор. 300 метров	50540,0	1,13	571	7,64	3861
Гор. 300 – 340 метров	38970,0	0,94	367	5,76	2243
ВСЕГО	89510,0	1,05	938	6,82	6104

Оценка устойчивости борта карьера при подземной доработке прибортовых запасов руды в Южной выклинке

Основной задачей научного сопровождения состояния бортов карьера при отработке запасов на Южной выклинке является прогноз возможных деформаций в районе ведения горных работ.

Расчет устойчивости производился методом алгебраического сложения сил, основанным на сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения. При этом учитывалось, что сцепление в подработанном массиве, в зоне сдвижения уменьшается в 1,5 раза [4].

Для повышения надежности результатов оценки устойчивости по графикам ВНИМИ, был определен допустимый угол наклона борта.

Для оценки выбран разрез по линии б – б (рис 3.7.1), как наиболее характерный для данного участка.

Для отработки запасов южной выклинка подземным способом в соответствии с «Методическими указаниями по определению параметров процесса сдвижения...» угол сдвижения был принят $\delta=70^\circ$.

В результате исследований, проведенных институтом Унипромедь [4], был сделан вывод, что при подработке борта карьера происходит уменьшение углов сдвижения по сравнению с подземной отработкой примерно на 20° .

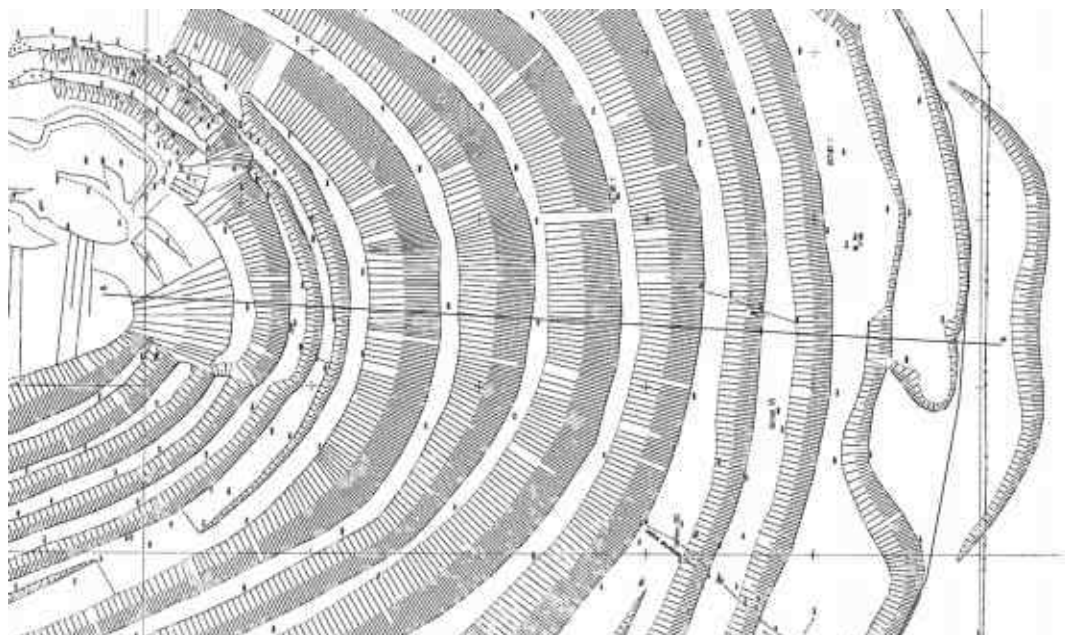


Рис. 3.7.1. План южного борта Учалинского карьера

Таблица 3.7.2. Физико-механические характеристики вмещающих пород

Наименование пород	Объемный вес, т/м ³	Угол внутреннего трения, град	Сцепление в массиве, т/м ²	Сцепление в подработанном массиве, т/м ²
Миндалекаменные базальты	2,74	35	52,4	34,93
Кварц-серицитовые породы	2,73	28	23,9	15,93
Порфиры	2,74	35	52,4	34,93
Закладочный материал	2,1	20	32,5	21,67
МЦК	4,2	31	64,2	42,8

Расчет коэффициента запаса устойчивости

Расчётные поверхности скольжения приведены на рис. 3.7.2, 3.7.3, 3.7.4.

Полученные данные сведены в таблицу 3.7.3.

По результатам проводимых обследований карьера в течение последних лет устойчивость бортов в целом оценивается как удовлетворительная.

Выводы

Оценка устойчивости борта выполнена для определения влияния подземных горных работ при подземной доработке запасов руды в Южной выклинке Учалинского карьера на борт карьера.

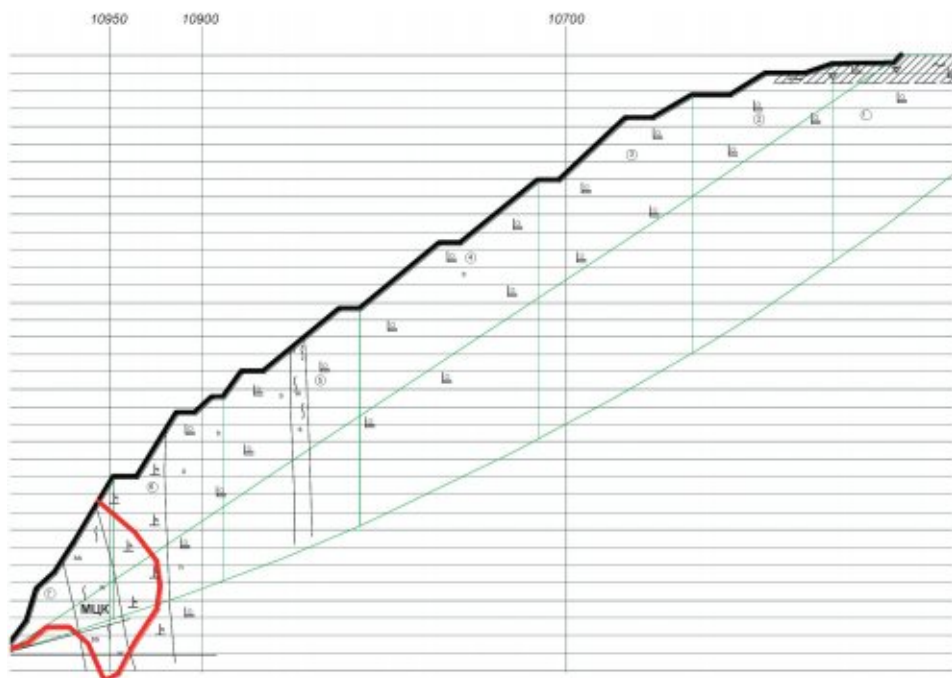


Рис. 3.7.2. Разрез по 6 – 6 (фактическое положение) в отм. 350 – 195 м)

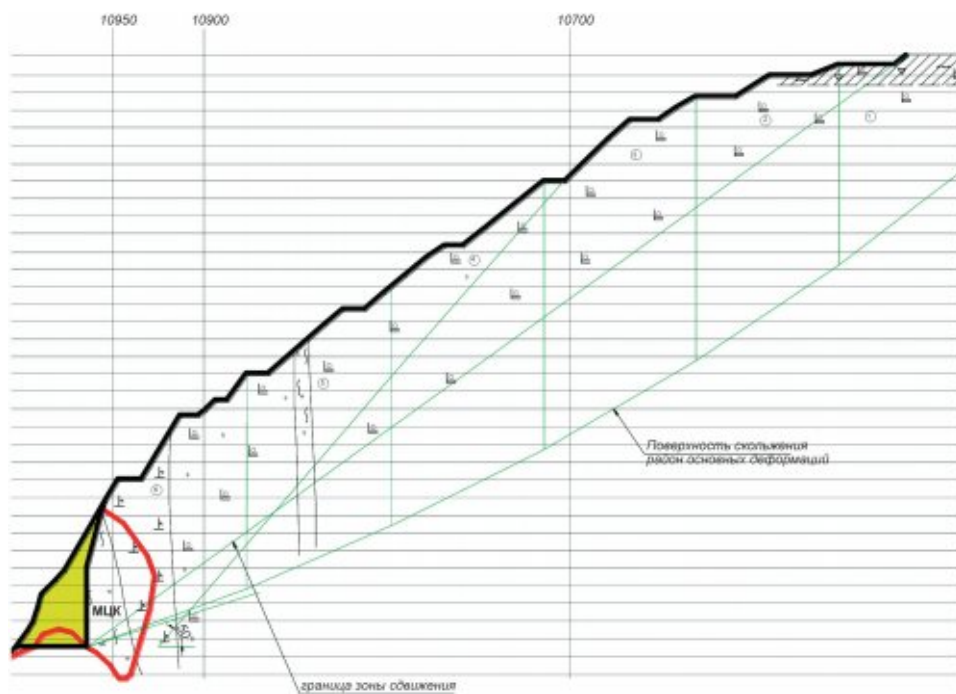


Рис. 3.7.3. Разрез по 6 – 6 (проектное положение)

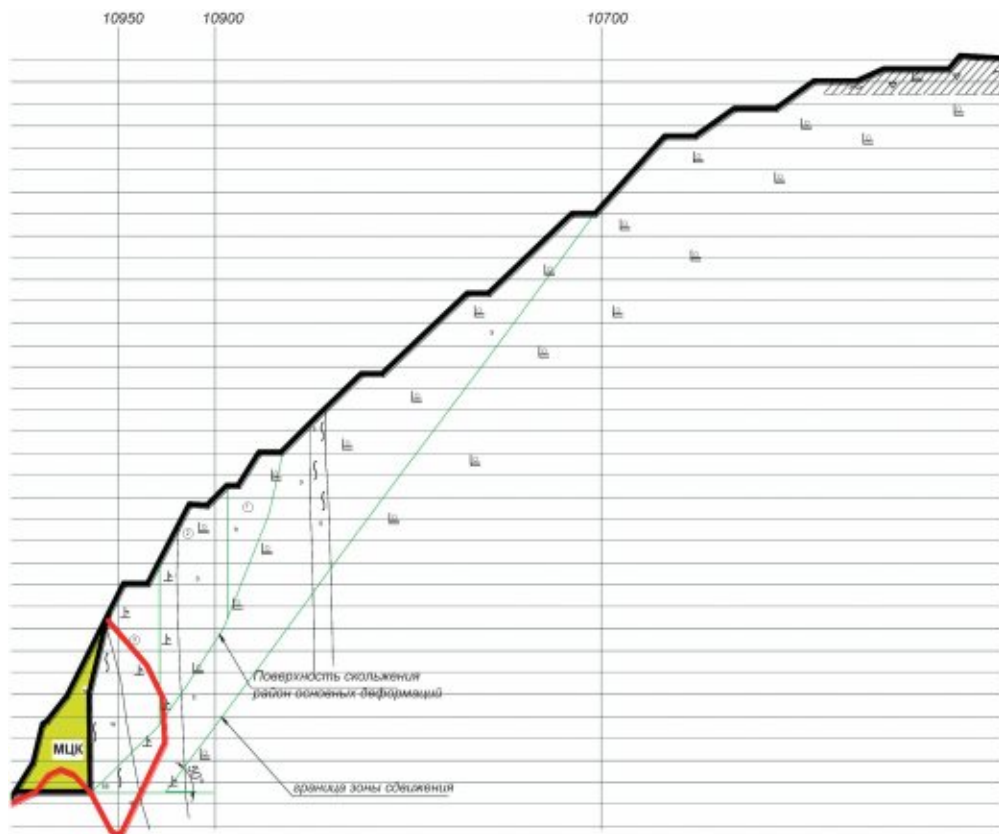


Рис. 3.7.4. Разрез по 6 – 6 (проектное положение в отм. 350 – 195 м)

Таблица 3.7.3. Оценка устойчивости участка южного борта

Разрез	Горизонт, м	$K_{3,y}$, (расчетный)	$K_{3,y}$, (принятый)	Угол погашения борта максимальный (ВНИМИ)/проектный, град.	
				$k = 0$	$k = 0,8$
6 – 6 (фактическое положение)	530-195	1,64	1,0	58/43	47/36
			1,3	50/43	40/36
			1,5	46/43	38/36
6 – 6 (проектное положение)	530-195	1,54	1,0	58/45	47/36
			1,3	51/45	41/36
			1,5	46/45	38/36
	350-195	0,96	1,0	67/68	52/52
			1,3	59/68	48/52
			1,5	56/68	45/52

Результаты расчетов показали:

- верхняя группа уступов и борт в целом останутся в устойчивом положении, снижение Кз.у. по сравнению с фактическим состоянием составит 5–10%;
- средняя группа уступов южного борта подвергнется незначительным деформациям, сопровождающимися заколами;
- нижняя группа уступов с Кз.у. < 1 будет разрушена со временем;
- все предохранительные бермы и съезды средней и нижней группы уступов в зоне ведения горных работ вследствие отработки подвергнутся деформациям, препятствующим их дальнейшему использованию;
- отработка приконтурных запасов Южной выклинки будет сопровождаться разрушением нижней группы уступов в зоне отработки и деформациями средней группы уступов, вследствие чего необходима разработка специальных мероприятий по обеспечению безопасности работ.

Расчет величины вертикальных обнажений прилегающих к опытному участку массивов руды, породы и закладки

Вышеприведённые расчёты рассматривают устойчивость прилегающего к опытному участку борта карьера в целом, а так же близлежащих уступов, находящихся в непосредственной близости от подземных горных работ. Оценка устойчивости борта карьера в большей степени учитывает его состояние после окончания отработки запасов Южной выклинки.

На стадии очистных работ определяющее значение для безопасного ведения горных работ при отработке опытного участка получает устойчивость обнажений рудных, породных и закладочных массивов, непосредственно прилегающих к очистному пространству. Для этого необходимо оценить устойчивость вертикальных обнажений этих массивов.

При отработке запасов опытного участка будут формироваться вертикальные и крутонаклонные стенки, прилегающие к очистному пространству, которые будут представлены:

- рудным массивом;
- миндалекаменными базальтами (коренные вмещающие породы);
- серицит-хлорит-кварцевыми метасоматитами (оторочка рудного тела мощностью 2–4 метра);
- закладочным массивом отработанных камер в подэтаже 300–340 метров.

Физико-механические характеристики обнажаемых массивов, использованные при расчётах устойчивых вертикальных обнажений, представлены в таблице 3.7.4.

В качестве исходных материалов при расчётах вертикальных обнажений использована геологическая характеристика руд и вмещающих пород опытного участка, представленная выше. Величина структурного блока принята $0,2 \div 0,5$ м.

Расчет величины вертикальных обнажений для каждого типа вертикальных стенок (обнажаемых контактов) произведен по формуле, приведенной в главе 2 п. 5 и представлены в таблице 3.7.4.

Таблица 3.7.4. Физико-механические характеристики пород и руд

№ п/п	Наименование пород и руд	Физико-механические характеристики			
		Плотность, γ , т/м ³	Угол внутреннего трения, ϕ , град.	Предел прочности на сжатие, σ , МПа	Сцепление в куске ¹ , K_k , МПа
1.	Руда массивная	4,70	31	114,1	28,2
2.	Миндалекаменные базальты	2,74	35	89,6	16,7
3.	Метасоматиты околорудной зоны	3,01	31	45,0	9,4
4.	Закладка ²				
	1 МПа	2,0	20	1,0	0,33
	2 МПа	2,0	20	2,0	0,65
	3 МПа	2,0	20	3,0	0,98

Примечания:

¹ Сцепление в куске (образце) согласно [6] принято равным 0,325 от прочности на одноосное сжатие.

² Закладочный массив в отработанных камерах представляет собой разнопрочную закладку, где несущий слой толщиной 14 метров имеет прочность 3 МПа (300 т/м²), средняя часть камеры (15 метров) заложена закладкой прочностью 2 МПа (200 т/м²), верхняя часть камеры (15 метров) – закладкой прочностью 1 МПа (100 т/м²).

Таблица 3.7.5. Устойчивые величины вертикальных обнажений прилегающих к опытному участку массивов руды, вмещающих пород и закладки

Типы вертикальных обнажений руд и пород	Высота устойчивой стенки камеры, м			
	При размерах структурного блока			
	0,2 метра	0,3 метра	0,4 метра	0,5 метра
– руда массивная	55,3	64,7	72,4	78,9
– миндалекаменные базальты	57,2	67,0	74,9	81,8
– метасоматиты околорудной зоны	37,1	43,4	48,6	53,0
– закладка*	При толщине слоя закладки 1 метр		При толщине слоя закладки 2 метра	
	10,6		13,8	
	16,0		20,9	
3 МПа	20,6		26,9	

* – закладка рассматривается как слоистый массив с толщиной слоёв 1 и 2 метра.

Общая высота устойчивости закладочного массива:

– при слоистости закладки 1 метр составляет 47,2 метра;

– при слоистости закладки 2 метра составляет 61,6 метров.

При отработке запасов опытного участка в два этапа (смотри ниже) высота отбойки руды в каждом этапе выемки составляет порядка 35 метров.

На стадии ведения очистных работ обеспечивается устойчивость вертикальных рудных, закладочных стенок, а так же коренных вмещающих пород участка, представленных миндалекаменными базальтами. Наибольшие опасения вызывает устойчивость обнажений метасоматитов околорудной зоны, которые при их обнажении и контакте с водой и воздухом уже через непродолжительное время снижают свои прочностные свойства. С большой вероятностью можно спрогнозировать их частичное отслоение в очистное пространство.

Все массивы в районе опытного участка в той или иной степени нарушены в результате сейсмического воздействия при ведении взрывных работ в карьере. Оценить эту дополнительную трещиноватость и её влияние на устойчивость массивов руды и пород не представляется возможным. Кроме того, на последней стадии отработки запасов Южной выклинки выше горизонта 300 метров оформляются не только вертикальные, но и нависающие над очистным пространством стенки, что неизбежно снижает их устойчивость.

В связи с вышеизложенным, несмотря на незначительные размеры обнажений пород и руд, не исключается возможность частичной потери устойчивости прилегающих к опытному участку массивов руды и пород. Это может привести к их сдвиговому обрушению в карьерное пространство после отбойки руды.

Технология отработки опытного участка

Главной целью проводимых исследований является максимально полная выемка руды на опытном участке с минимальными потерями и разубоживанием (снижением качества рудной массы). Именно этой цели подчинены все технические решения, принятые при составлении настоящей методики ОПИ.

Учитывая сложившуюся в пределах опытного участка горнотехническую обстановку, отработку запасов планируется производить открытыми камерами, расположенными непосредственно на границе с пространством карьера.

На основании анализа существующего состояния горных работ на опытном участке, размеров и конфигурации этого участка, отработку запасов Южной выклинки планируется производить с разделением на этапы (рис. 3.7.5).

ЭТАП 1 – отработка запасов выше горизонта 300 метров.

ЭТАП 2 – отработка запасов в отметках горизонтов 300–340 метров.

Запасы руды на опытном участке (Этапы 1 и 2) обрабатываются открытыми камерами (прирезками), расположенными вдоль борта карьера.

Проектирование способа отработки запасов опытного участка осуществляется с максимальным использованием существующих и как можно меньших объёмов вновь проводимых горных выработок.

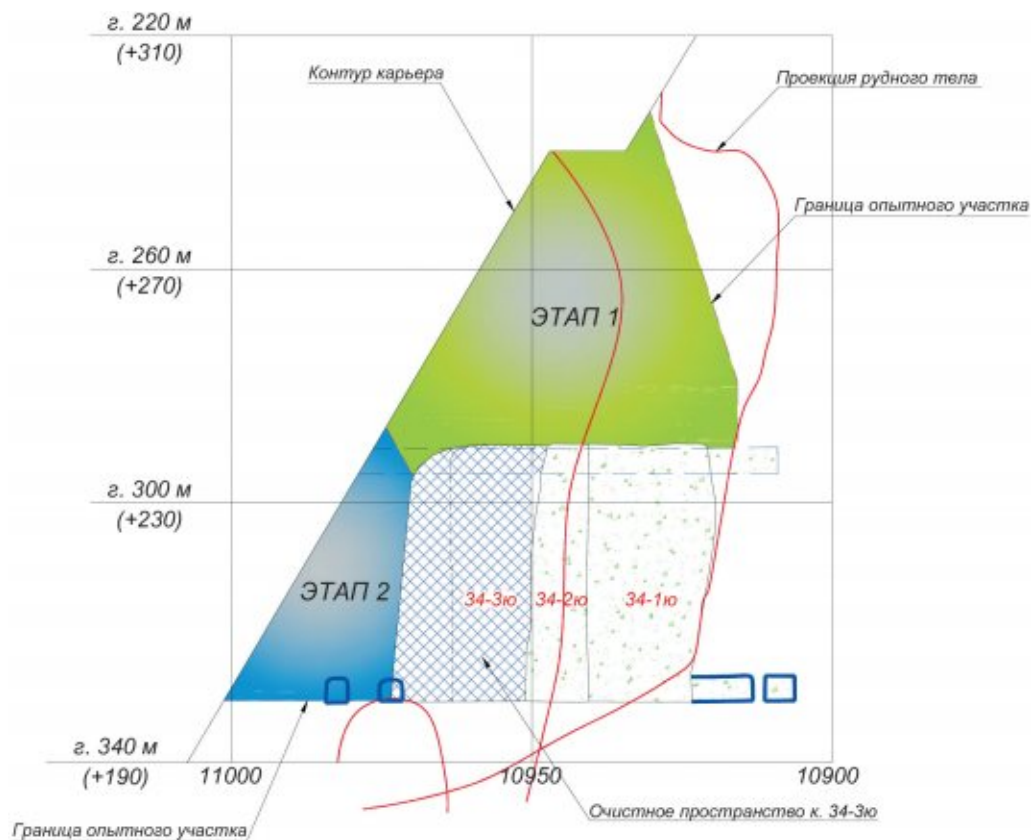


Рис. 3.7.5. Разделение опытного участка на этапы обработки

ЭТАП 1 – обработка запасов выше горизонта 300 метров (камера 30-3ю)

Система разработки и её конструктивное оформление

Запасы руды на этапе 1 (выше горизонта 300 метров) обрабатываются открытой камерой (прирезкой), расположенной на границе с бортом карьера.

Применяемый вариант системы разработки включает в себя следующие конструктивные элементы:

- комплекс необходимых вентиляционных и буровых выработок на горизонте 300 метров;
- очистное пространство камеры 34-3ю (служит в качестве компенсационного пространства при отбойке руды и для перепуска отбитой руды к выпускным выработкам на горизонте 340 метров);
- комплекс выпускных выработок, подводящих к камере 34-3ю на горизонте 340 метров.

Днище в камере – плоское.

Днище в камере – плоское. Буровой орт располагается по почве камеры (прирезки). Конструктивное оформление системы разработки на Этапе 1 представлено на рисунках 3.7.6, 3.7.7 и 3.7.8.

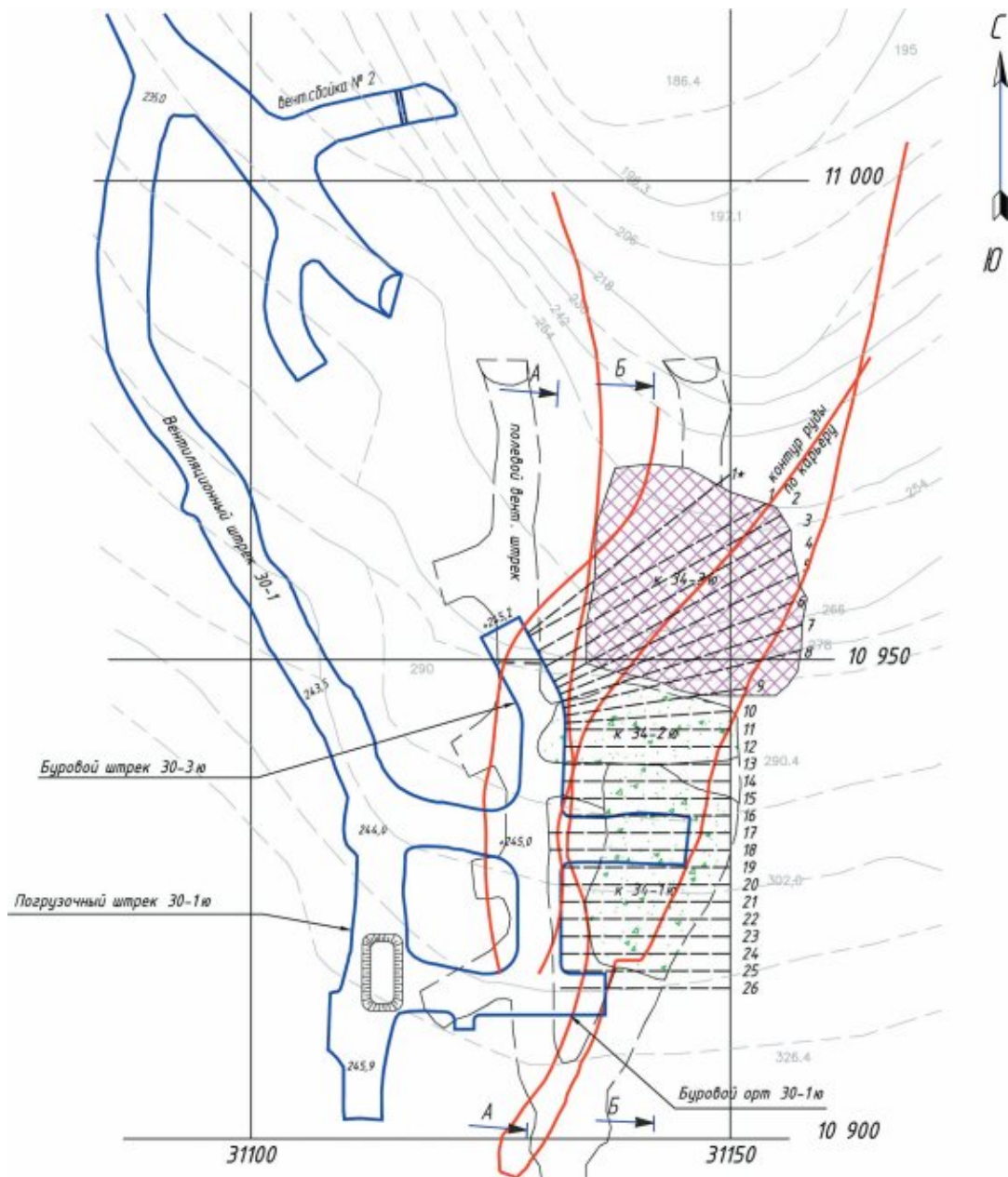


Рис. 3.7.6. Совмещённый план карьера и горизонта 300 метров

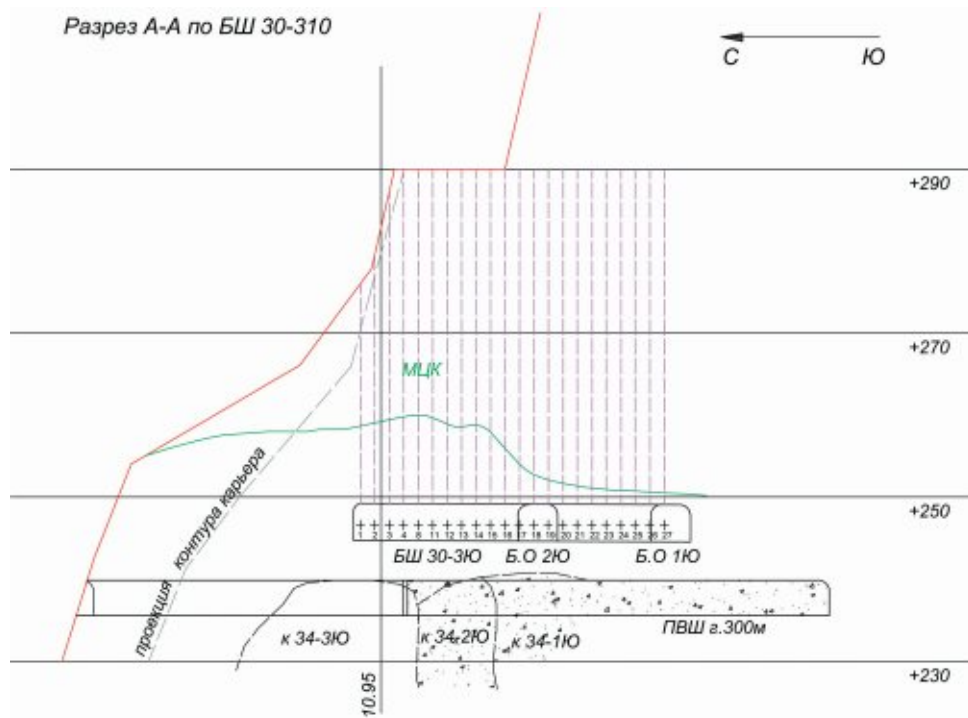


Рис. 3.7.7. Разрез по линии А – А

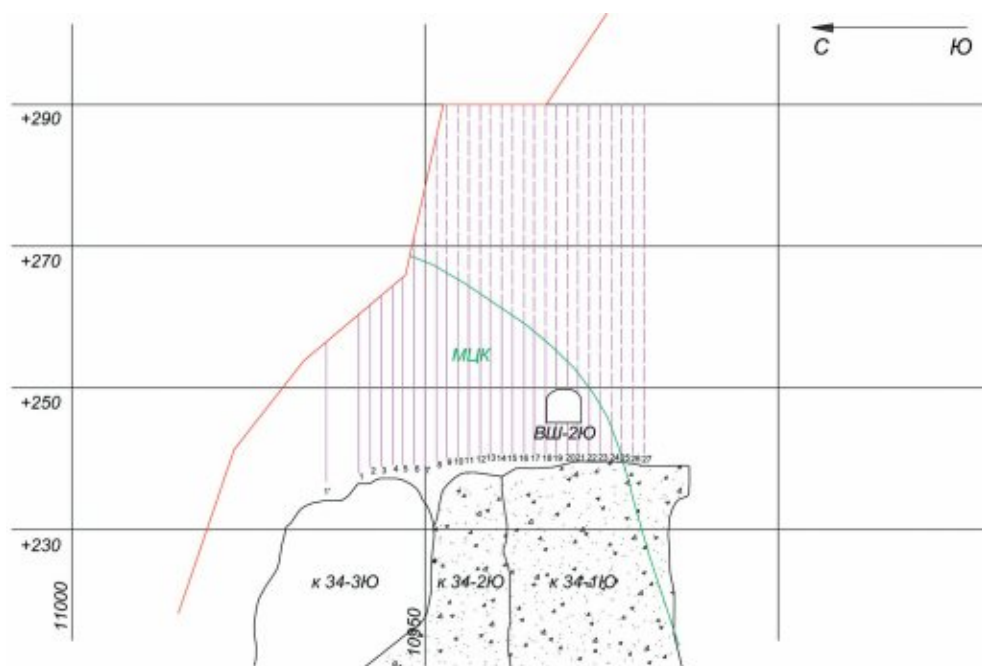


Рис. 3.7.8. Разрез по линии Б – Б

Подготовительно-нарезные работы

Почва камеры на Этапе 1 располагается на уровне гор. 300 метров.

Для ведения очистных работ, проветривания, а также обеспечения безопасности горных работ планируется проведение горных выработок (рисунок 3.7.6):

- вентиляционный штрек 30-1;
- буровой штрек 30-3ю;
- буровой орт 30-1ю;
- погрузочный штрек 30-1ю.

Технология очистной выемки

Обуривание камеры (прирезки) производится с горизонта 300 метров веерами скважин диаметром 89 мм из бурового орта 30-1ю и бурового штрека 30-3ю. Разбуривание производится буровыми установками СОЛО.

Отбойку запасов камеры планируется осуществлять в 5 стадий с разделением на примерно равные по объёму массовые взрывы. Схема разделения Этапа 1 на стадии отбойки следующая:

- Взрыв 1 – веера с 1* по 3;
- Взрыв 2 – веера с 4 по 8;
- Взрыв 3 – веера с 9 по 14;
- Взрыв 4 – веера с 15 по 19;
- Взрыв 5 – веера с 20 по 26.

Первоначально взрывание вееров скважин производится на компенсационное пространство камеры 34-3ю. Для этого подбор замедлений осуществляется не повеерно, а порядно. То есть первоначально взрываются нижние 3–4 ряда скважин во всех веерах, взрывааемых за один массовый взрыв, затем следующие 2–3 ряда, и так далее с повышением относительно выработанного пространства камеры 34-3ю.

Отгрузка руды на Этапе 1 осуществляется через выработанное пространство камеры 30-3ю на горизонте 340 метров с помощью ПДМ Торо-501Д без заезда в очистное пространство камеры, или ПДМ Торо-400 оборудованной системой дистанционного управления типа «Торотел» с заездом в очистное пространство камеры.

По окончании отбойки и отгрузки руды по Этапу 1 осуществляется закладка выработанного пространства камеры 34-3ю. Подача закладочной смеси осуществляется из выработок горизонта 300 метров.

Буровзрывные работы

Взрывные работы, а также все работы, связанные с их подготовкой, проводятся согласно «Типовому проекту на проведение массовых взрывов», действующему на руднике.

Отбойка рудной массы при обработке камеры ведется буровзрывным способом с помощью зарядов ВВ, размещаемых в скважинах диаметром 89 мм, пробуренных с помощью станков типа SOLO.

Параметры буровзрывных работ при очистной выемке представлены в таблице 3.7.6.

Таблица 3.7.6. Параметры БВР при отработке опытного участка

Наименование показателей	Расстояние между скважинами, м	ЛНС, м	Коэффициент сближения зарядов	Диаметр скважин, мм	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Веера скважин	1,8	1,8	1,05	89	2,0

Расположение скважин – веерное. Конструкция заряда выбирается производителем работ. Зарядание скважин – с помощью зарядных агрегатов, имеющихся на руднике.

При оценке влияния взрывных работ в качестве объектов рассматривались прилегающие к опытной камере:

- рудный массив;
- миндалекаменные базальты (коренные вмещающие породы);
- серицит-хлорит-кварцевые метасоматиты (оторочка рудного тела мощностью 2–4 метра).

За критерии оценки влияния взрывных работ на прилегающие массивы приняты радиусы зон дробления и трещинообразования.

По результатам оценки устанавливается влияние на прилегающие массивы от различных масс зарядов в группе.

Скорость прохождения упругих волн в массиве принята по ранее проведенным работам и представлена в таблице 3.7.7.

Таблица 3.7.7. Скорость прохождения упругих волн в массиве

Наименование пород и руд		Метасоматиты околорудной зоны	Миндалекаменные базальты	Медно-цинковые сплошные руды	Закладочный массив
Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	Продольных, C_p	1200	2790	2230	1300
	Поперечных, C_s	640	1580	1260	630

Схема к расчёту влияния взрывных работ на Этапе 1 представлена на рисунке 3.7.9 и определены по формулам (раздел 2. п. 7).

Результаты расчётов зон дробления и трещинообразования при различном количестве ВВ в группе на Этапе 1 представлены в таблице 3.7.8.

Таблица 3.7.8. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва на Этапе 1 при различном количестве ВВ в группе

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, М			Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, М		
		Количество ВВ в группе, кг					
		2000	1000	500	2000	1000	500
Медно-цинковые сплошные руды	фронтальное	4,0	2,3	1,3	10,5	7,3	5,0
Миндалекаменные базальты	боковое	2,6	1,4	0,7	9,5	6,0	3,5
Метасоматиты околорудной зоны	боковое	2,4	1,3	0,6	10,0	6,4	3,7

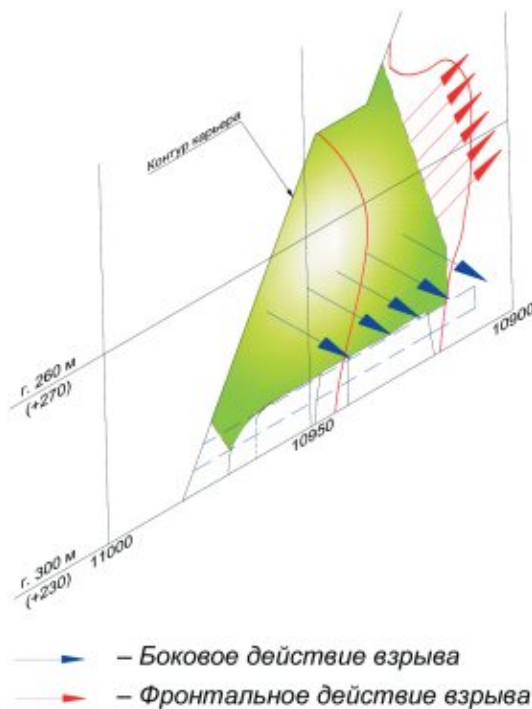


Рис. 3.7.9. Схема к расчёту влияния взрыва на этапе № 1

Выводы и рекомендации по ведению взрывных работ в отметках выше гор 300 метров (Этап 1)

1. Анализ значений таблицы 3.7.8 показывает, что для обеспечения безопасности ведения взрывных работ с точки зрения их влияния на прилегающие к камере массивы допустимая масса заряда в группе не должна превышать 1000 кг (при превышении данного показателя возможен выход из строя соседних взрывных скважин, что может повлечь за собой образование отказы).

2. Интервал замедления между взрыванием групп зарядов не менее 20 мс.

3. При бурении скважин следует не добуривать 1 метр до границы отбиваемого слоя руды. Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м.

4. Учитывая значительное сейсмическое действие взрыва, рекомендуется не заряжать крайние восходящие скважины во всех веерах. Эта скважина будет служить в качестве оконтуривающей.

Закладочные работы

По окончании отбойки и отгрузки отбитой руды по Этапу 1 предусматривается закладка выработанного пространства камеры 34-3ю твердеющими смесями.

Вид закладки камеры – твердеющая закладочная смесь. Её состав – один слой с параметрами: прочность формируемого в камере закладочного массива – 5 МПа.

Подача закладочной смеси производится из подводящих выработок горизонта 300 м непосредственно в очистное пространство камеры 34-3ю. Закладка выработанного пространства производится до уровня гор. 300 метров.

Места установки перемычек, их конструкция выбираются производителем работ в локальном проекте на отработку камеры (прирезки).

Проведённые расчёты устойчивости прилегающих к обрабатываемому участку рудных и породных массивов, а так же опыт отработки прибортовых запасов на других участках Учалинского карьера не исключают частичную потерю устойчивости породных массивов прилегающих к очистному пространству камер (заходок).

При этом очистное пространство камеры 34-3ю неизбежно заполнится пустыми породами. Инъектирование этих обрушенных пород в очистном пространстве камеры 34-3ю путём подачи закладочной смеси сверху (с горизонта 300 метров) не сможет обеспечить формирование закладочной смеси требуемой прочности (полного пропитывания породы в камере и создание в ней бутобетонного массива не произойдёт).

Проветривание горных работ на Этапе 1

Проветривание очистных выработок на гор. 300 м осуществляется с помощью общешахтной депрессии. Свежий воздух из западного полевого штрека горизонта 300 метров поступает в очистные выработки, омывает забои и отработанный воздух с участка (Этап 1) выбрасывается в вентиляционный восстающий 220/280 метров. Через этот восстающий отработанный воздух попадает в вентиляционный наклонный съезд и далее выбрасывается в карьерное пространство на отметке +350 метров.

Совмещённый план горизонта 300 метров, карьера и вентиляционного наклонного съезда представлен на рисунке 3.7.10.

Проветривание транспортных выработок Этапа 1 на гор. 340 м также осуществляется с помощью общешахтной депрессии. Свежий воздух из западного полевого штрека горизонта 340 метров поступает в погрузочный заезд № 2. Проветривание погрузочных заездов № 1 и № 3, через которые осуществляется отгрузка отбитой из очистного пространства камеры 34-3ю осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, устанавливаемого на свежей воздушной струе. Сброс отработанного воздуха на горизонте 340 метров осуществляется по буровому штреку гор. 340 метров в пространство карьера. Совмещённый план карьера и горизонта 340 метров представлен на рисунке 3.7.11.



Рис. 3.7.10. Совмещённый план горизонта 300 метров, карьера и вентиляционного наклонного съезда

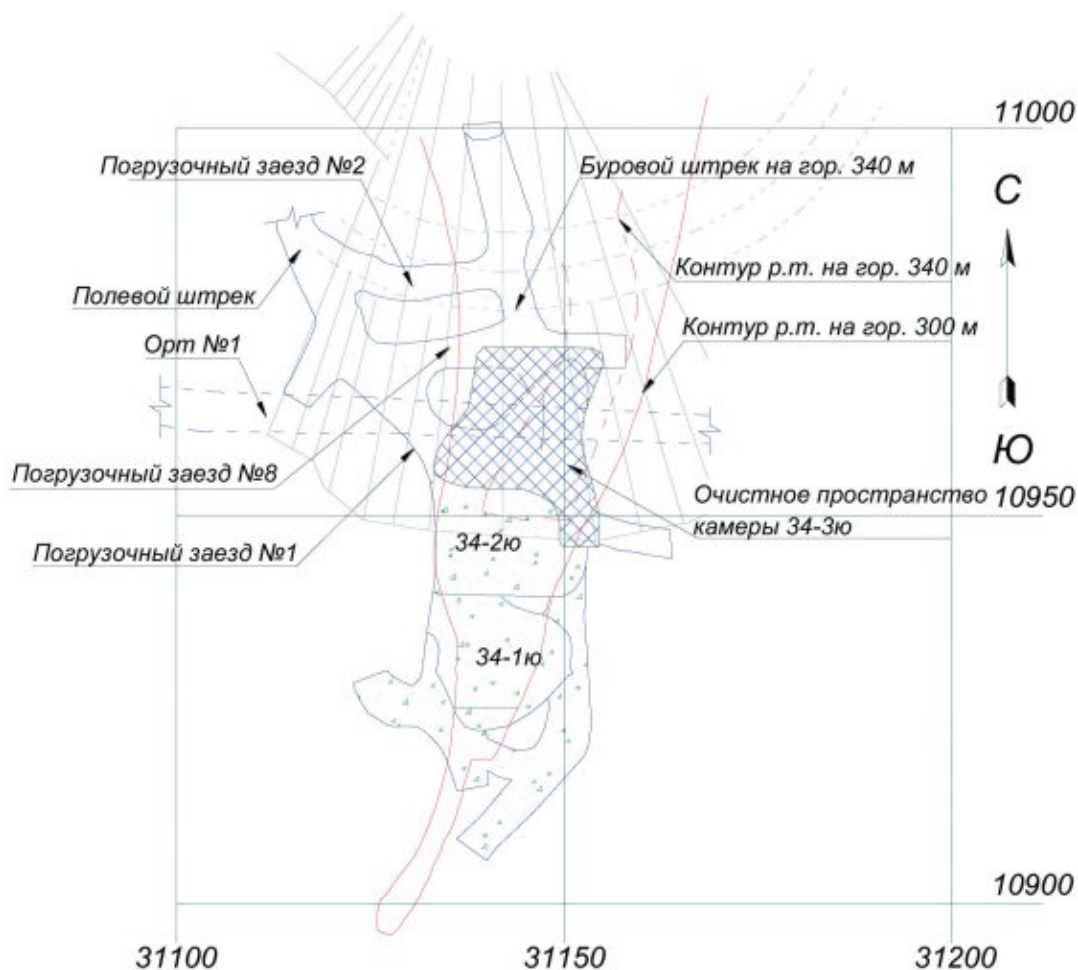


Рис. 3.7.11. Совмещённый план горизонта 340 метров и карьера

ЭТАП 2 – обработка запасов ниже горизонта 300 метров

По окончании отгрузки рудной массы выше горизонта 300 метров приступают ко второму этапу обработки запасов выемочного участка – обработке запасов в отметках горизонтов 300–340 метров.

Система разработки и её конструктивное оформление

Запасы руды опытного участка на **ЭТАПЕ 2** (в отметках горизонтов 300–340 метров) обрабатываются открытой камерой (прирезкой), расположенной на границе с бортом карьера.

Применяемый вариант системы разработки включает в себя следующие конструктивные элементы:

– комплекс необходимых и уже существующих доставочных и буровых выработок на горизонте 340 метров.

Днище в камере – плоское. В качестве буровой выработки используется буровой штрек горизонта 340 метров, который расположен по почве камеры (прирезки). Конструктивное оформление системы разработки на Этапе 2 представлено на рис. 3.7.12, 3.7.13, 3.7.14 и 3.7.15.

Почва камеры располагается на уровне гор. 340 метров.

Для отработки камеры (прирезки) на **ЭТАПЕ 2** используются существующие горные выработки на горизонте 340 метров.

Очистная выемка (ЭТАП 2) начинается с обуривания камеры (прирезки) с горизонта 340 метров восходящими веерами скважин диаметром 89 мм из бурового штрека гор. 340 метров. Разбуривание производится буровыми установками СОЛО.

Очистная выемка в опытной камере заключается в отбойке запасов руды на пространство карьера. Возможны два варианта отработки запасов ниже горизонта 300 метров на **ЭТАПЕ 2**.

а). Отработка запасов при заложенной камере 34-3ю.

Отбойку запасов в отметках при заложенной твердеющей закладкой камере 34-3ю планируется осуществлять в 2 стадии. Схема разделения **ЭТАПА 2** на стадии отбойки при заложенной твердеющей закладкой камере 34-3ю представлена на рис. 3.10.13.

б). Отработка запасов при заполненной обрушенными породами камере 34-3ю.

Отбойку запасов в отметках при заложенной твердеющей закладкой камере 34-3ю планируется осуществлять в 2 или 3 стадии. Схема разделения **ЭТАПА 2** на стадии отбойки при заполненной обрушенными породами камере 34-3ю представлена на рис 3.10.15.

Порода, заполнившая очистное пространство камеры 34-3ю рассматривается как разрыхленная рудная масса, оказывающая давление от собственного веса на рудный массив, подлежащий отработке.

В таком случае, для исключения деформации обрабатываемого рудного массива в карьерное пространство от давления обрушенных пород в камере 34-3ю, и исключения разубоживания отбитой руды породой на **ЭТАПЕ 2** необходимо рассчитать толщину рудного целика, оставляемого между карьером и очистным пространством камеры 34-3ю.

Указанный рудный целик в данном случае рассматривается как подпорная вертикальная стенка, воспринимающая неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от веса горной массы, заполняющей камеру 34-3ю. Схема к расчету параметров этого рудного целика с эпюрой действующего на него веса горных пород представлена на рис. 3.7.15.

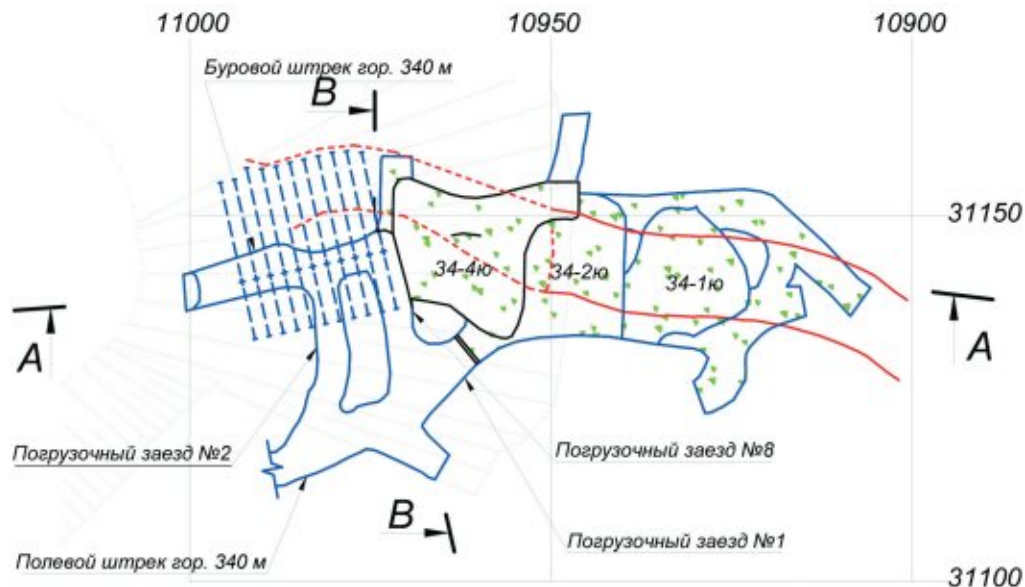


Рис. 3.7.12. Этап № 2. План горизонта 340 метров

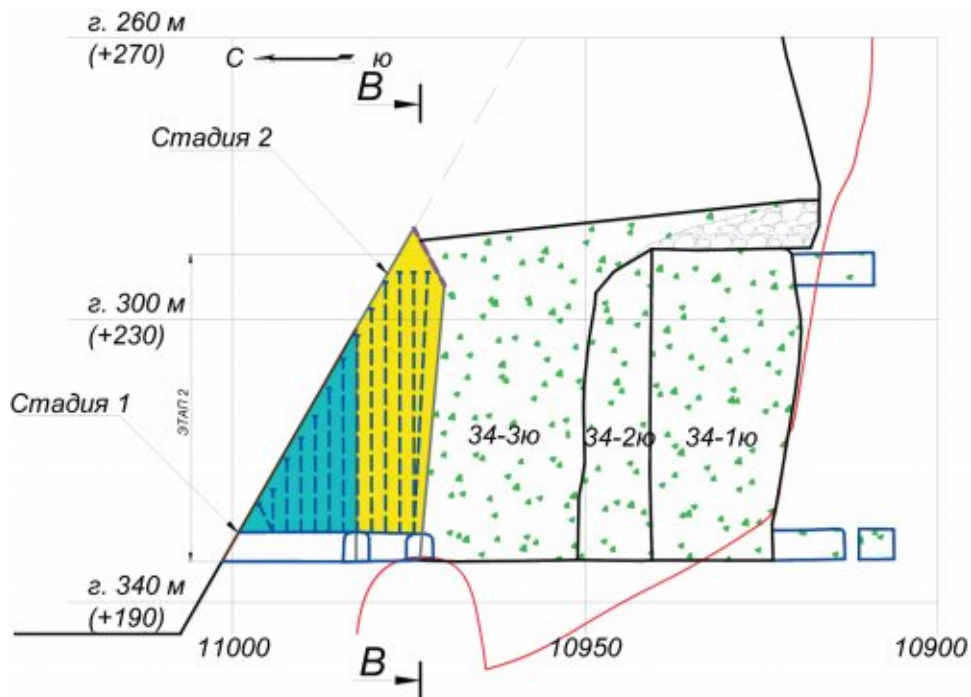


Рис. 3.7.13. Этап № 2. Разрез по линии А – А

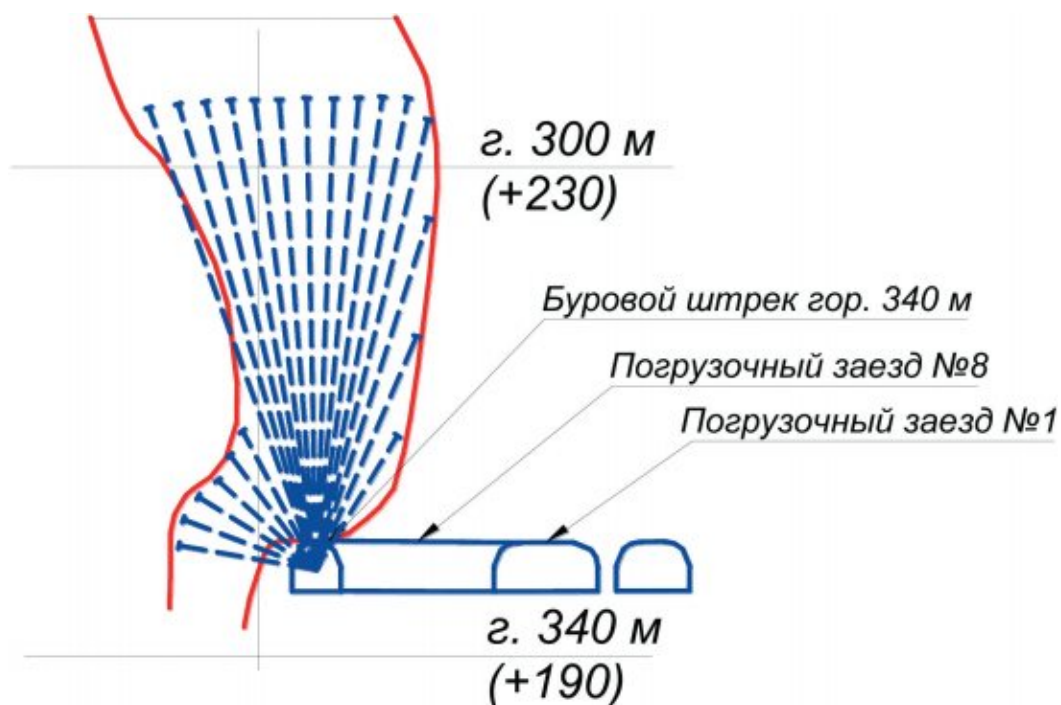


Рис. 3.7.14. Этап № 2. Разрез по линии В – В

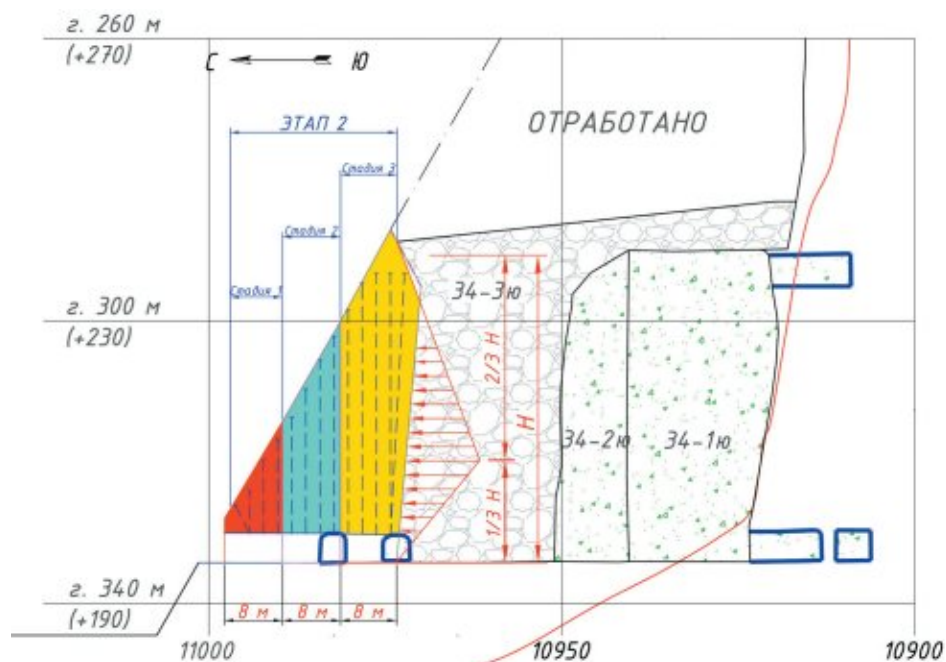


Рис. 3.7.15. Разбивка ЭТАПА 2 на стадии отработки запасов при заполненной обрушенными породами камере 34-3ю

При расчете силы, действующей на рудный целик, приняты следующие положения:
 – давление на рудный целик оказывают обрушенные породы шириной около 10 метров (половина ширины камеры 34-3ю);
 – равнодействующая сила (R) от действующего на рудный целик давления прилагается на высоте равной $\frac{1}{2}$ высоты обнажения.

Величина данной силы определяется по формуле (глава 2. п. 5). Величину коэффициента запаса рудного целика (K_3) при расчётах приняли равным 3, а $\sigma_{сж}$ – равным 11410 т/м². Провели расчеты относительно ширины рудного целика ($h_{ц}$) и получили данные толщины рудного целика $h_{ц}$ при различном коэффициенте структурного ослабления (таблице 3.7.9).

Таблица 3.7.9. Минимально допустимая толщина рудного целика (стадия 2 ЭТАП 2) при различных коэффициентах структурного ослабления рудного массива

Высота целика	Минимально допустимая толщина рудного целика, м	
	При коэффициенте структурного ослабления, доли ед.	
	0,3	0,4
40	7,9	6,8

Анализ результатов расчётов показывает, что минимально допустимая толщина рудного целика между карьером и выработанным пространством камеры 34-3ю должна быть не менее 8 метров.

По результатам расчётов, можно сделать вывод о том, что при отбойке руды в отметках 300–340 метров и заполненной породами камере 34-3ю для ограничения разубоживания руды породами из очистного пространства камеры 34-3ю отбойка запасов осуществляется в 2 или 3 стадии. Минимальная толщина этого рудного целика из условия обеспечения его устойчивости должна быть не менее 8 метров. Взрывание стадий 1 и 2 может производиться одновременно по решению технического руководства рудника, согласованному с ОАО «Уралмеханобр» с обязательным соблюдением рекомендаций ведения взрывных работ, представленных ниже в части ограничения взрываемого количества ВВ на одну ступень замедления.

После отгрузки руды стадий 1 и 2 осуществляется отбойка временного рудного целика (стадия 3). Взрывание стадии 3 для снижения разубоживания руды планируется осуществлять «на выброс» в карьерное пространство.

Буровзрывные работы

Отбойка рудной массы при отработке камеры ведется буровзрывным способом с помощью зарядов ВВ, размещаемых в скважинах диаметром 89 мм, пробуренных с помощью станков SOLO.

Расположение скважин – веерное.

При оценке влияния взрывных работ на в качестве объектов рассматривались прилегающие к опытной камере:

- рудный массив;
- миндалекаменные базальты (коренные вмещающие породы);
- серицит-хлорит-кварцевые метасоматиты (оторочка рудного тела мощностью 2–4 метра);
- закладочный массив отработанных камер в подэтаже 300–340 метров.

За критерии оценки влияния взрывных работ на прилегающие массивы приняты радиусы зон дробления и трещинообразования.

Расчет численных значений размеров этих зон произведён по тем же зависимостям, что и для ЭТАПА 1.

Радиусы зон разрушения и деформаций, определяются в различных плоскостях действия взрыва. Схема к расчёту влияния взрывных работ на ЭТАПЕ 2 представлена на рис. 3.7.16.

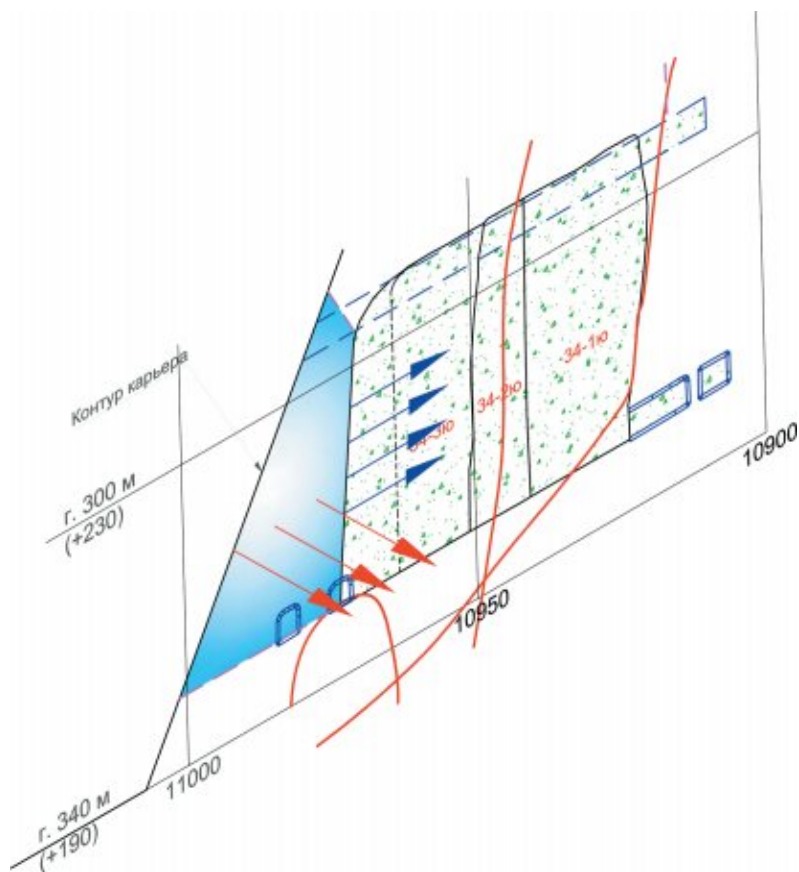


Рис. 3.7.16. Схема к расчёту влияния взрыва на ЭТАПЕ 2

Максимальная масса взрываемого в одном слое (веере) ВВ принята с учётом разделения на стадии отбойки руды (смотри лист 1) и для стадии № 2 Этапа 2 составляет порядка 2400 кг. Максимальные размеры веера на Этапе 2 составляют 40×18 метров.

Результаты расчётов зон дробления и трещинообразования при различном количестве ВВ в группе на **ЭТАПЕ 2** представлены в таблице 3.7.10.

Таблица 3.7.10. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва на **ЭТАПЕ 2** при различном количестве ВВ в группе.

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м			Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м		
		Количество ВВ в группе, кг					
		2400	1200	800	2400	1200	800
Медно-цинковые сплошные руды	фронтальное	2,6	1,4	0,9	9,3	6,0	4,4
Миндалекаменные базальты	боковое	1,4	0,7	0,5	6,6	3,6	2,5
Метасоматиты околорудной зоны	боковое	1,3	0,7	0,4	7,1	3,9	2,7
Закладочный массив	фронтальное	2,1	1,1	0,7	10,6	7,1	5,3

Анализ значений таблицы 3.7.10 показывает, что для обеспечения безопасности ведения взрывных работ с точки зрения их влияния на прилегающие к камере массивы на **ЭТАПЕ 2**, допустимая масса заряда в группе не должна превышать 800 кг для стадий № 1 и № 2.

Для снижения радиуса дробящего действия взрыва на стадиях № 1 и № 2 отбойку руды следует вести группами с разделением заряда веера на три ступени замедления. Интервал замедления между взрыванием групп зарядов не менее 20 мс.

При взрывании руды на стадии № 3 (когда камера 34-3ю заполнена породой) с целью снижения разубоживания руды отбойку руды следует вести с поперечным разделением на ступени замедления. Интервал замедления между взрыванием вееров не менее 20 мс.

При бурении скважин следует не добуривать 1 метр до границы отбиваемого слоя руды. Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м.

Учитывая значительное фронтальное действие взрыва, рекомендуется не заряжать разбуренный крайний веер, примыкающий к закладочному массиву камеры 34-3ю. Этот веер будет служить в качестве экрана, защищающего закладочный массив от влияния взрывных работ.

Проветривание опытной камеры

Проветривание очистных выработок опытной камеры на **ЭТАПЕ 2** осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания, устанавливаемого на западном

откаточном штреке гор. 340 метров на свежей воздушной струе. Далее свежий воздух из западного полевого штрека горизонта 340 метров по вентиляционному трубопроводу поступает в погрузочные заезды № 2 и № 3. Сброс отработанного воздуха осуществляется по тем же выработкам. По мере выпуска отбитой руды происходит вскрытие бурового штрека гор. 340 метров и дальнейший сброс отработанного воздуха производится в пространство карьера.

Место установки вентилятора местного проветривания (ВМП) выбирается техническими службами рудника.

Анализ фактического положения горных работ при отработке запасов опытного участка на Южной выклинке

Запасы опытного участка Южной выклинка Учалинского карьера были успешно отработаны в течение весны-лета 2011 года. Из опытных камер было добыто более 92 тыс. тонн рудной массы.

Фотографии взрывания вееров выше горизонта 300 метров представлены на рисунках 3.7.17 и 3.7.18.

Дальнейшее положение горных работ при отбойке руды показано на рисунках 3.7.19 и 3.7.20.

За счёт отслоения пород с восточного контакта рудного тела выработанное пространство камеры 34-3ю, использовавшееся для отгрузки руды, отбитой в камере 30-3ю было заполнено горной массой (вмещающими породами). При этом большая часть рудной массы из камеры 30-3ю на момент обрушения вмещающих пород была отгружена. Участок борта карьера, расположенный над отрабатываемой камерой остался в устойчивом состоянии.

По результатам отработки запасов выше горизонта 300 метров совместным решением руководства Учалинского подземного рудника и специалистов отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» для обеспечения качественной выемки запасов южной выклинка в подэтаже 300–340 метров было принято решение осуществить отгрузку обрушившихся пород и руды.

Положение горных работ по окончании отгрузки обрушившихся вмещающих пород представлено на рисунке 3.7.21. Красным прямоугольником показано положение камеры 30-3ю.

За счёт отслоения пород с восточного контакта рудного тела выработанное пространство камеры 34-3ю, использовавшееся для отгрузки руды, отбитой в камере 30-3ю было заполнено горной массой (вмещающими породами). При этом большая часть рудной массы из камеры 30-3ю на момент обрушения вмещающих пород была отгружена. Участок борта карьера, расположенный над отрабатываемой камерой остался в устойчивом состоянии.

По результатам отработки запасов выше горизонта 300 метров совместным решением руководства Учалинского подземного рудника и специалистов отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» для обеспечения качественной выемки запасов южной выклинка в подэтаже 300–340 метров было принято решение осуществить отгрузку обрушившихся пород и руды.



Рис. 3.7.17 и 3.7.18. Взрывание вееров выше горизонта 300 метров (отбойка осуществляется на пространство камеры 34-3ю)



Рис. 3.7.19. Положение горных работ в камере 30-3ю (запасы выше горизонта 300 метров) сразу после отбойки последнего веера в камер 30-3ю (фото сделано из подводящих выработок гор. 300 метров)



Рис. 3.7.20. Положение горных работ на Южной выклинке Учалинского карьера через месяц после отбойки последнего веера в камере 30-3ю (запасы выше горизонта 300 метров)

Положение горных работ по окончании отгрузки обрушившихся вмещающих пород представлено на рисунке 3.7.21. Красным прямоугольником показано положение камеры 30-3ю.

Положение горных работ после отбойки вееров стадий 1 и 2 (этап 2) в подэтаже 300 – 340 метров представлено на рисунке 3.7.22.



Рис. 3.7.21. Положение горных работ на Южной выclinке Учалинского карьера после отбойки последнего веера в камере 30-3ю (запасы выше горизонта 300 метров)



Рис. 3.7.22. Положение горных работ после отбойки вееров стадии 1 (этап 2) в подэтаже 300–340 метров

В прямоугольнике показан контур рудного тела в подэтаже 300–340 метров.

Глава 4.

Опытнo-промышленные испытания технологий отработки сложных участков рудных месторождений

4.1. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки сложных участков на Гайском подземном руднике

В настоящее время горные работы на Гайском подземном руднике уже достигли глубины более 800 метров. С увеличением глубины горных работ происходит ухудшение горнотехнических и геомеханических условий. В то же время проектные технические и технологические решения, регламентирующие организацию очистных и закладочных работ, конструкцию системы разработки и ее параметры, требования к прочности закладочных массивов, срокам достижения нормативной прочности остались на уровне 20-летней давности, когда условия отработки месторождения были более благоприятны.

Подземные горные работы на руднике ведутся этажно-камерной системой разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования. Порядок отработки камер принят камерно-целиковый – по схеме 1-2-1-3-1.

Ширина камер – 20 м.

Высота камер – равна высоте этажа 80 м.

Длина камер – как правило, равна мощности рудного тела.

Запасы обрабатываемых камер довольно значительны – от 200 до 400 и более тыс. тонн. Средняя производительность камеры на стадии очистных работ (по отгрузке руды) составляет 23 тыс. тонн в месяц. Время отработки камер при этом занимает продолжительный период времени и может составлять более одного года. В таких условиях в ряде камер происходили обрушения закладочного массива вышерасположенных камер и пород всячего бока в очистное пространство.

Исследования, проведенные в 2007 году специалистами лаборатории Геотехнологии института «Уралмеханобр» показали, что на тот момент более половины очистных камер (64,5%) на Гайском подземном руднике перед закладочными работами были частично или полностью заполнены обрушившейся горной массой (породой и закладочным материалом), что не позволяет создать качественный закладочный массив, а также осложняет отработку рядом расположенных и нижележащих камер. При этом решающую роль играло время стояния этих камер незаложенными. При значительном (до 14 и более месяцев) времени стояния пород всячего бока неподбученными закладкой, общая высота свода обрушения в ряде камер увеличивалась до 28 метров. В этом случае в процесс обрушения вовлекались не только приконтактные ослабленные, но и основные породы.

Рассматриваемый в исследованиях объем камер был разбит на две основные группы:

ГРУППА «а» – камеры с обрушением, в основном, пород висячего бока;

ГРУППА «б» – камеры, заполненные горной массой, вследствие обрушений закладочных массивов вышележащих и смежных камер, представленных чаще всего обрушенными породами.

Исследованиями было установлено, что слабые, рассланцованные породы висячего бока всегда обрушаются в камеру при ее отработке, поэтому устойчивость висячего бока определяют слагающие его коренные породы, их прочность, структура и трещиноватость. Помимо этого, определяющее значение для устойчивости имеет угол падения рудного тела.

В группе «а» большинство случаев (52,6%) обрушений пород висячего бока в камеры происходит при угле его наклона в камере до 60°. Причем почти во всех случаях (5 из 7) заполнения камер породой полностью или на величину двух подэтажей приходится именно на эту подгруппу. В камерах с углом наклона висячего бока более 60°, зафиксировано 31,6% обрушений, и большинство камер заполнено породой на один подэтаж.

Обрушения пород висячего бока снижают устойчивость вышележащего закладочного массива. Создаются пустоты, в которые деформируется околорудный породный массив. Подобные явления возникли не одномоментно, а развивались и усугублялись с увеличением количества подобных инцидентов и возрастанием глубины горных работ, а также с повышением уровня напряжённо-деформированного состояния массива горных пород. Неполная закладка образованной пустоты выше закладываемой камеры из-за отсутствия выработок и расположения свода обрушения значительно выше закладочного горизонта приводит к развитию процесса обрушения на целых участках рудных тел, ведёт к объединению образованных при отработке соседних камер пустот друг с другом.

Первоначально обрушение пород висячего бока в незаложенные камеры происходило из-за несвоевременной их закладки. Несвоевременная закладка камер происходила в последнее десятилетие прошлого века, когда наблюдалось значительное отставание закладочных работ из-за нехватки доменных гранулированных шлаков и цемента.

Обрушения, возникшие в тот период, в настоящее время негативно влияют на работу рудника.

Происходит постоянное увеличение площади зон обрушения, как по вертикали, так и по горизонтали. Размеры отдельных зон обрушения по простиранию залежи (в плане) достигают уже порядка 200 метров, отмечены так же локальные выходы обрушений в дно карьера (на дневную поверхность) предположительно с глубины 500 метров.

Анализ группы «б» камер, заполненных породной массой перед закладочными работами, показал, что в подавляющем большинстве случаев (93,3%) их отработка производилась под обрушениями или рядом с камерами первой очереди, заполненными обрушенными породами. В проектах на отработку таких камер были вынуждены предусматривать временные потолочины и вертикальные целики по бокам камер, для того,

чтобы хотя бы часть руды взять без повышенного разубоживания. После обрушения временных целиков взрывными работами (или их самообрушения), выпуск руды велся под обрушенными породами, что вызывает повышенные потери и разубоживание руды.

При закладке обрушенных камер закладочная смесь подавалась на обрушенные породы, которые занимали от 30 до 100% объема камеры. При подаче закладочной смеси сверху на навал обрушенной породы пропитывания горной массы как правило не происходит и получить качественный закладочный массив невозможно.

Так же неполная закладка образованной пустоты выше закладываемой камеры из-за отсутствия выработок и расположения свода обрушения значительно выше закладочного горизонта приводит к развитию процесса обрушения на целых участках рудных тел, ведёт к соединению образованных при отработке соседних камер пустот друг с другом.

Поэтому при отработке нижерасположенных камер на действующих горизонтах происходит перепуск обрушенных пород и закладочного материала из камер верхних горизонтов на нижние. Аналогичные проблемы возникают при отработке смежных камер с обрушенными.

Техническое руководство Гайского подземного рудника прилагает усилия по исправлению сложившейся ситуации в части локализации существующих зон обрушения и недопущения их распространения на нижерасположенные горизонты.

Были разработаны мероприятия, направленные на повышение устойчивости конструктивных элементов системы разработки, в частности: оставление в камерах временных потолочин, временных рудных целиков по всяческому боку, «рудных корок» по бокам камеры, бурение оконтуривающих скважин, формирование ступенчатой формы забоя в камерах и т. д.

Все эти мероприятия позволяют увеличить выемку чистой (неразубоженной) руды в камерах на боковых контактах с зонами обрушения и отсрочить их заполнение обрушенными породами и закладкой. Однако кардинально повлиять на ситуацию на действующих горизонтах с точки зрения локализации и прекращения обрушений в камерах не в состоянии. Нет возможности в полной мере контролировать момент активизации процесса обрушения и заполнения выработанного пространства камеры породами из соседних камер. Такое положение осложняет выпуск руды и приводит к значительным её потерям. Возникают проблемы в обеспечении безопасности горных работ.

В сложившихся условиях отработка камер, граничащих с зонами обрушений (особенно по боковым сторонам) системами разработки с камерной выемкой становится весьма затруднительной. Значительная проблема при этом состоит в выборе способа и порядка их отработки.

Отмеченные выше факторы требовали пересмотра и уточнения технических и технологических решений по дальнейшей отработке месторождения (в частности, пересмотра параметров камер всех очередей и последовательности их отработки). Кроме того, на том этапе значительная проблема состояла в способе и порядке дальнейшей отработки камер, граничащих с участками обрушенных камер, расположенных выше и с боков обрабатываемых камер.

4.1.1. Опытные-промышленные испытания технологии обработки камер 75-9 и 75-20 в этаже 670/750 м Гайского подземного рудника

(ОАО «Гайский ГОК», подземный рудник, 2010 год)

В 2010 г. техническое руководство ОАО «Гайский ГОК» приняло решение о проведении серии опытно-промышленных испытаний технологии обработки запасов нескольких камер третьей очереди, расположенных на границах с обрушенными участками (заваленными породой камерами) системами разработки с обрушением. Для проведения опытных работ были выбраны камеры 75-9 и 75-20, расположенные в этаже 670–750 м.

Первоначально специалистам ОАО «Уралмеханобр» было проучено обосновать и разработать методику опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии обработки камеры 75-9 [37].

На основе разработанной методики ОПИ техническим отделом Гайского подземного рудника был выполнен рабочий проект на обработку опытной камеры.

Горные работы на опытном участке проводились по распоряжению главного инженера ОАО «Гайский ГОК» силами подземного рудника в соответствии с разработанным проектом и методикой ОПИ.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытно-промышленных испытаний технологии обработки участка камер 75-9 в этаже 670–750 метр Гайского подземного рудника

Цель опытно-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытно-промышленных испытаний обработки участка являлись:

- выемка руды с расчётными (характерными для системы разработки с обрушением) показателями потерь и разубоживания руды;
- разработка параметров буровзрывных работ при отбойке руды в «зажатой» среде;
- проверка в производственных условиях, принятых в методике и рабочем проекте технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке.

Для достижения поставленной цели решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при одностадийной обработке запасов участка;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости подводящих выработок;
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к обрабатываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;
- контроль за развитием деформаций массива горных пород в районе обработки камеры;
- оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке в случае необходимости.

Состояние горных работ на опытном участке

Опытный участок находился в этаже 670–750 м и был представлен камерой 75-9, которая расположена в рудном теле № 19.

Протяженность участка с запада на восток (по длине камеры) равна мощности рудного тела и составляет порядка 80 метров, ширина камеры составляет 20 метров, высота равна высоте этажа – 80 м. Средний угол падения рудного тела на участке – 60 градусов.

Анализ состояния горных работ в районе опытной камеры 75-9, показал следующее: – камеры, расположенные в этаже 590–670 м над опытным участком отработаны и заложены;

– с северной стороны опытного участка, расположены камеры 75-8 и 75-8зап. Первоначально эти запасы планировалось отработать одной камерой на всю мощность рудного тела с применением этажно-камерной системы разработки с закладкой. Но при ведении очистных работ в камере 75-8 произошло обрушение пород висячего бока. Очистное пространство полностью заполнилось обрушенными породами. Техническое руководство Гайского подземного рудника приняло решение оставить ограждающий рудный целик и оставшиеся запасы камеры со стороны лежачего бока отработать камерой 75-8зап. Камера 75-8зап. была нормально отработана и заложена;

– с южной стороны опытного участка расположены камеры 75-10 и 75-10зап. Ситуация, сложившаяся при отработке указанных камер полностью повторяет описанную выше. Первоначально эти запасы планировалось отработать одной камерой на всю мощность рудного тела с применением этажно-камерной системы разработки с закладкой. Но при ведении очистных работ в камере 75-10 произошло обрушение пород висячего бока. Очистное пространство полностью заполнилось обрушенными породами. Техническое руководство Гайского подземного рудника приняло решение оставить ограждающий рудный целик и оставшиеся запасы камеры со стороны лежачего бока отработать камерой 75-10зап. Камера 75-10зап. была нормально отработана и заложена;

– запасы камеры 75-9 так же планировалось отработать одной камерой на всю мощность рудного тела с применением этажно-камерной системы разработки с закладкой. При проектировании её отработки были разработаны мероприятия, направленные на повышение устойчивости элементов системы разработки (оставление «рудных корок» по периметру камеры, бурение оконтуривающих вееров скважин и др.). Но уже на начальной стадии очистной выемки руды произошло обрушение этих оставленных целиков («рудных корок») и очистное пространство камеры было заполнено обрушенными породами из расположенных с боков камер 75-8 и 75-10. Дальнейшая отработка запасов этой камеры системами разработки с закладкой выработанного пространства в сложившейся ситуации оказалась невозможной;

– специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» в предыдущих работах неоднократно говорилось о нецелесообразности отработки участков рудных тел, граничащих с зонами локального обрушения выемочных камер. Отмечалось, что никакие мероприятия не в силах кардинально решить вопрос обеспечения устойчивости стенок таких камер и сделать их отработку управляемой. Предлагалось обрабатывать такие участки системами разработки с обрушением. Для этого произвести соответствующее

обоснование и опытные испытания предложенных способов отработки на отдельных участках. В последующем по результатам проведения опытных работ возможно распространение систем разработки с обрушением на другие участки рудных тел, расположенных на участках обрушения вмещающих пород и закладки.

Техническое руководство Гайского подземного рудника поручило специалистам ОАО «Уралмеханобр» в 2010 году разработать технологию и составить методики опытно-промышленных испытаний отработки ряда камер 3-й очереди в этаже 670–750 метров системами разработки с обрушением, в том числе камеры 75-9.

Геологическая характеристика

Участок расположен в пределах сближенных рудных тел № 17 и № 19, в районе профиля 114-115. Рудные тела в этаже 670/750м имеют в поперечнике форму сложных пластов, падающих на восток под углами 65–80 градусов. Рудные тела представлены на 85% сплошными и на 15% вкрапленными медными рудами в туфах смешанного состава с межрудными линзами диабазов. Состав руд халькопирит-пиритовый. Распределение полезных компонентов в руде равномерное по всему объему. Пирит составляет до 80% от объема запасов камеры; халькопирит – мелко, тонкозернистый, выполняет межзерновое пространство и составляет до 10% от объема. Объем сфалерита составляет доли процента. Межрудные прослои представлены дайками диабазов и кварцевыми метасоматитами, как правило слабыми ($f=8$) с высокой степенью трещиноватости, и устойчивостью ниже средней. Из нерудных минералов присутствует кварц, хлорит, серицит.

Вмещающие породы с востока представлены диабазовыми ($f=10$) и вторичными кварцитами ($f=9$), средней трещиноватости и устойчивости. С запада расположены диабазовые порфириды ($f=12$) и туфы андезит дацитов ($f=12$), средней трещиноватости и устойчивости. Контакты руд и пород четкие тектонические и сопровождаются повышенным рассланцеванием.

Обобщенные физико-механические характеристики пород и руд месторождения приведены в таблице 4.1.1.

Естественный водоприток отсутствует. Объемный вес руды $\gamma=4,05$ т/м³. Пирита 70–80%, пиритной серы более 35%.

Технология ведения горных работ в опытной камере

Одним из главных принципов при отработке опытной камеры являлось использование для выемки руды существующих горных выработок, пройденных в пределах камеры. То есть учитывались сечения и состояние существующих выработок, проведения каких-либо дополнительных выработок не планировалось.

При выборе технологии и порядка отработки запасов камеры 75-9 учитывалась технологическая ситуация в районе опытной камеры.

Отработка запасов опытной камеры осуществлялась одной выемочной единицей – камерой сразу на всю высоту этажа (80 метров) и осуществлялась в одну стадию. Выемка запасов велась в сплошном порядке. Направление отработки запасов – от зоны обрушения к лежащему боку залежи.

Таблица 4.1.1. Физико-механические свойства горных пород и руд Гайского месторождения

Литологические разновидности	Плотность, т/м ³	Предел прочности, МПа		Модуль упругости, ГПа	Коэффициент Пуассона	Скорость продольной волны, м/сек	Степление, МПа	Угол внутреннего трения, град.
		на сжатие	на растяжение					
Медный колчедан	4,39	80...150	6,1	50...90	0,15	5584	11	37
Серный колчедан	4,21	110...130	6,8	70	0,16	4875	14	32
Порфирит плагиоклазовый	2,88	72,8	11,8	65	0,32	5289	16,5	30
Диабаз	2,88	87,1	8,9	64	0,22	—	30	29
Лава андезитового состава	2,75	76,8	9,3	—	0,37	—	13	36
Туфы различного состава	2,7...2,8	70...80	7,5...10,5	72	0,28	5360	13...16	34...36
Туфобрекчии различного состава	2,7...2,8	70...80	6...10	50...65	0,19...0,21	4405	20	34...39
Кварцево-серцитовый сланец	2,75	43,9	7,5	52	0,29	5337	12	33
Хлорито-кварцевый сланец	2,74	31,1	4,9	47	0,27	—	8	40
Хлорито-серцитовые породы	2,72	30...45	5...7	35	0,32	—	—	—
Кремнистая порода	2,71	76,4	8,2	57	0,21	—	14	33
Кварцит гематитизированный	2,75	80,5	8,4	85	0,15	—	15	37
Кварцит (метасоматит)	2,80	70,4	7,0	65	0,19	5265	12	34
Кварцит серцитизированный	2,73	89,1	7,7	—	0,22	—	12	41

Параметры опытной камеры:

- высота 80 м;
- ширина 20 м;
- длина по горизонту 750 метров – около 30 метров;
- длина по горизонту 725 метров – около 40 метров.

Учитывая сложившееся на руднике состояние горных работ, для отработки опытного участка применялась система разработки подэтажного обрушения с отбойкой «в зажиме» на обрушенные породы и торцевым выпуском руды (дополнительные точки выпуска отбитой руды организовывались из диагональных заездов в камеру). При этом отбойка руды производилась сразу на всю высоту камеры. Отгрузка основного объёма руды осуществлялась только с горизонта 750 метров. С подэтажей 695 и 725 метров планировалась отгрузка руды только последних 3–4 вееров скважин на лежащем боку залежи.

Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Выемка руды при данном варианте системы разработки производится камерой (заходкой) со скважинной отбойкой руды в зажиме на обрушенные налегающие породы.

Вариант данной системы разработки и ее конструктивные особенности представлены на рис. 4.1.1.

Подготовительные работы при данном варианте системы разработки заключаются в проведении комплекса горных выработок на горизонтах 695 м, 725 м и 750 м, необходимых для ведения очистных работ.

Все выработки, используемые для отработки опытной камеры, были пройдены ранее для её отработки системой разработки с закладкой выработанного пространства. Никаких дополнительных выработок не проходится.

Подготовительно-нарезные работы в опытной камере представлены на рис. 4.1.1–4.1.3.

Технология очистной при системе разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды заключается в отбойке руды вертикальными (наклонными) веерами скважин «в зажиме» на обрушенные налегающие породы. Отбойка осуществляется слоями из выработок, пройденных по почве камеры (заходки) и на подэтажных выработках (гор. 695 и 725 метров). Выпуск руды производится под обрушенными породами через торец заходки на горизонте 750 метров, откуда она отгружается самоходной погрузочно-доставочной техникой. Отбойка следующего слоя руды в заходке производится после выпуска и отгрузки руды предыдущего отбитого слоя.

Очистная выемка в опытной камере не требует проведения отрезного восстающего и образования отрезной щели.

Обоснование возможности отработки запасов опытной камеры системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

На основании анализа геологических материалов Гайского подземного рудника и исследований, проведенных институтом «Унипромедь», была сделана оценка степени пожароопасности Гайского колчеданного месторождения в целом и по отдельным его

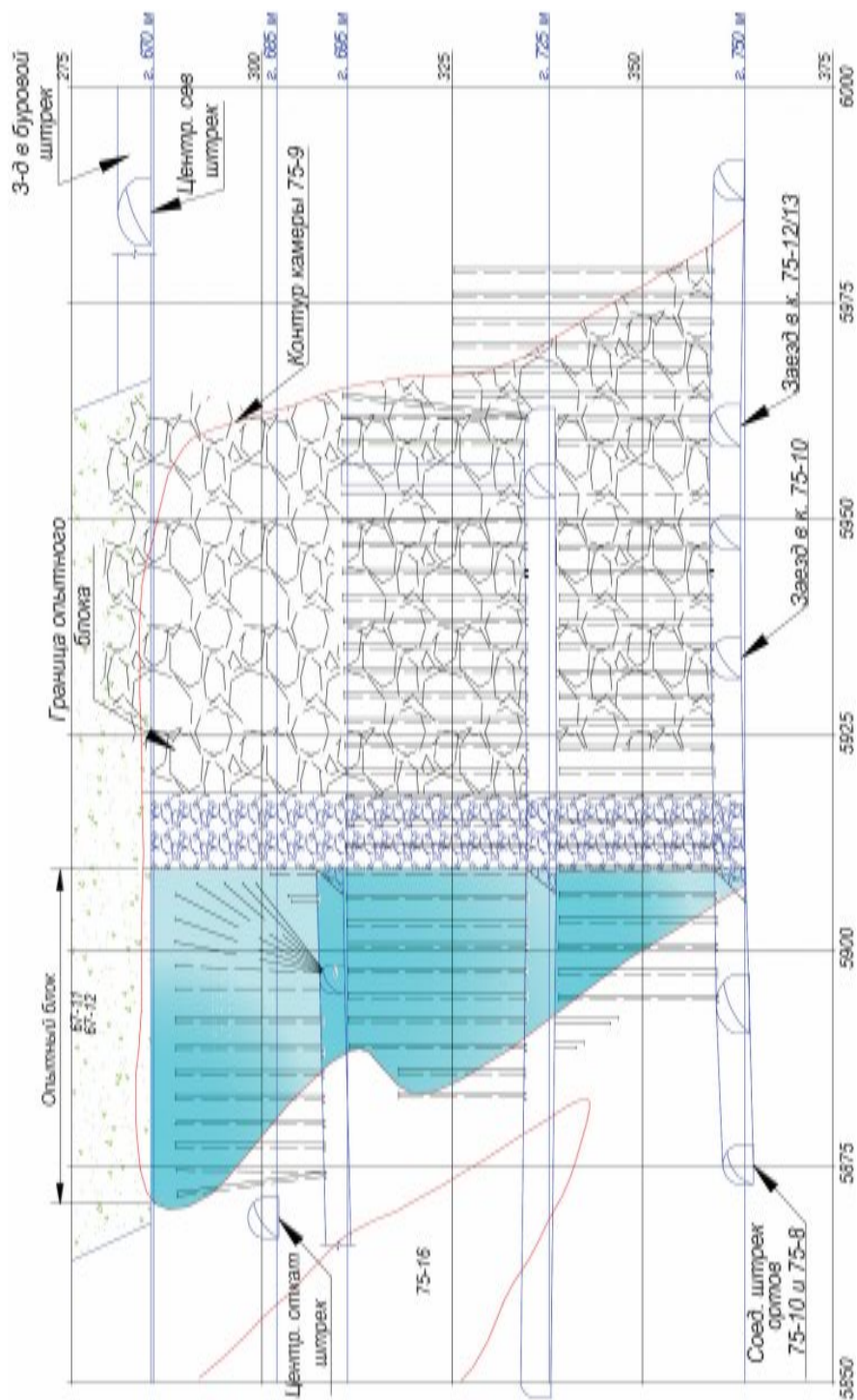


Рис. 4.1.1. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

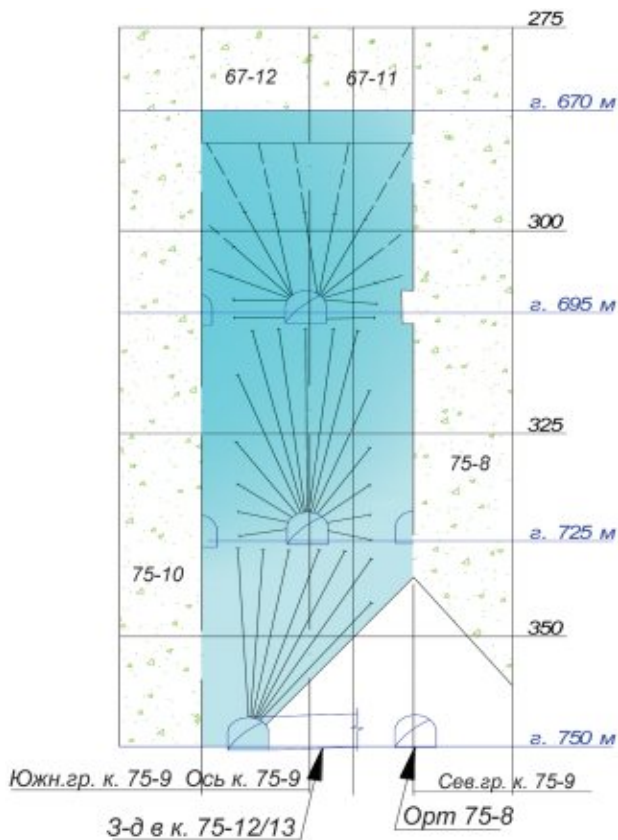


Рис. 4.1.2. Поперечный разрез опытной камеры 75-9

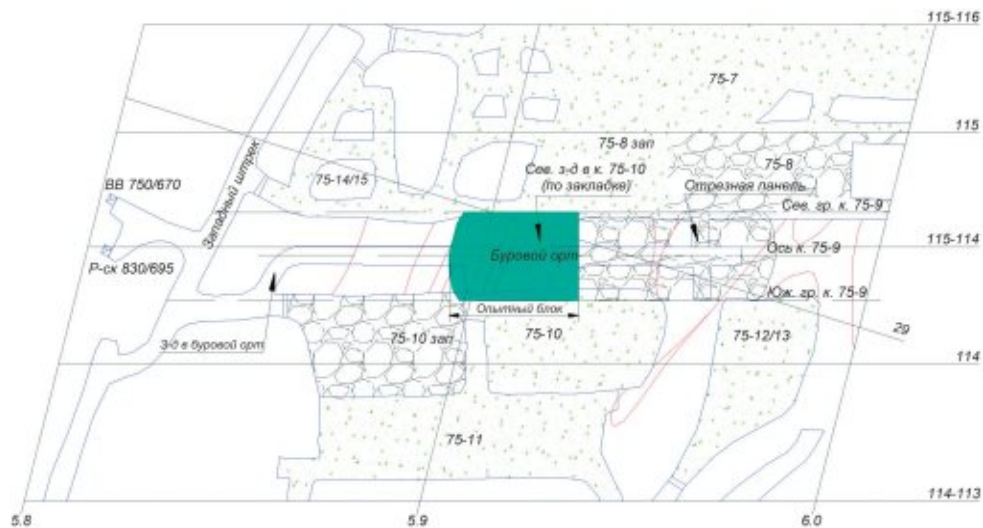


Рис. 4.1.3. План горизонта 725 м

участкам. Согласно действующей «Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в горнорудных предприятиях министерства цветной металлургии СССР», оценка пожароопасности включает определение: типа месторождения по пожароопасности; класса пожароопасности руд и вмещающих пород; категории (типа) пожароопасности отдельных рудных тел (участков).

Рудные залежи Гайского колчеданного месторождения, в основном, представлены сплошными колчеданными рудами. Эти руды являются опасными по самовозгоранию.

Согласно действующей классификации, Гайское месторождение по склонности руд и вмещающих пород к самовозгоранию следует отнести к первой группе – «месторождения, в которых руды склонны к самовозгоранию, а вмещающие породы не склонны».

Руды, разрабатываемые в настоящее время на действующих горизонтах и горизонтах, проектируемых для дальнейшей отработки, следует отнести, в соответствии с действующей классификацией, к третьему и четвертому классам. Третий класс – руды, мало склонные к самовозгоранию, представлены первичными сплошными сульфидными рудами. Они характеризуются наличием в их составе пирита, халькопирита, сфалерита. Структура руд кристаллически-зернистая.

Четвертый класс – вкрапленные сульфидные руды, не склонные к самовозгоранию. Вмещающие породы представлены инертными в пожарном отношении горными породами, диабазами, туфами, туфобрекчиями – и тоже могут быть отнесены к IV классу – не склонные к самовозгоранию.

В целом Гайское месторождение по степени пожароопасности, учитывая наличие руд III класса, большую мощность и крутое падение, следует отнести (согласно классификации) по второму типу – пожароопасное.

Согласно приведенной инструкции, при отработке руд, отнесенных к III классу, в зависимости от горнотехнических условий, допускается применение систем разработки: с твердеющей закладкой; с обрушением вмещающих пород и профилактическим заиливанием.

Практика отработки медно-колчеданных месторождений Урала показывает, что окислительные процессы, достигающие стадии эндогенных пожаров, развиваются в процессе ведения очистных работ и не зависят от того, ведутся ли они системами с закладкой или с профилактическим заиливанием, то есть могут возникнуть при любой системе разработки, допускающей временное оставление отбитой руды в очистном забое. Поэтому в любом случае требуется разработка мероприятий по предупреждению эндогенных пожаров.

К основным противопожарным мероприятиям относится выбор системы разработки и комплекса противопожарных профилактических мероприятий по предупреждению эндогенных пожаров.

Выбору системы разработки и технологических параметров разработки должны предшествовать работы по определению класса пожароопасности руды и категории пожароопасности участка рудного тела, намеченного к отработке. Эти работы должны проводиться геологической службой рудника в соответствии с рекомендациями УГГГА, имеющимися на руднике и требованиями инструкции.

С учётом существующего положения горных работ (наличия обрушенных камер), для отработки части запасов опытной камеры используется система поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды с разработкой дополнительных мероприятий по профилактике возникновения эндогенных пожаров.

Основной задачей борьбы с эндогенными пожарами является предупреждение их возникновения.

Мерами по профилактике пожарной опасности при применении систем разработки с обрушением являются:

- обособленное проветривание каждой выемочной единицы;
- изоляция отработанной выемочной единицы от действующих выработок;
- ликвидация образовавшихся пустот над отбитой рудой путем посадки (в том числе искусственной) налегающих пород;
- отработка участка с применением систем с обрушением в сплошном порядке;
- начало выпуска отбитой руды из выемочной единицы должно начинаться сразу же после проведения взрывных работ; следующий цикл начинается после полной отгрузки руды из забоя (заходки);
- отработка участка системами с обрушением, должна длиться не более 20 месяцев.

Рекомендуемый к отработке с обрушением вмещающих пород участок опытного блока имеет незначительные геометрические размеры, поэтому его предполагается обрабатывать без профилактического заиливания, но с постоянным газо-температурным контролем с начала отработки участка и окончанием не менее чем через полгода после начала отработки. Организация наблюдений должна осуществляться в соответствии с «Инструкцией по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в горнорудных предприятиях министерства цветной металлургии СССР». Замеры производятся в соответствии с рекомендациями УГГА.

Контроль включает в себя отбор и анализ газовых проб, замеры температуры воздуха в выработках выпуска руды и других выработках, пройденных в границах обрабатываемого системами с обрушением участка, замеры температуры и кислотности дренаруемой воды.

Отказ от профилактического заиливания допускается при условии нормального газо-температурного режима в обрабатываемых блоках, что не противоречит требованиям указанной инструкции.

В случае активизации процесса окисления и появления признаков эндогенного пожара необходимо принять меры по их подавлению (возведение изолирующих перемычек для ограничения доступа свежего воздуха, который является катализатором окислительных процессов и выноса вредных газов с участка).

Заиливание обрушенной рудной массы в выработанном пространстве следует применять, если более оперативные и менее трудоёмкие мероприятия, приведённые выше не дали результата.

Основной принцип заиливания сводится к тому, что заиловочный материал, подаваемый в выработанное пространство, с одной стороны заполняет имеющиеся в нём пустоты и этим резко уменьшает объём и интенсивность поступления в него кислорода; с другой стороны цементно-шлаковый материал пульпы обволакивает поверхность

частиц руды и препятствует их контакту с кислородом воздуха. В результате этого интенсивность окислительных процессов в выработанном пространстве резко уменьшается или вообще прекращается.

Заиловочные работы технически, технологически и организационно близки к закладочным, т.е. на Гайском подземном руднике имеется вся необходимая материальная база и кадры для проведения заиловочных работ. В условиях Гайского подземного рудника в качестве заиловочного материала рекомендуется использовать твердеющую закладочную смесь. С учетом конкретных условий возможно применение любого состава закладочной смеси согласно «Технологической инструкции по производству закладочных работ на подземном руднике Гайского ГОКа».

Заполнение выработанного пространства, учитывая его незначительные размеры по вертикали и в плане, не создаёт условий для распространения очагов пожара на соседние камеры. Исключается так же перепуск очага пожара вниз с опусканием горных работ. В данном случае потенциальный очаг пожара будет локализован в сравнительно небольшом обрушенном пространстве. Это даёт основание при необходимости проведения работ по профилактическому заиливанию ограничиться минимальным объемом работ. В частности, это может быть подача заиловочного материала (твердеющей закладочной смеси) только за перемычки в подводящих выработках или её нагнетания через скважины в участки концентрации потерь руды в обрушенном пространстве.

Расчёт параметров взрывных работ по системе поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Расчет параметров БВР при отработке опытной камеры произведен по методике, приведенной в главе 2. п. 7.

ЛНС при отбойке на зажатую среду составит:

$$W = 8,7 \cdot 10^{-3} \cdot 0,110 \cdot \frac{4200}{0,8} \frac{\sqrt{1,2 \cdot 10 \cdot 0,9}}{\sqrt{10(4 + 0,9)}} = 5,02 \cdot 0,47 = 2,4 \text{ метра}$$

Удельный расход на отбойку руды в «зажиме» на 20...40% больше, чем при отбойке на свободное пространство. Увеличение расхода ВВ, затрачиваемого на смещение слоя руды и уплотнение «зажимающего материала», учитывается коэффициентом зажима $K_{\text{ЗМ}}$ (принят равным 1,4). Удельный расход ВВ на отбойку «в зажиме» равен:

$$q_{\text{ЗМ}} = 1,8 \cdot 1,4 = 2,5 \text{ кг/м}^3.$$

Величина подвижки отбиваемого слоя руды определяется по формуле:

$$\Delta = \frac{89,3 \cdot 10^{-6} \cdot 0,81 \cdot 20 \cdot 1,44^9 \cdot \sqrt{1000 \cdot 2,5^2 \cdot 2,4}}{0,83 + 0,17 \cdot \sqrt{15}} = \frac{5,68}{1,51} = 3,1 \text{ метра}$$

Максимально возможная толщина отбиваемого в условиях опытной камеры слоя составит:

$$T = \frac{3,1}{1,2 - 1} = 15,5 \text{ метров (или 6 вееров)}$$

Для проверки полученного результата толщина отбиваемого слоя определяется также в зависимости от заданного и предельного коэффициентов разрыхления:

$$T = \frac{45 \cdot (1,3 - 1,2)}{1,44 \cdot (1,2 - 1)} = 15,6 \text{ метров}$$

По результатам расчетов, в условиях опытной камеры предельная толщина отбиваемого за один взрыв слоя руды может быть не более 15,5 метров (6 вееров). При превышении этой величины возможны проблемы с выпуском отбитой руды, и даже «прострел» скважин.

В опытной камере большая часть руды выпускается через торец бурового орта гор. 750 метров и только частичный выпуск руды ведётся дополнительно из боковых заездов в камеру. Поэтому учитывая фигуру выпуска руды под обрушенными породами при торцовом выпуске руды для сокращения потерь руды взрывание в опытной камере должно вестись по одному – два слоя (веера).

Интервал замедления между взрыванием вееров внутри камеры (заходки) по условию качественного дробления должен составлять не менее:

$$\tau = (9,2 \cdot 2,4 - 4,3) \cdot 1,44 \geq 26 \text{ мсек} .$$

Отбойку рудной массы следует производить по одному – два веера (слоя руды), а интервал замедления между взрыванием вееров внутри заходки должен составлять не менее 30 мсек.

Расчитанные параметры БВР подлежали уточнению по результатам 2–3 опытных взрывов с учетом конкретной горнотехнической обстановки, трещиноватости и механических свойств массива. Тип ВВ и средств инициирования, а также конструкцию заряда следует выбирать с учетом обеспечения устойчивой детонации по всей длине заряда и возможности механизации процесса заряжания.

Отгрузка основной части руды из опытной камеры производилась с помощью ПДМ из подводящих выработок (бурового орта и погрузочных заездов на гор. 750 метров). При доработке запасов камеры на контакте с лежащим боком залежи отгрузка руды также осуществлялась из поэтажных буровых ортов горизонтов 695 и 725 метров.

Рациональная длина доставки ПДМ принимается исходя из конкретных горнотехнических условий участка, и не должна превышать 150÷200 м. Дальнейшая транспортировка отбитой руды производится с применением автосамосвалов.

Проветривание буро-доставочного орта на гор. 750 метров осуществлялось с помощью ВМП, устанавливаемых на свежей струе воздуха. Проветривание поэтажных буровых ортов так же осуществлялось с помощью ВМП. Проветривание погрузочных заездов в камеру на гор. 750 метров производилось с помощью общешахтной депрессии.

В процессе обработки камеры производился контроль газотемпературного режима, который включает в себя отбор и анализ газовых проб, замеры температуры воздуха в выработках выпуска руды и других выработках, пройденных в границах обрабатываемого опытного участка, замеры температуры и кислотности дренируемой воды (при её наличии).

Для наработки опыта разработки отдельных сложных участков месторождения системами с обрушением, институтом ОАО «Уралмеханобр» при отработке запасов опытной камеры 75-20 была предложена иная схема ведения очистных работ, отличная от схемы отработки опытной камеры 75-9.

На основании разработанной методики опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии отработки камеры 75-20 [38] техническим отделом Гайского подземного рудника был выполнен рабочий проект на отработку опытной камеры.

Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки камеры 75 – 20 в этаже 670 – 750 метр Гайского подземного рудника

Цель опытно-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытно-промышленных испытаний отработки камеры 75-20 являлись:

- выемка руды с расчётными (характерными для системы разработки с обрушением) показателями потерь и разубоживания руды;
- разработка параметров буровзрывных работ при отбойке руды в «зажатой» среде;
- проверка в производственных условиях принятых в методике и рабочем проекте технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке.

Для достижения поставленной цели в работе решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при одностадийной отработке запасов участка;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости подводящих выработок;
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к обрабатываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;
- контроль за развитием деформаций массива горных пород в районе отработки камеры;
- оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке в случае необходимости.

Состояние горных работ на опытном участке

Опытный участок находился в этаже 670–750 м и был представлен камерой 75-20, расположенной в рудном теле № 19.

Протяженность участка с запада на восток (длина камеры) была равна мощности рудного тела и составляла порядка 80 метров, ширина составляла 20 метров, высота была равна высоте этажа – 80 м. Средний угол падения рудного тела на участке – 60 градусов.

Анализ состояния горных работ в районе опытной камеры 75-20, показал следующее:

- камеры, расположенные в этаже 590 – 670 м над опытном участком в на то время были отработаны:

- камера 67-14 отработана и заложена твердеющей закладкой;
- камера 67-38 отработана и завалена обрушенными породами и закладочным материалом;
- в этаже 670–750 метров с северной стороны опытного участка, была расположена камера 75-11 Первоначально запасы этой камеры планировалось отработать с применением этажно-камерной системы разработки с закладкой. Но на стадии очистной выемки произошло обрушение пород висячего бока, полностью заполнившее её очистное пространство. По окончании отработки камеры, обрушенные породы со стороны лежачего бока (восточный контакт рудного тела) были частично инъецированы твердеющей закладкой. Объём этой инъекции относительно объёма камеры был очень незначителен, и по данным технического отдела рудника равнялся порядка 9–10 тыс. м³, что составляло около 7–8% от объёма камеры;
- в этаже 670–750 метров с южной стороны опытного участка, была расположена камера 75-21/38. Ситуация, сложившаяся при отработке этой камеры полностью повторяла описанную выше. Первоначально её запасы планировалось отработать с применением этажно-камерной системы разработки с закладкой. Но при ведении очистных работ в камере 75-21/38 произошло обрушение пород висячего бока, а так же пород из вышерасположенных и заваленных камер 67-38 и 67-39. Очистное пространство полностью заполнилось обрушенными породами;
- на момент разработки методики запасы камеры 75-21/38 были полностью доработаны. Согласно плану горных работ Гайского подземного рудника на 2010 год предусматривалась инъекция обрушенного пространства этой камеры закладкой. Но с учётом того, что отработка запасов опытного участка (камера 75-20) планировалась системой поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» было предложено исключить из плана горных работ закладку камеры 75-21/38 твердеющими смесями;
- в связи с вышесказанным, был сделан вывод о том, что по северной и южной границам, а также выше опытного участка (камеры 75-20) располагались зоны обрушения. Некоторая часть этих зон обрушения была частично проинъецирована твердеющей закладкой, но объём этих инъекций относительно объёмов камер был крайне незначителен и в целом породы в зонах обрушения представляли собой сыпучую среду;
- специалистами отдела горной науки в предыдущих работах неоднократно говорилось о нецелесообразности отработки участков рудных тел, граничащих с зонами локального обрушения системами разработки с закладкой выработанного пространства;
- отмечалось, что никакие мероприятия не в силах кардинально решить вопрос обеспечения устойчивости стенок таких камер и сделать их отработку управляемой. Предлагалось отрабатывать такие участки системами разработки с обрушением. Для этого необходимо было произвести соответствующее обоснование и опытные испытания различных способов отработки на отдельных участках.

В последующем по результатам проведения опытных работ планировалось распространение систем разработки с обрушением на другие участки рудных тел, расположенных на участках обрушения вмещающих пород и закладки.

Геологическая характеристика

Опытным участком (камерой 75-20) обрабатывался ряд сближенных, вытянутых, как по падению, так и по простиранию линз сплошных и вкрапленных медных руд лежащих в профиле 113-114. В основном руда была представлена р.т. № 17, и на востоке – южной выклиной р.т. №19. Руды крепкие ($f=14$) и устойчивые; трещиноватость слабо развитая. Падение руд восточное, крутое $\angle \approx 80^\circ$. Мощность рудных линз составляла до 40 метров.

Минерализация была представлена: халькопиритом тонкозернистой текстуры, равномерно распределенным в массиве до 10%; сфалеритом который был крайне неравномерно распределен. и приурочен к контактными зонам вторичных кварцитов и сплошных руд; пиритом – основным рудообразующим минералом, составляющим по объему до 70–80%. Из нерудных минералов в основном был представлен кварц, серицит и хлорит.

Внутри рудного массива были отмечены небольшие по мощности (до 2 м) линзы измененных серицитизацией диабазов и туфов. Породы слабые ($f = 4-8$) и неустойчивые, трещиноватость высокая. Контакты руд и пород четкие, тектонические с серицитовыми сланцами.

Вмещающие породы были представлены:

- с востока – кварцевыми метасоматитами с множеством мелких линз серицитовых сланцев ($f=8-10$), трещиноватостью ниже средней, и средней устойчивостью;
- с запада – туфами смешанного состава, крепкими ($f=12$), со средней устойчивостью и средней трещиноватостью.

Естественный водопиток отсутствовал. Объемный вес руды составлял $\gamma=3,77\text{т/м}^3$. Содержание пирита в руде составляло 70–80%, пиритной серы – более 35%.

Технология ведения горных работ в опытной камере

Одним из главных принципов при обработке опытного участка являлось максимальное использование для выемки руды существующих горных выработок, пройденных в пределах камеры 75-20. То есть учитывались сечения и состояние существовавших на опытном участке выработок.

При выборе технологии и порядка обработки запасов камеры 75-20 учитывалась технологическая ситуация в районе опытной камеры.

Обработка запасов опытного участка (камера 75-20) осуществлялась заходками в нисходящем порядке с условным разделением на 4 стадии (подэтажа).

Стадия 1 – заходка 75–20–1 (расположена в отметках выше гор. 670 м);

Стадия 2 – заходка 75–20–2 (расположена в подэтаже 670–695 м);

Стадия 3 – заходка 75–20–3 (расположена в подэтаже 695–725 м);

Стадия 4 – заходка 75–20–4 (расположена в подэтаже 725–750 м).

Схема разбивки опытного участка на стадии обработки (заходки) представлена на рис. 4.1.4 и 4.1.5.

Выемка запасов заходок осуществлялась в направлении от висячего бока к лежащему. Отставание фронта отбойки руды в нижележащей заходке (стадии) относительно вышерасположенной должно было быть не менее 30 метров (более зоны уплотнения зажимающей среды при отбойке руды).

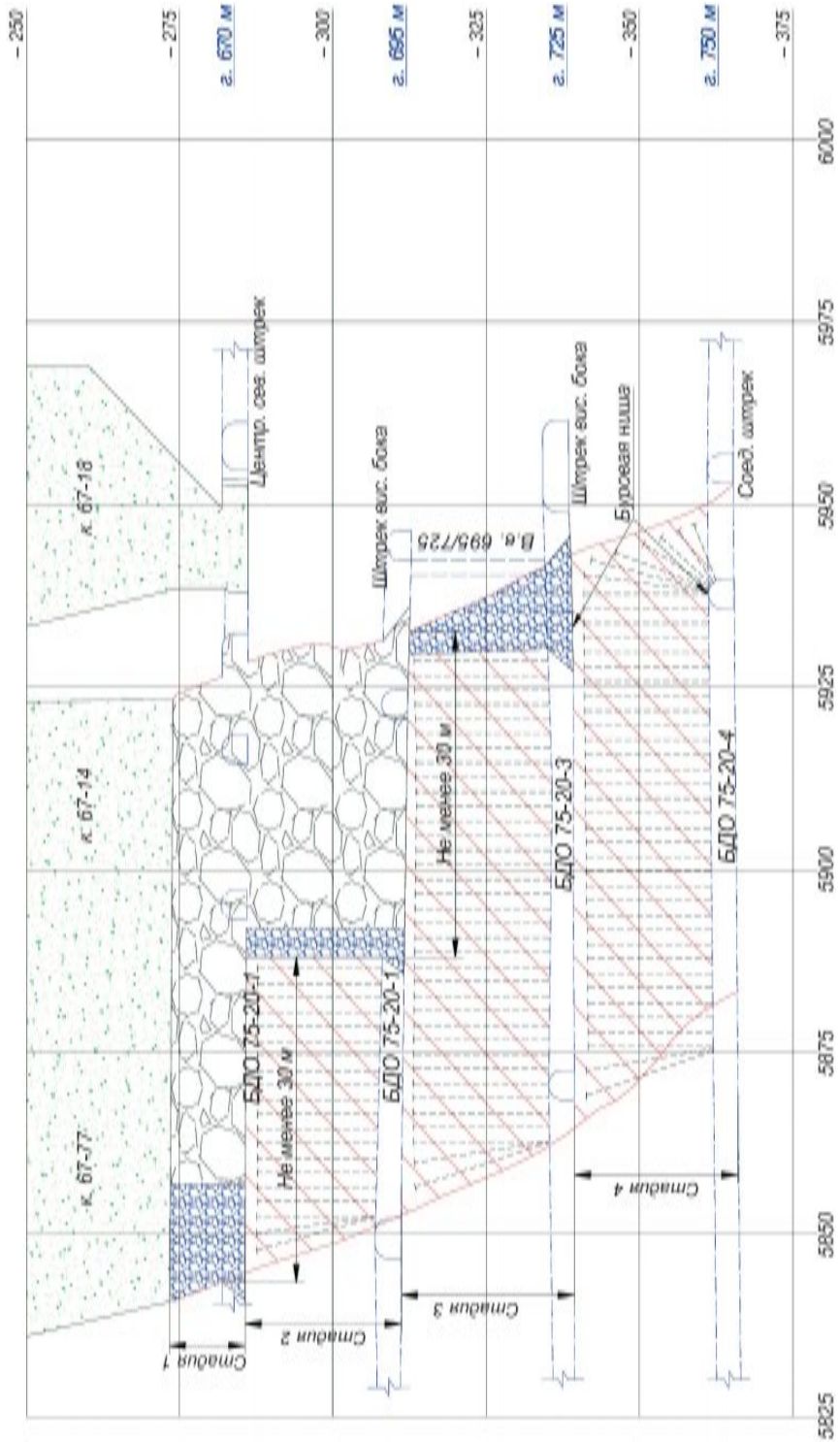


Рис. 4.1.4. Схема отработки опытной камеры 75-20

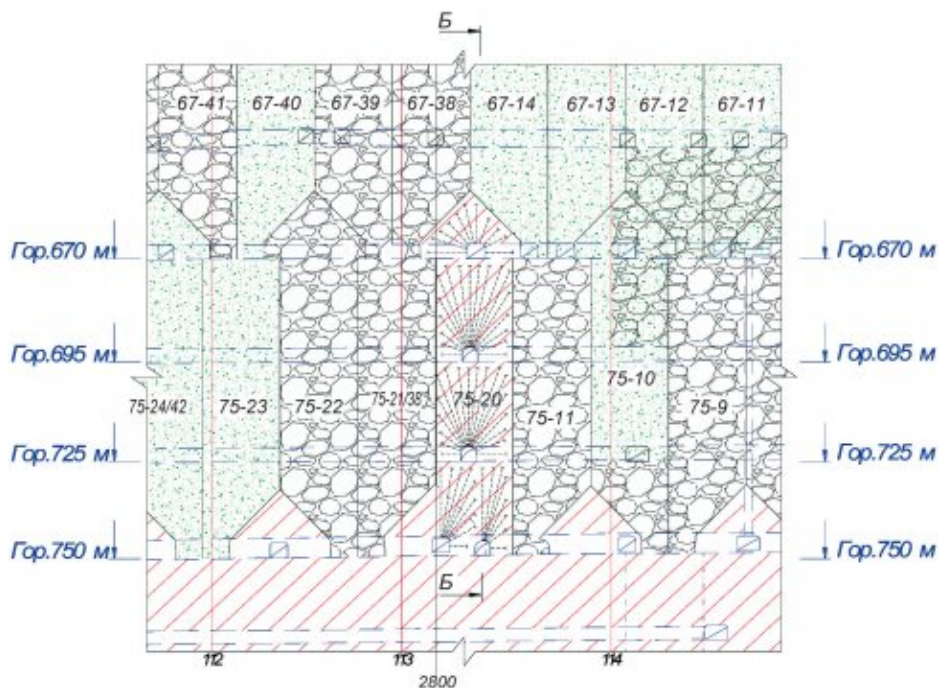


Рис. 4.1.5. Разрез А – А по опытной камере 75-20

Параметры заходок (стадий выемки запасов) составляли:

- высота – равна высоте подэтажа (в отметках выше горизонта 670 метров высота заходки была равна высоте рудного целика над доставочным ортом);
- ширина – 20 м;
- длина – равна мощности рудного тела в подэтаже.

Учитывая сложившееся на руднике состояние горных работ, для обработки опытного участка применялась система разработки подэтажного обрушения с отбойкой «в зажиме» на обрушенные породы и торцовым выпуском руды. Обработка запасов опытного участка (камера 75-20) осуществлялась в нисходящем порядке заходками высотой, равной высоте подэтажа. Отгрузка руды из заходки осуществлялась через подэтажные выработки.

Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Выемка руды при данном варианте системы разработки производится заходками со скважинной отбойкой руды в зажиме на обрушенные налегающие породы.

Вариант данной системы разработки и ее конструктивные особенности представлены на рис. 4.1.4 и 4.1.5.

Порядок обработки запасов в заходке (стадии) осуществляется в направлении от висячего бока рудного тела к лежащему.

Подготовительные работы при данном варианте системы разработки заключались в проведении комплекса горных выработок на горизонтах 670 м, 695 м, 725 м и 750 м, необходимых для ведения очистных работ.

На горизонте 670 метров выработки, используемые для отработки заходки 75-20-1 (стадия 1), существовали на момент разработки методики. Со стороны висячего бока из существующего буро-доставочного орта в южном направлении планировалось пройти буровую нишу длиной около 10 метров.

На горизонте 695 метров из существующего полевого штрека по оси заходки 75-20-2 (стадия 2) проводился буро-доставочный орт. Со стороны висячего бока в дальнем торце буро-доставочного орта заходки оформлялись буровые ниши глубиной около 3 метров.

На горизонте 725 метров из существующего полевого штрека по оси заходки 75-20-3 (стадия 3) так же проходил буро-доставочный орт. Со стороны висячего бока в дальнем торце буро-доставочного орта заходки оформлялись буровые ниши глубиной около 3 метров.

На горизонте 750 метров параллельно существующему транспортному штреку вдоль заходки 75-20-4 (стадия 4) проводился буро-доставочный орт. Со стороны висячего бока между существующим транспортным штреком и буро-доставочным ортом заходки проходила буровая ниша.

Подготовительно-нарезные работы на опытном участке (камера 75-20) по горизонтам (подэтажам) представлены на рис. 4.1.4–4.1.6.

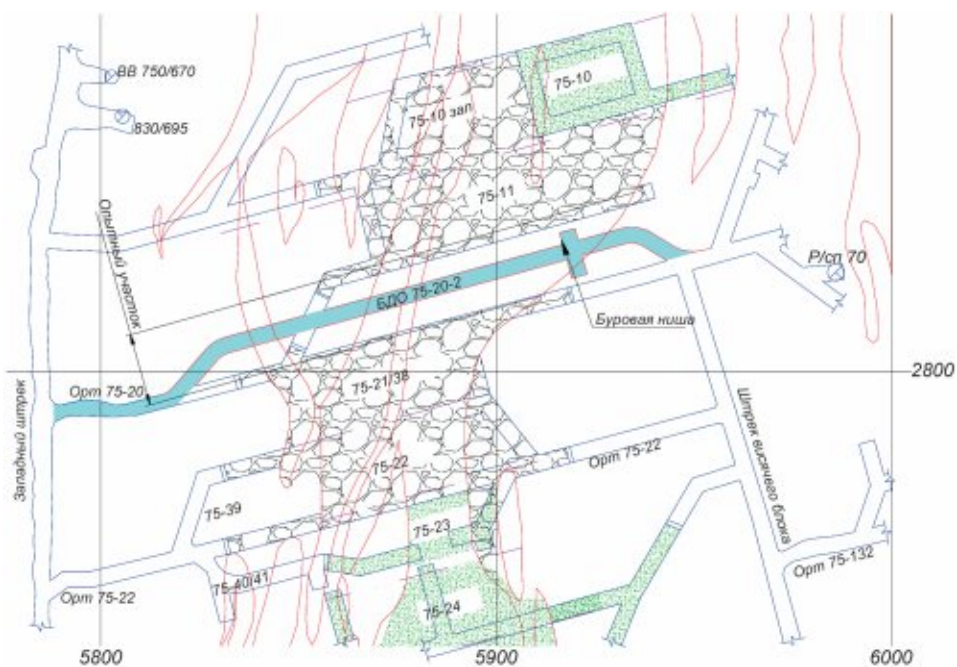


Рис. 4.1.6. План горизонта 695 м

Технология очистной выемки при данной системе разработки заключалась в отбойке руды вертикальными или наклонными веерами скважин «в зажиме» на обрушенные налегающие породы. Отбойка осуществлялась слоями из выработок, пройденных по почве заходки (стадии). Выпуск руды производился под обрушенными породами через торец заходки на её почву (на соответствующем подэтаже), откуда она отгружалась самоходной погрузочно-доставочной техникой. Отбойка следующего слоя руды в заходке производилась после выпуска и отгрузки руды предыдущего отбитого слоя.

Очистная выемка в заходках на всех стадиях отработки опытного участка начиналась со стороны всячего бока рудного тела и не требовала проведения отрезного восстанавливающего и образования отрезной щели. Начальная стадия очистной выемки руды в заходке заключалась в оформлении «зоны зажимающей среды» в торце заходки со стороны всячего бока, на которую впоследствии будут отбиваться основные запасы руды. Формирование этой зажимающей среды в торце заходки шириной 10–15 метров производилось отбойкой пучков скважин, разбуренных из буровых ниш на всячем боку рудного тела на зажимающую среду зон обрушения в камерах 75-11 и 75-21/38, окружающих опытный участок. После выпуска отбитой руды от взрывания этих пучков скважин обрушенные породы заполняли пространство, образованное от выемки руды. В торце заходки появлялась зажимающая среда из обрушенных пород, после чего происходил переход к нормальной стадии отбойки руды в заходке с отбойкой основных запасов камеры на зажатую среду непосредственно в торце заходки.

Обоснование возможности отработки запасов опытной камеры системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

(Обоснование возможности отработки опытной камеры 75-20 аналогично изложенному выше обоснованию отработки опытной камеры 75-9).

Расчёт параметров взрывных работ по системе подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Расчет параметров БВР при отработке опытной камеры был произведен по методике, приведенной в главе 2. п. 7.

ЛНС при отбойке на зажатую среду составил:

$$W = 8,7 \cdot 10^{-3} \cdot 0,110 \cdot \frac{4200}{0,8} \sqrt{\frac{1,2 \cdot 10 \cdot 0,9}{10(4 + 0,9)}} = 5,02 \cdot 0,47 = 2,4 \text{ метра}$$

Удельный расход на отбойку руды в «зажиме» как правило на 20...40% больше, чем при отбойке на свободное пространство. Увеличение расхода ВВ, затрачиваемого на смещение слоя руды и уплотнение «зжимающего материала», учитывается коэффициентом зажима $K_{\text{ЗМ}}$ (принят равным 1,4). Удельный расход ВВ на отбойку «в зажиме» равен:

$$q_{\text{ЗМ}} = 1,8 \cdot 1,4 = 2,5 \text{ кг/м}^3$$

Рассматривая метод отбойки на зажатую среду применительно к отработке мощных месторождений крепких руд, отбиваемых скважинами диаметром 100–150 мм, необходимо отметить ряд связанных с такой отбойкой существенных явлений.

Известно, что при наличии открытого пространства на обнажённую плоскость в первой фазе взрыва действуют ударные волны напряжений. Основное разрушение в крепких массивах пород и рудах вызывает волна напряжений, отражённая от поверхности массива. Отделившиеся куски выбрасываются в открытое пространство. На второй фазе под давлением расширяющихся газов дополнительно раскрываются образовавшиеся в массиве трещины. При соударении кусков и их ударах о стенки выработанного пространства часть кусков дополнительно раскалывается.

При взрывании в зажиме происходит переход упругой волны из одной среды в другую, что вызывает отражение энергии этой волны. Величина отражения волны главным образом зависит от коэффициента разрыхления зажимающего материала, который может изменяться за счёт уплотнения материала предшествующим взрывом и предварительным выпуском части ранее отбитой руды.

При отбойке в зажиме поверхность забоя контактирует с зажимающим материалом. Подпор забоя зажимающим материалом замедляет (примерно в 1,5 раза) образование трещин в массиве, что увеличивает продолжительность вызванных взрывом напряжений и тем самым улучшает дробление руды. В первой фазе взрыва образуется отрыв по плоскости скважин в веере. Во второй фазе расширяющиеся газы раздвигают эту трещину до образования щели. Отрыв слоя происходит как бы плитой, на которую расширяющиеся газы оказывают поршневое действие, препятствуют разрыхлению руды и перемещают её.

После взрывания между вновь образованным слоем отбитой руды и рудным массивом создаётся просвет – узкое свободное пространство, ширина которого составляет около 1 метра.

Под действием этой плиты зажимающий материал уплотняется. Уплотнение зажимающего материала происходит в основном за счёт уменьшения объёма пустот в зоне обрушения от скалывания и раздавливания углов у выступов кусков под действием ударной нагрузки. Часть энергии прямой волны взрыва (порядка 25%) расходуется на подвигание зажимающего материала.

Слой отбитой руды перемещается в стеснённых условиях, в связи с этим происходит дополнительное дробление за счёт энергии, которая при отбойке на открытое пространство расходуется на отброс руды. Далее оторванная от массива плита с огромной скоростью ударяется об уплотнённую зажимающую среду, в результате происходит дополнительное дробление руды.

В результате, несмотря на потерю части энергии взрыва на подвигание и уплотнение зажимающей среды, происходит отражение прямой волны от зажимающих пород, что, в конце концов, позволяет достичь более качественного дробления руды по сравнению с отбойкой на свободное пространство. Но лишь до определённого предела, который в свою очередь зависит от разрыхления зажимающего материала.

При нормальном разрыхлении зажимающего материала ($K_p = 1,3 \div 1,4$) основная доля энергии прямой волны (75%) идёт на дробление массива. Далее происходит её отражение (отражается порядка 60–75% от энергии прямой волны, идущей на дробящее действие взрыва) от зажимающей среды. При очень уплотнённом материале зажимающей среды ($K_p = 1,1$) энергия отраженной волны составляет лишь 20% от энер-

гии прямой волны идущей на дробление. Следовательно, необходимо за счёт частичного выпуска создавать нормальное разрыхление зажимающего материала перед отбойкой и взрывать лишь такое число рядов, при котором зажимающий материал не будет слишком уплотнён.

То же касается многорядного короткозамедленного взрывания. При взрывании второго и последующих рядов скважин так же образуется просвет между забоем и уже отбитым слоем руды. Слой оторванной руды ударяется об уплотнившуюся руду, отбитую предшествующим рядом скважин. Зажимающий материал так же дополнительно уплотняется, но уже незначительно. Благодаря этому при взрыве очередного ряда энергия прямой волны почти полностью превращается в энергию отражённой, что обеспечивает ещё лучшее дробление (даже по сравнению с однорядным взрыванием в зажиме).

По мере увеличения числа отбиваемых рядов просвет у забоя постепенно исчезает. Зажимающий материал, как и для первого ряда, начинает подпирать забой, но теперь он уплотнён до предела ($K_p = 1,1$) после чего почти вся энергия прямой волны очередного взрыва тратится на подвижку и уплотнение зажимающего материала и дробления массива не происходит. Значительно осложняется выпуск руды с таким разрыхлением (предельный коэффициент разрыхления, при котором ещё возможен нормальный выпуск руды составляет $1,2 \div 1,25$). Так же усиливается разрушающее воздействие взрыва вглубь массива (при недостаточно устойчивой руде нарушения в не взорванной части массива могут достигать величины ЛНС и выходу из строя разбуренных скважин последующего веера). Из-за расширения газов под огромным давлением в таких очень стеснённых условиях происходит выброс части отбитой руды в выработки, соединённые с очистным пространством.

Подвижка зажимающего материала после взрыва слоя руды составит:

$$\Delta = \frac{89,3 \cdot 10^{-6} \cdot 0,81 \cdot 20 \cdot 1,44^9 \cdot \sqrt{1000 \cdot 2,5^2 \cdot 2,4}}{0,83 + 0,17 \cdot \sqrt{30}} = \frac{4,70}{1,76} = 2,7 \text{ метра}$$

Максимально возможная толщина отбиваемого слоя в условиях опытного участка (камера 75-20):

$$T = \frac{2,7}{1,25 - 1} = 10,8 \text{ метров (или 4 веера)}$$

Для проверки полученного результата толщину отбиваемого слоя определяют так же из выражения, в котором она определяется в зависимости от заданного и предельного коэффициентов разрыхления, а так же от размеров зажимающей стеры в плоскости отбойки руды.

Размеры зажимающей среды, в которой происходит уплотнение пород перпендикулярно плоскости отбойки, в весьма мощных залежах достигают 30–40 метров, но в начальной стадии обработки заходок эта величина в их торце составляет порядка 10–15 метров. В дальнейшем она увеличивается по мере подвигания забоя заходки в сторону лежащего бока рудного тела. Поэтому максимально возможная толщина отбиваемого слоя с учётом размеров зажимающей среды рассчитана для начала обработки заходки ($l_{zc} = 15$ метров) и при обработке основных запасов ($l_{zc} = 35$ метров).

На начальной стадии отработки заходки:

$$T = \frac{12 \cdot (1,35 - 1,25)}{1,44 \cdot (1,25 - 1)} = 3,3 \text{ метров (1 веер)}$$

При выемке основных запасов заходки

$$T = \frac{35 \cdot (1,35 - 1,25)}{1,44 \cdot (1,25 - 1)} = 9,7 \text{ метров (4 веера)}$$

Как видно, в условиях опытного участка предельная толщина отбиваемого за один взрыв слоя руды может быть не более 4 вееров (слоёв) скважин. При превышении этой величины возможны проблемы с выпуском отбитой руды, и даже «прострел» скважин.

В нашем же случае в заходках руда выпускается через торец буро-доставочных ортов, пройденных по почве каждой из обрабатываемых заходок (стадий выемки руды). Поэтому учитывая фигуру выпуска руды под обрушенными породами при торцовом выпуске руды для сокращения потерь руды взрывание в опытной камере должно вестись по одному – два слоя (веера).

Интервал замедления между взрыванием вееров внутри камеры (заходки) по условию качественного дробления должен составлять не менее:

$$\tau = (9,2 \cdot 2,4 - 4,3) \cdot 1,44 \geq 26 \text{ мсек} .$$

Интервал замедления между взрыванием вееров (слоёв) внутри заходки должен составлять не менее 30 миллисекунд.

Рассчитанные параметры БВР подлежали уточнению по результатам 2–3 опытных взрывов с учетом конкретной горнотехнической обстановки, трещиноватости и механических свойств массива. Тип ВВ и средств инициирования, а также конструкцию заряда выбирались с учетом обеспечения устойчивой детонации по всей длине заряда и возможности механизации процесса заряжания.

Отгрузка основной части руды из опытной камеры производилась с помощью ПДМ из подводящих выработок – буро-доставочных ортов горизонтов 670, 695, 725 и 750 метров.

Рациональная длина доставки ПДМ, принимается исходя из конкретных горнотехнических условий участка, и не должна превышать 150÷200 м. Дальнейшую транспортировку отбитой руды производилась с применением автосамосвалов.

Проветривание буро-доставочных ортов на горизонтах 670, 695, 725 и 750 метров осуществлялось с помощью ВМП, устанавливаемых на свежей струе воздуха.

На основании разработанных методик ОПИ техническим отделом Гайского подземного рудника были разработаны рабочие проекты на отработку запасов камер 75-9 и 75-20. Отработка данных камер показала эффективность применения различных вариантов систем поэтажного обрушения при отработке запасов руды в условиях ее расположения как в зонах обрушения соседних камер, так и в зонах обрушения вмещающих пород.

4.1.2. Опытные-промышленные испытания технологии обработки 75-145 ÷ 75-157 в этаже 670/750 м Гайского подземного рудника

(ОАО «Гайский ГОК», подземный рудник, 2008 год)

В 2007 г. техническое руководство ОАО «Гайский ГОК» приняло решение о проведении опытно-промышленных испытаний новой технологии обработки запасов в опытном блоке (к. 75-145 ÷ к. 75-157), расположенном в этаже 670–750 м.

На проведение данной работы в 2008 г. был привлечен институт ОАО «Уралмеханобр». Первым этапом в рамках договора были разработаны «Рекомендации по подготовке и технологии обработки запасов опытного блока (к. 75-145÷к. 75-157) в этаже 670–750 м». Исходя из поставленной задачи, в этих рекомендациях был предложен ряд возможных технологических схем для обработки участка. Для каждой из предложенных схем обработки был определен порядок обработки запасов опытного блока в плане и по вертикали. Были разработаны схемы подготовки при том или ином порядке обработки; обоснованы параметры систем разработки; рассчитаны основные технико-экономические показатели по каждому варианту выемки запасов.

Разработанные рекомендации были представлены техническому руководству Гайского подземного рудника для рассмотрения и принятия решения о применении той или иной из предложенных схем обработки запасов при выемке запасов опытного участка.

Техническое совещание руководства и специалистов Гайского подземного рудника по рассмотрению вопросов проектирования и ведения горных работ на опытном участке приняло к использованию вариант № 4, предложенный в рекомендациях с внесением некоторых уточнений.

Институту ОАО «Уралмеханобр» было поручено выполнить методику опытно-промышленных испытаний (ОПИ) технологии обработки участка камер 75-145÷75-157, расположенного в этаже 670–750 м Гайского подземного рудника [39].

В соответствии с разработанными рекомендациями и методикой ОПИ, в техническом отделе Гайского подземного рудника был составлен проект на обработку опытного участка.

Горные работы на опытном участке проводились по распоряжению главного инженера ОАО «Гайский ГОК» силами подземного рудника в соответствии с разработанным рабочим проектом и методикой ОПИ.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытно-промышленных испытаний технологии обработки участка камер 75-145÷75-157 в этаже 670–750 м Гайского подземного рудника

Цель опытно-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытно-промышленных испытаний обработки участка являлись:

– выемка руды с минимальными показателями потерь и разубоживания руды;

– создание в пределах участка качественного закладочного массива с целью формирования так называемой «отрезки» от зон обрушения для безаварийной отработки нижележащих камер.

– проверка в производственных условиях принятых в рекомендациях и локальном проекте технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке.

Для достижения поставленной цели в работе решался следующий комплекс вопросов:

– исследование конструктивных элементов системы разработки при двухстадийной отработке запасов участка;

– исследование основных технологических процессов при очистной выемке;

– проверка устойчивости кровли и стенок камер при её проектных параметрах;

– проверка устойчивости оставляемых рудных целиков;

– исследование и оценка устойчивости пород всячего бока;

– исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к отработываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;

– контроль за развитием деформаций массива горных пород в районе отработки камеры;

– оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке в случае необходимости.

Состояние горных работ на опытном участке

Опытный участок располагался в этаже 670–750 м, был представлен запасами рудного тела № 14 и включал в себя выемочные камеры 75-145, 75-146, 75-148, 75-149, 75-156 и 75-157.

Протяженность участка с юга на север составляла 120 м, средняя ширина была равна мощности рудного тела и составляла 60–70 м, высота была равна высоте этажа – 80 м. Средний угол падения рудного тела на участке – 50 градусов.

Анализ состояния горных работ на опытном участке показал следующее:

Камеры, расположенные в этаже 590–670 м над опытном участком на тот момент времени были уже отработаны и заложены. Перед началом закладочных работ в этих камерах было зафиксировано обрушение пород всячего бока или закладочного массива на различную высоту:

– камера 67-147 – завалена на 15–20 метров;

– камера 67-148 – завалена на 25–30 метров;

– камера 67-149 – отработана без обрушений;

– камера 67-150 – завалена на всю высоту;

– камера 67-151 – отработана без обрушений;

– камера 67-176 – завалена на всю высоту;

– камера 67-177 – отработана без обрушений;

С северной стороны опытного участка рудное тело вкрест простирания было разделено на три камеры (75-144, 75-114 западная и 75-144 восточная). Камера 75-144 была отработана и полностью завалена обрушенными породами и закладкой. Камеры

75-114 западная и 75-144 восточная не были отработаны на момент разработки методики.

С южной стороны опытного участка была расположена камера 75-158, начало отработки которой планировалось на III квартал 2008 года.

Геологическая характеристика

Руда в указанных камерах представлена р.т. № 14, и в основном сложена вкрапленными медными и медно-цинковыми рудами. На востоке (в висячем боку) невыдер-жанная линза сплошных медно-цинковых руд:

а) вкрапленные руды – во вторичных кварцитах массивные, мелкозернистые. Руды крепкие ($f=12\div 13$), с тонкой плитчатой отдельностью, по контактам наибольшей пиритной минерализацией. Основные рудные минералы: халькопирит – мелкозернистый, неравномерно распределен в массиве до 5%, в виде струй; сфалерит – тонкозернистый, крайне неравномерно распределен; пирит – основной рудообразующий минерал, крупно и среднезернистый, равномерно распределен в массиве;

б) сплошные руды – крепкие ($f=14$), структура руд массивная, полосчатая. Руда разбита сетью разнонаправленных трещин. Основные рудные минералы: халькопирит – среднезернистый до 20%; сфалерит – мелкозернистый в виде прожилков чередующихся с прожилками пирита и халькопирита 10%; пирит – мелко и среднезернистый до 70%.

Из нерудных минералов представлены хлорит и серицит.

Внутри рудного массива отмечаются линзы (до 10 м) диабазов и кварцевых метасоматитов, залегающих согласно руде. Как правило, порода ослаблена неустойчивыми серицитами ($f=6\div 10$), с высокой степенью трещиноватости.

Породы висячего бока: туфы различного состава ($f=10$) и вторичные кварциты $f=10$, грубо рассланцованные. Трещиноватость и устойчивость этих пород средняя. Расстояния между трещинами составляет 0,3÷0,4 м. Контакты между породами и внутри массивных трещин серицитизированы. Мощность указанных пород от 4 до 15 м.

Лежащий бок представлен серицитизированными вторичными кварцитами ($f=8\div 10$). Их трещиноватость и устойчивость ниже средней. Мощность указанных пород от 5 до 15 м.

Геомеханическое обоснование параметров камер на опытном участке

Согласно геологической характеристике и представленных рудником данных и документации о существующем положении горных работ камеры опытного блока (№ 75-145÷75-157) находились в сложных горнотехнических и горно-геологических условиях. В кровле опытного участка не было надёжного устойчивого закладочного массива, способного к поддержанию налегающего закладочного массива в устойчивом состоянии.

Одним из главных принципов при проектировании отработки участка являлось сохранение устойчивости обрабатываемых камер на всех стадиях их отработки. То есть формирование при выемке запасов опытного участка закладочного массива соответствующей прочности и обеспечение его устойчивости при отработке запасов, распо-

ложенных ниже опытного участка в этаже 750–830 м (формирование так называемой «отрезки» от зон обрушения).

Поэтому для безопасной отработки запасов опытного участка и обеспечения устойчивости очистного пространства камеры на весь период её отработки необходимо произвести расчёт параметров систем разработки, толщины оставляемой в кровле камер рудной потолочины, рассчитать параметры вертикального целика и обосновать параметры рудного целика на контакте с породами висячего бока.

Все расчеты, приведенные в методике ОПИ, были основаны на теоретических выкладках и проверены в производственных условиях при ведении опытнo-промышленных испытаний.

Расчет минимальной толщины рудной потолочины при отработке запасов опытного участка

Потолочина при расчетах рассматривалась как балка на двух свободных опорах с равномерно распределенной нагрузкой от собственного веса и веса обрушенных пород в камере соответствующего пролета (глава 2, п.5).

Высота обрушенных пород в каждой из вышележащих камер была различной. В общем случае, для производства расчетов толщины рудной потолочины с достаточной степенью надежности, высота обрушенных пород для опытного участка в целом была принята равной средней высоте обрушенных пород, которая составляла ≈ 30 м.

Наличие надортовых рудных целиков в кровле камер опытного участка (этот признак является фактором, увеличивающим устойчивость) при расчетах толщины потолочины не учитывалось.

Рудное тело на участке было пронизано большим количеством прослоев метасоматитов, понижающих устойчивость проектируемых на данном участке рудных целиков и потолочин, поскольку не было сплошного рудного массива на всех подэтажах.

Данные результатов расчета толщины рудной потолочины h_1 при различной ширине камер $B_{кам}$ и коэффициентах структурного ослабления руды представлены в таблице 4.2.1.

Таблица 4.2.1. Минимально допустимая толщина потолочины при отработке запасов опытного участка

Пролет обнажения потолочины (ширина камеры), м	Минимально допустимая толщина потолочины, м	
	$K_{с.о} = 0,3$	$K_{с.о} = 0,4$
10	6,0	5,1
12	7,5	6,3
15	9,9	8,3
20	14,6	10,4

Расчет параметров вертикального рудного целика при отработке запасов опытного участка

Вертикальный рудный целик при расчётах его параметров рассматривался как подпорная вертикальная стенка, воспринимающая неравномерно распределенную изгибающую нагрузку от заполнивших камеру 75-144 обрушенных пород.

Результаты расчетов толщины рудного целика $h_{ц}$ при различной высоте камер Вкам представлены в таблице 4.2.2.

Таблица 4.2.2. Минимально допустимая толщина рудного целика при отработке запасов опытного участка

Высота обрабатываемых камер, м	Минимально допустимая толщина рудного целика, м
15	3
25	5
55	12
65	14
70	15
27	6

При высоте камер более высоты одного подэтажа, минимальная ширина рудного целика должна быть от 12 до 15 метров, что фактически соответствует ширине обрабатываемых камер. Потери руды в целиках при этом оказываются довольно значительными. Поэтому отработку запасов на контакте с обрушенными породами камеры 75-144 рекомендовалось вести с подэтажа (в среднем 27 метров), оставляя ограждающий рудный целик шириной 6 метров.

Обоснование параметров рудного целика на контакте с породами висячего бока

Практикой ведения работ на руднике было установлено, что при отработке камер происходит обрушение пород висячего бока.

Обрушения имеют максимальную высоту $h_{св}$ в верхней части камеры, и зависят от её ширины $B_{кам}$, высоты камеры $H_{кам}$, и угла падения пород висячего бока α . Эта зависимость определяется эмпирической формулой:

$$h_{св} = \frac{0,004 \cdot B_{кам} \cdot H_{кам}}{\sin \alpha}, \text{ м}$$

Для оценки формы обрушающихся в камеру пород висячего бока с достаточной точностью приняты следующие положения:

- обрушение пород происходит в форме клина;
- одна из граней этого клина (совпадающая с плоскостью обнажения пород висячего бока) имеет форму прямоугольника с размерами сторон, равными пролету обнажения висячего бока ($B_{кам}$) и высотой стенки камеры с учетом угла падения рудного тела;

- вторая грань имеет сферическую поверхность и приблизительно повторяет форму свода обрушения;
- торцовые грани имеют форму, представленную на рис. 4.2.1.

Схема обрушения пород висячего бока в камеру представлена на рис. 4.2.1.

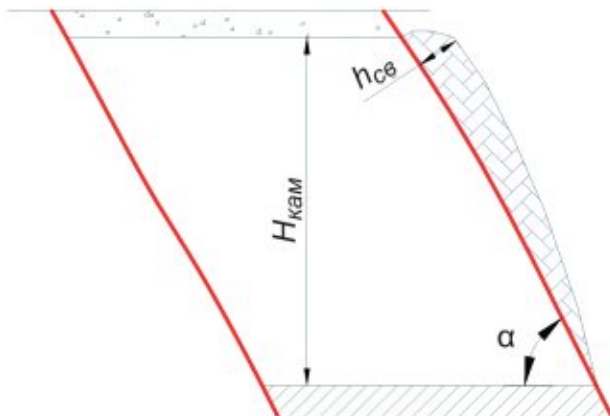


Рис. 4.2.1. Схема обрушения пород висячего бока в камеру

Ниже, в таблице 4.2.3, представлен расчет высоты свода обрушения пород висячего бока в камерах при различных значениях $B_{\text{кам}}$ и $H_{\text{кам}}$.

Таблица 4.2.3. Расчетная высота свода обрушения пород висячего бока в камерах

		Ширина обрабатываемой камеры, м			
		10	12	15	20
Высота обрабатываемой камеры, м	15	0,8	0,9	–	–
	25	1,3	1,6	2,0	–
	40	2,1	2,5	3,1	4,2
	55	2,9	3,4	4,3	5,7
	65	–	4,1	5,1	6,8
	70	–	–	5,5	7,3

Примечание: угол падения висячего бока залежи принят равным 50 градусам.

Согласно геологической характеристике, породы висячего бока метаморфизованы (мощность пород, подвергшихся метаморфизму от 4-х до 15 метров) и, как правило, недостаточно устойчивы.

Руды на контакте с висячим боком сплошные, ослаблены прослоями метасоматитов и разбиты сетью разнонаправленных трещин, хотя имеют более высокие прочностные характеристики по сравнению с породами лежачего бока.

На основании вышеизложенного, на стадии производства опытно-промышленных испытаний обработки камер планируется оставление так называемой «рудной корки» по висячему боку залежи.

Параметры этой «рудной корки» приняты следующие:

- форма – представляет собой клин по размерам равный обрушающимся в камеру породам. В упрощенном виде поперечное сечение «рудной корки» – треугольник с основанием равным наклонной стенке камеры и высотой равной высоте свода обрушения пород висячего бока;
- значительное влияние на устойчивость «рудной корки» будут оказывать взрывные работы при отбойке массива руды. Критическое сейсмическое воздействие взрывных работ при планируемых параметрах БВР на окружающий массив распространяется на расстояние порядка двух метров от зарядов ВВ, расположенных в скважинах. Поэтому параметры «рудной корки» рекомендуется увеличить по всей длине обнажения висячего бока на 2 метра;
- толщина оставляемой «рудной корки» переменная. Изменяется от 2 м в нижней части камеры до соответствующего значения в верхней части камеры, представленного в таблице 4.2.4;
- длина «рудной корки» равна пролету (ширине) обрабатываемой камеры.

Таблица 4.2.4. Рекомендуемая толщина «рудной корки» в верхней части камер

		Ширина обрабатываемой камеры, м			
		10	12	15	20
Высота обрабатываемой камеры, м	15	3,0	3,0	–	–
	25	3,5	3,5	4,0	–
	40	4,0	4,5	5,0	6,0
	55	5,0	5,5	6,5	7,5
	65	–	6,0	7,0	9,0
	70	–	–	7,5	9,5

Схема формирования «рудной корки» в камере представлена на рис. 4.2.2.

Предварительно оценив процесс формирования свода обрушения во времени, с достаточной долей вероятности можно предположить, что в процессе отгрузки руды из камеры оставленная «рудная корка» полностью отслоится (произойдет её самообрушение) в обрабатываемую камеру.

Из данных обследования, проведенного в 2007 году было рассмотрено 28 инструментально зафиксированных случаев обрушений пород висячего бока в камерах, расположенных выше горизонта 590 м, из них: 17 случаев при высоте камер $h_k = 50-60$ м и их ширине $l_k = 15-27$ м и 11 случаев при высоте камер $h_k = 80-100$ м и их ширине $l_k = 20$ м. Угол падения рудных тел во всех случаях находился в пределах 40–60 градусов.

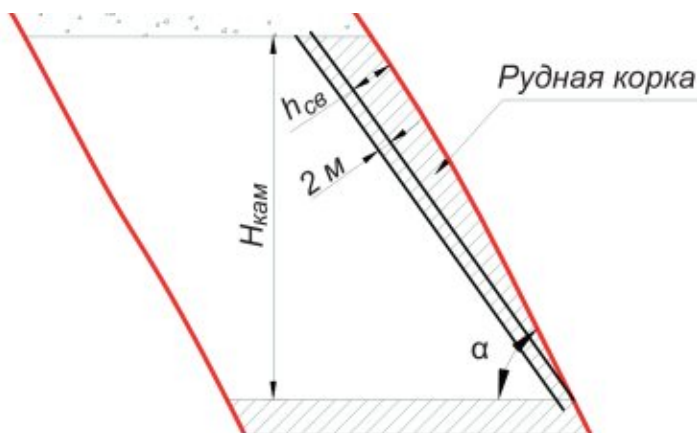


Рис. 4.2.2. Схема формирования «рудной корки» в камере

При математической обработке этих данных были получены эмпирические зависимости для определения возможной (ожидаемой) высоты свода обрушения пород висячего бока в верхней части камеры $h_{св}$ (м) при различной высоте камер и продолжительности срока стояния камер, незаполненных закладкой t (в месяцах):

при высоте камер ($H_{кам} = 50–60$ м) и их ширине ($B_{кам} = 15–27$ м) зависимость высоты свода обрушения ($h_{св}$) составила:

$$h_{св} = 0,12 B_{кам} \cdot t^{0,57}$$

при высоте камер ($H_{кам} = 80–100$ м) и их ширине ($B_{кам} = 20$ м) зависимость высоты свода обрушения $h_{св}$ составила:

$$h_{св} = 0,3 B_{кам} \cdot t^{0,5}$$

Задаваясь рекомендуемой толщиной рудной корки в зависимости от параметров камер были решены уравнения относительно t . В нашем случае t – период полного отслоения «рудной корки» в камеру.

Результаты расчётов сведены в таблицу 4.2.5.

Таблица 4.2.5. Время полного отслоения «рудной корки» в камеру

Параметры			
Высота камеры, $H_{кам}$, м	Ширина камеры, $B_{кам}$, м	Толщина «рудной корки», м	Период отслоения «рудной корки», t , мес
15	12	3,0	1,5
25	12	3,5	1,9
55	20	7,5	1,6
65	15	7,0	1,4
70	15	7,5	1,6

Анализ результатов расчётов показывает, что самообрушение (отслоение) «рудной корки», оставляемой в камере на контакте с висячим боком залежи произойдёт через 1,5–2,0 месяца после её обнажения. В дальнейшем начинается процесс отслоения в камеру непосредственно пород висячего бока. Поэтому, учитывая значительный промежуток времени отработки камеры, с целью исключения (ограничения) обрушения пород висячего бока отбойку руды в камерах рекомендуется вести в направлении висячего бока. На последней стадии отработки камеры оформляется «рудная корка» на контакте с висячим боком, производится полная отгрузка руды в течение 1,5–2 месяцев, затем приступают к закладочным работам в камере.

Технология ведения горных работ на опытном участке

Одним из главных принципов при отработке опытного блока являлось сохранение устойчивости обрабатываемых камер на всех стадиях их отработки. То есть формирование при выемке запасов опытного участка закладочного массива соответствующей прочности и обеспечение его устойчивости при отработке запасов, расположенных ниже опытного участка в этаже 750–830 м (формирование так называемой «отрезки» от вышележащих зон обрушения).

Поэтому для безопасной отработки запасов опытного участка и обеспечения устойчивости очистного пространства камер на весь период их отработки необходимо было оставление в кровле камер рудной потолочины, вертикального целика на контакте с обрушенной камерой 75-144 и временных рудных целиков на контакте с висячим боком.

С северной стороны опытного участка, рудное тело вкрест простирания, было разделено на три камеры (75-144, 75-114 западная и 75-144 восточная). Камера 75-144 на момент разработки ОПИ была отработана и полностью завалена обрушенными породами и закладкой. Камеры 75-114 западная и 75-144 восточная еще не были отработаны и в методике рассматривались как рудные целики.

С южной стороны опытного участка была расположена камера 75-158, начало отработки которой планировалось на IV квартал 2008 года. Данная камера рассматривалась как отработанная и заложенная без обрушения пород висячего бока.

Схема подготовки участка была разработана с учётом существующих на тот момент выработок.

Согласно схемы подготовки, по всей длине участка по простиранию оставляется постоянный рудный целик толщиной 10 м (его отработка не предусматривалась). Под защитой этого целика предлагалось отработать запасы системой разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства.

Порядок отработки – сплошной.

Подготовка участка – секционная. На участке были выделены две секции. Количество камер в секциях – 4.

Параметры камер:

- высота 70 м;
- ширина 15 м;
- длина равна мощности рудного тела (при мощности рудного тела вкрест простирания более 70–80 м была возможна разбивка на две и более камер).

Отработка камер в секциях велась от центра участка к флангам. После формирования между фронтами ведения очистных работ в секциях целика из закладочного массива шириной равного 30 м (две отработанные камеры) отработка запасов в секциях могла вестись независимо друг от друга.

Отработка последних камер в секциях (на флангах участка) осуществлялась с торцовыми заездами. На отгрузке руды из этих камер для снижения потерь рекомендовалось использование ПДМ с дистанционным уравнием.

Отработку крайней камеры с северной стороны рудного тела (на контакте с обрушенной камерой 75-144) рекомендовалось обрабатывать в последнюю очередь. Её отработка должна была осуществляться по следующей схеме: на контакте с обрушенной камерой 75-144, с целью исключения проникновения обрушенных пород в очистное пространство, оставляется ограждающий рудный целик толщиной 7 метров. Ширина камеры при этом составляет 8 м. Выемка запасов камеры ведётся с разделением на три стадии.

Стадия 1 – отработка запасов и закладка камеры в отметках 680–695 метров. Заезды в камеру на горизонте 695 м – торцовые, на отгрузке руды для снижения потерь рекомендуется использование ПДМ с дистанционным уравнием.

Стадия 2 – отработка запасов и закладка камеры в подэтаже 695–725 метров. Заезды в камеру на горизонте 725 м – так же торцовые. На отгрузке руды для снижения потерь рекомендуется использование ПДМ с дистанционным уравнием.

Стадия 3 – отработка запасов и закладка камеры в подэтаже 725–750 метров. Заезды в камеру на горизонте 750 м – торцовые. На отгрузке руды для снижения потерь рекомендуется использование ПДМ с дистанционным уравнием.

Отработка оставленного ограждающего целика не предусматривается.

Схема раскройки и подготовки опытного участка представлены на рис. 4.2.3–4.2.5.

После отработки запасов камер в отметках 680–750 м и полной закладки выработанного пространства твердеющими смесями осуществлялся переход к отработке временного рудного целика (в отметках 670–680 м) системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

Для обеспечения доступа техники и оборудования на горизонт 680 м с горизонта 670 м в лежачем боку залежи был пройден наклонный съезд, из которого производилось развитие работ на гор. 680 м.

Выемка запасов осуществлялась заходками. Расположение заходок было как вкрест, так и по простиранию рудного тела.

Параметры заходок:

- ширина 10 м;
- высота 10 м;
- длина до 50–60 метров.

Порядок отработки – сплошной. Для снижения разубоживания руды отработку заходок рекомендовалось вести по 3 в ряд.

Первоначально должны была запланирована отработка двух заходок вдоль висячего бока залежи. Направление их отработки – от флангов участка к его центру. При выемке этих заходок формируется зона обрушения по висячему боку залежи. Форми-

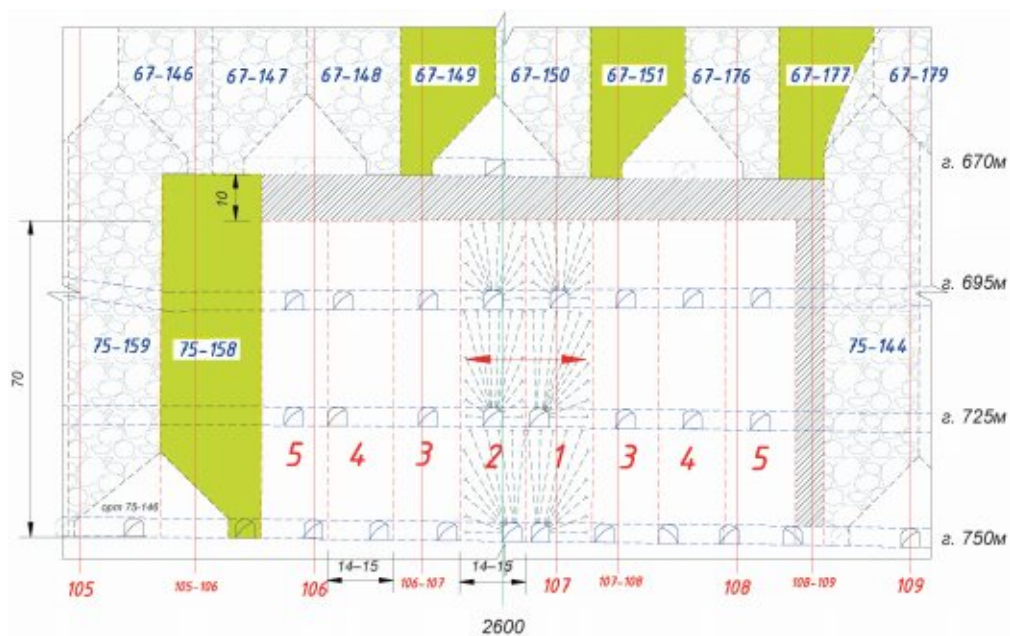


Рис. 4.2.3. Система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства. Продольный разрез по линии I – I

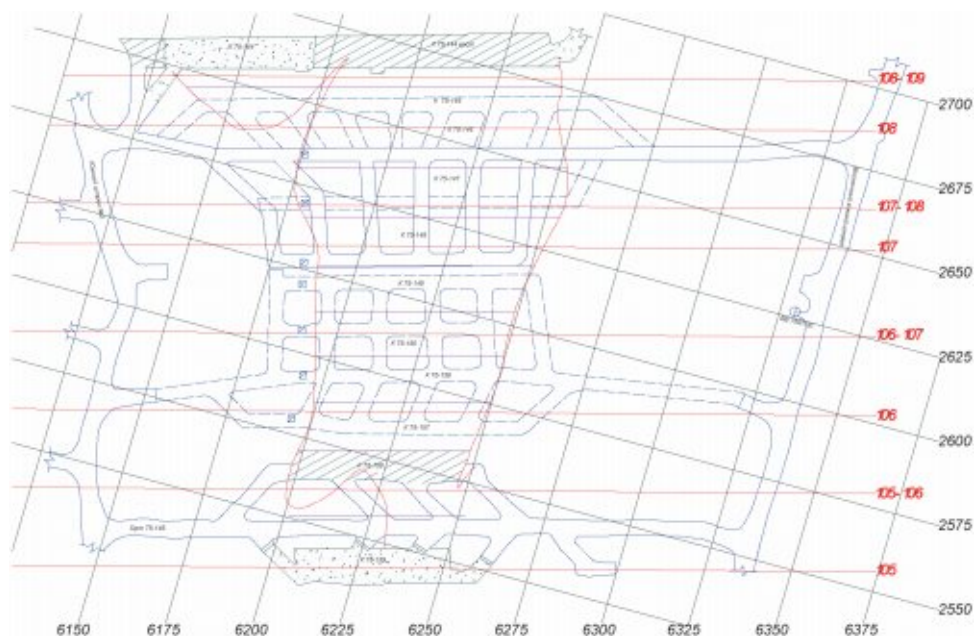


Рис. 4.2.4. План горизонта 750 м

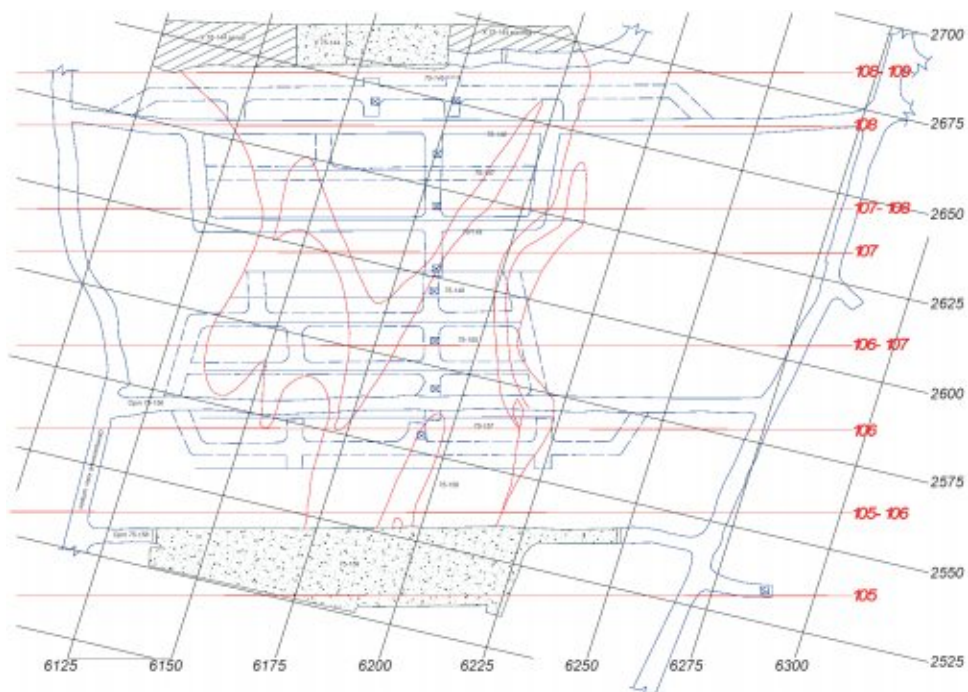


Рис. 4.2.5. План горизонта 695 м

рование этой зоны обрушения способствует снятию горизонтальных напряжений, действующих на оставленный рудный целик вкрест простирания залежи. В случае необходимости при отработке первоочередных заходок было запланировано принудительное обрушение вмещающих пород.

Отработка основной части запасов подэтажа 670–680 м производилась заходками, расположенными вкрест простирания рудного тела и должна была производиться в направлении от висячего бока к лежащему. Отбойка руды осуществлялась на зону обрушения, образованную выемкой заходок вдоль висячего бока.

Системы разработки

Учитывая сложившееся на руднике состояние горных работ, для отработки опытного участка была запланирована система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, но с изменением конструктивного исполнения, параметров системы разработки и порядка отработки запасов.

Так же для отработки части запасов опытного блока была предусмотрена система разработки с обрушением руды и вмещающих пород (вариант подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды).

Система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства при сплошном порядке отработки (рис. 4.2.3–4.2.5).

Данный вариант системы разработки (камера) включает в себя следующие конструктивные элементы:

- погрузочные заезды по почве камеры;
- буровой орт по почве камеры;
- подэтажные буровые орты (на двух уровнях);
- вентиляционно-закладочный орт (сбойка) или вентиляционно-закладочные скважины по кровле камеры;
- отрезной (вентиляционный) восстающий.

Днище камер в конструктивном исполнении на стадии ведения очистных работ – траншейное. После окончания отгрузки руды производится разбуривание и отбойка траншейной части днища камеры (так называемого рудного «козырька») и тем самым в камере оформляется плоское днище. Такая схема оформления днища повышает безопасность ведения работ, а так же снижает потери и разубоживание руды.

Вентиляционно-закладочные выработки проходятся в кровле обрабатываемых камер.

Камеры располагаются вкрест простирания рудного тела.

Порядок отработки камер – сплошной. При сплошном порядке отработки каждую выемочную камеру нельзя рассматривать отдельно, поэтому применяется секционная подготовка запасов с увязкой порядка отработки и подготовки запасов внутри секции.

Рудное тело внутри опытного участка по простиранию рудного тела делится на две секции, количество камер в секциях – 4.

Параметры секций:

- длина – 60 м;
- ширина – равна мощности рудного тела;
- высота – 70 м.

Параметры камер:

- ширина – 15 м;
- длина – равна мощности рудного тела (при мощности рудного тела вкрест простирания более 70-80 м возможна разбивка на две и более камер);
- высота – 70 м.

Развитие работ внутри секции по вертикали осуществлялось на 4-х уровнях:

- гор. 750 м – буродоставочный;
- гор. 725 м – подэтажный буровой;
- гор. 695 м – подэтажный буровой;
- гор. 670 м – вентиляционно-закладочный.

Подготовительные работы в секции на гор. 750 м заключались в проведении между существующими Центральным и Восточным штреками доставочного (транспортного) орта секции, который проводился на её фланге (по краю опытного участка).

Из доставочного (транспортного) орта проходились погрузочные заезды (штреки) на всю длину секции. Погрузочные заезды в камеру могли быть боковые (под углом

60–90° к буровому орту), торцовые (с одного или обоих торцов камеры), либо их комбинация. Расстояние между осями боковых погрузочных заездов в камеру 10–14 м.

Между погрузочными заездами в пределах конкретной камеры на всю её длину проходилась буровой орт, его расположение было со стороны закладочного массива ранее отработанных камер в секции.

Подготовительные работы в секции на гор. 725 м заключались в проведении вентиляционного штрека вдоль висячего бока залежи. Кроме того, из Центрального южного штрека в пределах конкретной камеры проходилась подэтажный буровой орт до сбойки с вентиляционным штреком. Расположение подэтажного бурового орта могло быть как по центру обрабатываемой камеры, так и со смещением к одному из её флангов.

Горизонт 695 м являлся буровым. При этом подготовительные работы в секции на гор. 695 были аналогичны с горизонтом 725 м.

Закладочные работы для обеспечения полной закладки выработанного пространства осуществлялись с гор 670 м. Подача закладочной смеси и вентиляция камер при этом осуществлялась по закладочным скважинам из существующих на гор. 670 м выработок.

Отработка камер внутри секции осуществлялась в сплошном порядке от границы секции к доставочному (транспортному) орту.

К отработке последующей камеры в секции планировалось приступать после набора паспортной прочности закладки в предыдущей камере.

Допускалась опережающая проходка не более одного бурового орта впереди фронта очистных работ в секции (в камере смежной с рабочей) на всех горизонтах.

Технология очистной выемки при системе разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными (наклонными) веерами скважин, выпуске руды на почву камер (доставочных выработок), отгрузке и транспортировке руды из камер погрузочно-доставочными машинами без заезда и с заездом в очистное пространство камер.

Погашение выработанного пространства камер осуществляется путем закладки твердеющими смесями.

Бурение вееров скважин производится из буровых выработок, пройденных в конкретной камере.

Перед началом очистной выемки руды в камере производится оформление отрезной щели. Обуривание отрезной щели производится параллельными (на отрезной восстающий) рядами скважин. Бурение восходящих скважин производится из выработок доставочного и подэтажных буровых горизонтов.

Параметры отрезной щели:

– ширина – 2,5–3 м;

– длина – равна ширине камеры.

Очистная выемка при системе разработки с камерной выемкой заключается в отбойке вееров (рядов) скважин на отрезную щель, а затем на свободное пространство камеры, образованное выпуском отбитой руды.

Отгрузка руды из камеры производится через погрузочные заезды (боковые, торцовые либо их комбинация) с использованием погрузочно-доставочных машин.

Отгрузку руды из камеры в режиме ручного управления ПДМ производят с заездом в камеру не более чем на длину ковша машины. Дальнейшая отгрузка руды, если это предусматривается проектом, ведется машинами, оборудованными системой дистанционного управления, или обрабатывается с нижележащего подэтажа.

Рациональная длина доставки ПДМ до рудоспусков 150-200 м. При большем расстоянии до рудоспусков руда транспортируется в автосамосвалах. Места их загрузки и схема движения автосамосвалов как правило определяется проектом. Схемы доставки и транспортировки руды выбираются исходя из фактической технологической ситуации.

Погашение выработанного пространства производится путем его полной закладки. Закладка – твердеющая. Твердеющая закладка должна обеспечивать соответствующую прочность закладочного массива.

При высоте камер более 70 м при их пролете (ширине) равной в 15 м составы закладки были приняты согласно «Технологической инструкции по производству закладочных работ на подземном руднике Гайского ГОКа», действующей на руднике.

При высоте камер до 25 метров рекомендовалось возведение закладочного массива прочностью 2,5 МПа на всю высоту камеры.

Технология возведения закладочного массива при этом сохранялась той же, которая освоена на подземном руднике.

Мероприятия по повышению устойчивости камер при очистной выемке

Результаты произведенных расчетов, обобщение накопленного опыта при отработке месторождения подземным способом, существующие горнотехнические условия отработки камер внутри опытного участка обуславливали необходимость разработки дополнительных мероприятий по повышению устойчивости кровли, стенок камеры и окружающего массива с целью сохранения проектных размеров камеры на весь период её отработки.

На стадии проектирования отработки камер:

1. По висячему боку залежи оставлялся временный рудный целик.
2. С целью минимизации отслоений руды и закладки в очистные камеры по их длинным сторонам планировалось бурение вееров так называемых «оконтуривающих» (экранирующих) скважин.
3. Для снижения сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий массив предусматривалось разбуривание вееров скважин с недобуром до проектных контуров камер на 2,0 м.
4. С целью сохранения проектных размеров камеры необходимо было максимально снизить сейсмическое воздействие на прилегающий к камере массив за счет ограничения заряда ВВ взрываемого за один прием (в одной ступени замедления), разноса взрыва по времени путем подбора соответствующих замедлений.

До начала ведения очистных работ в камере необходимо было:

1. Обеспечить полную готовность к ведению закладочных работ в камерах (бурение закладочных скважин с гор. 670 м, подвод бетоноводов к контурам камер, места установки перемычек и др.).

2. Произвести съемку вееров пробуренных скважин и по результатам съемки «откорректировать» длину скважин в веерах.

3. На основании проведенных маркшейдерской службой замеров параметров фактически обуренных вееров взрывных скважин в каждой конкретной камере и их «корректировки» составлялся паспорт на взрывные работы, в котором определялось количество вееров, отбиваемых за один прием, общий объем ВВ, конструкция заряда, применяемые ступени замедления и т.д.

При ведении очистных работ в камере необходимо было:

1. Отработку камер производить в направлении от лежачего бока к висячему для сокращения времени обнажения висячего бока залежи.

2. Отработку камер и закладку выработанного пространства твердеющими смесями производить с максимальной интенсивностью.

Рекомендации по ведению взрывных работ в камерах

Взрывные работы, а также все работы, связанные с их подготовкой, производятся по проектам, составленным техническими службами Гайского подземного рудника в соответствии с требованиями действующих правил, положений, инструкций и других нормативных документов по организации и производству массовых взрывов.

Участок ведения горных работ характеризовался сложными горнотехническими условиями:

- значительной мощностью рудного тела;
- углом падения рудного тела в среднем порядка 50–55 градусов;
- включениями прослоев ослабленных пород внутри контура рудного тела;
- породами невысокой устойчивости в лежачем и висячем боках залежи;
- наличием локальных зон обрушения;
- камеры на опытном участке имели значительные проектные размеры, что обуславливало большие площади обнажения рудных, породных и закладочных массивов, а также довольно продолжительное время их отработки.

Достижение поставленных в ОПИ задач возможно было только при чётком соблюдении всех проектных решений. Для сохранения проектных параметров камер на весь период их отработки особое внимание следовало уделить ведению взрывных работ. Поэтому в методике ОПИ был разработан ряд рекомендаций по ведению взрывных работ:

1). С учётом опыта ведения взрывных работ на Гайском подземном руднике при отработке участка системами разработки с камерной выемкой априори принять разбуривание запасов камер веерами скважин с недобуром до проектного контура камеры равного 2,0 м.

2). Параметры БВР должны быть определены в соответствии с «Технологическим регламентом на вскрытие и отработку рудных тел в этажах 830–1150 м и 1150–1310 м. Гайского подземного рудника».

В качестве условий производства БВР были приняты следующие: отбойка камерных запасов ведется с помощью зарядов ВВ, располагающихся в скважинах диаметром 76, 89 и 105 мм, расположение скважин – веерное, максимальные размеры отбиваемого

слоя руды одним веером 11×24,5 м, конструкция заряда сплошная с прямым или встречным инициированием, ВВ – гранулированные, допущенные действующим «Перечнем взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации». Расчетные значения параметров БВР приведены в таблице 4.2.6.

Таблица 4.2.6. Параметры БВР при системе с камерной выемкой и закладкой

Диаметр скважин, мм	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	ЛНС (W), м	Выход горной массы β , м ³ /м	Размеры отбиваемого слоя, м		Максимальная масса заряда веера, кг
				Высота	Ширина	
Веер I						
105	1,8	2,4	3,8	24,5	11	1165
89	1,5	2,1	2,9	24,5	11	849
76	1,3	2,0	2,7	24,5	11	701
Веер II						
105	1,8	2,4	3,5	12	11	570
89	1,5	2,1	3,22	12	11	416
76	1,3	2,0	2,7	12	11	343

В процессе эксплуатации величина удельного расхода ВВ должна уточняться в зависимости от свойств отбиваемых руд и применяемого типа ВВ. При образовании отрезной щели удельный расход ВВ увеличивается в 1,4 и 1,5 раза (коэффициент зажима 0,6...0,7).

При взрывании вееров скважин, действие на окружающие камеру массивы руды, закладки и породы происходит во всех плоскостях. При расчетах сейсмического воздействия взрывных работ был выбран ряд направлений, представленных на рис. 4.2.6.

- 1 – Закладочная стенка (боковое действие взрыва);
- 2 – Рудная стенка (боковое действие взрыва);
- 3 – Рудная потолочина (торцовое действие взрыва);
- 4 – Лежащий бок (фронтальное действие взрыва);
- 5 – Рудный массив (фронтальное действие взрыва);
- 6 – Висячий бок (торцовое действие взрыва).

Для оценки сейсмического влияния взрывных работ был принят веер максимальный по параметрам и соответственно весу ВВ, который расположен в подэтаже 695–725 м. По действию на рудную потолочину рассматривался веер в подэтаже 680–695 м.

3). Физико-механические свойства пород и руд, а также расчетные значения допустимых и критических скоростей смещения приведены в таблице 4.2.7.

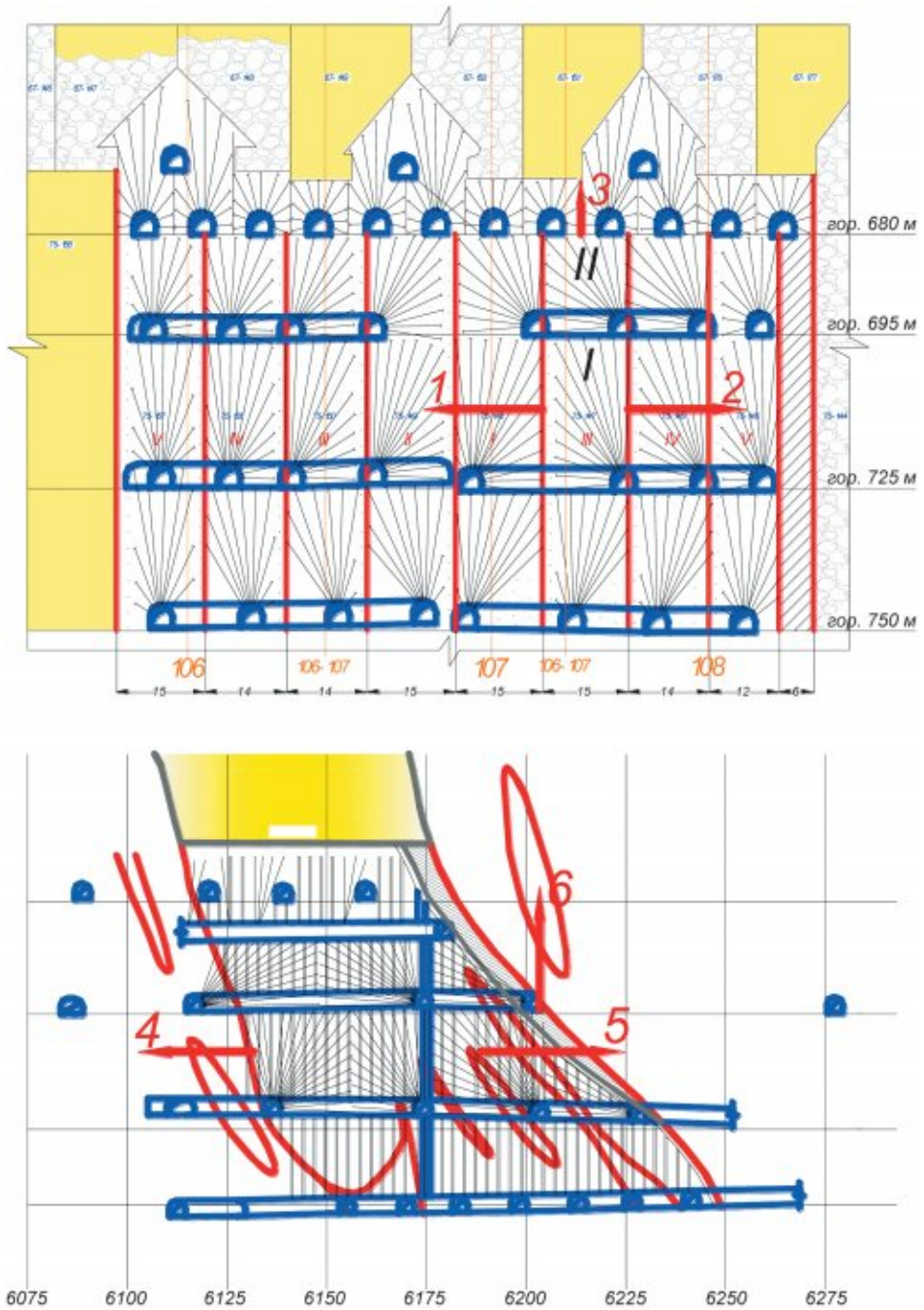


Рис. 4.2.6. Направления сейсмического воздействия при взрывании вееров скважин

Таблица 4.2.7. Расчетные значения допустимых и критических скоростей смещения

Охраняемый объект	γ , т/м ³	$\sigma_{сж}$, МПа	d_0 , м	C_p , м/с	C_s , м/с	ν	ϵ	$V_{доп}$, см/с	$V_{кр}$, см/с
Потолочина и рудная стенка камеры	4390	80	0,5	2450	1390	0,15	0,0003	29,3	58,6
Висячий и лежащий бока залежи	2730	70	0,3	2200	1339	0,19	0,0003	20,7	41,4
Закладочный массив	2000	3	0,5	1300	630	0,40	0,0003	5,4	10,8

4.) При ведении взрывных работ имеет место образование зон действия взрыва на окружающий рудный, породный и закладочный массивы. Характеристика этих зон приведена в таблице 4.2.8.

Таблица 4.2.8. Характеристика зон действия взрыва

Зона действия взрыва	Приведенный вес заряда, кг ^{1/3} /м	Проявление действия взрыва	Характер деформаций	Характер действия взрыва
I	>1,25	Дробление	Пластический, упругопластический дробление и отброс пород	Дробящий
II	1,25...0,71	Разрушение	Упруго-пластический с развитием трещин и остаточных деформаций	
III	0,71...0,4	Трещины и сдвиговые деформации	Нелинейно-упругий с развитием трещин и сдвиговых деформаций (дилатансии)	Переходный
IV	0,4...0,16	Сейсмика ближней зоны	Нелинейно-упругий с развитием отдельных трещин в ослабленных местах	
V	0,16...0,03	Область расширенной сейсмики	Квазиупругий	Сейсмический
VI	0,03...0,0066	Сейсмика дальней зоны	Упругий	
VII	<0,0066	Область слабых сейсмических волн	Упругий, гармонический	Упругий

5.) Расчетные радиусы зоны действия при мгновенном взрывании полного веера с параметрами представлены в таблице 4.2.9. Радиусы зон действия взрыва были рассчитаны при взрывании скважин диаметром 105 мм, так как при этом сейсмическое воздействие на окружающие камеру рудные, породные и закладочные массивы максимальное.

Таблица 4.2.9. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при взрыве полного веера

Веер	Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва			
		Дробления и разрушения	Трещинообразования	Сдвиговых деформаций	Упругих деформаций
I (масса заряда 1165 кг)	1 – Закладочная стенка (боковое действие)	1,4	2,9	5,0	7,3
	2 – Рудная стенка (боковое действие)	1,8	3,2	8,9	11,8
	4 – Лежащий бок (фронтальное действие)	4,4	7,2	20,5	26,2
	5 – Рудный массив (фронтальное действие)	6,2	11,0	31,0	41,0
	6 – Висячий бок (торцовое действие)	1,9	3,2	9,1	11,6
II (масса заряда 570 кг)	3 – Рудная потолочина (торцовое действие)	1,7	3,1	8,5	11,4

Анализ результатов расчетов показал, что зоны трещинообразования, в которых происходят значительное развитие трещин и сдвиговых деформаций выходят за пределы контуров камеры (даже с учетом двухметрового недобура скважин до контура камеры), что приведет к увеличению её размеров и вероятной потере устойчивости элементов камеры.

Поэтому с целью снижения сейсмического воздействия взрывных работ рекомендовалось производить взрывание вееров с разделением на две и более ступени замедления (с внутривеерным замедлением). При этом происходит уменьшение радиусов зон действия взрывов. Результаты расчетов зон действия взрыва с разделением веера на две и три ступени замедления представлены в таблицах 4.2.10 и 4.2.11 соответственно.

Таблица 4.2.10. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при отбойке веера с разделением на две ступени замедления (взрыве половины веера)

Веер	Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва			
		Дробления и разрушения	Трещинообразования	Сдвиговых деформаций	Упругих деформаций
I (масса заряда 600 кг)	1 – Закладочная стенка (боковое действие)	0,7	1,4	2,4	3,5
	2 – Рудная стенка (боковое действие)	0,9	1,5	4,2	5,6
	4 – Лежачий бок (фронтальное действие)	2,1	3,4	9,8	12,5
	5 – Рудный массив (фронтальное действие)	3,0	5,2	14,8	19,5
	6 – Висячий бок (торцовое действие)	0,9	1,5	4,3	5,5
II (масса заряда 290 кг)	3 – Рудная потолочина (торцовое действие)	0,9	1,6	4,3	5,7

Таблица 4.2.11. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при отбойке веера с разделением на три ступени замедления (взрыве трети веера)

Веер	Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва			
		Дробления и разрушения	Трещинообразования	Сдвиговых деформаций	Упругих деформаций
I (масса заряда 390 кг)	1 – Закладочная стенка (боковое действие)	0,5	1,1	1,9	2,8
	2 – Рудная стенка (боковое действие)	0,7	1,2	3,4	4,5
	4 – Лежачий бок (фронтальное действие)	1,7	2,8	7,9	10,1
	5 – Рудный массив (фронтальное действие)	2,4	4,2	11,9	15,8
	6 – Висячий бок (торцовое действие)	0,7	1,2	3,5	4,5
II (масса заряда 190 кг)	3 – Рудная потолочина (торцовое действие)	0,6	1,0	2,8	3,8

б.) Оптимальное время на ступень замедления при взрывании вееров представлены в таблице 4.2.12.

Таблица 4.2.12. Значения оптимального времени замедлений при взрывании вееров

Наименование	γ , кг/см ²	f	W, м	μ	t, мс
Рудный массив камеры	4390	14	2,4	0,16	16

Выводы

Влияние взрывных работ на конструктивные элементы системы разработки зависит от массы ВВ, взрываемой в одной ступени замедления и для разных направлений действия взрыва изменяется в значительном диапазоне.

Для предотвращения разрушения стенок камеры рекомендовалось при бурении скважин недобуривать 2 м до проектной границы камеры.

Для снижения сейсмического действия взрыва рекомендовалось максимальную массу заряда ВВ в группе (в одной ступени замедления) уменьшить в 2...3 раза за счет применения внутри веерных замедлений.

Разбуривание запасов камер рекомендовалось производить скважинами уменьшенного диаметра (89...76 мм), что также позволит снизить сейсмическое влияние при взрыве вееров в 1,8...2 раза.

Отбойку руды в камерах целесообразно вести группами не более 2...3 вееров. Веера в подэтаже должны взрываться короткозамедленно с интервалом замедления не менее 16 мс. Время замедления между взрывами вееров, расположенных на различных подэтажах, при каскадном взрывании рекомендовалось не менее 30 мс.

Общее количество ступеней замедления на массовый взрыв определяется количеством вееров взрывааемых в один массовый взрыв. Максимальная масса заряда ВВ в группе (одной ступени замедления) рекомендовалась не более 600 кг.

Опережение фронта взрывных работ в вышележащем подэтаже по отношению к нижележащему должно быть не менее 3-х вееров скважин.

Создание экранирующих щелей по боковым стенкам камер должно было выполняться методами контурного взрывания вееров скважин.

Проветривание камер осуществлялось за счет общешахтной депрессии. С гор. 750 м, 725 м, 695 м через камеру производился сброс отработанного воздуха на гор. 670 м., далее по выработкам гор 670 м к воздуховыдающему стволу. При отсутствии сообщения погрузочных выработок (заездов) с очистным пространством камеры проветривание осуществлялось с помощью ВМП.

Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Выемка руды при данном варианте системы разработки производится заходками со скважинной отбойкой руды в зажиме на обрушенные налегающие породы.

Параметры заходок:

– длина – до 40–60 м;

- ширина – 8–10 м;
- высота – от 10 м (равна высоте обрабатываемого подэтажа).

Вариант данной системы разработки и ее конструктивные особенности представлены на рис. 4.2.7 – 4.2.9.

Порядок отработки заходки одностадийный. Общий порядок отработки запасов участка данной системой разработки сплошной. В ряд рекомендуется одновременно обрабатывать по 3 заходки.

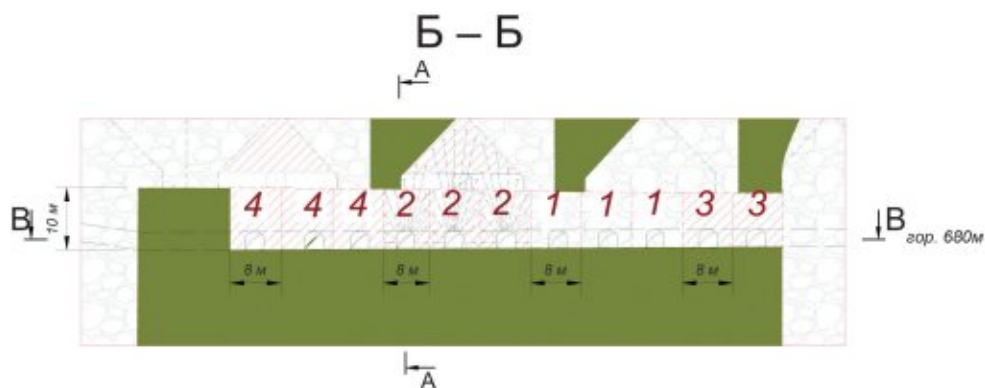


Рис. 4.2.7. Системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Продольный разрез по Б – Б

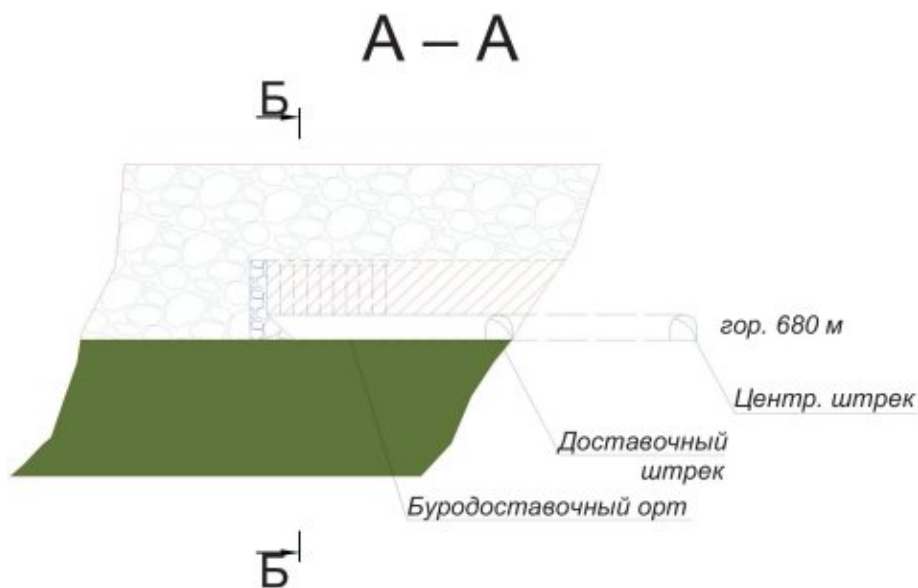


Рис. 4.2.8. Разрез по А – А

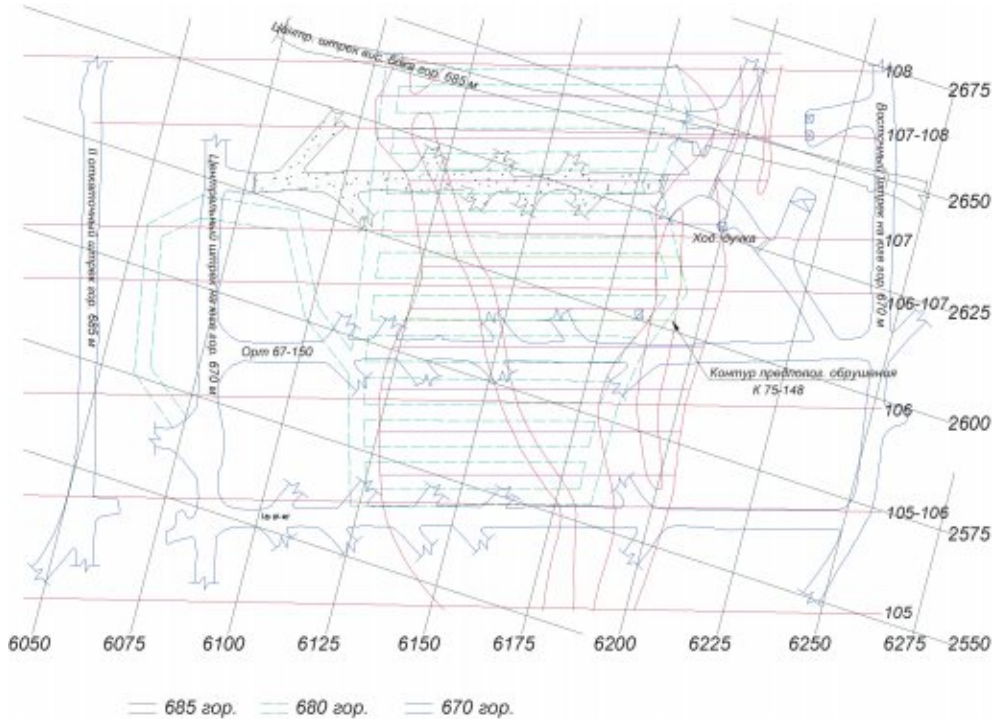


Рис. 4.2.9. Совмещенный план горизонтов 670 м, 680 м и 685 м

Подготовительные работы при данном варианте системы разработки заключаются в проведении из основной полевой выработки, буро-доставочного орта (штрека) в каждой конкретной заходке.

Технология очистной выемки по этой системе разработки заключается в отбойке руды вертикальными или крутонаклонными скважинами в зажиме на обрушенные налегающие породы слоями из буро-доставочной выработки, пройденной по почве заходки. Выпуск руды производится под обрушенными породами через торец заходки на почву буро-доставочной выработки, откуда она отгружается самоходной погрузочно-доставочной техникой. Отбойка следующего слоя руды в заходке производится после выпуска и отгрузки руды предыдущего отбитого слоя.

Очистная выемка не требует проведения отрезного восстающего в каждой заходке. Проведение отрезного восстающего требуется исключительно в заходках, которые своей торцевой частью не граничат с обрушенными породами и производится для формирования зоны обрушения в её торце. Для формирования зоны обрушения возможно принудительное обрушение налегающих пород.

Расчёт параметров взрывных работ по системе поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Расчет параметров БВР при отработке опытной камеры произведен по методике, приведенной в главе 2. п. 7.

Для обеспечения разрыхления рудной массы, требуемого для её нормальной отгрузки, необходимо, чтобы обрушаемый слой руды в результате взрыва сместился в сторону «зажимающего материала» на расстояние Δ' .

При толщине отбиваемого слоя руды равной 2,4 м смещение (подвижка) «зажимающей» среды составит:

$$\Delta' = 2,4 \cdot (1,55 - 1) = 1,3 \text{ м}$$

При $q = 1,8$ – удельный расход ВВ при отбойке на свободное пространство, кг/м^3 ; $K_{\text{зм}}$ – коэффициент зажима, составляющий в зависимости от смещения «зажимающей» среды Δ' , принимаемый равным 1,4 при величине подвижки среды порядка 1,3 м.

$$q_{\text{зм}} = 1,8 \cdot 1,4 = 2,5 \text{ кг/м}^3$$

ЛНС при отбойке на зажимающую среду:

$$W = 8,7 \cdot 10^{-3} \cdot 0,105 \cdot \frac{4200}{0,8} \sqrt{\frac{11 \cdot 10 \cdot 0,6}{10(4 + 0,6)}} = 4,79 \cdot 0,38 = 1,8 \text{ м}$$

Интервал замедления между взрыванием вееров внутри заходки по условию качественного дробления должен составлять не менее:

$$\tau = (9,2 \cdot 1,8 - 4,3) \cdot 1,55 \geq 19 \text{ мсек}.$$

Отбойка рудной массы производится одновременно в трех заходках короткозамедленным взрыванием (ступень замедления между заходками должна быть не менее 100 мсек). В самих заходках толщина отбиваемого слоя не должна превышать 3,6 м (два веера), а интервал замедления между взрыванием вееров внутри заходки должен составлять не менее 20 мсек.

Рассчитанные параметры БВР подлежали уточнению по результатам 2–3 опытных взрывов с учетом конкретной горнотехнической обстановки, трещиноватости и механических свойств массива.

Отгрузка руды из заходок производилась с помощью ПДМ по буро-доставочным штрекам, и далее по доставочным ортам. Отгрузка руды при их отработке рудных ортовых целиков производилась с помощью ПДМ по буро-доставочным ортам.

Рациональная длина доставки ПДМ, принималась исходя из конкретных горнотехнических условий участка, и не превышала 150÷200 м. Дальнейшая транспортировка отбитой руды производилась с применением автосамосвалов.

Проветривание заходок осуществлялось с помощью ВМП, устанавливаемых на свежей струе воздуха. Сброс отработанного воздуха из забоя заходки производился по пройденной по ней буро-доставочной выработке (орту, штреку).

В период отработки запасов опытного блока лабораториями геотехнологии и геомеханики института ОАО «Уралмеханобр» велось научное сопровождение очистных работ, которое заключалось в сейсмометрических наблюдениях за отбойкой руды, прогнозом математическом моделировании и определении фактического напряженно-деформированного состояния массива горных пород при отработке опытного блока.

Наиболее детальные наблюдения были проведены при подготовке и последующей отработке камеры 75-149.

Сейсмометрические наблюдения за отбойкой руды в камерах опытного блока

В рамках научного сопровождения отработки запасов руды в опытном блоке были проведены инструментальные сейсмометрические наблюдения по оценке интенсивности воздействия взрывных работ на прилегающий к камере 75-149 массив руды и вмещающих пород, а также влияние сейсмики на устойчивость подводящих выработок и устойчивость камеры в целом во время ее отработки.

Целью наблюдений являлось уточнение уровня интенсивности сейсмических колебаний и корректировка (при необходимости) параметров взрывных работ при отработке запасов.

Результаты наблюдений были использованы для оценки сейсмической опасности от ведения взрывных работ, определения коэффициента интенсивности сейсмических колебаний пород по каналу прохождения сейсмических волн и прогнозирования сейсмобезопасных параметров взрывных работ.

Инструментальные замеры включали в себя запись на сейсморегистраторы АИР параметров колебаний сейсмоприемников, установленных в местах регистрации сейсмического сигнала. Запись колебаний производилась по трем составляющим: вертикальной (Z) и горизонтальной (продольной X и поперечной Y). Полный вектор скорости смещения определялся по формуле:

$$V = (V_x^2 + V_y^2 + V_z^2)^{1/2}, \text{ см/с},$$

где: V_i – максимальная скорость смещения по составляющим Z , X и Y (вертикальной V_z , продольной V_x и поперечной V_y), см/с.

В процессе инструментальных наблюдений были получены сейсмограммы, характеризующие сейсмические колебания в зависимости от массы заряда ВВ в группе.

Записи сейсмических колебаний взрывов были проведены 22.08.2010 г при следующих условиях (данные проекта массового взрыва):

отбиваемый слой камеры 75-149 разбуривался спаренными веерами скважин № 2-2', № 22-22', № 23-23' гор. 725 м и веером № 21-21' гор. 750 м;

общее количество скважин – 51;

диаметр скважин – 105 мм;

длина скважин 5...24 м;

общая масса заряда ВВ на массовый взрыв 4757 кг;

число групп замедлений 15;

максимальная масса заряда в группе 989 кг;

масса заряда в скважине 17...207 кг;

тип применяемого ВВ – граммонит ТММ;

заряды ВВ инициируются ДИН-Ш(М);

общая масса взрываемого ВВ в целом по руднику (несколько выемочных камер) составила 32326 кг (таблица 4.2.13).

Таблица 4.2.13. Общая масса взрываемого ВВ по руднику (22.08.2010 г)

Гор., м	Масса заряда в веерах, кг	Наименование взрываемого блока (камеры)	ме
670	640	75-96 н/ц 67-97	32326
725	8543	75-89	
725	12154	75-68	
725	3587	75-149	
750	2615	75-89	
750	3617	75-68	
750	1170	75-149	

Место расположения сейсморегистратора на горизонте 750 м представлено на рис. 4.2.10. Параметры колебаний регистрировались на гор.750 м во II южном штреке (АИР-№ 201 установлен в районе орта 75, профиль 106), расстояние до камеры 75-149 составило 90 м.

Результаты инструментальных замеров представлены на сейсмограмме взрыва по камере 75-149. Сейсмограмма взрыва представлена на рис. 4.2.11.

Обобщенная характеристика сейсмических колебаний при взрыве для регистрируемой точки приведена в таблице 4.2.14.

Таблица 4.2.14. Параметры сейсмических колебаний

Параметр	АИР- 201 (г.750 м)
Величины составляющих напряжений:	
E_z , мВ	651,3
E_x , мВ	216,4
E_y , мВ	230,5
Величины составляющих скорости колебаний:	
V_z , см/с	3,83
V_x , см/с	1,27
V_y , см/с	1,36
Величина полного вектора скорости колебаний: V , см/с	4,3
Величины составляющих периода колебаний:	
T_z , мс	10
T_x , мс	45
T_y , мс	45
Величины составляющих частоты колебаний:	
ν_z , Гц	100
ν_x , Гц	22,2
ν_y , Гц	22,2
Продолжительность колебаний T, мс	2310
Расстояние до взрыва R, м	90

Масса заряда ВВ в группе Q, кг	989
Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K	317

Допустимые скорости смещения массивов пород и руд приведены в таблице 4.2.15.

Таблица 4.2.15. Допустимые скорости смещения массивов пород и руд в районе опытной камеры 75–149.

Наименование пород и руд	Плотность, т/м ³	Предел прочности на сжатие в образце, $\sigma_{сж}$, МПа	Средний размер отдельности в массиве d_0 , м	Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек		Допустимая относительная деформация, ε	Коэффициент Пуассона, ν	Допустимая скорость колебаний при кратковременном сейсмическом воздействии см/сек	Допустимая скорость колебаний при продолжительном (более 1,5 – 2,0 сек) сейсмическом
				продольных, C_p	поперечных, C_s				
Кварцит вторичный	2,7	101	0,3	2700...3100	1594...1800	0,0003	0,23...0,25	23,2...26,0	11,6...13,0
Медные, медно-цинковые и серные руды	4,1	101	0,6	2100...2400	1288...1440	0,0003	0,2...0,22	19...21,1	9,5...10,5

Расчетные значения допустимой скорости колебания для подводящих горных выработок представлены в таблице 4.2.16.

Таблица 4.2.16. Расчетные значения допустимой скорости колебания $V_{доп}$ для подводящих горных выработок

Наименование выработки	Параметры	$V_{доп}$, см/с
II Южный штрек гор. 750 м	$K = 2, C_p = 2100...2400$ м/с, $\Delta_{кр} = 0,5$	13...15

Проведенные исследования сейсмического действия взрыва на прилегающие горные выработки и массив при отбойке основных запасов руды в камере 75-149 позволили сделать следующие выводы.

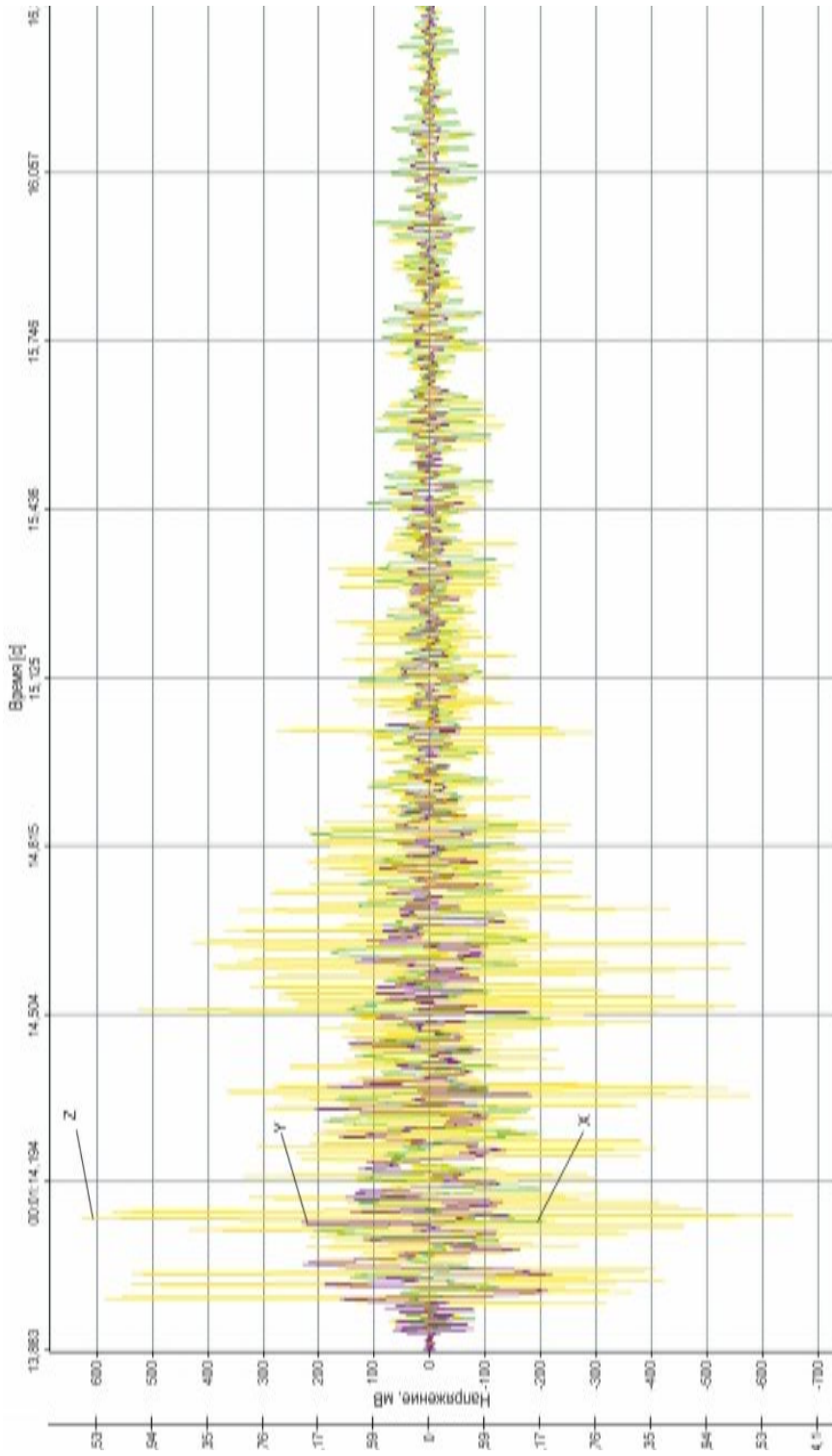


Рис. 4.2.11. Сейсмограмма взрыва по камере 75-149 (AIP-201)

Фактическая скорость сейсмических колебаний во II Южном штреке горизонта 750 метров при взрыве в опытной камере по данным сейсморегистратора, составила 4,3 см/секунду. Сравнивая фактическую и допустимую скорость сейсмических колебаний можно сделать вывод о том, что сейсмическое воздействие на выработки и прилегающие к камере породы и руды при ведении взрывных работ в камере, не превышают допустимого значения ($4,3 < 13$ см/с и $4,3 < 19$ см/с).

Учитывая организацию взрывных работ на руднике (взрывание значительных объемов ВВ в один день и по всей протяженности рудной зоны), увеличивалось влияние сейсмических колебаний за счет продолжительного времени воздействия (достигающего 2,4 и более секунд), которое дополнительно ослабляло рудный и породный массивы в отдельных случаях в 2 раза (допустимые скорости колебаний для вторичных кварцитов до 11,6 см/с, медных, медноцинковых и серных руд до 9,5 см/с). Это было связано с формированием в результате серии взрывов зоны необратимых деформаций, в пределах которой прочностные и упругие свойства пород снижались вследствие образования новых и дораскрытия ранее существовавших микро- и макро дефектов.

Данные процессы могли привести к частичной потере устойчивости элементов системы разработки и повлечь за собой нарушение крепления горных выработок, локальные вывалы и заколообразование по их стенкам, кровле и др.

Для снижения сейсмического действия взрыва на массив, с целью сохранения его целостности и сохранности скважин соседних вееров, допустимая скорость колебаний не должна была превышать значения 9,5 см/с.

Для сохранения устойчивости камеры с целью сохранения кровли и предотвращения обрушений со стороны висячего бока камеры, необходимо было ограничить количество взрываемого ВВ на одну ступень замедления до 500 кг

Геомеханическое обеспечение отработки запасов руды в опытном блоке

Кроме сейсмометрических измерений для опытного блока был выполнен комплекс исследований напряжённно-деформированного состояния руд и пород в районе камеры 75-149, включающий в себя:

- натурные замеры напряжений и деформаций;
- аналитические расчёты;
- математическое моделирование геомеханических процессов в массиве пород в плоской задаче.

Натурные измерения напряжённости массива горных пород осуществлялись методом щелевой разгрузки на гор. 750 метров в двух пунктах в районе камеры 75-149.

Прогнозное математическое моделирование напряжённно-деформированного состояния массива горных пород было проведено для условий отработки запасов камеры 75-149.

Определение напряжённно-деформированного состояния массива горных пород при отработке опытного блока

В соответствии с планом работ по сопровождению отработки опытного блока, расположенного в этаже 670–750 метров, сотрудниками института ОАО «Уралмеханобр»

проводились замеры напряжённо-деформированного состояния (НДС) массива горных пород методом щелевой разгрузки.

Замеры осуществлялись на гор. 750 м в лежачем боку рудного тела № 14 в районе камеры 75-149. На момент проведения замеров в камере проводились работы по проведению отрезного восстающего (фактически основной рудный массив в камере не был нарушен очистными работами). Измерения напряжений были проведены в двух пунктах опытного блока, представленных на рис. 4.2.12.

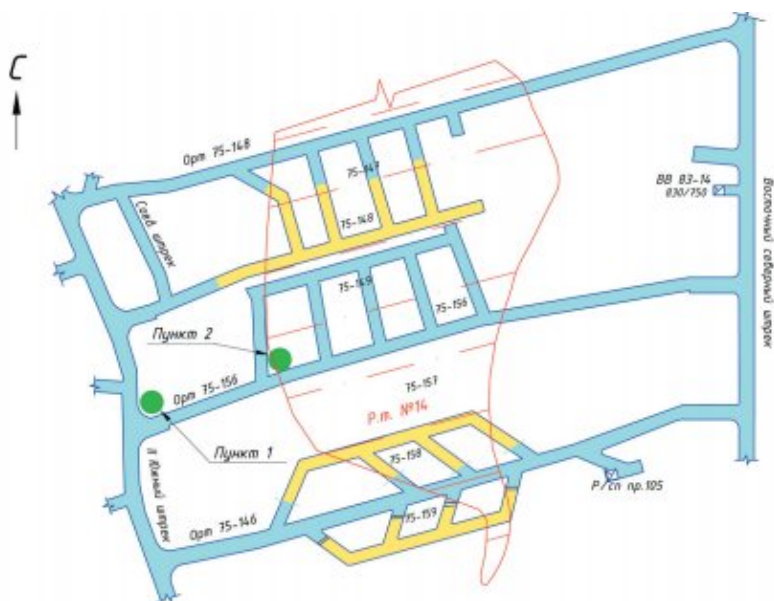


Рис. 4.2.12. Пункты замеров напряжений в опытном блоке на гор. 750 м

Пункт 1 – сопряжение II южного штрека с ортом 75/156 на гор. 750м.

Пункт 2 – сопряжение орта 75/156 с погрузочным заездом к. 75-149 на гор. 750м.

Результаты замеров щелевой разгрузки и расчёт напряжений в пунктах замеров I и II представлены в таблице 4.2.17.

Полученные натурные замеры НДС массива по двум пунктам в опытном блоке показали, что горное давление на глубине 750 метров близко к гидростатическому, т. е. $\sigma_x \approx \sigma_y \approx \sigma_z$.

Особенно это видно по результатам замеров в пункте 1, который расположен в породах лежачего бока обрабатываемого рудного тела № 14. Полученная вертикальная составляющая тензора напряжений $\sigma_z = 15,8$ МПа имела значение меньше $\gamma H (\approx 20$ МПа), что было вызвано перераспределением напряжений за счёт надработанности вышележащего массива.

Значения горизонтальных составляющих (меридиональных и широтных напряжений) близки по модулю к γH . Исследования, проведённые институтом «Уралмеханобр»

Таблица 4.2.17. Сводная таблица результатов расчётов напряжений

Номер пунктов	Наименование пунктов	Модуль упругости, Е, МПа	Расчитанные напряжения, МПа		
			меридиан., σ_x	широтные, σ_y	вертик., σ_z
I	Гор. 750 м. Сопряжение II южного штрека с ортом 75/156	53000	19,3	25,5	15,8
II	Гор. 750 м. Сопряжение орта 75/156 с погрузочным заездом в камеру 75-149	55000	18,2	8,8	7,7

в 1980–1990 годах показали, что вблизи рудных тел значения горизонтальных напряжений приближаются к значениям вертикальных напряжений.

Результаты замеров в пункте 2 значительно отличаются от замеров, полученных в пункте 1 (кроме меридиональной составляющей тензора напряжений, которая также близка по значению к γ_H). Вертикальная составляющая напряжений равная $\sigma_z=7,7$ МПа, что в 2,6 раза меньше значения γ_H . Снижение вертикальных напряжений связано с наличием отработанных камер в вышерасположенном этаже 670/590 м рудного тела № 14.

Полученное при замерах на пункте 2 значение компоненты горизонтальных широтных напряжений $\sigma_y = 8,8$ МПа также не велико. Это объясняется перераспределением напряжений в результате обработки соседних камер 75-148 и 75-158, а также камер на вышележащем этаже 670/590 м.

Прогнозное математическое моделирование обработки запасов опытного блока

Для оценки и прогнозирования напряжённо-деформированного состояния массива в районе очистных камер опытного блока в этаже 750/670 метров была разработана математическая модель участка месторождения. За основу модели был взят геологический разрез 106-107, располагающийся перпендикулярно рудной залежи, вдоль длинной оси камеры 75-149.

Для учёта изменения характера существующего поля напряжений вначале была смоделирована последовательная обработка камер, расположенных в вышележащих этажах (590/510 м и 670/590 м), а затем – обработка непосредственно камеры 75-149.

Расчёт напряжений при моделировании обработки камеры 75-149 проводился в три стадии:

- до начала обработки;
- после обработки (очистная выемка в камере);
- после закладки камеры твердеющими смесями.

Расчётные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующие во вмещающем массиве и в самом рудном теле до начала отработки камеры 75-149 представлены в таблице 4.2.18. На рис. 4.2.13 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в районе камеры до начала ее отработки.

Таблица 4.2.18. Расчётные напряжения до начала отработки камеры 75-149

Напряжение в конструкциях камеры	вертикальные, σ_z , МПа		широтные, σ_y , МПа		меридиональные, σ_x , МПа		средние напряжения, МПа	
	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	5,0	32,5	33,3	98,2	16,0	29,5	18,0	54,0
В угловых частях кровли камеры	2,5	25,0	18,6	42,2	13,0	20,5	12,0	30,0
В камере	12,5		33,3		16,0		21,0	
В угловых частях почвы камеры	12,5	12,5	27,4	30,4	16,0	16,0	18,0	21,0
В лежащем боку камеры	12,5	–	18,6	–	13,0	–	15,0	–
В висячем боку камеры	–	17,5	–	27,4	–	16,0	–	21,0

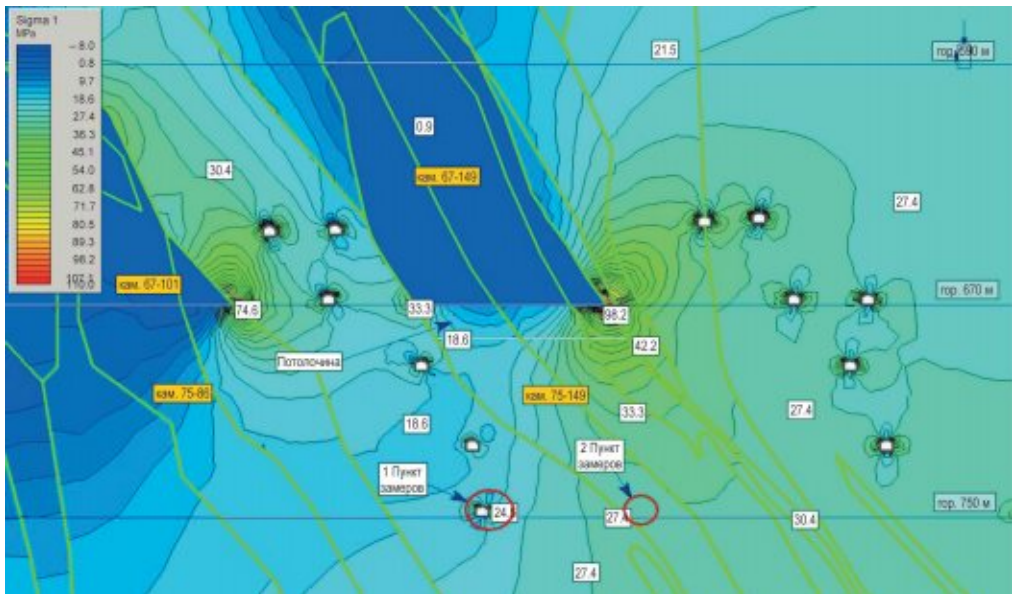


Рис. 4.2.13. Максимальные горизонтальные широтные напряжения до отработки камеры 75-149

В таблице 4.2.18 приведены максимальные расчётные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, а также среднее алгебраическое значение максимальных и минимальных напряжений, действующих во вмещающем массиве и в самом районе к. 75-149 до начала её отработки.

Из анализа результатов моделирования можно сделать вывод, что максимальные напряжения сосредоточены в кровле рудного тела со стороны висячего бока в этаже 670/750 м. В кровле рудной потолочины (на гор. 670 м) расчётные напряжения составляют: $\sigma_z = 32,5 \text{ МПа} > \gamma H$ в 1,6 раз; $\sigma_y = 98,2 \text{ МПа} > \gamma H$ в 4,9 раза; $\sigma_x = 29,5 \text{ МПа} > \gamma H$ в 1,4 раза; среднее напряжение составляет $54,0 \text{ МПа} > \gamma H$ в 2,7 раза.

Выводы

1. До начала отработки камеры максимальные расчётные напряжения сосредоточены в кровле со стороны висячего бока ($\sigma_z = 25,0 \text{ МПа}$; $\sigma_y = 42,2 \text{ МПа}$; $\sigma_x = 20,5 \text{ МПа}$), среднее значение напряжений не превышает $30,0 \text{ МПа}$.

2. Расчёт значений вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений, действующих во вмещающем массиве после отработки камеры 75-149 представлен в таблице 4.2.19. На рис. 4.2.14 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в районе камеры после ее отработки.

Таблица 14.2.19. Расчётные напряжения после отработки камеры 75-149

Напряжение в конструкциях камеры	вертикальные, σ_z , МПа		широтные, σ_y , МПа		меридиональные, σ_x , МПа		средние напряжения, МПа	
	лежащий бок	висячий бок	лежащий бок	висячий бок	лежащий бок	висячий бок	лежащий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	5,0	15	39,2	71,7	16,0	23,5	21,0	38,5
В угловых частях кровли камеры	5,0	2,5	71,7	24,5	20,5	13,0	31,5	14,0
В камере	–	–	–	–	–	–	–	–
В угловых частях почвы камеры	0,0	52,5	6,8	101,2	8,5	41,5	7,0	66,5
В лежащем боку камеры	5,0	–	21,5	–	13,0	–	14,0	–
В висячем боку камеры	–	0,0	–	33,3	–	16,0	–	17,5

Из анализа результатов моделирования следует, что после отработки камеры расчётные напряжения снизились (произошла разгрузка висячего бока). В кровле рудной потолочины по висячему боку расчётные напряжения составили: $\sigma_z = 15,0 \text{ МПа} < \gamma H$; $\sigma_y = 71,7 \text{ МПа} > \gamma H$ в 3,4 раза (в лежащем боку $\sigma_y = 39,2 \text{ МПа} > \gamma H \approx 2$ раза); $\sigma_x = 23,5 \text{ МПа} \approx \gamma H$; среднее напряжение составляет $38,5 \text{ МПа} > \gamma H$ в 1,9 раз.

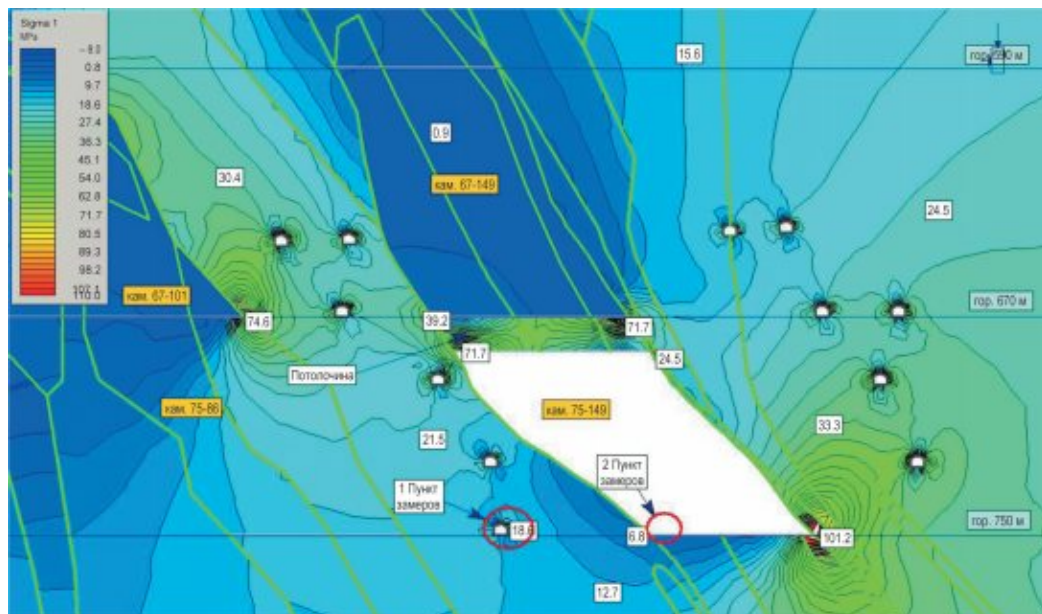


Рис. 4.2.14. Максимальные горизонтальные широтные напряжения после очистной выемки в камере 75-149

Полученные расчётные напряжения, сформировавшиеся в районе кровли камеры у всячего бока, в значительной степени влияют на устойчивость вмещающих пород на этом участке камеры. В процессе очистной выемки возможно обрушение руды в кровле и даже локальные обрушения пород всячего бока. Эти обрушения наиболее вероятны в районах контакта кровли камеры с всячим боком. Аналогичная картина наблюдается в кровле камеры и со стороны лежачего бока ($\sigma_y = 71,7 \text{ МПа} > \gamma Н$ в 3,6 раза).

Проведенное математическое моделирование четко показывает механизм образования потери устойчивости верхней части камеры. Первоначально из-за высоких напряжений в угловых частях камеры по всяческому боку происходит так называемое «смятие» (высокое нагружение от горного давления приводящее к трещинообразованию) прилегающих массивов. В дальнейшем при очистной выемке (при обнажении этих смятых и раздавленных участков массивов) происходит перераспределение опорного давления на почву выемочной камеры, а в кровле камер массив в всячем боку полностью загружается вплоть до нулевых и растягивающих значений. При снятии давления разрушенный массив пород всячего бока обрушается в очистное пространство камеры.

Кроме того, учитывая значительные расчетные напряжения по всяческому боку ($\sigma_y = 71,7 \text{ МПа} > \gamma Н$ в 3,6 раза; среднее напряжение в всячем боку потолочины – $38,5 \text{ МПа} > \gamma Н$ в 1,9 раза), возможно обрушение рудной потолочины со стороны всячего бока.

Выводы

1. С учётом причин и схемы формирования обрушений висячего бока для кардинального решения вопроса устойчивости висячего бока и элементов камеры, необходимо производить разгрузку прилегающего к камере породного массива со стороны висячего бока. Причём, эта разгрузка должна быть опережающей и производиться до перераспределения давления для нижерасположенных камер ещё на стадии отработки вышележащих камер.

2. Обработка камер на существующих этажах (без проведённой опережающей разгрузки по висячему боку) в любом случае будет сопряжена с обнажением раздавленных породных зон по висячему боку камеры и их обрушением в очистное пространство. Исключить такое обрушение возможно только оставлением так называемых «капле-видных» рудных целиков по висячему боку залежи.

Расчетные значения вертикальных и горизонтальных компонент тензора напряжений действующих во вмещающем массиве после закладки камеры 75-149 представлены в таблице 4.2.20. На рис. 4.2.15 показаны максимальные широтные напряжения, действующие в районе камеры после ее закладки.

Таблица 4.2.20. Расчетные напряжения после закладки камеры 75-149

Напряжение в конструкциях камеры	вертикальные, σ_z , МПа		широтные, σ_y , МПа		меридиональные, σ_x , МПа		средние напряжения, МПа	
	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок	лежачий бок	висячий бок
В угловых частях кровли потолочины	5,0	15,0	36,3	71,7	16,0	22,0	21,0	35,0
В угловых частях кровли камеры	5,0	2,5	71,7	24,5	22,0	13,0	31,5	14,0
В камере	–		0,9		0,5		0,0	
В угловых частях почвы камеры	0,0	52,5	6,8	101,2	8,5	41,5	7,0	66,5
В лежачем боку камеры	5,0	–	21,5	–	13,0	–	14,0	–
В висячем боку камеры	–	5,0	–	33,3	–	16,0	–	17,5

Из анализа результата моделирования следует, что после закладки камеры твердеющими смесями практически не изменяется характер напряжений, сформировавшийся вокруг очистной камеры после ее отработки.

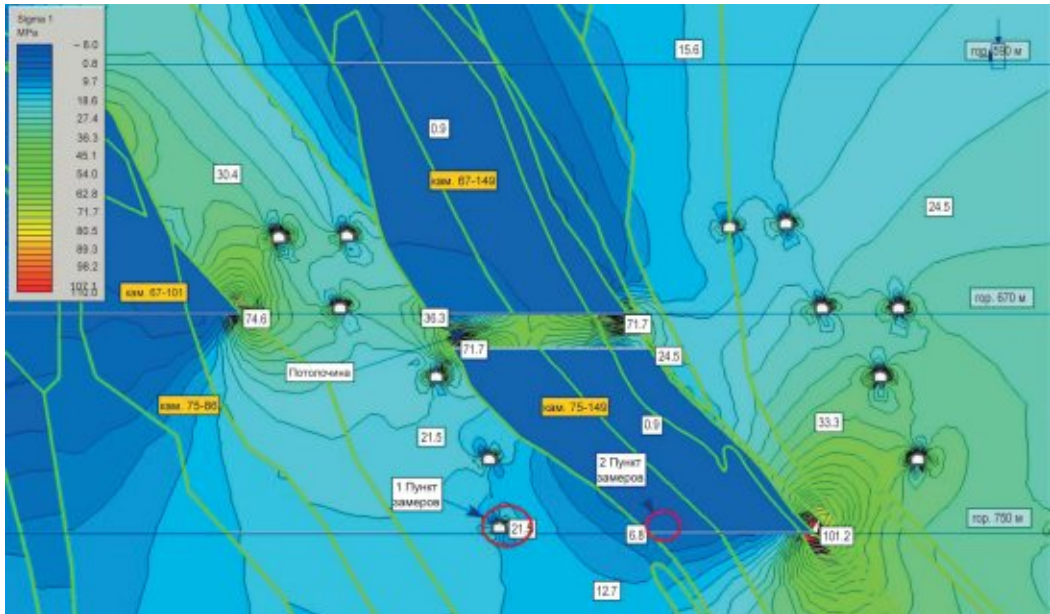


Рис. 4.2.15. Максимальные горизонтальные широтные напряжения после закладки камеры 75-149

На основе общих результатов проведённого математического моделирования были сделаны следующие выводы.

1. Значения компонент вертикальной и горизонтальных составляющих поля напряжений, полученные в процессе моделирования, по своим значениям близки к результатам натурных замеров, которые производились в лежачем боку камеры 75-149 до начала её отработки. Так смоделированное значение вертикальных напряжений в районе пункта замеров в № 1 составляет порядка 15,0 МПа при фактически замеренной её величине в 15,8 МПа.

Смоделированная компонента горизонтальных широтных напряжений составила 24,5 МПа, а замеренное значение этой компоненты составило 25,5 МПа. Промоделированная компонента горизонтальных меридиональных напряжений составила 14,5 МПа, а фактическое значение этой компоненты составило 19,3 МПа.

Значения компонент тензора напряжений, полученные при моделировании в районе пункта № 2 отличаются от реально полученных результатов замеров, кроме значений компоненты горизонтальных меридиональных напряжений. Различия в полученных результатах по вертикальной и горизонтальной широтным составляющим связаны с тем, что моделирование проводилось до начала проходки нарезных выработок (заездов) в камере. Из проведённых исследований следует, что заданное при моделировании соотношение компонент напряжений $\sigma_z = \sigma_x = \gamma H$, $\sigma_y = 2\sigma_z$ соответствует существующему в массиве Гайского месторождения горному давлению.

2. Отработка камеры 75-149 производится в этаже 670/750 метров под рудной потолочиной.

При моделировании максимальные расчётные напряжения до начала отработки камеры 75-149 зафиксированы в отметках 670/680 по висячему боку рудной потолочины ($\sigma_y = 98,2$ МПа).

Максимальные напряжения во вмещающем массиве сформировались до начала отработки камеры в кровле со стороны висячего бока и составили в среднем $30 \text{ МПа} > \gamma H$ в 1,5 раза (при максимальном широтном напряжении $\sigma_y = 42,2 \text{ МПа} > \gamma H$ в 2,1 раза).

3. В процессе отработки и после отработки запасов руды в камере 75-149 напряжённость окружающего массива резко снижается, происходит его разгрузка и перераспределение давления на почву камеры со стороны висячего бока. При снятии повышенных напряжений в верхней части висячего бока камеры разрушенный массив пород обрушается в очистное пространство камеры. При этом следует отметить повышенную напряжённость кровли в камере со стороны лежачего бока ($\sigma_y = 71,7$ МПа).

4. Закладка отработанной камеры твердеющей смесью практически не изменяет характера напряжений образовавшихся вокруг очистной камеры. Рудная потолочина остаётся нагруженной как со стороны висячего, так и лежачего боков. В отработанной камере повышенные напряжения формируются в кровле камеры со стороны лежачего бока и в почве камеры со стороны висячего бока.

5. Полученные результаты математического моделирования раскрывают механизм потери устойчивости камер в верхней их части со стороны висячего бока. Первоначально из-за высоких напряжений в висячем боку кровли камер происходит так называемое «смятие» прилегающего массива. В дальнейшем при отработке камеры (при обнажении смятых и раздавленных массивов (руда, порода) в висячем боку происходит перераспределение давления на почву выемочной камеры). В кровле камеры массив разгружается, и происходит обрушение ослабленных пород висячего бока в очистное пространство камеры.

6. Результаты математического моделирования показали, что с учётом причин и схемы формирования обрушений висячего бока для кардинального решения вопроса устойчивости висячего бока и элементов камеры, необходимо производить разгрузку прилегающего к камере породного массива со стороны висячего бока. Причём, эта разгрузка должна быть опережающей и производиться ещё до перераспределения давления на почву вышерасположенной камеры при её отработке и появления зон смятия в кровле висячего бока будущей камеры от действия горного давления. То есть разгрузка нижерасположенных камер должна осуществляться уже на стадии отработки вышележащих камер.

Разгрузку почвы камеры производить со стороны висячего бока.

Разгрузку рудной потолочины производить как со стороны висячего, так и лежачего боков.

7. Отработка камер на существующих этажах (без проведённой опережающей разгрузки по висячему боку) в любом случае будет сопряжена с обнажением раздавленных породных зон по висячему боку камеры и их обрушением в очистное простран-

ство камер. Исключить такое обрушение возможно только оставлением так называемых «каплевидных» рудных целиков по висячему боку залежи.

8. Ещё одним из способов увеличения устойчивости висячего бока является увеличение мощности временной рудной потолочины в кровле камер до 15÷20 метров с последующей её отработкой после закладки камеры.

9. В качестве мероприятий по разгрузке массива возможно применение разгрузочных скважин, пробуренных вдоль висячего бока рудного тела из подводящих выработок.

В целом, отработка камеры 75-149 показала положительные технологические результаты. Дальнейшая отработка оставшихся запасов блока производилась без научного сопровождения со стороны ОАО «Уралмеханобр», поэтому полные результаты очистной выемки данного опытного блока не известны.

4.1.3. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки запасов Северного фланга в подэтаже 830/855 м Гайского подземного рудника

(ОАО «Гайский ГОК», подземный рудник, 2008 год)

Согласно ТЭО «Вскрытие и разработка гор. 830–1310 подземного рудника Гайского месторождения» ввод в эксплуатацию запасов ниже горизонта 830 метров должен был быть произведён в 2009 году. Производственная мощность рудника при этом в течение двух лет должна была увеличиться до 6000 тыс. тонн в год. В силу влияния экономического кризиса в 2008–2009 годах было приостановлено финансирование всех горно-капитальных работ в компании, что соответственно сказалось на сроках ввода в эксплуатацию вскрываемых горизонтов. В 2010 году для подземного рудника был составлен и утверждён руководством «УГМК-Холдинга» новый график добычи руды. По этому графику производительность рудника, не смотря на отставание капитальных работ по вводу в эксплуатацию запасов ниже горизонта 830 метров, должна была увеличиться до 6 000 тыс. тонн в год.

По заданию ООО «УГМК-Холдинг» и ОАО «Гайский ГОК» институт «Уралмеханобр» выполнил «Рекомендации по совершенствованию существующей системы разработки и схем отработки рудных тел на подземном руднике при годовой производительности 6,0 млн. тонн».

Специалистами отдела горной науки института «Уралмеханобр» был разработан «шахматный» порядок выемки запасов руды по вертикали в отметках горизонтов 855–1070 метров. Разработанная технология выемки руды позволяет обеспечить требуемую производительность рудника при камерах меньшего размера, вместе с тем обеспечить устойчивость элементов системы разработки на всех стадиях выемки запасов, а так же повысить безопасность производства горных работ на руднике.

Перед принятием окончательного решения о внедрении «шахматного» порядка выемки руды на Гайском подземном руднике техническим руководством ОАО «Гайский ГОК» было принято решение провести опытнo-промышленные испытания данной технологии. Для этого по согласованию со специалистами ОАО «Уралмеханобр» был выбран участок производства опытных работ.

Согласно разработанному институтом варианту камерной выемки запасов руды в «шахматном» порядке, отработку было предложено осуществлять блоками, состоящими из 4-х выемочных камер, днища которых находятся на разных уровнях (подэтажах) [40]. Поэтому для перехода к указанной технологии выемки руды требовалась отработка камер высотой 25 метров, затем с нижерасположенного подэтажа должна была осуществляться выемка камер высотой 55 метров.

Для получения достоверных результатов опытных работ и оценки правильности принятых решений о применимости разработанной технологии выемки руды на руднике опытнo-промышленные испытания было предложено проводить в два этапа:

ЭТАП 1 – выемка камер 1-й и 2-й очередей в блоках на опытном участке высотой 25 метров в отметках горизонтов 830 – 855 метров;

ЭТАП 2 – выемка камер 3-й и 4-й очередей в блоках на опытном участке высотой 55 метров в отметках горизонтов 830 – 885 метров.

Для проведения опытнo-промышленных испытаний по ЭТАПУ 1 – отработке запасов руды в отметках 830 – 855 метров руководством ОАО «Гайский ГОК» было принято решение поручить ОАО «Уралмеханобр» разработать методику опытнo-промышленных испытаний (ОПИ) отработки запасов в подэтаже 830–855 метров на Северном фланге Гайского подземного рудника [41], в которой:

– обосновать параметры выемки запасов опытного участка в шахматном порядке;
– разработать: конструктивное оформление систем разработки, порядок и технологию отработки запасов, схему раскройки и подготовки участка.

Первый этап являлся, по сути, переходной стадией, которая обеспечит саму возможность «шахматной» выемки руды, когда транспортный горизонт в смежных камерах находится (переходит) на нижележащий подэтаж.

На ведение работ по ЭТАПУ № 2 должна была быть составлена отдельная методика опытнo-промышленных испытаний после получения результатов ведения работ по ЭТАПУ № 1.

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки запасов Северного фланга в подэтаже 830–855 м

Цель опытнo-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытнo-промышленных испытаний отработки участка являлись:

– проверка в производственных условиях разработанного «шахматного» порядка выемки запасов;
– выемка руды с минимальными показателями потерь и разубоживания руды;

- обеспечение безопасности при ведении опытных работ на северном фланге месторождения;
- проверка в производственных условиях параметров закладочных работ, принятых для шахматного порядка отработки запасов с точки зрения обеспечения требуемой прочности.

Для достижения поставленной цели в работе решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при отработке запасов опытного участка;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости кровли и стенок камер при её проектных параметрах;
- проверка устойчивости оставляемых временных рудных целиков (камеры 3-й и 4-й очередей);
- оценка устойчивости пород висячего бока;
- оценка напряжённо-деформированного состояния временных рудных целиков (камеры 3-й и 4-й очередей) по мере развития горных работ в пределах опытного участка»
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к отработываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;
- контроль за развитием деформаций массива горных пород в районе отработки камер;
- оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке в случае необходимости.

Состояние горных работ на опытном участке

Согласно представленной рудником информации и документации о существующем положении горных работ был произведён анализ состояния горных работ в районе опытного участка, который показал следующее.

Камеры рудных тел № 35 и № 36 расположенные в этаже 750–830 метров в кровле опытного участка к моменту начала горных работ на опытном участке были полностью отработаны и заложены.

Камеры рудного тела № 14, расположенные в этаже 750–830 м над опытным участком на южном (между профильными линиями 114 и 115) и северном (между профильными линиями 116 и 117) флангах, так же были отработаны и заложены.

Камеры рудного тела № 19 расположенные в этаже 750–830 м над опытным участком на момент составления методики ещё не были отработаны. Большинство камер данного рудного тела в этаже 670–750 метров были завалены обрушенной закладкой и породами висячего бока. При выемке запасов в этаже 750–830 метров с большой долей вероятности ожидалось, что при их отработке по существующей на руднике технологии сохранить устойчивость выемочных камер не удастся (обрушенная горная масса заполнит выработанное пространство) и произойдёт их перепуск обрушения на горизонт 830 метров.

Поэтому при нисходящем порядке выемки запасов рудного тела № 19 потребовалось оставление в камерах этажа 750–830 рудных потолочин, что приведёт к дополни-

тельным потерям руды, а также отложит время на длительный срок вовлечения в обработку камер опытного участка, расположенных в рудном теле № 19.

В связи с этим более целесообразным было решено осуществить выемку запасов на опытном участке (с горизонта 855 метров) не дожидаясь обработки в этаже 750–830 метров, чем создать закладочный массив так называемую «потолочину», которая позволит отрабатывать нижерасположенные запасы и «отрезаться» от зоны обрушенных камер. Затем вернуться к обработке оставшихся вышележащих запасов в этаже 750–830 метров.

Геологическая характеристика опытного участка

Протяженность участка с юга на север составляет около 250 метров, максимальная ширина равна мощности рудной залежи и составляет порядка 350 метров, высота равна высоте подэтажа (камер) – 25 метров. Средний угол падения рудного тела на участке равен 60–65 градусов.

Опытный участок расположен в подэтаже 830–855 м, севернее профильной линии 113-114 и был представлен запасами рудных тел № 35, № 14 и № 19. Так же в контуры опытного участка были включены запасы рудных тел № 35 и № 36, расположенные на восточном фланге рудной залежи между профильными линиями 114 и 112. Рудные тела отделены друг от друга породными прослоями толщиной от 8–10 до 60 метров.

Большинство рудных тел имеет форму неправильных пластообразных тел, вытянутых по простиранию. Изменчивость морфологии, как по падению, так и по простиранию весьма неравномерна: участки с четкой пластообразной формой на сравнительно близких расстояниях сменяются раздувами и пережимами. Падение рудных тел преимущественно на восток под углом в среднем 60–75°.

Рудное тело 14, протягивается через всю рудную зону по простиранию и падению (р.л. 2–138), тяготея к ее висячему боку на юге и постепенно смещаясь к ее центральной части на севере. По падению рудное тело не оконтурено. Запасы руды в этажах увеличиваются с глубиной. Тело сложено медными (76,9%), медно-цинковыми (6,5%) и серноколчеданными (16,6%) рудами.

Рудное тело 35, как и рудное тело 14, имеет значительные размеры по простиранию и падению, сложную форму с раздувами и пережимами. Залегая кулисообразно и стратиграфически выше рудного тела 14. По падению не оконтурено. Сложено, в основном, медными рудами (91,3%); медно-цинковые и серные разности руд составляют 2,6 и 6,1% соответственно.

Рудное тело 36 залегает восточнее 35 рудного тела. В отличие от рудных тел 14 и 35, оно имеет более выдержанную по мощности пластообразную форму тела. По падению не оконтурено. Представлено медно-цинковыми и медными разностями руд с существенным преобладанием последних. По рудному телу в этажах 830–1310 м соотношение запасов медных, медно-цинковых и серных руд составляет 77,6; 5,2 и 17,1% соответственно.

Рудное тело 19 залегает кулисообразно стратиграфически ниже рудного тела 14. Оконтурено в этажах 830–1150 м, между р.л. 0–116. Запасы руды уменьшаются с глу-

биной. В целом по рудному телу соотношение медных, медно-цинковых и серно-колчеданных руд составляет 63,7; 20,8 и 15,5%.

Рудные тела месторождения представлены линзообразными залежами сплошных колчеданов и прожилково-вкрапленных руд, залегающих согласно с вмещающими породами и характеризующихся резкими контактами со стороны висячего бока и постепенными со стороны лежащего.

Породы надрудной толщи представлены диабазами, кремнистыми туффидами, песчаниками и туфобрекчиями диабазового состава.

Рудовмещающая толща сложена вторичными кварцитами, туфами, туфо-брекчиями диабазового состава, лавами дацитового и андезито-дацитового состава. На контактах со сплошными и вкрапленными рудами вмещающие породы мощностью от 2–5 до 15–20 м превращены в кварцево-серицитовые и хлоритовые сланцы малой прочности и слабой устойчивости.

Напряжённое состояние массива Гайского месторождения по результатам исследований ОАО «Унипромедь», МГТУ, ИГД УрО РАН и другими отличается большой неравномерностью, что является следствием неоднородности геологического строения, особенно в рудной зоне. Для вмещающих пород установлено, что вертикальные напряжения примерно соответствуют gH , субмеридиональные горизонтальные (по простиранию) составляют $(0,9–1,2) gH$, а широтные горизонтальные составляют $(1,7–1,9) gH$, причём с увеличением глубины эти соотношения имеют тенденцию стремиться к 1.

Серно-колчеданные и медно-колчеданные руды, содержащие в своем составе свыше 35% пиритной серы, относятся к категории взрывоопасных. Эти типы руд составляют порядка 90%. Взрывоопасным минералом является только пирит, содержание которого изменяется в пределах 60–95%.

По физико-механическим свойствам руды Гайского месторождения разделяются на три группы: массивные колчеданные; вкрапленные по окварцованным и серицитизированным вмещающим породам и интенсивно рассланцованные разности, подверженные интенсивному процессу метаморфизма. Центральные участки большинства основных рудных тел сложены массивными и весьма устойчивыми рудами, как правило, достаточно крепкими и не трещиноватыми ($s_{сж} = 80÷157$ МПа) – I комплекс. Приконтактные части рудных тел с вмещающими породами, особенно в кровле горных выработок интенсивно рассланцованы и ослаблены при довольно низкой степени устойчивости и крепости этой зоны. Переходные зоны от массивных руд к рассланцованным отнесены ко II-му комплексу ($s_{сж} = 48÷65$ МПа).

Вкрапленные руды характеризуются интенсивно развитой трещиноватостью и низкой крепостью. (III – IV комплексы).

Рудовмещающие породы по степени устойчивости также относятся к четырём инженерно-геологическим комплексам: I – весьма устойчивые, II – устойчивые, III – неустойчивые и IV – весьма неустойчивые. По распространённости эти породы занимают ведущее место, особенно в пределах приконтактных околорудных зон.

Рудные тела № 14(5) и 35 на 60÷70% состоят из весьма устойчивых руд I комплекса; а рудные тела 31/36, 39, 19 на 60÷100 состоят из руд II, III и IV комплекса прочностью 48÷65 МПа.

Геомеханическое обоснование параметров отработки опытного участка

Согласно произведённому анализу состояния горных работ на Гайском подземном руднике сложилась непростая горнотехническая обстановка.

Существующее состояние горных работ позволило сделать основной вывод: на руднике для обеспечения безопасности производства горных работ, исключения сверхнормативных потерь и разубоживания руды необходим пересмотр параметров системы разработки с обоснованием схемы выемки руды в пределах выемочного участка.

Основополагающими принципами при разработке новой технологии отработки глубоких горизонтов месторождения в целом являлись:

- обеспечение безопасности горных работ;
- наиболее полная и качественная выемка руды;
- сохранение устойчивости выработанного пространства обрабатываемых камер на всех стадиях их отработки;
- формирование при выемке запасов закладочного массива соответствующей прочности и обеспечение его устойчивости при отработке запасов расположенных ниже;
- обеспечение устойчивости оставляемых временных рудных целиков в условиях значительной глубины ведения горных работ.

Поэтому для безопасной отработки запасов и обеспечения устойчивости очистного пространства камеры на весь период её отработки необходимо произвести расчёты параметров системы разработки и обосновать размеры оставляемых временных рудных целиков.

Подробный расчёт параметров «шахматной» выемки запасов был представлен в «Рекомендациях по совершенствованию существующей системы разработки и схем отработки рудных тел на Гайском подземном руднике при годовой производительности 6,0 млн. тонн. В данной методике ОПИ рассматривалась отработка запасов руды в отметках 830–850 метров, поэтому основное внимание уделялось расчёту параметров камер 1-й и 2-й очередей, обрабатываемых на опытном участке с горизонта 855 метров. Кровля над обрабатываемым опытным участком рассматривалась как рудный (в случае опережающей выемки руды на гор. 855 метров) либо закладочный массив (при нисходящей выемке руды). То есть все вышележащие запасы руды рассматриваются как отработанные и заложенные в соответствии с действующим на руднике проектом – без обрушения закладки и пород всячего бока в очистное пространство камер.

Все приведенные расчеты, основанные на теоретических выкладках, планировалось проверить в производственных условиях при ведении опытно-промышленных испытаний.

Расчет величин вертикальных обнажений руды и вмещающих пород

При отработке камер опытного участка имело место наличие трёх типов вертикальных обнажений:

- рудные стенки камер, сложенные медным и медно-цинковым колчеданом;
- закладочный массив уже отработанных и заложенных камер;
- породы всячего и лежащего боков залежи.

Расчет величины вертикальных обнажений должен быть произведен для каждого типа обнажаемых контактов.

Расчет максимальных величин вертикальных обнажений (высота камер) произведен по методике, приведенной в главе 2. п. 5 и представлен в таблице 4.3.1.

Таблица 4.3.1. Величины вертикальных обнажений руды и горных пород

Типы вертикальных обнажений руд и пород	Высота устойчивой стенки камеры, м		
	При размерах структурного блока		
	0,3 метра	0,4 метра	0,5 метра
– медный и медно-цинковый колчедан	–	72,7	79,5
– породы висячего бока	54,9	61,4	–
– закладочный массив*	При толщине слоя закладки		
	1 метр	2 метра	
	48,4	63,4	

* – высота обнажения стенки закладочного массива была рассчитана для разнопрочной закладки, где несущий слой толщиной 20 метров имеет прочность 5 МПа (500 т/м²), остальная часть камеры заложена закладкой прочностью 2 МПа (300 т/м²). Средневзвешенная прочность закладки в камере при этом принята равной 3,5 МПа (350 т/м²). Закладка рассматривается как слоистый массив с толщиной слоёв 1 и 2 метра.

Анализ результатов расчетов показал, что условие устойчивости вертикальной стенки представленной закладочным массивом и породами висячего бока должны сохраняться при высоте обрабатываемых камер до 50-55 метров.

Определение пролёта и высоты камер с учётом устойчивости пород висячего бока

Расчёты устойчивости вертикальной стенки не в полной мере соответствуют условиям обнажения висячего бока, так как, по сути, висячий бок представляет собой нависающую конструкцию под углом порядка 55–60 градусов. Поэтому для определения максимально возможной высоты свода обрушения пород висячего бока в камерах был использован способ, изложенный в главе 2 п. 5. Результаты расчета представлены в таблице 4.3.2.

Таблица 4.3.2. Максимально возможная высота свода обрушения пород висячего бока в камерах

Высота камеры, h _к , м	Угол падения в/б, α, градусы	Ширина камеры ℓ _к , м	
		15	20
25	50	2,1	2,8
	60	1,9	2,5
	70	1,7	2,3

Расчитанные значения возможного свода обрушения, представленные в таблице 4.3.2, позволили сделать следующий вывод: высота свода обрушения прямо пропорционально зависит от высоты камеры и её пролёта.

Используя график изменения устойчивых обнажений пород кровли по простиранию и восстанию (главе 2. п. 5), при пролёте камер, равном 20 метров, высота камер должна быть не более 30 м (при сильнотрещиноватых) и 45 м (при средне трещиноватых породах). При пролёте камер, равном 15 м высота камер увеличивается до 48 м (при сильнотрещиноватых) и 60÷70 м (при средне трещиноватых породах).

Ранее институтом «Унипромедь» были проведены исследования влияния времени стояния камер незаложенными на устойчивость всячего бока. В этой работе были представлены результаты замеров деформаций пород всячего бока и закладочного массива камер при их подработке. Были построены зависимости отношения высоты свода пород всячего бока к пролёту камеры в зависимости от времени стояния пород кровли неподбученными закладкой.

На основе этих зависимостей в «Рекомендациях по совершенствованию существующей системы разработки и схем отработки рудных тел на Гайском подземном руднике при годовой производительности 6,0 млн. тонн», методом регрессионного анализа были заново выведены эмпирические зависимости для определения ожидаемой высоты свода обрушения пород всячего бока в верхней части камеры при различной продолжительности срока стояния незаложенных камер. Был приведен прогнозный расчет ожидаемого увеличения высоты свода обрушения в зависимости от продолжительности срока стояния незаложенных камер и их высоты.

Анализ результатов расчётов показал, что оптимальные сроки стояния камер незаполненных закладкой находятся в интервале одного-трех месяцев. Такие параметры камер должны использоваться на практике, что позволило бы нормально организовать производство закладочных работ. В этом случае высота свода обрушения пород всячего бока не превысила бы 15–25% от ширины камеры.

Анализ результатов произведённых расчётов устойчивых параметров обнажения прилегающих к очистному пространству камеры массивов руды, закладки и вмещающих пород позволил сделать следующие выводы:

- высота обрабатываемых камер на опытном участке равная 25 метрам с достаточным запасом должна находиться в устойчивом состоянии.
- ширина камер должна быть не более 15–20 метров.
- длина камер до 50–60 метров.
- время стояния камер в проектных размерах без закладки должен быть не более 1–3 месяцев.

Обоснование порядка отработки запасов в этажах при «шахматном» порядке выемки запасов

На всех предыдущих этапах проектирования и отработки Гайского подземного рудника вопросами геомеханики вплоть до 2000 года, в основном занимался институт «Унипромедь». Производились исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород и конструктивных элементов систем разработки,

обоснование способов управления горным давлением и стадийности отработки камер и междукaмерных целиков в этажах, расчет конструктивных элементов систем разработки и др.

Результаты исследований вопросов геомеханики внедрены во все основные проектные решения, по которым до горизонта 830 метров в настоящее время ведётся отработка месторождения. В качестве основного, был предложен трёхстадийный порядок отработки камер, в двух вариантах: 1-2-1-3-1-2-1 и 1-2-3-1-2-3.

На практике, при отработке запасов выше горизонта 830 м, нашел применение вариант 1-2-1-3-1-2-1. Основной его недостаток – одновременная отработка камер первой очереди через один рудный целик и, как результат, снижение несущей способности МКЦ.

При проектировании глубоких горизонтов, выполнявшемся в разные периоды институтом «Унипромедь», отмечалось, что при трехстадийной очередности отработки камер на всю высоту этажа по схеме 1-2-1-3-1, согласно теоретическим расчетам, запас прочности междукaмерных целиков (будущих камер третьей очереди) шириной 20 м, будет близок или меньше единицы.

Основная часть проектных решений, используемых в настоящее время, были разработаны ещё в 90-х годах и разработаны для горизонтов 590–830 м. В настоящее время при переходе на ещё большую глубину геомеханическая ситуация будет только ухудшаться.

Специалистами института «Уралмеханобр» был произведён анализ технологической ситуации, сложившейся в настоящее время на руднике, проведены дополнительные расчёты по параметрам систем разработки и обоснованию порядка выемки. Учитывая поставленную руководством комбината задачу по обеспечению производительности рудника, осуществлению безопасной, качественной и планомерной выемки запасов месторождения, был разработан «шахматный» (1-3-2-4-1) порядок выемки запасов [44] в отметках 830–1070 м, который протоколом от 02.06.2010 был принят к внедрению на Гайском подземном руднике. Ширина камер всех очередей была принята равной 20 метров. Было решено провести опытнo-промышленные испытания предложенной технологии выемки руды.

Синим цветом на рис. 4.3.1 показаны камеры, обрабатываемые в пределах опытного участка с горизонта 855 метров.

Расчет и оценка запаса прочности конструктивных элементов системы разработки

Определение размеров целиков в условиях крутого и наклонного падения является наиболее сложной задачей, так как давление на целики здесь проявляется не только со стороны вышележащей толщи пород, но и со стороны пород висячего и лежащего боков. Метод расчета целиков представлен в главе 2. п. 5. Значение коэффициента запаса рассчитывается как произведение составляющих его коэффициентов:

$$K_{\text{зап}} = K_{31} \cdot K_{32} \cdot K_{33} = 1,35 \cdot 1,3 \cdot 1,15 = 2,0$$

То есть, учитывая временный характер оставляемых рудных целиков коэффициент запаса устойчивости должен быть не менее 1,9–2,0.

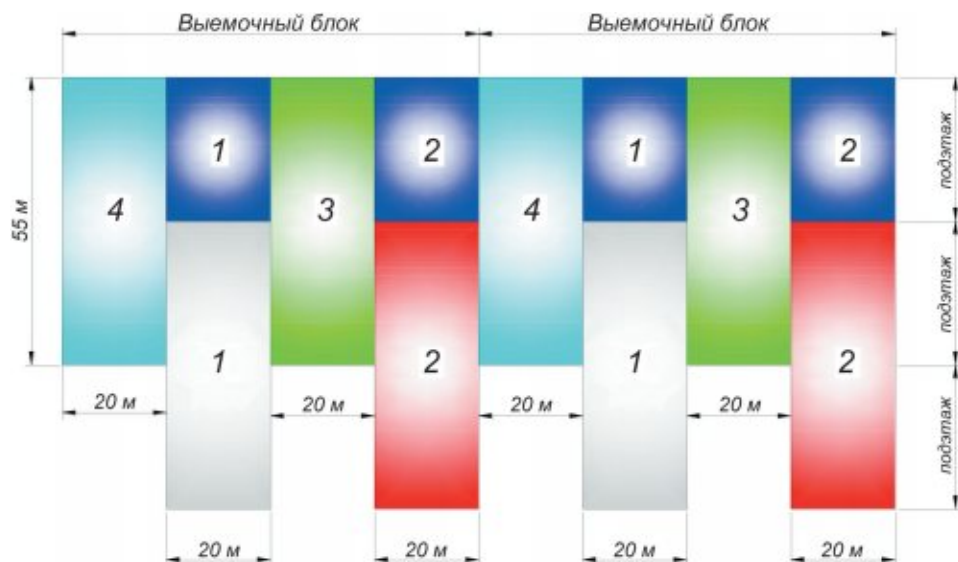


Рис. 4.3.1. Принципиальная схема перехода к «шахматному» порядку отработки запасов

Результаты расчётов коэффициента запаса целика по данной методике со всеми входящими величинами для камер 1-й и 2-й очередей опытного участка представлены в таблице 4.3.3.

В таблице расчёты произведены для разных стадий выемки руды в блоке:

- по окончании выемки камер 1-й очереди;
- по окончании выемки руды камер 2-й очереди.

Анализ результатов расчётов коэффициентов запасов показывает, что временные целики (камеры 3-й и 4-й очередей) во время и после окончания отработки камер 1-й и 2-й очередей будут находиться в устойчивом состоянии.

Технология ведения горных работ на опытном участке

Отработка камер опытного участка является переходным этапом к схеме отработки запасов в «шахматном» порядке.

Одним из главных принципов при отработке опытного участка является сохранение устойчивости обрабатываемых камер на всех стадиях их отработки, а также формирование при выемке запасов закладочного массива соответствующей прочности для обеспечения его устойчивости при переходе к «шахматному» порядку выемки.

При обосновании проектной технологии отработки опытного участка кровля в обрабатываемых камерах рассматривалась как закладочный массив соответствующей прочности, либо рудный массив (при опережающей выемке камер в подэтаже 830–855 метров по отношению к камерам этажа 750–830 метров). То есть запасы, расположенные в этаже 750–830 метров над опытным участком рассматривались как отработанные и заложенные закладкой без какого-либо обрушения кровли и висячего бока при

Таблица 4.3.3. Коэффициенты запаса прочности временных рудных целиков при отработке запасов опытного участка

Наименование	«Шахматный» порядок выемки запасов		Единицы измерения
Прочность руды на сжатие	120	120	МПа
Глубина по низу камеры	855	855	метров
Угол падения	60	60	градусов
Высота подэтажа	27	27	метров
Длина расчетного блока по простиранию	60	40	метров
Ширина рассчитываемого целика по простиранию	40	20	метров
Длина рассчитываемого целика вкрест простирания (максимальная длина камеры)	70	70	метров
Угол сдвижения	65	65	градусов
Угол внутреннего трения пород	30	10	градусов
Объёмный вес пород	2,7	2,7	т/м ³
Объёмный вес закладки	2,1	2,1	т/м ³
Глубина по верху камеры	828	828	метров
Давление на целик (Р) в горизонтальной плоскости	2211289	1474193	тонн
Давление на целик в вертикальной плоскости (q)	5321308	3547539	тонн
Результирующее давление	5762475	3841650	тонн
Площадь целика, на который действует призма сдвижения	3505	1753	м ²
Напряжения в целике, возникающие от давления призмы сдвижения	1644	2192	т/м ²
	16	22	20
Коэффициент формы	1.19	0.90	доли ед.
Коэффициент структурного ослабления	0,4	0,4	доли ед.
Коэффициент упрочнения закладкой	1,6	1,6	доли ед.
Коэффициент ослабления выработками	0,9	0,9	доли ед.
Коэффициент влияния времени	1	1	доли ед.
Коэффициент БВР	0,95	0,95	доли ед.
Коэффициент угла падения	0,62	0,62	доли ед.
Коэффициент запаса прочности целиков	7,62	4,30	
Стадия выемки руды	выемка 1 очереди для камер 3 и 4 оч.	выемка 2 очереди для камер 3 и 4 оч.	

выемке вышележащих камер.

Как уже отмечалось, с учётом сложившейся горнотехнической обстановки (обрушенные камеры в этаже 670–750 метров) отработка запасов рудного тела № 19 в этаже 750–830 сопряжена с целым рядом трудностей по сохранению устойчивости камер под участком обрушения. В случае возникновения обрушения камер рудного тела № 19 в этаже 750–830 метров произойдёт перепуск зоны обрушения на кровлю камер опытного участка, что ещё сильнее осложнит их выемку и переход к «шахматному» порядку отработки.

В связи с этим одним из вариантов выемки руды, предусмотренным методикой, являлась опережающая отработка запасов рудного тела № 19 в отметках 830–855 метров (в пределах опытного участка), а затем переход к доработке запасов этого рудного тела в этаже 750–830 метров. Решение о применении данного порядка выемки запасов, либо применении нисходящей отработки принималось техническим руководством рудника в зависимости от технологической ситуации.

Вскрытие запасов опытного участка производилось проведением двух участковых наклонных съездов с горизонта 830 метров, которые располагаются с западной и восточной сторон рудной залежи.

Запасы обрабатывались системой разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства.

Рудные тела по простиранию делились на блоки. В каждом блоке по четыре камеры. Камеры располагались вкрест простирания рудной залежи. Принципиальная схема выемки камер осуществляется по схеме 1-3-2-4-1.

С горизонта 855 метров при переходе к «шахматному» порядку отработки в пределах опытного участка обрабатывались только камеры 1-й и 2-й очередей, камеры 3-й и 4-й очередей планировалось обрабатывать на ВТОРОМ ЭТАПЕ проведения ОПИ с горизонта 855 метров (то есть выемка камер с горизонта 855 метров осуществлялась бы через одну). Общая схема перехода к «шахматному» порядку выемки руды представлена на рис. 4.3.2.

Порядок отработки – камерно-целиковый.

Параметры камер:

– высота 25 м;

– ширина 20 м;

– длина равна мощности рудного тела и в среднем составляла 50 метров (при мощности рудного тела более 70–80 м была возможна разбивка на две камеры, решение об этом принималось руководством рудника на стадии локального проектирования конкретной камеры).

Чёрным цветом на рисунке выделены транспортные выработки, которые могут быть пройдены как в камерах третьей, так и в камерах четвёртой очередей. Места заложения транспортных выработок окончательно определяются производителем работ в зависимости от устойчивости рудного массива.

Общая схема раскройки и подготовки опытного участка на гор. 855 м представлена на рис. 4.3.3.

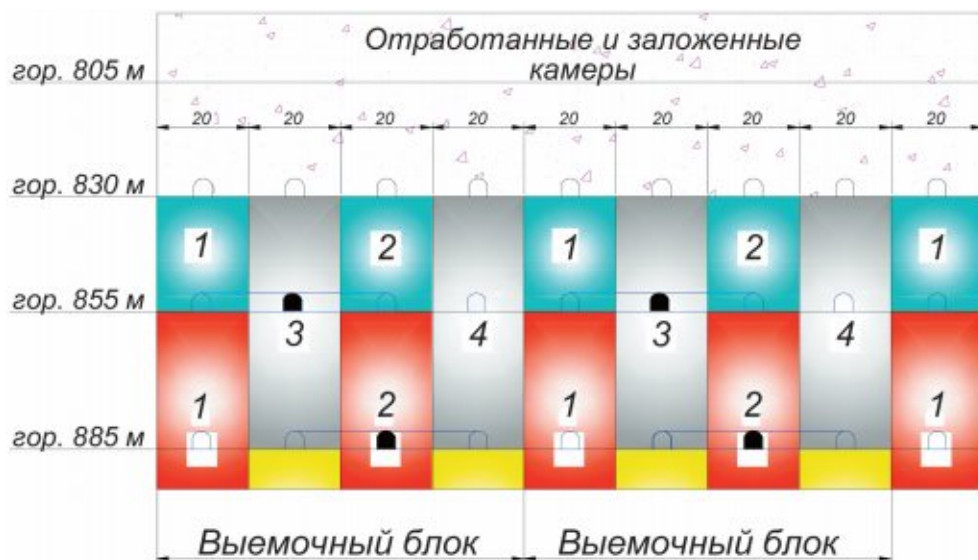


Рис. 4.3.2. Принципиальная схема перехода к «шахматному» порядку отработки запасов

Система разработки на опытном участке

Для отработки запасов опытного участка, был предложен вариант камерной системы разработки с поэтажной отбойкой руды в камерах и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Камеры располагались вкрест простирания рудной залежи. Порядок отработки – камерно-целиковый в «шахматном» порядке по схеме 1 – 3 – 2 – 4 – 1. Параметры камер (временных целиков):

- ширина – 20 м;
- высота – 25 м;
- длина – в среднем 50 м.

Схема подготовки камер к очистной выемке – ортовая. Орты проходятся через 80 метров по камерам 3-й или 4-й очередей.

Система разработки (камера) включает в себя следующие конструктивные элементы:

- погрузочные заезды по почве камеры, погрузочные заезды – диагональные;
- буровой орт по почве камеры;
- вентиляционно-закладочные сбойки (одна или две, в зависимости от длины камеры) или вентиляционно-закладочные скважины по кровле камеры;
- отрезной (вентиляционный) восстающий.

Днище камер в конструктивном исполнении на стадии ведения очистных работ – траншейное, после окончания отгрузки руды производится разрушение, и отбойка траншейной части днища камеры (так называемого рудного «kozyрька») и тем самым в камере оформляется плоское днище. Такая схема оформления днища повышает безопасность ведения работ, а так же снижает потери и разубоживание руды.

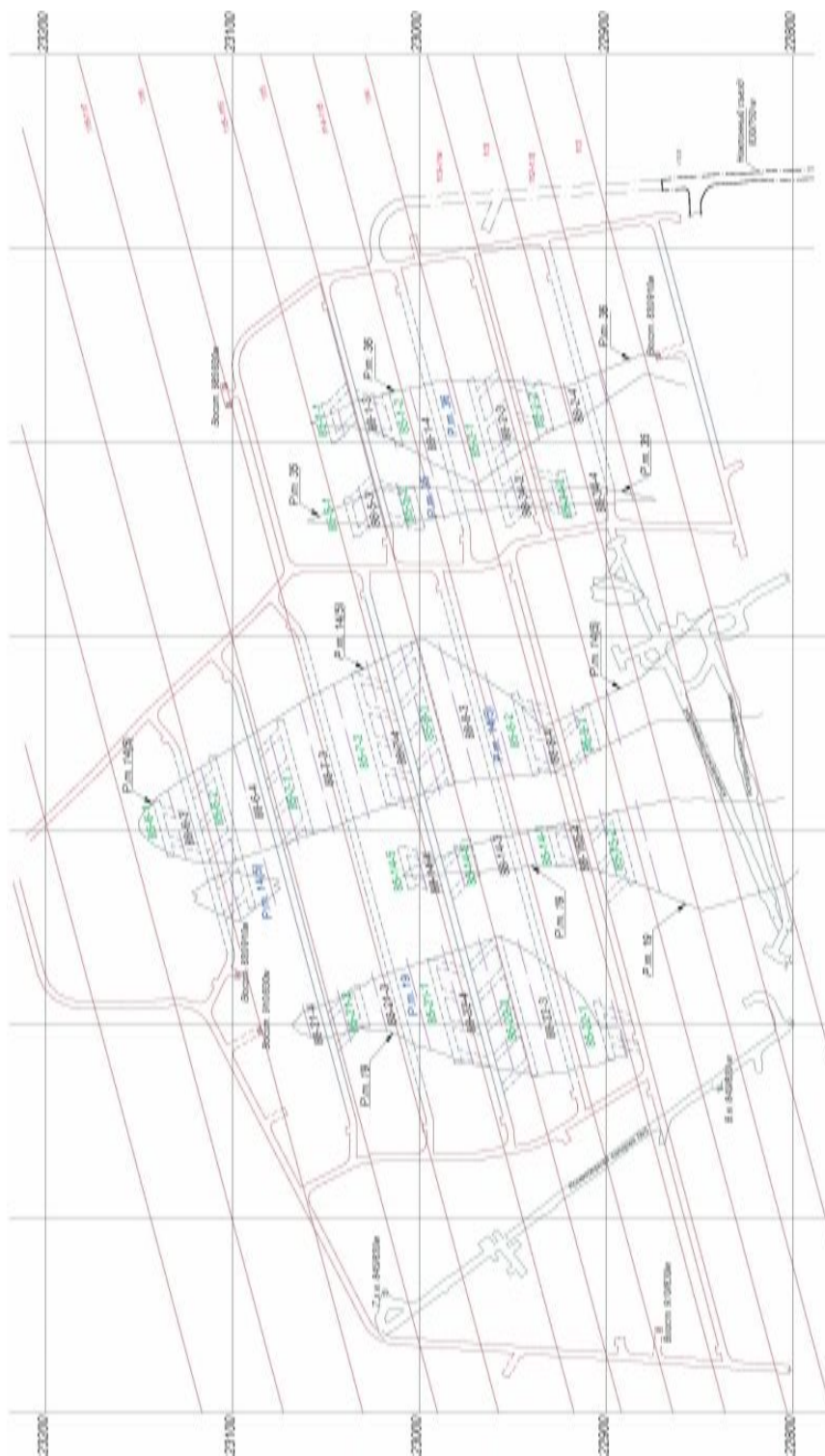


Рис. 4.3.3. Схема раскoройки и подготовки опытного участка. Горизонт 855 м

Параметры блока:

- длина – 80 м;
- ширина – равна мощности рудного тела;
- высота – 25 м.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении необходимого комплекса выработок для ведения горных работ.

На буро-доставочном горизонте в пределах камеры из транспортного орта проходят погрузочные заезды. Расстояние между осями боковых погрузочных заездов в камеру 12–15 м.

Между погрузочными заездами на всю длину камеры проходится буровой орт.

По кровле камеры проходятся вентиляционно-закладочные выработки. От существующих на подэтаже полевых выработок проходятся вентиляционно-закладочные сбойки (одна или две, в зависимости от длины камеры).

Рудные тела внутри опытного участка по простиранию делились на блоки, количество камер в блоке – 4.

Камеры располагались вкрест простирания рудного тела;

Параметры камер составляли:

- ширина – 20 м;
- длина – равна мощности рудного тела и в среднем составляла 50 метров (при мощности рудного тела вкрест простирания более 70–80 м должна производиться разбивка на две камеры);
- высота – 25 м.

Схема подготовки камер в блоке при данном варианте системы разработки представлена на рис. 4.3.4–4.3.6.

Подготовительные работы на гор. 855 м заключались в проведении основного транспортного орта. Он соединяет между собой Западный и Восточный штреки, и располагается между разведочными линиями 113-114 и 114.

Из основного транспортного орта проходились вспомогательные доставочные штреки на всю длину опытного участка (с юга на север), из них были проведены блоковые доставочные орты. Погрузочные заезды в камеру диагональные или боковые (под углом 60–90° к доставочному орту). Между погрузочными заездами в пределах конкретной камеры на всю её длину проходился буровой орт, его расположение, выбиралось производителем работ на стадии локального проекта на отработку конкретной камеры.

Технология очистной выемки при системе разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными (наклонными) веерами скважин, выпуске руды на почву камер (доставочных выработок), отгрузке и транспортировке руды из камер погрузочно-доставочными машинами без заезда и с заездом в очистное пространство камер.

Перед началом очистной выемки руды в камере производится оформление отрезной щели. Обуривание отрезной щели производится параллельными (на отрезной восстающей) рядами скважин. Бурение восходящих скважин производится из выработок доставочного и подэтажных буровых горизонтов.

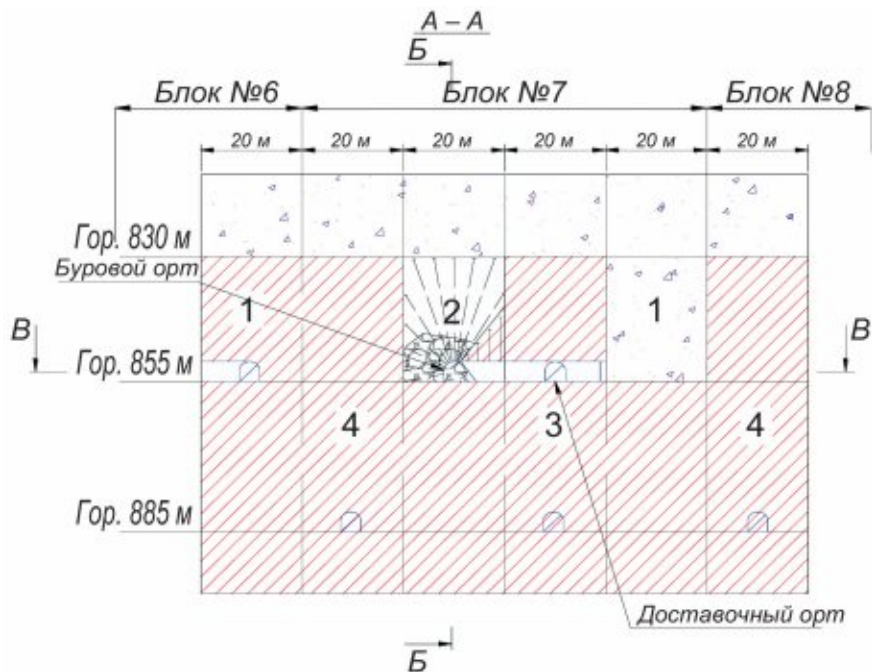


Рис. 4.3.4. Система разработки с камерной выемкой при переходе на «Шахматный» порядок обработки запасов

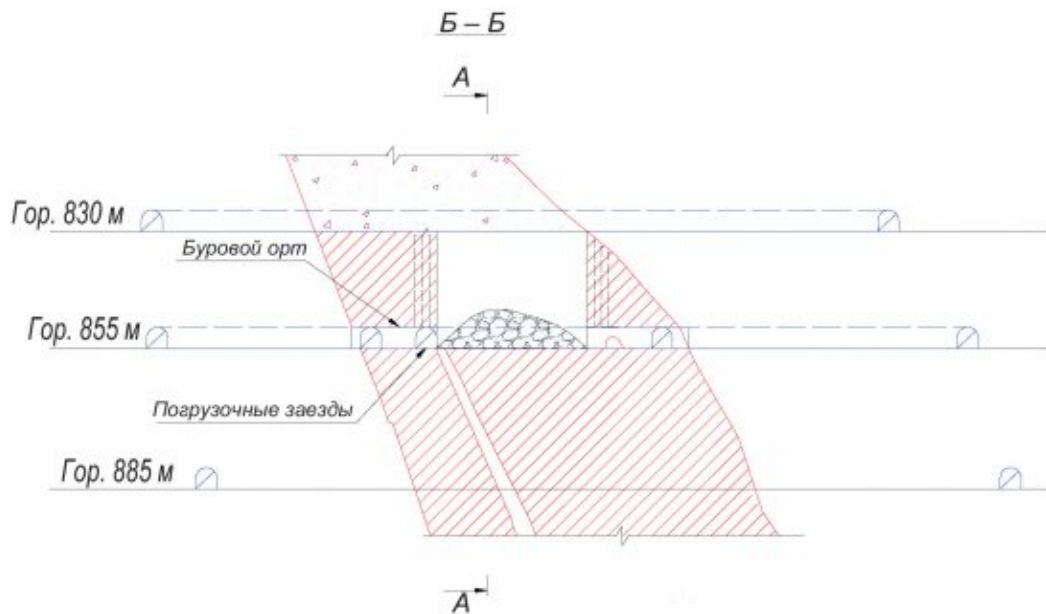


Рис. 4.3.5. Поперечный разрез по Б – Б

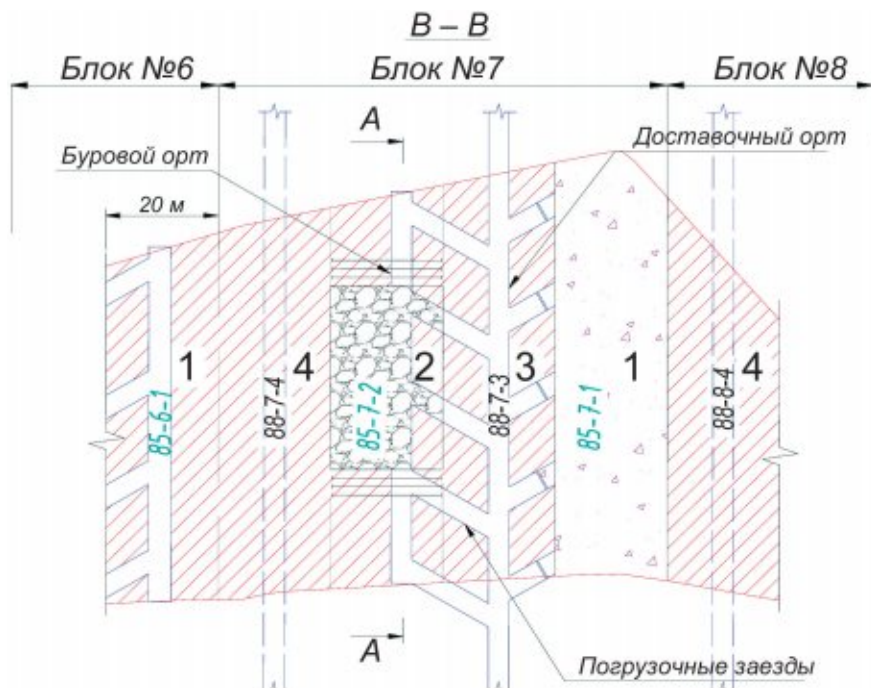


Рис. 4.3.6. Разрез по В – В. План горизонта 855 м

Параметры отрезной щели:

- ширина – 2,5–3 м;
- длина – равна ширине камеры.

Очистная выемка при системе разработки с камерной выемкой заключается в отбойке вееров (рядов) скважин на отрезную щель, а затем на свободное пространство камеры, образованное выпуском отбитой руды.

Отгрузка руды из камеры производится через погрузочные заезды с использованием погрузочно-доставочных машин.

Отгрузку руды из камеры в режиме ручного управления ПДМ производят с заездом в камеру не более чем на длину ковша машины. Дальнейшая отгрузка руды и «зачистка» днища камеры, если это предусматривается проектом, ведется машинами, оборудованными системой дистанционного управления, или отработывается с нижележащего подэтажа.

Рациональная длина доставки ПДМ до рудоспусков 150-200 м. При большем расстоянии до рудоспусков руда транспортируется в автосамосвалах. Места их загрузки и схема движения автосамосвалов определяются производителем работ при составлении проектов на отдельные камеры.

Схемы доставки и транспортировки руды выбираются исходя из фактической технологической ситуации.

Погашение выработанного пространства производится путем его полной закладки. Закладка – твердеющая. Твердеющая закладка должна обеспечивать соответствующую прочность закладочного массива. При высоте камер 25 метров рекомендуется возведение закладочного массива прочностью 5 МПа на всю высоту камеры. Расход цемента для этого по расчётам должен составлять 55 кг/м³. Расход шлака – 360 кг/м³ при сохранении требуемой в инструкции тонины помола.

Принятые параметры закладочных работ должны обеспечивать набор прочности закладочного массива в трёхмесячный срок. Технология возведения закладочного массива сохраняется той же, которая в настоящее время освоена на подземном руднике.

Закладочные работы осуществлялись с гор. 830 м. Подача закладочной смеси и вентиляция камер при этом производилась по закладочным скважинам из существующих на гор. 830 м выработок. В случае необходимости могли проходиться дополнительные выработки гор. 830 м.

Бурение вееров скважин производилось из буровых выработок, пройденных в конкретной камере.

На всех сбойках с выработанным пространством устанавливались изолирующие перемычки, закладочный трубопровод заводился в высшую точку выработанного пространства. Подача закладки в выработанное пространство производится с минимальным количеством перерывов до полного окончания закладки камеры. Закладка камеры на уровне изолирующих перемычек производилась слоями высотой 1–1,5 м, чтобы не создать на них большого гидростатического давления. Заполнение следующего слоя производилось после потери подвижности предыдущим слоем, то есть через 1–1,5 суток. К непрерывной закладке камеры приступали после того, как уровень смеси поднимется на 1,5–2 м выше установленных перемычек.

Учитывая порядок отработки запасов опытного участка, необходимо было уделить особое внимание полноте и качеству закладочных работ. Для контроля за полнотой закладки после окончания закладочных работ в соответствующей камере было рекомендовано осуществлять разведку недозаложенных пустот путем бурения скважин с гор. 830 м. Обнаруженные пустоты в обязательном порядке подлежали дозакладке.

После окончания закладки камер оформлялся акт, где указывался объём и состав уложенной смеси, сроки закладки.

Мероприятия по повышению устойчивости камер при очистной выемке

Результаты произведенных расчетов, обобщение накопленного опыта при отработке месторождения подземным способом, существующие горнотехнические условия отработки камер внутри опытного участка обуславливали необходимость разработки дополнительных мероприятий по повышению устойчивости кровли, стенок камеры и окружающего массива с целью сохранения проектных размеров камеры на весь период её отработки.

На стадии проектирования отработки камер:

1. С целью минимизации отслоений руды и закладки в очистные камеры по их длинным сторонам рекомендовалось бурение вееров так называемых «оконтуривающих» (экранирующих) скважин.

2. Для снижения сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий массив предусматривалось разбуривание вееров скважин с недобуром до проектных контуров камер на 2,0 м.

3. С целью сохранения проектных размеров камеры необходимо было максимально снизить сейсмическое воздействие на прилегающий к камере массив за счет ограничения заряда ВВ взрываемого за один прием (в одной ступени замедления), разноса взрыва по времени путем подбора соответствующих замедлений.

До начала ведения очистных работ в камере необходимо было:

1. Обеспечить полную готовность к ведению закладочных работ в камерах (бурение закладочных скважин с гор. 830 м, подвод бетоноводов к контурам камер, места установки перемычек и др.).

2. Произвести съемку вееров пробуренных скважин и по результатам съемки «откорректировать» длину скважин в веерах.

3. На основании проведенных маркшейдерской службой замеров параметров фактически обуренных вееров взрывных скважин в каждой конкретной камере и их «корректировки» составлялся паспорт на взрывные работы, в котором определялось количество вееров, отбиваемых за один прием, общий объем ВВ, конструкция заряда, применяемые ступени замедления и т.д.

При ведении очистных работ в камере необходимо было:

1. Отработку камер производить в направлении от лежачего бока к висячему для сокращения времени обнажения висячего бока залежи.

2. Отработку камер и закладку выработанного пространства твердеющими смесями производить с максимальной интенсивностью.

Рекомендации по ведению взрывных работ в камерах

Взрывные работы, а также все работы, связанные с их подготовкой, производятся по проектам, составленным техническими службами Гайского подземного рудника в соответствии с требованиями действующих правил, положений, инструкций и других нормативных документов по организации и производству массовых взрывов.

Участок ведения горных работ характеризовался следующими горнотехническими условиями:

- значительная изменчивость мощности рудного тела;
- угол падения рудного тела в среднем порядка 60 градусов;
- включения прослоев ослабленных пород внутри контура рудного тела;
- породы невысокой устойчивости в лежачем и висячем боках залежи;

Главными целями отработки опытного участка являлись:

- выемка руды с минимальными потерями и разубоживанием руды;
- создание в отработанных камерах качественного закладочного массива для нормального перехода к «шахматному» порядку отработки;
- проверка в производственных условиях технических решений по порядку выемки запасов и параметрам системы разработки.

Достижение поставленных задач возможно было только при четком соблюдении всех проектных решений. Для сохранения проектных параметров камер на весь период

их отработки особенное внимание было уделено ведению взрывных работ. Поэтому в методике ОПИ был разработан ряд рекомендаций по ведению взрывных работ:

1.) С учётом опыта ведения взрывных работ на Гайском подземном руднике при отработке участка системами разработки с камерной выемкой априори принять разбуривание запасов камер веерами скважин с недобуром до проектного контура камеры равного 2,0 м.

2.) В качестве условий производства БВР были приняты следующие условия: отбойка камерных запасов ведется с помощью зарядов ВВ, располагающихся в скважинах диаметром 76, 89 и 105 мм, расположение скважин – веерное, максимальные размеры отбиваемого слоя руды одним веером 16×23 м (с учётом двухметрового недобура), конструкция заряда сплошная с прямым или встречным инициированием, ВВ – гранулированные допущенные действующим «Перечнем взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации». Расчетные значения параметров БВР приведены в таблице 4.3.4.

Таблица 4.3.4. Параметры БВР при системе с камерной выемкой и закладкой

Диаметр скважин, мм	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	ЛНС (W), м	Выход горной массы β , м ³ /м	Размеры отбиваемого слоя, м		Максимальная масса заряда веера, кг
				Высота	Ширина	
Веер I						
105	1,8	2,4	3,8	23	16	1590
89	1,5	2,1	2,9	23	16	1160
76	1,3	2,0	2,7	23	16	957

В процессе эксплуатации величина удельного расхода ВВ уточняется в зависимости от свойств отбиваемых руд и применяемого типа ВВ.

При взрывании вееров скважин, действие на окружающие камеру массивы руды, закладки и породы происходит во всех плоскостях. При расчетах сейсмического воздействия взрывных работ выбран ряд направлений, представленных на рис. 4.3.7.

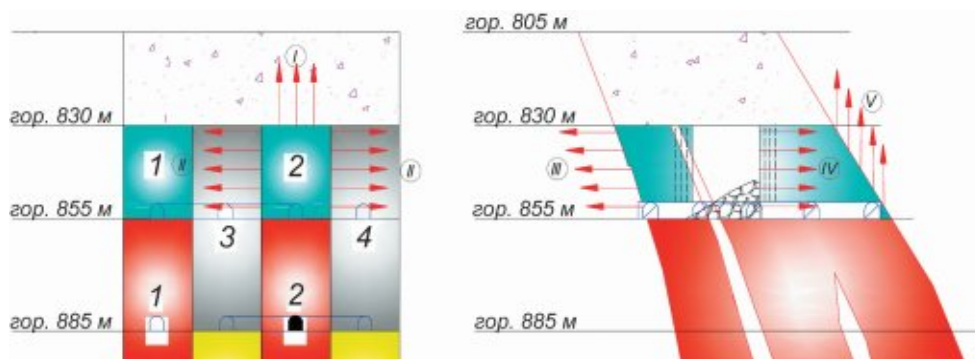


Рис. 4.3.7. Направления воздействия взрыва на прилегающие массивы при отбойке руды в камерах опытного участка

- I – Закладочная потолочина (торцовое действие взрыва);
- II – Рудная стенка (боковое действие взрыва);
- III – Лежащий бок (фронтальное действие взрыва);
- IV – Рудный массив (фронтальное действие взрыва);
- V – Висячий бок (торцовое действие взрыва).

Для оценки сейсмического влияния взрывных работ принят веер средний по параметрам и соответственно весу ВВ.

3). Физико-механические свойства пород и руд, а также расчетные значения допустимых и критических скоростей смещения приведены в таблице 4.3.5.

Таблица 4.3.5. Физико-механические свойства пород и руд, а так же расчетные значения допустимых и критических скоростей смещения

Охраняемый объект	γ , т/м ³	$\sigma_{сж}$, МПа	d_0 , м	C_p , м/с	C_s , м/с	ν	ϵ	$V_{доп}$, см/с	$V_{кр}$, см/с
Рудная стенка камеры	4,39	80	0,5	2450	1390	0,15	0,0003	29,3	58,6
Висячий и лежащий бока залежи	2,73	70	0,3	2200	1339	0,19	0,0003	20,7	41,4
Закладочный массив	2,0	5	1,0	1300	630	0,40	0,0003	5,4	10,8

4.) При ведении взрывных работ имеет место образование зон действия взрыва на окружающей рудный, породный и закладочный массивы. Характеристика этих зон приведена в таблице 4.3.6.

5.) Радиусы зоны действия взрыва определяются для зоны дробления и зоны трещинообразования.

Расчетные радиусы радиуса зон действия взрыва при мгновенном взрывании полного веера с параметрами представлены в таблице 4.3.7. Радиусы зон действия взрыва рассчитаны при взрывании скважин диаметром 105, 89 и 76 мм.

Анализ результатов расчетов показал, что зоны трещинообразования, в которых происходит значительное развитие трещин и сдвиговых деформаций, выходят за пределы контуров камеры (даже с учетом двухметрового недобура скважин до контура камеры). Это приведет к увеличению её размеров и вероятному выходу из строя соседних уже разбуренных, но не заряжаемых вееров скважин.

Поэтому с целью снижения сейсмического воздействия взрывных работ рекомендовалось производить взрывание вееров с разделением на две и более ступени замедления (с внутри веерным замедлением). При этом происходит уменьшение радиусов зон действия взрывов. Результаты расчетов зон действия взрыва с разделением веера на две и три ступени замедления представлены в таблицах 4.3.8 и 4.3.9 соответственно.

Таблица 4.3.6. Характеристика зон действия взрыва

Зона действия взрыва	Приведенный вес заряда, кг ^{1/3} /м	Проявление действия взрыва	Характер деформаций	Характер действия взрыва
I	>1,25	Дробление	Пластический, упругопластический дробление и отброс пород	Дробящий
II	1,25...0,71	Разрушение	Упруго-пластический с развитием трещин и остаточных деформаций	
III	0,71...0,4	Трещины и сдвиговые деформации	Нелинейно-упругий с развитием трещин и сдвиговых деформаций (дилатансии)	Переходный
IV	0,4...0,16	Сейсмика ближней зоны	Нелинейно-упругий с развитием отдельных трещин в ослабленных местах	
V	0,16...0,03	Область расширенной сейсмики	Квазиупругий	Сейсмический
VI	0,03...0,0066	Сейсмика дальней зоны	Упругий	
VII	<0,0066	Область слабых сейсмических волн	Упругий, гармонический	Упругий

Таблица 4.3.7. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при мгновенном взрыве полного веера

Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва					
	Г _{др}	Г _{трещ}	Г _{др}	Г _{трещ}	Г _{др}	Г _{трещ}
	Диаметр скважин					
	105		89		76	
I – Закладочная потолочина (торцовое действие)	1,3	7,6	1,0	6,2	0,8	5,4
II – Рудная стенка (боковое действие)	1,6	7,0	1,2	5,5	1,0	4,3
III – Лежачий бок (фронтальное действие)	3,2	8,7	2,5	7,4	2,1	6,5
IV – Рудный массив (фронтальное действие)	3,0	9,2	2,3	7,8	1,9	7,0
V – Висячий бок (торцовое действие)	1,8	6,1	1,3	4,9	1,1	4,2

Таблица 4.3.8. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при отбойке веера с разделением на две ступени замедления (взрыве половины веера)

Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва					
	$r_{др}$	$r_{грещ}$	$r_{др}$	$r_{грещ}$	$r_{др}$	$r_{грещ}$
	Диаметр скважин					
	105		89		76	
I – Закладочная потолочина (торцовое действие)	0,7	4,8	0,5	3,7	0,4	3,2
II – Рудная стенка (боковое действие)	0,8	4,1	0,6	3,1	0,5	2,6
III – Лежачий бок (фронтальное действие)	1,8	5,8	1,3	4,7	1,1	4,1
IV – Рудный массив (фронтальное действие)	1,6	6,3	1,2	5,1	1,0	4,4
V – Висячий бок (торцовое действие)	0,9	3,6	0,7	2,8	0,6	2,4

Таблица 4.3.9. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва при отбойке веера с разделением на три ступени замедления (взрыве трети веера)

Направление действия веера	Радиусы (м) зон действия взрыва					
	$r_{др}$	$r_{грещ}$	$r_{др}$	$r_{грещ}$	$r_{др}$	$r_{грещ}$
	Диаметр скважин					
	105		89		76	
I – Закладочная потолочина (торцовое действие)	0,5	3,5	0,3	2,7	0,3	2,2
II – Рудная стенка (боковое действие)	0,6	2,9	0,4	2,2	0,3	1,8
III – Лежачий бок (фронтальное действие)	1,2	4,4	0,9	3,5	0,8	3,0
IV – Рудный массив (фронтальное действие)	1,1	4,8	0,8	3,7	0,7	3,3
V – Висячий бок (торцовое действие)	0,6	2,6	0,5	1,9	0,4	1,5

6.) Оптимальное время на ступень замедления при взрывании вееров определяется по формуле, представленной в главе 2 п. 7 и представлено в таблице 4.3.10.

Таблица 4.3.10. Значения оптимального времени замедлений при взрывании вееров

Наименование	γ , кг/см ²	f	W, м	μ	t, мс
Рудный массив камеры	4390	14	2,4	0,16	16

Выводы:

- влияние взрывных работ на конструктивные элементы системы разработки зависит от массы ВВ взрываемой в одной ступени замедления и для разных направлений действия взрыва изменяется в значительном диапазоне;
- для предотвращения разрушения стенок камеры рекомендуется при бурении скважин не добуривать 2 м до проектной границы камеры;
- для снижения сейсмического действия взрыва рекомендуется максимальную массу заряда ВВ в группе (в одной ступени замедления) уменьшить в 2...3 раза за счет применения внутри веерных замедлений;
- разбуривание запасов камер рекомендуется производить скважинами уменьшенного диаметра (89...76 мм), что так же позволит снизить сейсмическое влияние при взрыве вееров в 1,8...2 раза;
- отбойку руды в камерах целесообразно вести группами не более 2...3 вееров. Веера в подэтаже должны взрываться короткозамедленно с интервалом замедления не менее 16 мс. Время замедления между взрывами вееров, расположенных на различных подэтажах, при каскадном взрывании рекомендуется не менее 30 мс;
- общее количество ступеней замедления на массовый взрыв определяется количеством вееров взрываемых в один массовый взрыв. Максимальная масса заряда ВВ в группе (одной ступени замедления) рекомендуется не более 800 кг.

На основании разработанных рекомендаций и методики ОПИ, Гайский подземный рудник начал проведение подготовительных выработок в районе опытного блока на гор. 855м. Однако в дальнейшем по ряду субъективных причин, Гайский ГОК приостановил действие договоров по сопровождению методики ОПИ, вследствие чего данная тема не получила свое воплощение на практике.

4.2. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки сложных участков на Узельгинском подземном руднике

4.2.1. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки руды в секциях 3 и 4 рудного тела № 7 Узельгинского месторождения

(ОАО «Учалинский ГОК», рудник «Узельгинский», 2010 год)

Отработка рудного тела № 7. Узельгинского месторождения подземным способом осуществляется согласно технического проекта, выполненного в 2006 году. На момент разработки методики по проекту был выполнен основной объем подготовительно-нарезных работ на горизонтах 490 м, 550 м, 575 м и 640 м; велась отработка камерных запасов в этаже 490/550 м.

В процессе доразведки контуров рудного тела № 7 было выявлено сокращение рудных площадей этого рудного тела. Изменение фактических контуров и необходимость поддержания плановых показателей по производительности рудника потребовали корректировки схемы подготовки и порядка отработки запасов р.т. № 7. В качестве альтернативы принятого в проекте сплошного порядка отработки, техническим руководством рудника «Узельгинский» совместно со специалистами отдела горной науки института ОАО «Уралмеханобр» был предложен камерно-целиковый порядок отработки запасов в пределах секций с применением варианта камерной системы разработки с торцовым выпуском руды. Данный вариант системы разработки позволяет значительно снизить объём подготовительно-нарезных работ по камере, отказавшись от проведения буро-подсечной выработки и боковых погрузочных заездов в камеру и соответственно сократить сроки подготовки очистных камер к их отработке. При камерно-целиковом порядке отработки между секциями возникают межсекционные рудные целики, поэтому специалистами лаборатории геотехнологии института ОАО «Уралмеханобр» была также предложена схема последовательной отработки секций без оставления между ними межсекционных целиков. Так как изменения в схеме подготовки и порядке отработки запасов р.т. №7 не соответствовали основным решениям, принятым в проекте, потребовалось проведение опытно-промышленных испытаний предложенной технологии.

Техническим руководством ОАО «Учалинский ГОК» институту ОАО «Уралмеханобр» было поручено разработать методику опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов руды в секциях №3 и №4, расположенных в подэтаже 550/575 м р.т. № 7.

На основании разработанной методики опытно-промышленных испытаний отделом Узельгинского подземного рудника был выполнен рабочий проект на отработку запасов руды в опытных секциях № 3 и № 4.

Горные работы на опытном участке проводились по распоряжению главного инженера ОАО «Учалинский ГОК» силами подземного рудника в соответствии с разработанным рабочим проектом и методикой ОПИ [42].

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки запасов руды в секциях 3 и 4 рудного тела № 7

Цель опытнo-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытнo-промышленных испытаний отработки участка рудного тела № 7 в пределах секций № 3 и № 4 являлись:

- апробирование технологии отработки запасов с камерно-целиковым порядком очистной выемки в пределах секций и с применением варианта камерной системы разработки с торцовым выпуском руды;
- проверка в производственных условиях технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке;
- выемка руды с минимальными показателями потерь и разубоживания руды.

Для достижения поставленных целей в методике решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при двухстадийной отработке запасов секций;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости кровли и стенок камер при их проектных параметрах;
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к обрабатываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;
- оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке в случае необходимости.

Состояние изученности вопроса

В соответствии с разработанным в 2006 году техническим документом «Проект на отработку рудного тела № 7 Узельгинского месторождения», рудное тело по простиранию делилось на четыре панели, ориентированные длинной стороной с запада на восток. Граница между панелями условная. Панели вкрест простирания рудного тела делились на секции. Границами между смежными секциями по простиранию рудного тела являлись транспортные доставочные орты, которые просекали рудное тело с севера на юг. Секции делились на камеры (в секции было по 5–6 камер). Развитие работ в секциях производилось из секционных транспортных ортов. Общий порядок отработки рудного тела был нисходящий, сплошной, с подвиганием на рудный массив. Порядок отработки камер в ленте – камерно-целиковый (длина рудного целика равна длине камеры). Допускалась одновременная отработка смежных камер в ленте встречными забоями до расстояния между ними в плане не менее 20 м. Отработка оставшегося целика производилась после отработки и закладки одной из смежных камер. Допускалось опережение отработки камер в смежных секциях панелей по простиранию рудного тела – две отработанные и заложенные камеры.

Вскрытие, подготовка и развитие работ в рудном теле производилось с северного фланга из разведочного орта 7/4 и наклонного съезда.

Разведочный орт 7/4 был пройден из Восточного транспортного штрека гор. 550 м на запад вдоль рудного тела.

Учитывая, что разведочный орт 7/4 садится на руду по ленте № 13, то для вскрытия и развития работ восточнее ленты № 13 из Восточного транспортного штрека гор. 550 м проходилась наклонный съезд, который из ленты № 34 проходится на запад вдоль рудного тела и в ленте № 13 сбивался ВХВ с разведочным ортом 7/4. В то же время наклонный съезд сбивался по ленте № 20 с доставочным ортом панели № 18 рудного тела № 4 транспортным штреком рудного тела № 7.

Подготовка секций в панелях производилась из разведочного орта 7/4 и наклонного съезда путем проведения доставочных ортов, которые просекали рудное тело вкрест простирания с севера на юг. Доставочные орты проходились по границам секций и сбивались на южном фланге рудного тела с южным оконтуривающим штреком и разведочным штреком 2/7.

Секция № 3 с запада была ограничена безрудьем, секция № 4 с запада граничила с рудным целиком секционного орта № 3 (ДОС-3), а с востока с секционным целиком секционного орта № 4а (ДОС-4а). С севера и юга секции № 3 и № 4 граничили с вмещающими породами. На большей части площади кровли в секции № 3 был расположен закладочный массив отработанных камер этажа 550/490 м.

Подготовка камер по вертикали в секциях № 3 и № 4 в панелях производилась на трех уровнях:

- горизонт 490 м – закладочный;
- горизонт 550 м – вентиляционный;
- горизонт 575 м – буро-доставочный.

Подготовка запасов руды к очистной выемке и развитие работ в секции № 3, производилось из доставочного орта № 3 (ДОС-3), который проходилась из наклонного съезда по ленте № 18 и на южном фланге сбивался с транспортным штреком 1/7 гор. 550 м посредством транспортного съезда 575/550 м.

Подготовка запасов руды к очистной выемке и развитие работ в секции 4, производилось из доставочного орта № 4 (ДОС-4), который проходилась из наклонного съезда по ленте № 23 и сбивался на южном фланге с транспортным штреком 1/7 гор. 550 м вентиляционно-ходовым восстающим.

Геологическая характеристика рудного тела № 7

Рудное тело № 7 расположено в нижнем ярусе Узельгинского месторождения южнее рудного тела № 4 и отделено от него прослоем монолитных липаритовых порфиринов. Залегает оно на глубине 478–575 м от дневной поверхности и имеет форму пологозалегающей линзы, вытянутой в широтном направлении и осложненной поднятием в западной части. Поднятие обусловлено куполовидной структурой подстилающего рудовмещающего комплекса миндалекаменных базальтовых порфиринов, на которых и частично внутри них лежит рудное тело № 7. Общее падение линзы пологое – восточное под углом 5°. В зоне западного поднятия падение ее переменное относительно осевой линии от западного под углом 7÷20° до восточного под углом 15÷30°. Мощность рудного тела изменяется от 2,2 м до 40 м особенно на южном и северном флангах.

Рудное тело сложено сплошными и вкрапленными медно-цинковыми и медными рудами и в небольшом объеме – серным колчеданом. Преобладают медно-цинковые руды. Медные руды представлены в северной части рудного тела, реже встречаются в центральной части. На всем протяжении сплошные руды переходят во вкрапленные. Среднее содержание основных компонентов: медь – 1,56%; цинк – 3,59%; сера – 29,1%.

Породы основной кровли представлены прочными монолитными разновидностями кварцевого липаритового порфирита и метасоматической брекчии миндалекаменных порфиритов. Непосредственная кровля и почва рудного тела представлены ореолом интенсивной сульфидной минерализации и гидротермального метаморфизма вмещающих пород («оторочкой»). «Оторочка», мощностью 2–5 м, состоит преимущественно из слабо устойчивых кварц-хлоритовых и кварц-серицитовых разновидностей пород по миндалекаменному липаритовому порфириту, прочность которых значительно меньше прочности основных рудовмещающих пород. По степени устойчивости породы непосредственной кровли и рудный массив отнесены к III и IV классам.

Данные по физико-механическим характеристикам пород и руд Узельгинского месторождения представлены в таблице 4.4.1.

Геомеханическое обоснование параметров камер на опытном участке

В «Проекте отработки рудного тела № 7 Узельгинского месторождения» были детально рассмотрены вопросы геомеханического обоснования отработки рудного тела №7, в том числе расчёты пролёта камер и устойчивой высоты вертикальной стенки обнажения рудного массива в камерах. Однако данные параметры были рассчитаны на сплошной порядок отработки рудного тела. На опытном участке рудного тела № 7 планировался камерно-целиковый порядок отработки по схеме 1-2-1-3. Поэтому для безопасной отработки запасов опытного участка и обеспечения устойчивости очистного пространства камер необходимо было произвести расчёт параметров камерной системы разработки при камерно-целиковом порядке отработки, и оценить устойчивость рудных целиков (камер второй очереди).

Расчет ширины камер первой и второй очереди

Согласно классификации пород по «Методическим указаниям по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов», породы кровли по степени устойчивости относятся ко второму классу (метаморфические и изверженные породы средней и повышенной нарушенности) для которых устойчивый пролет горизонтальных обнажений кровли варьирует в пределах 8–15 м.

Предельный и допустимый пролеты обнажения в не слоистых трещиноватых породах кровли определялись по формулам, представленным в главе 2. п. 5.

Поскольку по рудному телу № 7 нет достаточно обоснованных данных по размерам элементарных блоков (d), расчет производился по наиболее часто встречающимся на практике их размерам равным 0,3 , 0,5 м.

Непосредственная кровля рудного тела № 7 представлена «оторочкой» слабо устойчивых кварц-хлоритовых и кварц-серицитовых разновидностей пород мощностью 2÷5 м, прочность которых значительно меньше прочности основных рудовме-

Таблица 4.4.1. Физико-механические характеристики пород и руд (в образце)

№ п/п	Наименование	γ , т/м ³	Предел прочности, МПа		$E \times 10^{-4}$, МПа	μ	ρ	С, МПа
			$\sigma_{сж}$	$\sigma_{раст}$				
1	Кварц-плагиоклазовые, дацитовые и другие разновидности порфиров и порфиров	2,7–2,8	98–110	15–23	5,9–9,1	0,25	36–40	22–25
2	Туфы, брекчии, туфобрекчии разного состава	2,7–2,9	90–120	16–23	4,0–8,0	0,30	35–40	16–23
3	Метасоматиты различного состава	2,7	$\frac{50-60}{14-80}$	$\frac{6-13}{5-20}$	4,0–6,0	0,29	38	11
4	Медно-цинковый колчедан	4,2	$\frac{96}{40-150}$	$\frac{19}{10-27}$	$\frac{4,9}{4,4-5,5}$	0,29	46	10–19
5	Медно-цинковый вкрапленный колчедан	3,6	$\frac{79}{59-99}$	$\frac{12,4}{10-15}$	$\frac{7,5}{3,5-11,4}$	0,25	44	8–16

щающих пород. Учитывая, что данную «оторочку» практически невозможно удержать в устойчивом состоянии при ведении очистных работ, расчёт на устойчивый пролёт камер первой и второй очередей проводился на основную кровлю очистных камер, которая залегала выше «оторочки», и представлена прочными монолитными разновидностями кварцевого липаритового порфирита и метасоматической брекчии миндалекаменных порфиров. Предел прочности пород на сжатие для этих пород в образце изменяется от 500 кг/см² (для метасоматически изменённых пород) до 900 кг/см² (для липаритового порфирита).

Используя значения приведенных показателей, получили следующие значения допустимых пролетов обнажения пород непосредственной кровли камер (таблица 4.4.2).

Таблица 4.4.2. Допустимые пролеты обнажения пород кровли камер (K=2,0)

Размер элементарного блока, м		Допустимый пролет обнажения пород непосредственной кровли l_k , м		
d_1	d_2	при $\sigma_{сж} = \dots \text{кг/см}^2$		
		500	700	900
0,3	0,3	8,7	9,8	10,6
0,4	0,4	10,6	11,8	12,8
0,5	0,5	12,3	13,7	14,9

Непосредственная кровля части обрабатываемых камер секции № 3 и № 4 была представлена закладочным массивом отработанных и заложенных камер в вышележащем этаже 550/490 м. Кубиковая прочность упрочненного нижнего слоя закладки в этих камерах, в соответствии с «Технологической инструкцией по производству закладочных работ на рудниках Учалинского ГОКа» составляла 5,0 МПа.

Предельный пролет обнажения кровли данных камер определяется из условий, что над ними расположен массив закладки (потолочина) высотой до 30 м, а нижний упрочненный слой – согласно технологической инструкции на производство закладочных работ должен быть 0,7 от пролета камеры и при пролете камеры 15 м составляет 10 м.

Предельный пролет кровли камеры равен:

$$L' = \sqrt{\frac{12 \cdot 0,2 \cdot 500 \cdot 10}{6 \cdot 2,0 \cdot 1,04 \cdot 3}} = 17,9 \text{ м}$$

В связи с тем, что на опытном участке был принят камерно-целиковый порядок отработки с разделением запасов на камеры I, II и III очереди (МКЦ), ширина камер I очереди была принята равной 10 метров. Пролёт камер II и III очереди (МКЦ) принимался равным 15 метров. Связано это с тем, что в процессе отработки камер I очереди возможно было увеличение их пролёта на 2÷3 метра за счёт влияния буровзрывных работ. Таким образом, к началу отработки камер II очереди, их фактический пролёт мог уменьшиться на те же 2÷3 метра и составлял бы 12÷13 м, что вполне соотносится с результатами расчёта, приведёнными в таблице 4.4.2.

Оценка запаса прочности междукамерных целиков

Оценка запаса прочности рудных междукамерных целиков (камер второй и третьей очереди) при принятом порядке отработки определялся в соответствии с методикой, представленной в главе 2. п. 5.

Результаты расчётов запаса прочности ширины МКЦ при их различной вертикальной высоте и ширине представлены в таблице 4.4.3

То есть, при отработке запасов руды камерно-целиковым порядком 1-2-1-3, ширине камер первой очереди – 10 м и ширине камер второй и третьей очереди (МКЦ), равной 15 м для временных рудных целиков их запас прочности вполне достаточен.

Таблица 4.4.3. Коэффициент запаса прочности МКЦ (камер второй очереди)

Высота МКЦ, м	Ширина МКЦ, м	Расстояние между осями целиков, м	Коэффициент запаса прочности
10	15	25	3,0
20	15	25	2,2
30	15	25	2,0

Технология отработки. Система разработки

В качестве основной системы разработки для отработки рудных тел Узельгинского месторождения принята система разработки с камерной выемкой и закладкой в различных вариантах и конструктивном оформлении, исходя из различных горно-геологических условий залегания рудных тел. В проекте на отработку рудного тела № 7 был определен сплошной порядок отработки запасов. Данным порядком отработана большая часть запасов рудного тела в этаже 550/490 м.

Анализ горно-геологических условий залегания опытного участка рудного тела № 7, расположенного в районе секций № 3 и № 4, позволил рекомендовать для его отработки камерно-целиковый порядок отработки запасов. При этом в пределах секций планировалось применять вариант камерной системы разработки с торцовым выпуском руды.

Запасы руды в опытном участке обрабатывались двумя секциями: № 3 и № 4. Камеры в секциях были ориентированы по простиранию рудного тела (вкрест простирания секций).

Отработка запасов секций велась по схеме 1-2-1-3. При этой схеме первоначально обрабатываются камеры первой очереди шириной 10м через рудный целик (камеры 2 и 3 очереди) шириной 15 м. Отработка камер первой очереди может вестись одновременно, при этом не допускается одновременное проведение взрывных работ в соседних камерах. После отработки и закладки камер первой очереди, осуществляется отработка камер второй очереди через комбинированный целик шириной 35 метров, состоящий из закладочного массива камер первой очереди и рудного массива камер третьей очереди. На 3-й стадии производится отработка камер третьей очереди через целик шириной 35 метров, состоящий из закладочного массива камер первой и второй очереди.

Вариант системы разработки с торцовым выпуском руды включает в себя следующие конструктивные элементы:

- транспортный орт;
- погрузочный заезд в камеру, используемый также в качестве буровой выработки;
- отрезной восстающий;
- отрезная щель;
- вентиляционный штрек, пройденный на вентиляционном горизонте;
- закладочные скважины, пробуренные из выработок закладочного горизонта.

Параметры камер первой очереди:

- длина – до 30 м в секции № 3 и 55 м в секции № 4;
- ширина – 10 м;
- высота – равна вертикальной мощности рудного тела (изменялась от 10 до 35 м).

Параметры камер второй и третьей очереди:

- длина – до 30 м в секции № 3 и 55 м в секции № 4;
- ширина – 15 м;
- высота – равна вертикальной мощности рудного тела.

Подготовка камер опытного участка по вертикали осуществлялась на трёх горизонтах. Горизонт 575 м являлся буро-погрузочным, горизонт 550 м – вентиляционным, а горизонт 490 м – закладочным. Часть камер опытного участка планировалась к закладке с горизонта 550 м.

На горизонте 575 м подготовительно-нарезные работы в каждой камере заключались в проведении из доставочного орта секции № 3 (секции № 4) с востока на запад буро-доставочного заезда до границы камеры (рис. 4.4.1 и 4.4.2). Буро-доставочный заезд мог располагаться как по оси камеры, так и у одной из её границ. Из заезда проходила сбойка на отрезной восстающий и сам отрезной восстающий. Отрезной восстающий проходил в дальнем относительно транспортной выработки торце камеры на всю её высоту вплоть до горизонта 550 м. Проходка отрезного восстающего в камере производилась при помощи комплекса КПВ или иным способом.

Подготовка камер опытного участка на горизонте 550 м заключалась в проведении вентиляционных сбоек с отрезным восстающим в каждую камеру. При проветривании возможен был вариант применения вентиляционных скважин, которые бурятся из выработок гор. 550 м в отрезной восстающий камеры. Возможность такого способа проветривания определена в «Заключение о возможности реализации схем проветривания очистных камер, на рудниках «УГОК» с помощью вентиляционных скважин».

На горизонте 490 м подготовка заключалась в бурении закладочных скважин в выемочные камеры опытного участка.

Подготовка камер опытного участка представлена на рис. 4.4.1–4.4.4.

Отработка каждой камеры опытного участка производилась в следующем порядке. Перед началом очистной выемки руды в камере производится оформление отрезной щели. Разбуривание отрезной щели ведется параллельными рядами скважин, пробуренных из отрезной панели доставочного горизонта 575 м. Образование отрезной щели производится путем отбойки рядов скважин на отрезной восстающий.

Очистная выемка в камере заключалась в отбойке вееров скважин на отрезную щель, а затем на свободное пространство камеры, образованное выпуском отбитой руды. Бурение восходящих вееров скважин производилось из буро-погрузочного заезда, пройденного в камере.

При отработке запасов данным вариантом системы разработки, разбуривание и отбойка руды в камерах производилось сразу на всю вертикальную мощность рудного тела.

Выпуск руды из камеры производился под действием собственного веса через днище на почву заезда и частично на почву доставочного орта. Днище камер в конструктивном исполнении – плоское. При наличии в почве камеры вмещающих пород, возможно оформление траншейного днища.

План горизонта 575 м.
М 1:1000

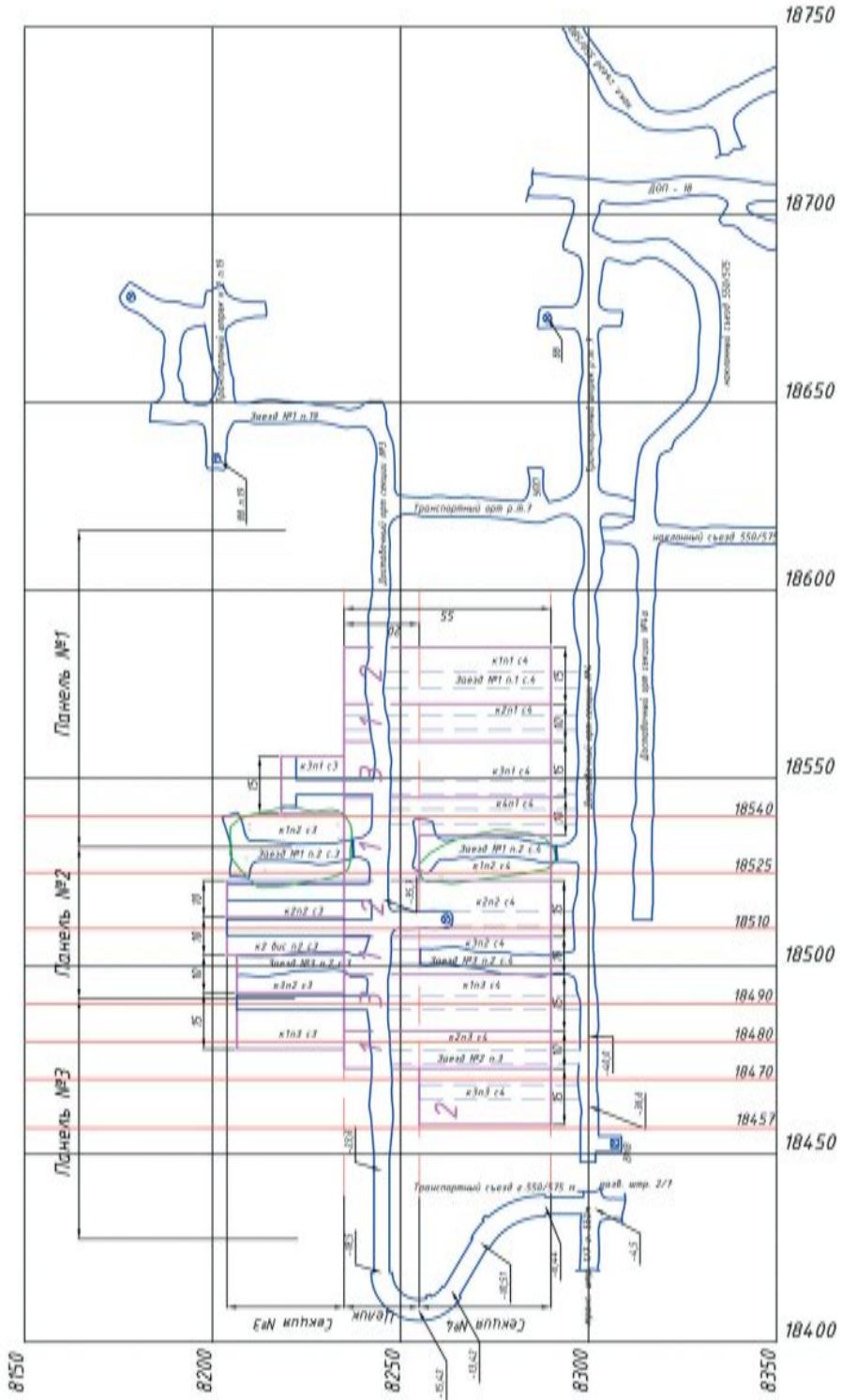


Рис. 4.4.1. Подготовка камер опытного участка на гор. 575 м

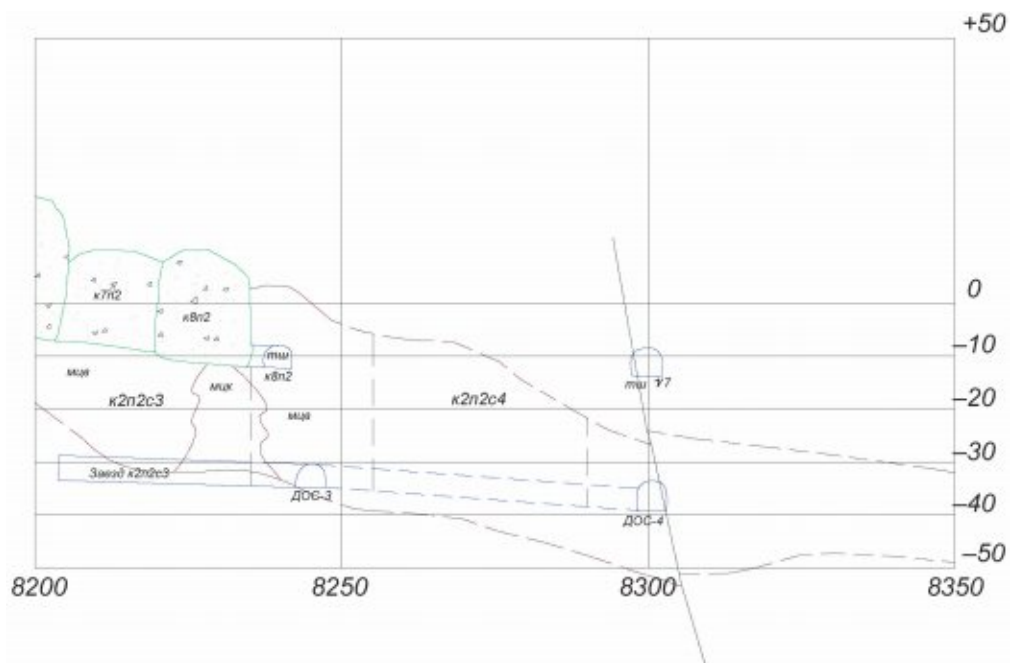


Рис. 4.4.2. Разрез по оси заезда камеры 2п2с3

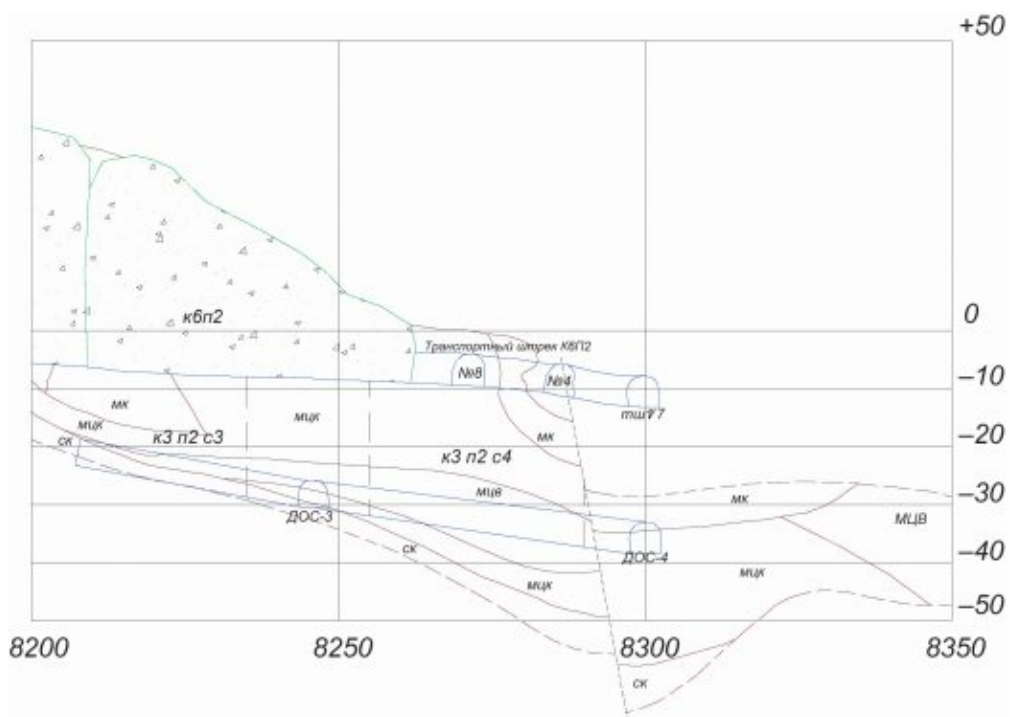


Рис. 4.4.3. Разрез по оси заезда № 3 ленты 5 панели 2 (18500)

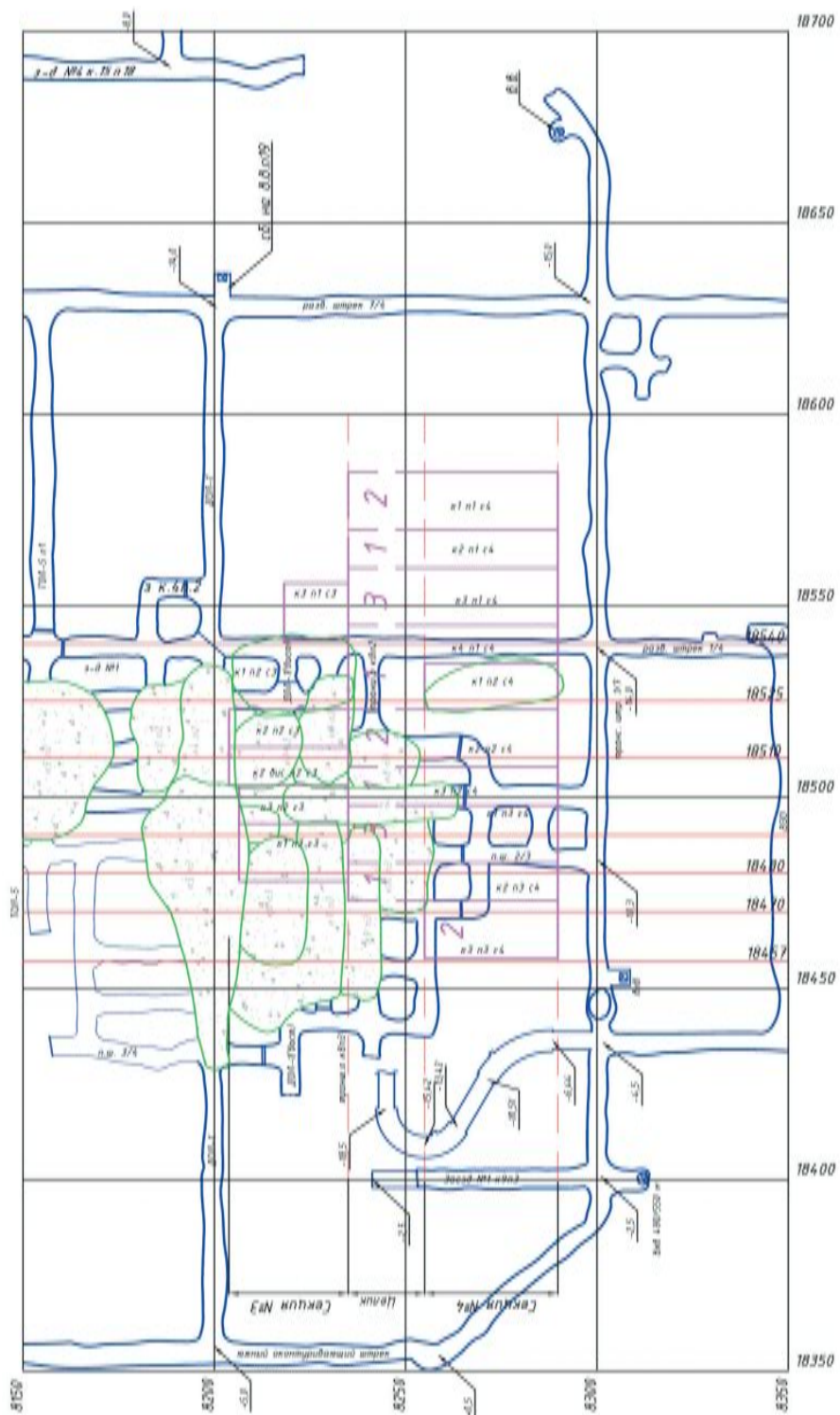


Рис. 4.4.4. Подготовка камер опытного участка на гор. 550

Бурение скважин отрезной щели и вееров в основном массиве камеры производится буровой установкой с диаметром скважин 89 мм. Доставка руды из камеры производится ПДМ с дистанционным управлением в автосамосвалы.

Закладочные работы

Закладка отработанных камер участка производилась твердеющей закладкой после отработки их запасов, зачистки и сдачи в установленном порядке под закладку. Закладочные работы на руднике ведутся с соблюдением требований «Технологической инструкции по производству закладочных работ на рудниках Учалинского ГОКа», и технологического регламента «Закладочные работы на подземных рудниках Учалинского ГОКа».

Перед закладкой камеры маркшейдерской службой рудника производилась ревизия всех скважин, имеющих связь с выработанным пространством. При необходимости производился их тампонаж.

Подача закладочной смеси происходила по закладочному трубопроводу, проложенному по квершлагу № 19 гор. 490 м, и через закладочные скважины, пробуренные с гор. 490 м в очистное пространство камеры. Также была возможна закладка части камер опытного участка с горизонта 550 м. Схема подачи закладки и места установки перемычек в каждой конкретной камере опытного участка определялась технологическим отделом Узельгинского рудника при составлении рабочей документации на обработку камеры.

Проветривание камер опытного участка осуществлялось за счет общешахтной депрессии с горизонта 575 м с выбросом отработанного воздуха через вентиляционный восстающий или вентиляционно-закладочные скважины на вентиляционный горизонт 550 м, и далее по выработкам этого горизонта на ЮВС.

Проветривание заездов осуществлялось с помощью ВМП, установленного на гор. 575 м со стороны свежей струи.

Технология ведения горных работ на опытном участке

На момент составления методики в каждой из секций № 3 и № 4 было отработано по одной камере (камеры к1п2с3 и к1п2с4). Эти камеры уже были заложены, поэтому разбивка секций на камеры первой и второй (третьей очереди) осуществлялась с учётом расположения этих камер.

Порядок отработки самих секций был принят последовательный: сначала отработывались запасы секции № 3, затем запасы секции № 4 совместно с секционным целиком ДОС-3. К отработке запасов в секции № 4 следовало приступать только после полной отработки запасов камер в секции № 3.

Нумерация камер принималась с учётом её расположения в конкретной секции и панели.

Подготовка секции № 3 на горизонте 575 м произведена проведением Доставочного орта секции № 3 из транспортного орта р.т. № 7 на севере до сбойки с транспортным съездом 550/575 м на юге. Подготовка секции № 4 на горизонте 575 м осуществ-

лена проведением Доставочного орта секции № 4 из транспортного штрека р.т. № 7 на севере до ВХВ 575/550 м на юге (смотри рисунок 1).

Подготовка камер на горизонте 550 м заключалась в проведении из уже существующих выработок вентиляционных (вентиляционно-закладочных) сбоек в камеры опытного участка.

Порядок отработки запасов опытного участка осуществлялся в следующем порядке.

В первую очередь обрабатывались запасы секции № 3. Так как в данной секции находилось незначительное количество запасов (общее количество камер в секции – 6; а также учитывая, что одна камера (к1п2с3) в секции уже отработана, схема отработки 1-2-1-3 в секции № 3 была неприменима. Поэтому на первом этапе в секции № 3 обрабатывались две камеры: к3п1с3 и к3п2с3 через комбинированный целик шириной 35 м. Их отработка могла производиться одновременно. Отработка остальных камер секции № 3 должна была осуществляться последовательно.

Так как между камерой к3п2с3 и уже отработанной и заложённой камерой к1п2с3 располагался рудный целик шириной 20 метров, данный целик делился на две камеры с пролётом 10 метров: к2п2с3 и к2бисп2с3. После закладки камеры к3п2с3 осуществлялась отработка камеры к2п2с3. Затем, вынимались запасы камеры к1п3с3. В последнюю очередь обрабатывалась камера к2бисп2с3.

К отработке запасов в секции № 4 должны были приступить после отработки всех запасов камер в секции № 3. Отработка запасов в секции № 4 осуществлялась по схеме 1-2-1-3. В первую очередь производилась отработка камер первой очереди: к4п1с4, к2п1с4, к3п2с4 и к2п3с4. После отработки камер первой очереди приступали к последовательной отработке камер второй очереди: к3п3с4, к1п1с4 и к2п2с4.

В последнюю очередь обрабатывались камеры третьей очереди: к3п1с4 и к1п3с4.

В процессе ведения очистных работ на опытном участке возможно было изменение порядка отработки камер. При этом при выемке камер в секции № 3 между одновременно обрабатываемыми камерами должен был быть рудный или комбинированный целик шириной не менее 15–20 м, а при отработке запасов в секции № 4 должен был сохраняться порядок 1-2-1-3.

Для установления степени влияния временного фактора на состояние устойчивости выработанного пространства камер опытного участка планировалось собрать данные о времени выпуска и отгрузки руды из камер, выявить технические и организационные причины простоя погрузочной техники при отгрузке руды.

Потери и разубоживание руды по каждой камере определялись геолого-маркшейдерской службой рудника после окончания отработки камеры по существующим на руднике методикам. Геолого-маркшейдерская служба рудника производила в процессе добычи руды опробование и контроль добытой руды.

Отработка опытного участка продолжалась в течение 2,5 лет. За это время были эффективно отработаны запасы вначале 3й, а затем и 4й секций.

В процессе отработки благодаря снижению сейсмического воздействия не было выявлено отслоений закладочного массива в кровле камер 3 секции. Отработка камер в пределах каждой секции осуществлялась в порядке, предписанном методикой ОПИ.

Показатели потерь и разубоживания по камерам опытного участка не превышали проектных значений.

Отдельные изменения в порядке отработки, а также проектных параметрах обрабатываемых камер в обязательном порядке согласовывались с институтом ОАО «Уралмеханобр».

По результатам проведенных испытаний предложенный порядок отработки запасов был предложен к внедрению и применен на других участках Узельгинского месторождения.

4.2.2. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов камеры 28-7 панели 5-7 рудного тела № 5 Узельгинского месторождения

(ОАО «Учалинский ГОК», рудник «Узельгинский», 2010 год)

Отработка Узельгинского месторождения подземным способом осуществляется согласно «Технического проекта на отработку Узельгинского месторождения Учалинского ГОКа» выполненного институтом «Унипромедь» в 1979 году; и проектной документации «ОАО «Учалинский ГОК». Узельгинский рудник. Корректировка технического проекта. Проект». В последнем проекте решены вопросы технологии и порядка отработки запасов рудных тел Верхнего яруса Узельгинского месторождения. В настоящее время на основных горизонтах Верхнего яруса осуществляются подготовительно-нарезные работы.

На момент разработки методики отсутствовал опыт отработки запасов камер в условиях верхнего яруса Узельгинского месторождения. Кроме того, техническим руководством Узельгинского рудника было принято решение о переходе на применение варианта камерной системы разработки с торцовым выпуском руды. Данный вариант системы разработки позволяет значительно снизить объём ПНР по камере, отказавшись от проведения боковых погрузочных заездов в камеру, а также лучше контролировать состояние устойчивости налегающих пород за счёт тросового крепления, осуществляемого из выработки, пройденной по кровле камеры.

В 2010 году техническим руководством ОАО «Учалинский ГОК» было принято решение разработать институту ОАО «Уралмеханобр» методику проведения опытно-промышленных испытаний на отработку первой опытной камеры, расположенной в этаже 200/140 м рудного тела № 5 [43]. Совместно со специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» было принято решение отработку камеры осуществлять в две стадии. На первой стадии ширина камеры принималась равной 15 метров. После окончания отгрузки основных запасов руды из камеры и проверки устойчивости её кровли и стенок рассматривался вопрос о переходе на вторую стадию очистных работ с увеличением пролёта опытной камеры до 20 метров. Техническим руководством Узельгинского подземного рудника, в качестве опытной была выбрана камера 28-7 панели 5-7, расположенная в этаже 200/140 м рудного тела № 5 верхнего яруса.

Горные работы в опытной камере проводились силами Узельгинского подземного рудника согласно разработанной методики ОПИ и в соответствии с выполненным рабочим проектом на отработку камеры.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки камер 28-7 панели 5-7 рудного тела № 5

Цель опытно-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытно-промышленных испытаний отработки камеры 28-7 панели 5-7, расположенной в этаже 200/140 м рудного тела № 5 являлись:

- апробирование технологии отработки запасов с применением варианта камерной системы разработки с торцовым выпуском руды в горно-геологических и горнотехнических условиях верхнего яруса месторождения;
- проверка в производственных условиях возможности отработки камеры с увеличением её пролёта с 15 до 20 метров;
- оценка технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке.

Для достижения поставленной цели при отработке камеры решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при двухстадийном порядке выемки запасов камеры;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости кровли и стенок камер при их проектных параметрах;
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на вмещающие породы, расположенные в кровле камеры;
- оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ в опытной камере в случае необходимости.

Состояние горных работ на опытном участке

Рудное тело № 5 разделено на 7 панелей, ориентированных длинной стороной по простиранию рудного тела. Ширина панелей составляет 60 метров. Панели по простиранию рудного тела разделены на секции длиной 60 метров, которые в свою очередь делятся на камеры. Порядок отработки камер в секциях принят сплошной. Подготовка рудного тела осуществлена на горизонтах 140 м, 170 м, 200 м, 230 м, 260 м и 290 м; расположенных в трёх этажах: 200/140 м, 260/200 м и 340/260 м.

Подготовка рудного тела № 5 в этаже 200/140 метров произведена на трёх уровнях: – Горизонт 140 м является вентиляционно-закладочным. Его подготовка заключается в проведении с западной и восточной сторон рудного тела полевых штреков, которые в плане сбиваются между собой квершлагами. Между квершлагами на горизонте проводится комплекс промежуточных штреков, которые проходятся на контакте смежных панелей и используются для сбрасывания отработанной струи воздуха с этажа и закладки отработанных камер.

– Горизонт 170 м является промежуточным и используется в качестве буро-доставочного для отработки панели № 1 и части запасов панелей № 2 и № 3. При отработке секций № 5÷8 горизонт используется в качестве бурового. Горизонт 170 м является вентиляционно-закладочным при отработке панели № 7 и при отработке секций № 3-4 в панелях № 4-6 до границы разделительного целика. Подготовка гор. 170 м осуществляется из восточного полевого штрека проведением в крест простирания рудного тела ортов, которые с западной стороны рудного тела сбиваются с западным полевым штреком.

– Горизонт 200 м является буро-доставочным горизонтом при отработке запасов в панелях № 2-7 в этаже 200/140 м, и вентиляционно-закладочным при отработке запасов южнее профильной линии 23. Подготовка горизонта состоит в проведении с западной и восточной сторон рудного тела полевых штреков, которые между собой сбиваются доставочными ортами.

Геологическая характеристика руд и пород опытного участка

Запасы опытной камеры к. 28-7 панели 5-7 гор. 200 м центральной части рудного тела № 5 были представлены медно-цинковыми колчеданными рудами. Структура руд мелкозернистая, текстура массивная и брекчиевидная. Трещиноватость руд средняя, ориентированная перпендикулярно к оси выработки, падение под углом 40÷450. По трещинам отмечаются зеркала скольжения и зонки дробления. Водоприток ожидается в виде непрерывного капеза. Устойчивость массива средняя, коэффициент крепости по проф. Протодеяконову $f=15$.

В северном, южном и западном бортах камеры располагался медно-цинковый колчедан аналогичный выше описанному.

В восточном борту и в кровле камеры находилась взрывчатая брекчия смешанного состава, неравномерно метаморфизованная (серицитизированная и хлоритизированная до 5–30%), участками рассланцованная, с зеркалами скольжения и глинками трения, средней и выше средней трещиноватости, подверженная слабой сульфидной минерализации. Ориентация трещинных нарушений от благоприятной до неблагоприятной. Устойчивость массива слабая, коэффициент крепости по проф. Протодеяконову $f=14÷16$.

По степени склонности к окислению и самовозгоранию руды участка относились ко II классу. По степени взрывоопасности сульфидной пыли - к I категории.

Геомеханическое обоснование параметров камеры 28-7

В «ОАО «Учалинский ГОК». Узельгинский рудник. Корректировка технического проекта» были детально рассмотрены вопросы геомеханического обоснования отработки рудных тел верхнего яруса, в том числе расчёты пролёта камер в рудном теле № 5. При разработке методики возникла необходимость опытным путём определить оптимальные параметры камер в этом рудном теле. Параметры высоты и длины опытной камеры 27-7 (31 и 72 м соответственно) являлись в целом стандартными и не должны были оказывать существенного влияния на устойчивость элементов камеры. Поэтому основным параметром, который должен был быть изучен, являлся пролёт камеры. От его устойчивости зависела эффективность и безопасность отработки.

Расчет пролёта опытной камеры

Определение предельного и допустимого пролета обнажения в неслоистых трещиноватых породах кровли проведено по формуле, приведенной в главе 2 п. 5.

Поскольку по рудному телу №5 не было достаточно обоснованных данных по размерам элементарных блоков, расчет производился по наиболее часто встречающимся на практике их размерам, равным $d_1 = d_2 = (0,3; 0,5)$ м.

Непосредственная кровля рудного тела № 5 была представлена взрывной брекчией смешанного состава, неравномерно метаморфизованная, участками рассланцованная, с зеркалами скольжения и глинками трения, средней и выше средней трещиноватости, подверженная слабой сульфидной минерализации, мощностью от 0 до 16 м и более.

Предел прочности пород на сжатие для этих пород в образце изменяется от 500 кг/см² (для метасоматически изменённых пород) до 900 кг/см². При подставлении в формулу принятых значений показателей, были получены следующие значения предельных и допустимых пролетов обнажения пород непосредственной кровли опытной камеры (таблицы 4.5.1 и 4.5.2).

Таблица 4.5.1. Предельные пролеты обнажения пород кровли камер (при K=1,0)

Размер элементарного блока, м		Допустимый пролет обнажения пород непосредственной кровли l_k , м		
d_1	d_2	при $\sigma_{сж} = \dots$ кг/см ²		
		500	700	900
0,3	0,3	11,0	12,3	13,4
0,4	0,4	13,3	14,9	16,2
0,5	0,5	15,4	17,3	18,8

Таблица 4.5.2. Допустимые пролеты обнажения пород кровли камер (при K=2,5)

Размер элементарного блока, м		Допустимый пролет обнажения пород непосредственной кровли l_k , м		
d_1	d_2	при $\sigma_{сж} = \dots$ кг/см ²		
		500	700	900
0,3	0,3	8,1	9,1	9,8
0,4	0,4	9,8	11,0	11,9
0,5	0,5	11,4	12,7	13,8

Как видно из таблиц параметры предельного и устойчивого пролёта камеры имели значительный диапазон: от 11 до 19 м для предельного и от 8 до 14 м для устойчивого пролёта. Учитывая укрепление пород кровли тросовым креплением, на первоначальной стадии отработки опытной камеры был принят пролёт равный 15 м. В процессе ведения очистных работ, а также после завершения первой стадии отработки при ширине камеры, равной 15 м, маркшейдерской службой рудника планировалось провести съёмку камеры с целью оценки устойчивости её кровли. При положительной оценке состояния

устойчивости кровли камеры, пролет обнажения пород кровли мог быть увеличен до 20 метров.

Технология обработки опытной камеры 28-7

Для обработки запасов руды опытной камеры был принят вариант системы разработки с камерной выемкой и торцовым выпуском руды. Управление горным давлением осуществлялось закладкой выработанного пространства твердеющей смесью.

Вариант камерной системы разработки с торцовым выпуском и закладкой выработанного пространства, включает в себя следующие конструктивные элементы:

- буро-доставочный орт;
- два погрузочных заезда в камеру, расположенные в торцах камеры;
- поэтажный буровой орт (в пределах камеры);
- отрезной восстающий;
- отрезная щель;
- вентиляционные выработки;
- вентиляционно-закладочный квершлаг.

Параметры опытной камеры 28-7 в панели 5-7 р.т. 5 составляли:

- длина – 72,0 м;
- ширина – на первой стадии 15 м, на второй стадии при условии устойчивости камеры – 20 м;
- высота (средняя) – 30,8 м.

Днище камеры – плоское.

Конструктивные особенности опытной камеры 28-7 представлены на рис. 4.5.1–4.5.3.

Подготовительно-нарезные работы на участке, обрабатываемом опытной камерой 28-7 панели 5-7, осуществлялись на трёх горизонтах: гор. 200 м, гор. 170 м и гор. 140 м. Горизонт 200 м использовался в качестве буро-доставочного; горизонт 170 м – в качестве бурового; и горизонт 140 м в качестве вентиляционно-закладочного.

На горизонте 200 м подготовительно-нарезные работы заключались в проведении из секционного орта линии 27 в западный и восточный торец опытной камеры двух заездов № 1 и № 5, которые сбивались между собой буро-доставочным ортом (секционным ортом линии 28). Заезд № 1 также сбивался с отрезным восстающим, который был пройден с гор. 200 м до гор. 170 м.

На горизонте 170 м подготовительно-нарезные работы в камере заключались в проведении из Восточного полевого штрека с востока на запад до границы опытной камеры бурового орта. Буровой орт проходил в торец камеры. Из бурового орта по западной границе камеры проходила сбойка на отрезной восстающий.

Для укрепления пород кровли и предотвращения их обрушения, в опытной камере на гор. 170 м в границах пикетов № 66÷71 бурились веера скважин с тросовым креплением.

На горизонте 140 м подготовительно-нарезные работы заключались в бурении вентиляционно-закладочных скважин в камеру из вентиляционно-закладочного штрека № 6. Кроме того, из вентиляционно-закладочного штрека до горизонта 170 м осу-

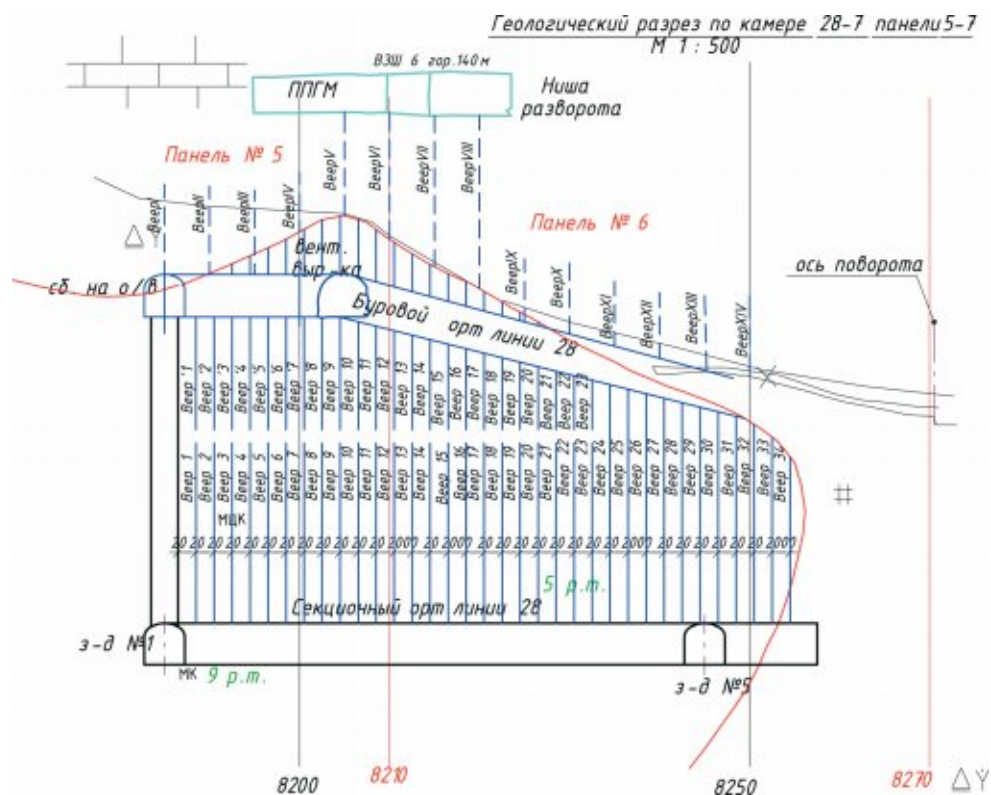


Рис. 4.5.1. Вариант системы разработки с камерной выемкой и торцовым выпуском руды

ществлялось бурение скважин с тросовым креплением. Схема тросового крепления представлена на рис. 4.5.4.

На горизонте 170 м подготовительно-нарезные работы в камере заключались в проведении из Восточного полевого штрека с востока на запад до границы опытной камеры бурового орта. Буровой орт проходилась в торец камеры. Из бурового орта по западной границе камеры проходила сбойка на отрезной восстающий.

Для укрепления пород кровли и предотвращения их обрушения, в опытной камере на гор. 170 м в границах пикетов № 66÷71 бурились веера скважин с тросовым креплением.

На горизонте 140 м подготовительно-нарезные работы заключались в бурении вентиляционно-закладочных скважин в камеру из вентиляционно-закладочного штрека № 6. Кроме того, из вентиляционно-закладочного штрека до горизонта 170 м. осуществлялось бурение скважин с тросовым креплением. Схема тросового крепления представлена на рис. 4.5.4.

Схема подготовки опытной камеры представлена на рис. 4.5.1–4.5.4. Объем подготовительно-нарезных работ по опытной камере представлен в таблице 4.5.3.

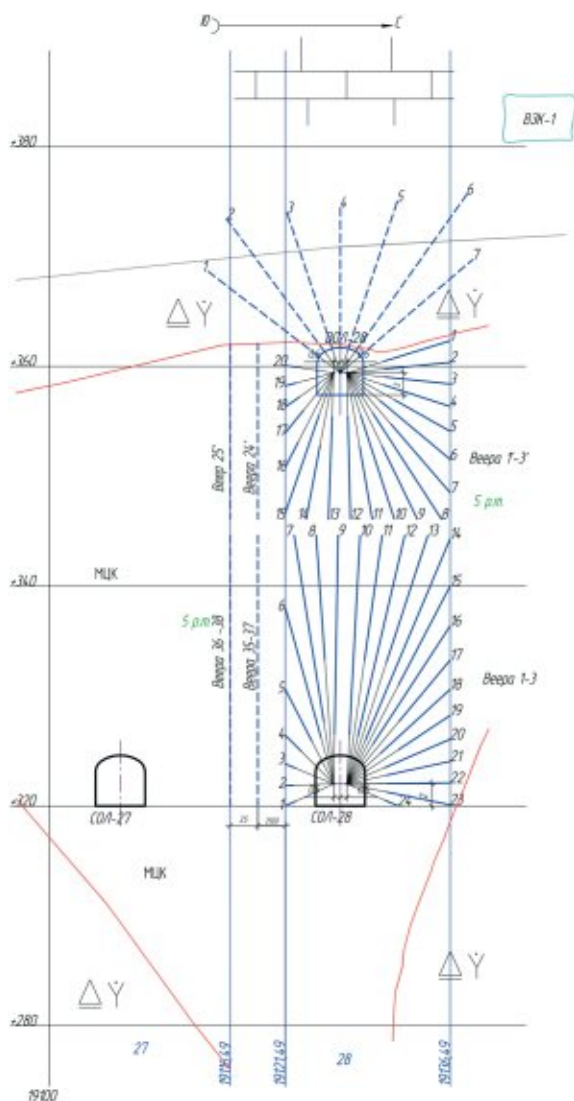


Рис. 4.5.2. Разрез вкрест простирания по опытной камере 28-7

Технология очистной выемки

Обработка опытной камеры 28-7 панели 5-7 производилась в следующем порядке. Сначала разбуривалась отрезная щель бурением нисходящих рядов скважин из сбойки с отрезным восстающим на горизонте 170 м и восходящих рядов скважин из сбойки с отрезным восстающим на горизонте 200 м.

Разбуривание основного массива камеры производилось вертикальными веерами скважин из буро-доставочного орта (секционного орта линии 28) на горизонте 200 м и бурового орта на горизонте 170 м на ширину камеры, равную 15 м. Бурение вееров скважин из буро-доставочного орта гор. 200 м осуществлялось в восходящем направ-

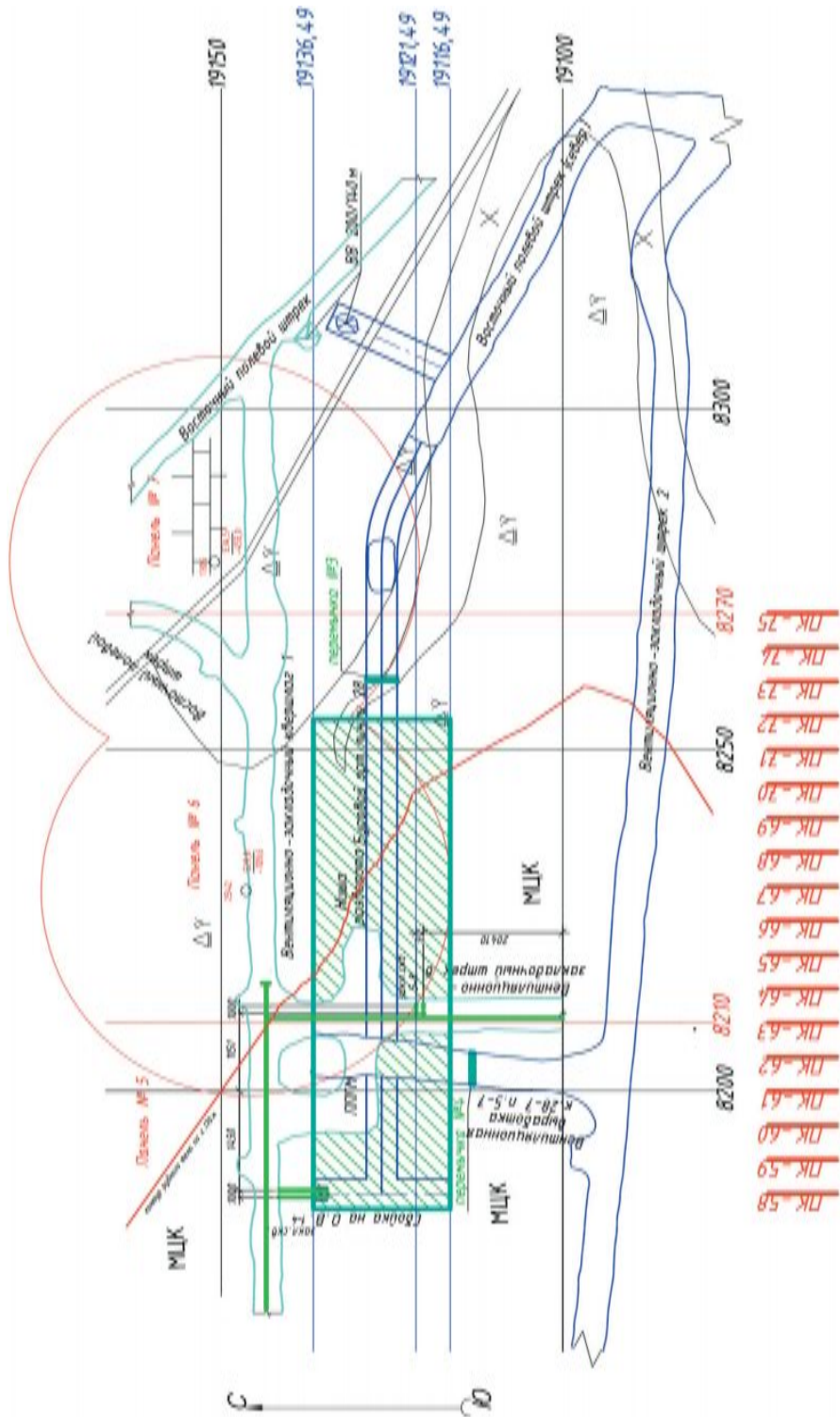


Рис. 4.5.3. Совмещенный план горизонтов 140/170 м

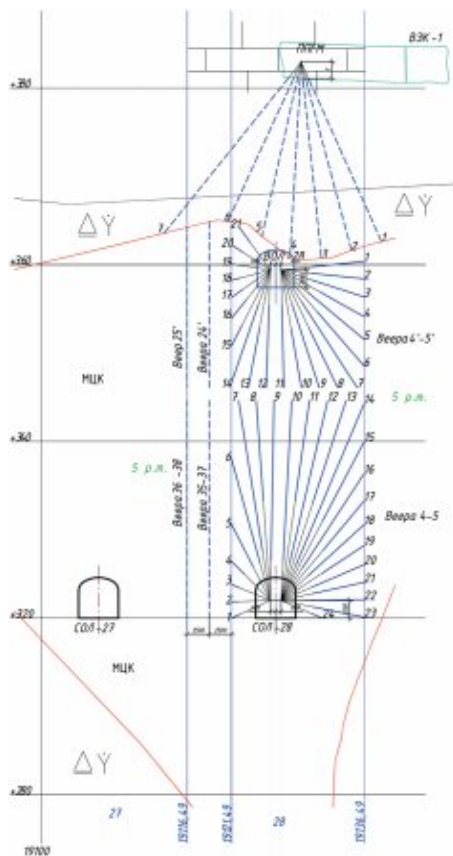


Рис. 4.5.4. Схема тросового крепления из вентиляционно-закладочного штрека № 6 (гор. 140 м)

лении. Бурение вееров скважин из бурового орта гор. 170 м производилось в нисходящем направлении.

Очистная выемка в опытной камере начиналась с образования отрезной щели путем отбойки пробуренных из отрезных сбоек рядов скважин на отрезной восстающий. После образования отрезной щели осуществлялась отбойка основного массива руды в камере вертикальными веерами скважин на образованную отрезную щель.

Выпуск руды из камеры производился под действием собственного веса через днище на почву буро-доставочного орта (секционного орта линии 28) и частично на почву заездов № 1 и № 5.

После окончания очистных работ при ширине камеры, равной 15 м, маркшейдерской службой рудника планировалось осуществить съёмку камеры с целью оценки устойчивости кровли опытной камеры и возможности увеличения её пролёта до 20 метров.

При положительной оценке состояния кровли камеры был запланирован второй этап обработки с увеличением пролёта камеры до 20 метров. Для этого из заездов № 1

Таблица 4.5.3. Объёмы подготовительно-нарезных работ

№ п/п	Наименование Выработок	Сечение, м ²	Длина, м	Объём, м ³
1	Вентиляционно-закладочный квершлаг 1 гор. 140 м	16,8	90,0	1512,0
2	Вентиляционно-закладочный штрек 6 гор. 140 м	16,8	20,0	336,0
3	Вентиляционная Выработка гор. 170 м	16,8	7,7	129,4
4	Буровой орт линии 28 гор. 170 м	16,8	108,0	1814,5
5	Отрезной восстающий	4,4	39,0	171,6
6	Сбойка на отрезной восстающий гор. 170 м	16,8	20,0	336
7	Секционный орт линии 28 гор. 200 м	19,3	55,5	1071,2
8	Заезд № 1 гор. 200 м	19,3	20,0	386,0
9	Заезд № 5 гор. 200 м	19,3	12,3	237,4
10	Буровой орт линии 28 гор. 200 м	19,3	155,0	2991,5
	ИТОГО:		527,5	8585,6

и № 5 на горизонте 200 м и из вентиляционной выработки на горизонте 170 м должны были разбуриваться два ряда круговых вееров, расположенных параллельно южной стенки камеры. Отбойка этих вееров производилась бы на очистное пространство опытной камеры, так что на конечной стадии пролёт камеры достигал бы 20 метров. После окончания очистных работ в опытной камере на втором этапе работ, маркшейдерской службой рудника вновь была запланирована съёмка камеры с целью оценки устойчивости кровли. На основании этой съёмки, а также визуального осмотра планировалось сделать вывод о возможности отработки камер с пролётом 20 метров.

Бурение скважин отрезной щели и вееров в основном массиве опытной камеры производится буровой установкой с диаметром скважин – 89 мм. На горизонте 170 м бурение нисходящих вееров производилось станком с диаметром скважин 105 мм. Доставка руды из опытной камеры производится ПДМ с дистанционным управлением в автосамосвалы.

Проветривание камеры осуществлялось за счет общешахтной депрессии с подачей свежего воздуха с гор. 200 м и с выбросом отработанного воздуха на гор. 170 м через вентиляционную выработку на ВЗШ-2, на гор. 140 м и далее по выработкам гор. 140 м на Южный вентиляционный ствол.

Проветривание заездов № 1 и № 5 осуществлялось с помощью ВМП, установленных на гор. 200 м. со стороны свежей струи.

Схема проветривания камеры представлена на рис. 4.5.6.

Закладочные работы

Закладка отработанной камеры производится твердеющей закладкой после отработки её запасов, зачистки и сдачи в установленном порядке под закладку. Закладочные работы ведутся с соблюдением требований «Технологической инструкции по производству закладочных работ на рудниках Учалинского ГОКа», и технологического регламента «Закладочные работы на подземных рудниках Учалинского ГОКа».

Перед закладкой камеры маркшейдерской службой рудника производится ревизия всех скважин, имеющих связь с выработанным пространством. При необходимости производится их тампонаж.

Подача закладочной смеси производится по закладочному трубопроводу, проложенному по ВЗШ №6 гор. 140 м, и через вентиляционно-закладочные скважины 1÷4, пробуренные в очистное пространство камеры. Схема подачи закладки в камеру представлена на рис. 4.5.5.

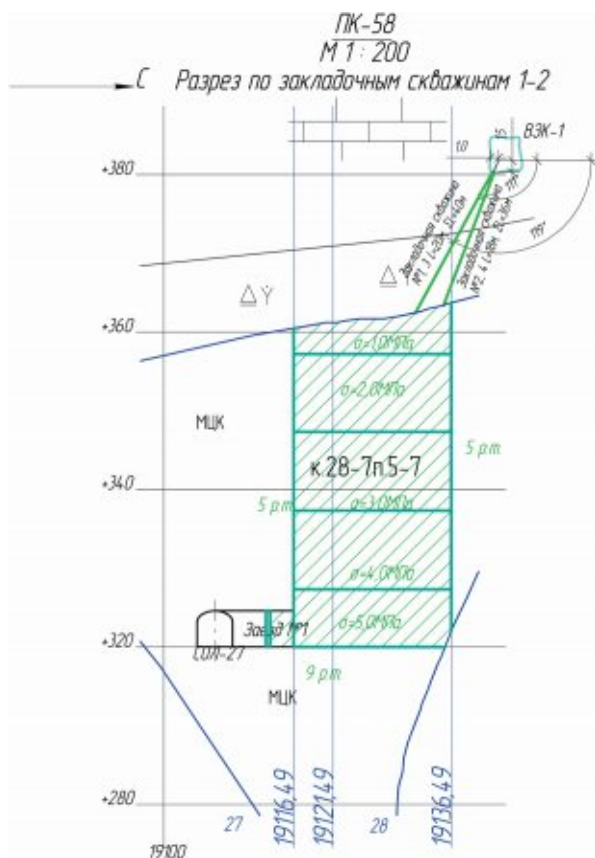


Рис. 4.5.5. Схема подачи закладки в камеру через вентиляционно-закладочные скважины

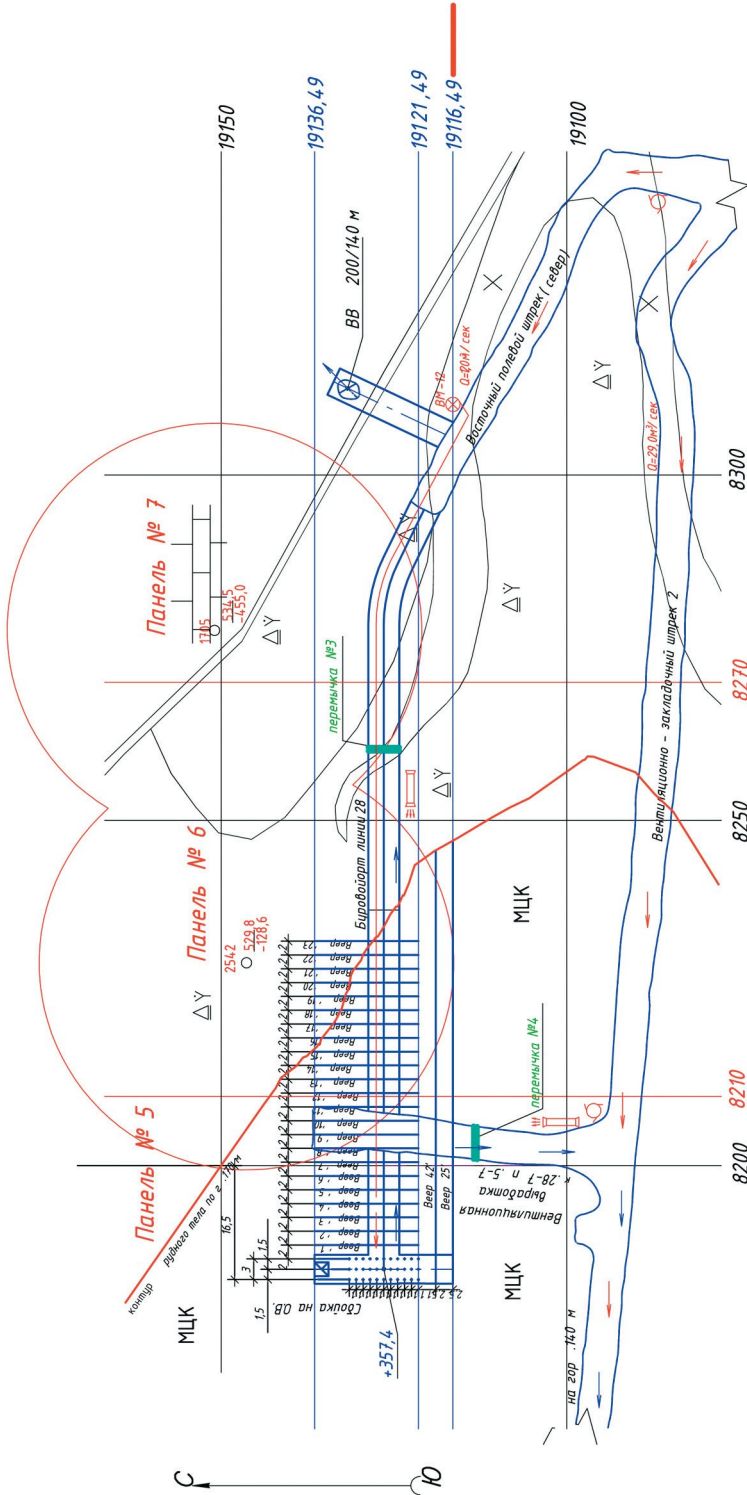


Рис. 4.5.6. Схема вентиляции камеры. Горизонт 170 м

Оценка влияния подземных взрывных работ на кровлю при отработке камеры 28-7 панели 5-7 р.т. 5

Данные расчеты были направлены на оценку возможного обрушения кровли при ведении очистных работ. Оценка воздействия взрывных работ при отработке камеры 28-7 рассчитывалась для веера № 3' с массой заряда 803 кг и веера № 25 с массой заряда 1522 кг (таблица 4.5.4), поскольку они имеют наибольшую массу заряда и характеризуют воздействие БВР как с верхнего подэтажа (веер № 3'), так и с нижнего подэтажа (веер № 25).

Таблица 4.5.4. Значение общей массы заряда в веере

Номер веера	d, м	W, м	q, кг/м ³	B, м	H, м	Q, кг
№ 3'	105	2,5	1,2	15	14	803
№ 25	89	2	1,2	19	30	1522

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект были приняты: уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций. При расчете численных значений критериев учитывались: параметры БВР, характеристики охраняемого объекта, определяющие его сейсмостойкость, радиусы зон разрушения и деформаций вмещающих пород.

Методика оценки включает определение:

- параметров БВР;
- сейсмобезопасных расстояний;
- характеристик руд и пород;
- допустимых скоростей колебаний охраняемого объекта;
- уровня интенсивности сейсмических колебаний при взрывах;
- радиусов зон разрушения и деформаций вмещающих пород.

По результатам проведенного анализа рабочей документации на отработку и закладку камеры 28-7 панели 5-7 р.т. 5 устанавливалась потенциальная опасность взрывных работ на кровлю камеры.

Порядок и параметры буровзрывных работ в опытной камере был следующим.

- Разделка отрезной щели верхнего (гор. 170 м) и нижнего подэтажа (гор. 200 м).
- Поэтапное взрывание вееров № 1'-4' основного массива верхнего подэтажа, отгрузка руды.

Разделка отрезной щели нижнего подэтажа:

Взрывание веера № 1 основного массива нижнего подэтажа, отгрузка руды.

Поэтапное взрывание вееров № 5'-23' основного массива верхнего подэтажа, отгрузка руды.

Поэтапное взрывание вееров № 2-34 основного массива нижнего подэтажа, отгрузка руды.

Поэтапное взрывание вееров № 24'-25' основного массива верхнего подэтажа, отгрузка руды.

Поэтапное взрывание вееров № 35–38 основного массива нижнего подэтажа, отгрузка руды.

Отбойку вееров № 24'–25' и № 35–38 основного массива верхнего и нижнего подэтажа к. 28-7 п. 5-7 (расширение камеры до 20 м) планировалось производить на ЭТАПЕ 2 после отбойки и отгрузки руды из камеры (шириной 15 м) и комиссионного обследования камеры на устойчивость бортов и кровли (рис. 4.5.7).

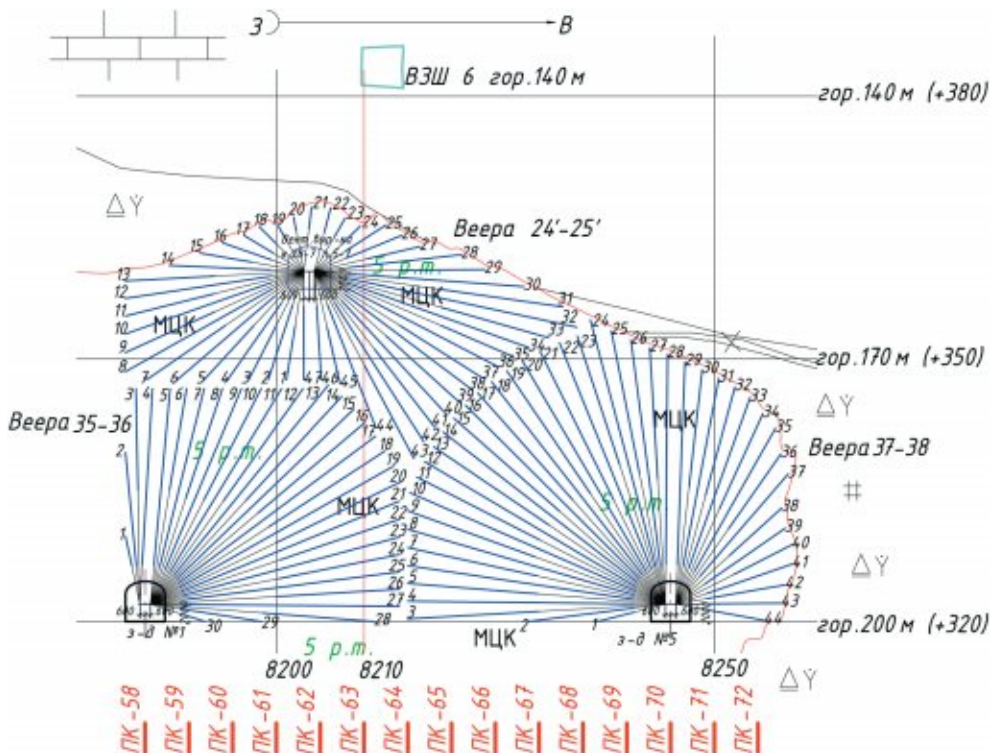


Рис. 4.5.7. Веера № 24'–25' и № 35–38 основного массива верхнего и нижнего подэтажа к. 28-7

Характеристика пород и руд

Запасы камеры к 28-7 п. 5-7 гор. 200 м рудного тела № 5 были представлены медно-цинковыми колчеданными рудами. Трещиноватость руд средняя. По трещинам отмечены зеркала скольжения и зонки дробления. Устойчивость массива средняя ($f=15$).

В восточном борту и кровле камеры располагались взрывчатые брекчии смешанного состава, неравномерно метаморфизованные, участками рассланцованные с зеркалами скольжения и глинками трения, средней и выше средней трещиноватости, подверженные слабой сульфидной минерализации. Устойчивость массива слабая ($f=14-16$).

В северном, южном и западном бортах камеры располагался медно-цинковый колчедан аналогично вышеописанному.

Физико-механические свойства руд и пород опытной камеры представлены в таблице 4.5.5.

Таблица 4.5.5. Физико-механические свойства руд и пород.

Наименование пород и руд	γ , т/м ³	$\sigma_{сж}^0$, МПа	d_0 , м	$\sigma_{сж}^M$, МПа	C_{p}^M , м/с	C_{s}^M , м/с
Медно-цинковый колчедан	4,2	$\frac{96}{10-150}$	0,5	84	1900	1200
Эксплозивные брекчии смешанного состава неравномерно метаморфизованные (серицитизированные и хлоритизированные)	2,7	$\frac{70}{40-100}$	0,3	40	1600	1000

Охраняемым объектом при отработке камеры 28-7 являлась кровля, устойчивость массива которой была слабой.

Для предотвращения обрушения кровли камеры, перед началом отработки производилось крепление кровли камеры тросовыми анкерами. Крепление осуществлялось из бурового орта линии 28 гор.170 м и вентиляционно-закладочного квершлага 1 гор.140 м.

Допустимая скорость колебаний для данного охраняемого объекта определяется по формулам, приведенным в главе 2 п. 7 и представлена в таблице 4.5.6.

Таблица 4.5.6. Расчетные значения допустимой скорости колебания кровли камеры 28-7 панели 5-7

Охраняемый объект	C_p , м/с	C_s , м/с	μ	ϵ	$V_{доп}$, см/с
Кровля камеры 28-7	1600	1000	0,18	0,0003	14,7

За критерий оценки влияния взрывов на охраняемый объект приняты радиусы зон разрушения и деформаций.

При взрывании веера №3' скважинных зарядов диаметром 105 мм и веера № 25 скважинных зарядов диаметром 89 мм с учетом фактической массы заряда ВВ и рекомендуемой, радиусы зон дробления и трещинообразования представлены в таблице 4.5.7.

Таблица 4.5.7. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва вееров № 3' и № 25 при различном количестве ВВ в группе

№ Веера	Направление действия взрыва	Количество ВВ в группе, кг	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м	Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м
Веер № 3'	Верхнее торцевое	803	1,8	5,6
		402	0,9	3,3
Веер № 25	Верхнее торцевое	1522	1,3	4,6
		761	0,6	2,5

В таблице 4.5.7 приведено сопоставление радиусов дробления и трещинообразования при воздействии взрыва на кровлю при мгновенном взрывании веера и рекомендуемыми параметрами взрывных работ (масса заряда в веерах была разделена на 2 группы).

Определение уровня сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты

Скорости колебаний пород при взрыве определяются по формулам, приведенным в главе 2 п. 7 и представлены в таблицах 4.5.8 и 4.5.9.

Таблица 4.5.8. Расчетная скорость смещения пород и руд при взрывании веера № 3'

Направление действия взрыва веера	R, м	Q, кг	K	ψ	V, см/с	Q _c , кг
веер № 3'						
верхнее торцевое	5	803	334	0,09	228	74
	10		280	0,24	85	190
	20		245	0,44	28	351
	30		230	0,56	14	447
	40		221	0,63	8	509
	50		214	0,70	6	553

Сейсmobезопасность кровли за пределами ближней зоны, с учетом крепления тросовыми анкерами, определяется путем расчета допустимого сейсmobезопасного расстояния по формуле приведенной в главе 2 п. 7. Результаты представлены в таблице 4.5.10.

Выводы

Результаты расчетов показали, что:

- при взрывании веера №3' с массой заряда в группе 803 кг зона дробления составляет 1,8 м и трещинообразования 5,6 м;

Таблица 4.5.9. Расчетная скорость смещения пород и руд при взрывании веера № 25

Направление действия взрыва веера	R, м	Q, кг	K	ψ	V, см/с	Q _с , кг
веер № 25						
верхнее торцевое	5	1522	334	0,04	191	58
	10		280	0,11	80	172
	20		245	0,25	29	385
	30		230	0,36	16	544
	40		221	0,44	10	665
	50		214	0,5	7	759

Таблица 4.5.10. Результат расчёта оценки допустимого сейсмобезопасного расстояния при фактическом и рекомендуемом количестве ВВ в группе

№ Веера	Масса одновременно взрываемого ВВ, кг	k_1	k_2	k_3	k_4	$r_{об}$
Веер № 3'	803	200	1	1	1,6	27
	402					22
	201					17
Веер № 25	1522	200	1	1	1,6	34
	761					27
	381					21

- при взрывании веера № 25 с массой заряда в группе 1522 кг зона дробления составляет 1,3 м и трещинообразования 4,6 м;
- для предотвращения разрушения кровли рекомендуется при бурении скважин не добуривать 1,3...1,8 м до границы отбиваемого слоя руды веера. Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 метра;
- при снижении массы одновременно взрываемого ВВ в веере № 3' до 402 кг и веере № 25 до 761 кг, существенно снижается вероятность потери устойчивости кровли (данные представлены в таблице 4.5.6);
- допустимая скорость сейсмических колебаний массива при взрыве составляет 14,7 см/с; в зоне действия взрыва до 20 м, принятые параметры БВР при взрывании веера № 3' не обеспечивают сейсмобезопасные условия ведения горных работ, т.к. расчетная скорость сейсмических колебаний 28 см/с. В зоне действия взрыва до 30 м, принятые параметры БВР при взрывании веера № 25 также не обеспечивают сейсмобезопасные условия ведения горных работ, т.к. расчетная скорость сейсмических колебаний 16 см/с.

Для снижения сейсмического действия, отбойку руды следует вести по одному вееру с разделением заряда внутри веера на две и более ступени замедления.

Допустимое сейсмобезопасное расстояния с учетом тросового крепления анкерами, составляет:

веера № 3' – 27 м

веера № 25 – 34 м

Полученные расстояния более точно определяют расчетное расстояние на котором обеспечивается сейсмобезопасность охраняемого объекта.

Данные таблицы 4.5.10 показывают, что сейсмобезопасные расстояния также могут быть снижены путем уменьшения количества одновременно взрываемого ВВ.

Отработка опытной камеры № 28-7 панели 5-7 была завершена в июле 2011 года. В процессе очистной выемки камеры было принято решение не увеличивать пролет камеры с 15 до 20 метров, так как при отбойке происходили локальные вывалы из кровли, представленной метасоматически измененными породами.

При отработке камеры было добыто более 210 тыс. тонн руды с проектными значениями потерь и разубоживания в пределах соответственно 7,4% и 13,3%.

По результатам отработки опытной камеры техническим руководством Узельгинского рудника было принято решение не увеличивать пролет очистных камер более 15 метров при последующей отработке запасов Верхнего яруса Узельгинского месторождения.

4.2.3. Опытнo-промышленные испытания технологии отработки запасов панельного целика № 7 рудного тела № 4 в этаже 550/490 М Узельгинского месторождения

(ОАО «Учалинский ГОК», рудник «Узельгинский», 2011 год)

В 1998 году институтом «Унипромедь» был разработан «Проект отработки рудного тела 4 Узельгинского месторождения». В данном проекте, на основе анализа горнотехнической обстановки, накопленного опыта и существующего состояния горных работ на руднике были уточнены параметры системы разработки с камерной выемкой, дан порядок отработки запасов в Северном и Южном блоках рудного тела, произведены расчеты окончательных параметров межпанельных целиков, выполнена оценка геомеханической обстановки на различных стадиях отработки рудного тела. Однако, в данном проекте не был решен вопрос отработки панельных целиков, в частности отработку панельных целиков Северного блока и разделительного (междублокового) целика, расположенного в панели № 7 предполагалось производить на последней стадии отработки запасов в блоках по отдельному проекту.

На начало 2011 года в рудном теле № 4 были почти полностью отработаны запасы Северного блока, включая запасы панельных целиков № 3, № 4 и № 5. Были отработаны камерные запасы в Южном блоке в этаже 550/490 м; производилась отработка камерных запасов блока в этаже 610/550 м.

Учитывая значительное сокращение основных запасов руды на нижнем ярусе месторождения, и недостаточную подготовленность рудных запасов в верхнем ярусе, на руднике возникла проблема нехватки площадей, подготовленных к очистной выемке.

В условиях полной выемки запасов р.т. № 4 в этаже 550/490 м, появилась возможность отработки панельного целика № 7 в пределах этого этажа. В связи с этим, техническое руководство ОАО «Учалинский ГОК» поручило институту ОАО «Уралмеханобр» разработать методику проведения опытнo-промышленных испытаний на отработку запасов руды панельного целика № 7, расположенных в этаже 550/490 м с обоснованием параметров системы разработки, порядка и направления очистной выемки на опытном участке [44].

На основе разработанной методики опытнo-промышленных испытаний был выполнен рабочий проект на отработку камер в панельном целике № 7 в пределах этажа 550/490 м, по которому силами Учалинского подземного рудника проводились горные работы на опытном участке.

Научное сопровождение осуществлял институт ОАО «Уралмеханобр».

Методика опытнo-промышленных испытаний технологии отработки панельного целика № 7 рудного тела № 4 в этаже 550/490 м

Цель опытнo-промышленных испытаний

Основными целями проведения опытнo-промышленных испытаний отработки панельного целика № 7 в пределах этажа 550/490 м являлись:

- апробирование технологии отработки запасов со сплошным порядком очистной выемки и определение оптимальных параметров камерной системы разработки в условиях высокой нарушенности руд и вмещающих пород в районе панельного целика № 7;
- проверка в производственных условиях технических решений, обеспечивающих безопасность и эффективность ведения очистных работ на опытном участке;
- выемка руды с минимальными показателями потерь и разубоживания руды.

Для достижения поставленной цели в работе решался следующий комплекс вопросов:

- исследование конструктивных элементов системы разработки при отработке запасов панельного целика № 7 на высоту этажа 550/490 м;
- исследование основных технологических процессов при очистной выемке;
- проверка устойчивости кровли и стенок камер при их проектных параметрах;
- исследование сейсмического влияния взрывных работ на прилегающий к обрабатываемым камерам рудный, породный и закладочный массив;
- в случае необходимости оперативное внесение изменений в проектную документацию и технологию ведения работ на опытном участке.

Состояние горных работ в районе панельного целика № 7

На начало 2011 года в рудном теле № 4 были почти полностью отработаны запасы Северного блока, включая запасы панельных целиков № 3, № 4 и № 5.

В Южном блоке в этаже 550/490 м неотработанными на тот момент остались отдельные небольшие участки руды в районе панельного орта № 10 и ДШС – 2. На южной границе панельного целика № 7 в первом полугодии 2011 года велась отработка нескольких камер. Особенностью этих камер являлось то, что они располагались в пределах оставшейся части панели № 7 (в границах ленты камер № 2), которая в свою очередь является частью разделительного (междублокового) целика № 7. В дальнейшем в течение 2011 и 2012 годов планировалось отработать оставшиеся запасы, расположенные на участке выработок ДШС-3, ДШС-2 и между ними в пределах линий камер № 1 и № 2 панели № 7. Таким образом, на начало отработки панельного целика № 7, его фактическая ширина составляла бы 35 метров.

Геологическая характеристика панельного целика № 7

Рудное тело № 4 расположено в нижнем ярусе Узельгинского месторождения; в нём были сосредоточены основные запасы – 42,6% руды месторождения. Рудное тело представляет собой пластообразную залежь сложного строения, вытянутую в субмеридиональном направлении, параметры которой изменяются как в крест, так и по простиранию рудного тела. Характерным для рудного тела является наличие раздувов и пережимов, обусловленных чередованием участков различной мощности. Руда р.т. № 4 представлена медно-цинковым, медным и серным колчеданами, а также вкрапленниками.

В границах панельного целика № 7 рудное тело № 4 представлено в виде линзы мощностью 30–60 метров с отдельными пережимами и тупой выклинкой на западе и востоке, в значительной степени осложненной разрывными тектоническими нарушениями преимущественно сбросо-сдвигового типа близ меридионального простирания с амплитудой смещения: по вертикали – от 10 до 30 м и по горизонтали – до 20–25 м, и дайками диабазового порфирита северо-западного направления мощностью 0,3–12,0 м, образующих характерную блочную структуру.

В северной части панельного целика, в непосредственной близости от панельного орта № 7, проходит мощное крутопадающее тектоническое нарушение сбросо-сдвигового типа близширотного простирания, по которому наблюдается сброс Южного рудного блока относительно северного на 18–25 м. Между панельными штреками 4 и 5 по серии тектонических нарушений сбросового типа близширотного простирания образована грабеновая структура, с максимальным погружением рудного тела по оси панельного штрека № 5. В районе целика отмечен разрыв рудного тела с внедрением кислой толщи вмещающих пород (неравномерно метаморфизованных взрывных брекчий и липаритовых порфиров, часто рассланцованных, выше средней и высокой трещиноватости).

Запасы панельного целика № 7 представлены медным и медно-цинковым колчеданными и вкрапленными рудами (реже – серно-колчеданными рудами в восточной части). Трещиноватость руд от ниже средней и средней (для массивных) до выше средней и высокой (для вкрапленных). Ориентация основных серий трещинных нарушений и контактов с внутри рудными прослоями от средней до удовлетворительной. Вдоль трещинных нарушений отмечаются зонки дробления и рассланцевания небольшой

мощности, зеркала скольжения. Коэффициент крепости руд по проф. Протодеяконову $f=14\div 15$. Устойчивость массива от средней до слабой. По степени склонности к окислению и самовозгоранию руды относятся ко II классу; по степени взрывоопасности сульфидной пыли – к I категории.

В северной и южной границах панельного целика № 7 в пределах этажа 550/490 м расположен закладочный массив ранее отработанных камер Северного и Южного блоков. В кровле панельного целика № 7, а также с западной и восточной его стороны располагаются неравномерно метаморфизованные: взрывчатые брекчии, липоритовые порфиры, дайки диабазового порфирита, метасоматиты кварц-хлоритового и кварц-серцит-хлоритового состава, участками рассланцованные, средней и выше средней трещиноватости. Устойчивость пород кровли – от средней до слабой, $f=14-16$.

В почве опытного участка в пределах панельного целика № 7 в этаже 550/490 м расположены медные и медно-цинковые колчеданные и вкрапленные руды.

Геомеханическое обоснование параметров камер на опытном участке

По мере обработки рудного тела № 4 лаборатория геомеханики ОАО «Уралмеханобр» осуществляла мониторинг напряжённо-деформированного состояния (НДС) массива руд и вмещающих пород в районе панельного целика № 7. Натурные замеры НДС массива в районе панельного целика № 7, проведённые в 2010 году в рудной зоне показали наличие лишь незначительных показателей как вертикальной, так и горизонтальных составляющих тензора напряжений, не достигающих значения γ_H (таблица 4.6.1). При этом породный массив, окружающий рудный целик с запада и востока был значительно нагружен, что показали проведённые в третьем квартале 2011 года замеры НДС массива в районе панельного целика № 7 на горизонте 550м. Было отмечено наличие высоких сжимающих как вертикальных, так и горизонтальных напряжений в районе восточного контакта рудного тела № 4 с вмещающими породами. Полученные в пункте замера на горизонте 550 м широтные горизонтальные напряжения превышали первоначальные напряжения в нетронутым массиве в $1,3\div 1,8$ раза (40,6 МПа); вертикальные напряжения в пункте замеров были также 1,8 раза выше средних значений для этой. Визуальное обследование выработок в районе замера, выполненного в 2011 году показало высокую степень заколообразования и вывалов из кровли и стенок транспортного орта № 7 и примыкающих к нему погрузочных заездов, что подтверждало происходящую деформацию массива целика под действием повышенных напряжений.

В связи с этим, лабораторией геомеханики ОАО «Уралмеханобр» совместно с Уральским филиалом ВНИИМИ были разработаны «Мероприятия по разгрузке Панельного целика № 7 в этаже 550/490м Узельгинского месторождения», в которых был представлен комплекс мер, направленных на снижение горного давления в районе восточной породной части панельного целика № 7:

- закладка ранее отработанных камер к.2пц7 и к.7с.2;
- остановка всех очистных и подготовительных работ в районе панельного целика № 7 до приведения участка в неудароопасное состояние и перекрепления всех существующих на горизонте 550 м в районе ПЦ-7 выработок;

Таблица 4.6.1. Сводная таблица результатов замеренных напряжений в районе панельного целика № 7

Год замера	Наименование пунктов	Модуль упругости, Е, МПа	Рассчитанные напряжения, МПа		
			меридиональные, σ_x	широтные, σ_y	вертикальные, σ_z
2010	Гор. 550 м. Сопряжение Транспортного орта № 7 с заездом № 1 к.1 п.7 П ст.	49000	0,0	-6,6	8,1
2010	Гор. 580 м. Сопряжение Панельного орта № 7 и ниши разворота р/с № 17	49000	11,7	3,9	8,8
2011	Гор.550 м. Сопряжение Транспортного орта № 7 с ДШС-2	49000	23,8	40,6	28,1

- разгрузка краевой части транспортного орта на участке более прочного южного борта выработки;
- крепление орта № 7 поддерживающей податливой крепью из СВП-профиля с разбежкой между стойками – 1÷1,2м;
- бурение вертикальных вееров разгрузочных скважин на двух участках: в районе ПШ-1; и в районе заезда 2 камеры 1 панели 7. На каждом из участков должно было разбуриваться по два вертикальных веера, ориентированных с юга на север.

На начало февраля 2012 года в районе панельного целика № 7 на горизонте 550 м в соответствии с «Мероприятиями ...» силами Узельгинского рудника были выполнены следующие меры:

1. Проведена закладка камер к. 2пц7 и к. 7с.2.
2. Остановлены все очистные работы в районе целика на горизонте 550м.
3. На горизонте 550м произведена перекрепка панельного орта №7 и всех примыкающих сопряжений до ДШС-3 включительно.
4. В районе ПШ-1, а также вблизи сопряжения с ДШС-3 (по согласованию с институтом «Уралмеханобр») осуществлено бурение вертикальных вееров скважин для разгрузки широтной составляющей полного тензора напряжений.

Визуальное обследование панельного орта № 7 на горизонте 550 м, проведенное 1 февраля 2012 года показало, что данная выработка от сопряжения с ВТШ до сбойки с ДШС – 3 после проведенного комплекса мер находилась в устойчивом состоянии. Визуальное обследование выработок в районе ПЦ – 7 на этаже 580 м также показало, что выработки на данном участке находятся в устойчивом состоянии без каких-либо следов деформации.

Полученные результаты замеров указывали на то, что рудная часть целика № 7 вероятнее всего уже «ушла» из-под нагрузки и не является более несущей конструк-

цией. Таким образом, при отработке западной и центральной части целика в этаже 550/490 м маловероятны проявления повышенного горного давления, однако отработка в этом целике будет связана со значительным числом вывалообразований в кровле и стенках очистных камер. В этом случае потребуется уменьшить пролёт камер, отработываемых в целике, а также интенсифицировать время их отработки и закладки. При этом особое внимание при отработке ПЦ-7 в этаже 550/490 м следует уделить его восточной части, где в 2011 году на сопряжении ДШС-2 с транспортным ортом № 7 были получены повышенные горизонтальные и вертикальные компоненты тензора напряжений.

Для определения оптимального с геомеханической точки зрения направления отработки очистных камер в панельном целике № 7, в 2009 году были промоделированы три возможных направления его отработки:

- 1 – отработка с запада на восток;
- 2 – отработка от центра целика к его западному и восточному флангам;
- 3 – отработка камер с востока на запад.

По результатам математического моделирования, наиболее приемлемым оказался вариант с отработкой целика в направлении с запада на восток в сплошном порядке.

Кроме того было проведено дополнительное математическое моделирование с учётом отработки запасов целика только в этаже 550/490 м при ширине целика – 47 м. Моделирование показало, что ещё до начала отработки самого целика, в нём должны присутствовать повышенные значения напряжений (порядка 40–50 МПа). Однако длительное время стояния целика в период отработки Северного и Южного блоков, наличие в нём значительного количества тектонических нарушений привели к его деформированию и переходу в запредельное состояние с последующей релаксацией напряжений в самом панельном целике и перераспределением части напряжений на закладочный массив отработанных блоков, что подтверждается последними замерами, проведёнными сотрудниками лаборатории геомеханики.

Оценка запаса прочности панельного целика № 7 в этаже 550/490 м

Оценка запаса прочности панельного целика № 7 выполнялась в соответствии с главой 2. п. 5. Значение коэффициента запаса прочности K_z составило – 1,05.

Полученное значение коэффициента запаса прочности K_z является предельным и не гарантирует устойчивого состояния целика в процессе его очистной выемки. В этом случае, в процессе ведения подготовительных и очистных работ возможно проявление процессов вывалообразования из кровли и стенок выработок и очистных камер. Кроме того, при наличии жёстких участков (даек), а также в районах тектонических нарушений вероятно возникновение и нарастание повышенных напряжений вплоть до динамических проявлений горного давления.

В связи с этим, в процессе ведения подготовительных и очистных работ необходимо осуществлять постоянный визуальный и инструментальный контроль за состоянием массива панельного целика № 7, и предусматривать мероприятия по разгрузке потенциально опасных с точки зрения горного давления участков.

Расчет ширины камер опытного участка

Согласно классификации пород (глава 2. п. 5), породы кровли по степени устойчивости относятся ко второму классу («метаморфические и изверженные породы средней и повышенной нарушенности») для которых устойчивый пролет горизонтальных обнажений кровли варьирует в пределах 8–15 м.

Непосредственная кровля рудного тела № 4 в районе панельного целика № 7 представлена неравномерно метаморфизованными взрывными брекчиями, липаритовыми порфирами, дайками диабазового порфирита, метасоматитами кварц-хлоритового и кварц-серицит-хлоритового состава, участками рассланцованными, средней и выше средней трещиноватости. Устойчивость пород кровли – от средней до слабой, коэффициент крепости $f=14-16$.

Предел прочности пород на сжатие для этих пород в образце изменяется от 500 кг/см² (для метасоматически изменённых пород) до 900 кг/см² (для неизменённого липаритового порфирита).

Для определения предельного и допустимого пролета обнажения в не слоистых трещиноватых породах кровли применяется эмпирическая формула (глава 2. п. 5).

Полученные значения допустимых и предельных пролетов обнажения пород непосредственной кровли камер представлены в таблицах 4.6.2 и 4.6.3.

Таблица 4.6.2. Допустимые пролеты обнажения пород кровли камер (K=2,5)

Размер элементарного блока, м		Допустимый пролет обнажения пород непосредственной кровли l_k , м		
d_1	d_2	при $\sigma_{сж} = \dots \text{кг/см}^2$		
		500	700	900
0,2	0,2	6,2	6,9	7,5
0,3	0,3	8,1	9,1	9,8
0,4	0,4	9,8	11,0	11,9

Таблица 4.6.3. Предельные пролеты обнажения пород кровли камер (K=1,0)

Размер элементарного блока, м		Допустимый пролет обнажения пород непосредственной кровли l_k , м		
d_1	d_2	при $\sigma_{сж} = \dots \text{кг/см}^2$		
		500	700	900
0,2	0,2	8,4	9,4	10,2
0,3	0,3	11,0	12,3	13,4
0,4	0,4	13,3	14,9	16,2

Как видно из таблиц 4.6.2 и 4.6.3, в зависимости от предела прочности пород и размеров элементарных блоков допустимый пролет камер может изменяться в пределах от 6.2 до 11.9 м; а предельный пролет – от 8.4 до 16.2 м.

Учитывая результаты расчетов, а также высокую нарушенность массива в районе панельного целика №7, для обработки запасов этого панельного целика в этаже 550/490 м величина ширины выемочных камер не должна превышать 10 метров.

Технологии отработки опытного участка

В качестве основной системы разработки для отработки рудных тел Узельгинского месторождения принята система разработки с камерной выемкой и закладкой в различных вариантах и конструктивном оформлении, исходя из различных горно-геологических условий залегания рудных тел. Отработка рудных тел данной системой разработки на месторождении производилась как камерно-целиковым (в Северном блоке р.т.№ 4), так и сплошным порядком отработки (в Южном блоке р.т. № 4).

Анализ горно-геологических условий залегания опытного участка панельного целика № 7, расположенного в этаже 550/490 м; и технологических условий его отработки, показал, что для очистной выемки этих запасов можно применить вариант камерной системы с боковыми заездами при сплошном порядке отработки (рис. 4.6.1–4.6.3).

Запасы руды в опытном участке разделили на секции, которые в свою очередь были разделены на камеры. В каждой секции располагалось по 4 камеры. Камеры в секциях ориентированы по простиранию рудного тела. Направление отработки камер – в сплошном порядке с запада на восток.

Вариант камерной системы разработки с боковыми заездами включает в себя следующие конструктивные элементы:

- доставочный секционный штрек;
- погрузочные заезды в камеру, пройденные из секционного штрека, и располагаемые перпендикулярно длинной стороне камер;
- отрезная сбойка;
- отрезной восстающий;
- отрезная щель;
- вентиляционная сбойка, пройденная на вентиляционном горизонте;
- закладочные скважины, пробуренные из выработок закладочного горизонта.

Параметры камер:

- длина – в среднем 35 м;
- ширина – 10 м;
- высота – равна вертикальной мощности рудного тела (изменяется от 15 до 40 м, составляя в среднем 30 м).

Подготовка камер опытного участка по вертикали осуществлялась на трёх горизонтах. Горизонт 550 м являлся буро - погрузочным, горизонт 520 м – вентиляционно-закладочным; часть камер, расположенных на востоке панельного целика № 7 и имеющих высоту более 40 метров, проветриваются и закладываются с горизонта 490 м.

На горизонте 550 м подготовительно-нарезные работы в каждой секции камер заключаются в проведении из транспортного орта № 7 перпендикулярно ему доставочных штреков секций. Из доставочного штрека, в каждую камеру секции проходятся погрузочные заезды.

В качестве одного из заездов также используется транспортный орт № 7. Из погрузочных заездов и транспортного орта №7 по каждой камере проходит буровой штрек. Буровой штрек может располагаться как по оси камеры, так и у одной из её границ.

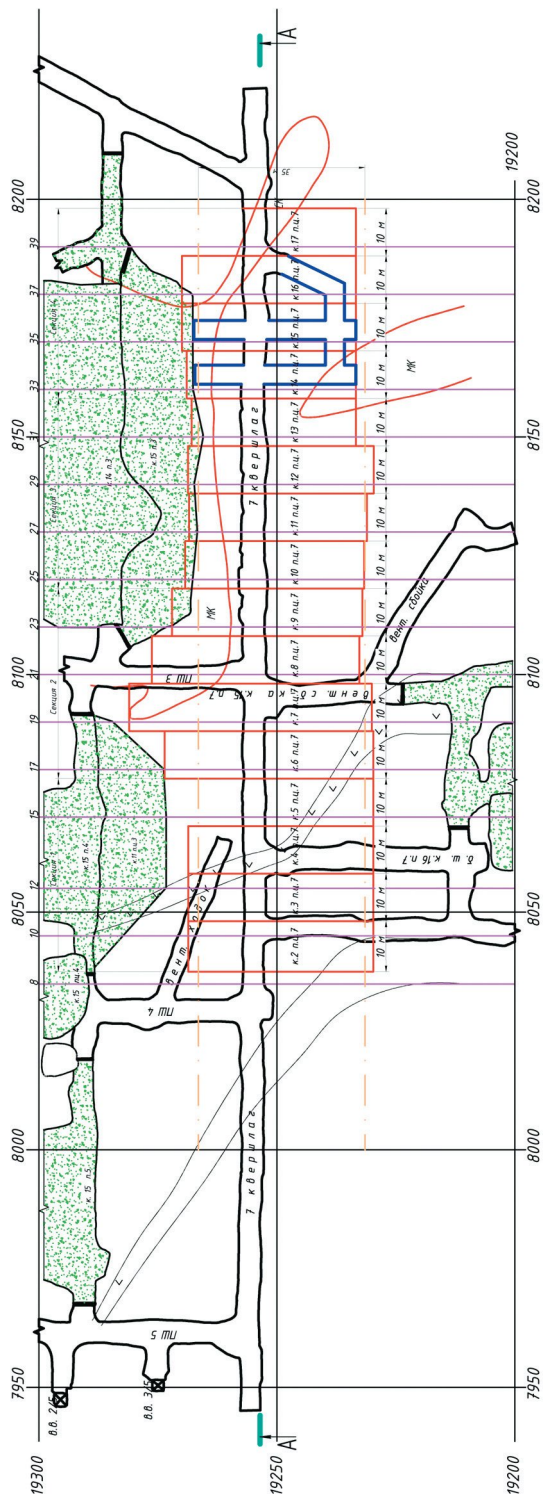


Рис. 4.6.1. Подготовка панельного целлика № 7 рудного тела 4. План гор. 520 м

В камере, в районе наибольшей высоты рудного тела из отрезной сбойки поднимается отрезной восстающий. Проходка отрезного восстающего в камере производится при помощи комплекса КПВ или иным способом.

Подготовка камер опытного участка на горизонте 520 м заключается в проведении из квершлага № 7 буровых штоков в камерах к14пц7 и к15пц7 (рис. 4.6.1), и вентиляционных сбоек с отрезным восстающим в остальные камеры. Также возможен вариант применения вентиляционных скважин, которые бурятся из выработок гор. 520 м в отрезной восстающий каждой камеры. При необходимости, породы кровли над камерами выкрепляются тросовым креплением из прилегающих выработок гор. 520 м.

На горизонте 490 м подготовка заключается в бурении из вентиляционно-закладочного квершлага № 7 закладочных и вентиляционно-закладочных скважин в выемочные камеры опытного участка.

Подготовка камер опытного участка представлена на рис. 4.6.1–4.6.3.

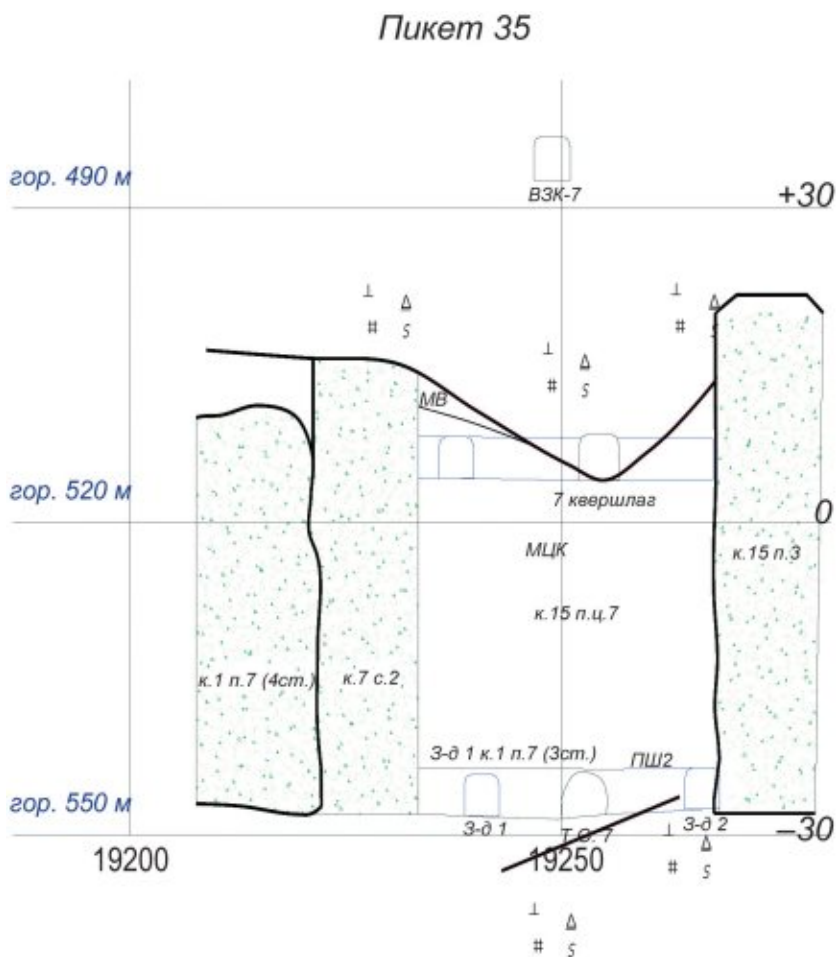


Рис. 4.6.3. Вертикальный разрез по пикету № 35

Обработка каждой камеры опытного участка производится в следующем порядке. Перед началом очистной выемки руды в камере производится оформление отрезной щели. Разбуривание отрезной щели производится параллельными рядами скважин, пробуренными из отрезной сбойки доставочного горизонта 550 м. Образование отрезной щели производится путем отбойки рядов скважин на отрезной восстающий.

Очистная выемка в камере заключается в отбойке вееров скважин на отрезную щель, а затем на свободное пространство камеры, образованное выпуском отбитой руды. Бурение восходящих вееров скважин производится из бурового штрека камеры.

При обработке запасов данным вариантом системы разработки, разбуривание и отбойка руды в камерах производится сразу на всю вертикальную мощность рудного тела.

Выпуск руды из камеры производится под действием собственного веса через днище на почву бурового штрека и частично на почву погрузочного заезда. Днище камер в конструктивном исполнении – плоское. При наличии в почве камеры вмещающих пород, возможно оформление траншейного днища.

Бурение скважин отрезной щели и вееров в основном массиве камеры производится буровой установкой с диаметром скважин – 89 мм. Доставка руды из камеры производится ПДМ. Транспортировка руды производится путём её перегрузки в автосамосвалы, либо руда доставляется ПДМ непосредственно до участков рудоспуска горизонта 550 м.

Закладка отработанной камеры производится твердеющей закладкой после её обработки, зачистки и сдачи в установленном порядке под закладку. Закладочные работы ведутся с соблюдением требований «Технологической инструкции по производству закладочных работ на рудниках Учалинского ГОКа», и технологического регламента «Закладочные работы на подземных рудниках Учалинского ГОКа».

Перед закладкой камеры маркшейдерской службой рудника производится ревизия всех скважин, имеющих связь с выработанным пространством. При необходимости производится их тампонаж.

Подача закладочной смеси производится по закладочному трубопроводу проложенному по ВЗК № 7 гор. 490 м на квершлаг № 7 гор. 520 м, и через вент. сбойки или закладочные скважины, пробуренные из квершлага № 7 гор. 520 м в очистное пространство камеры. Камеры с высотой более 40 метров закладываются непосредственно из ВЗК № 7 гор. 490 м.

Схема подачи закладки и места установки перемычек в каждой конкретной камере опытного участка определяются технологическим отделом Узельгинского рудника при составлении рабочей документации на обработку этой камеры.

Проветривание камер опытного участка осуществляется за счет общешахтной депрессии с подачей свежего воздуха по транспортному орту № 7 горизонта 550 м и выбросом отработанного воздуха через вентиляционный восстающий и вент. сбойку, или вентиляционно-закладочные скважины на горизонт 520 м, и далее по выработкам этого горизонта на ЮВС. Камеры с высотой более 40 метров, расположенные в восточной части панельного целика № 7 проветриваются через вентиляционно-закладочные скважины, пробуренные из ВЗК № 7 горизонта 490 м.

Проветривание тупиковых выработок осуществляется с помощью ВМП, установленного на гор. 550 м со стороны свежей струи.

Оценка влияния подземных взрывных работ на кровлю камер при обработке панельного целика №7 в этаже 550м/490 м

Оценка воздействия взрывных работ при обработке камер опытного участка рассчитывалась для усредненных параметров веера при высоте отбиваемого слоя 30 м и ширине 10 м.

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект были приняты уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций (рис. 4.6.4). При расчете численных значений критериев учитывались: параметры БВР, геологические данные объекта, определяющие его сейсмостойкость, радиусы зон разрушения и деформаций вмещающих пород.

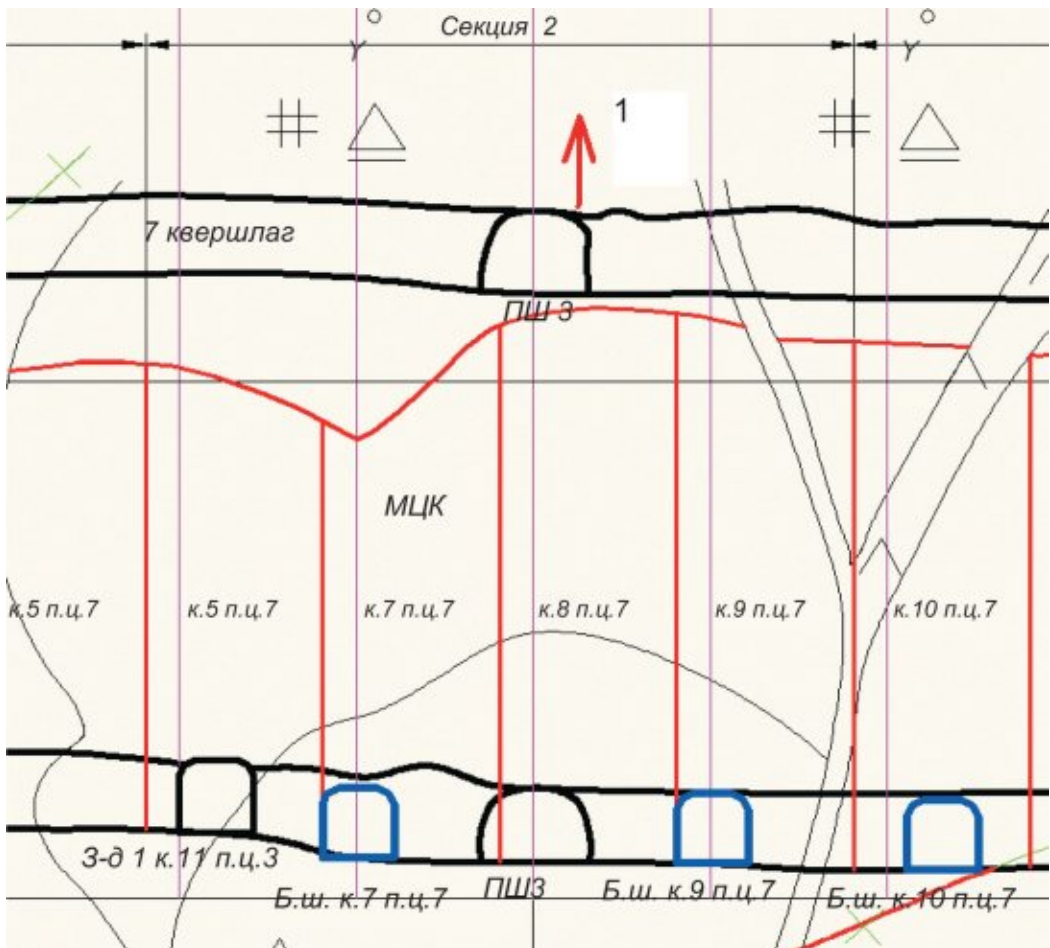


Рис. 4.6.4. Верхнее торцевое действие взрыва веера

Методика оценки включала определение:

- параметров БВР;
- сейсмобезопасных расстояний;
- характеристик руд и пород;
- допустимых скоростей колебаний охраняемого объекта;
- уровня интенсивности сейсмических колебаний при взрывах;
- радиусов зон разрушения и деформаций вмещающих пород.

Параметры буровзрывных работ рассчитывались для усредненных параметров веера камеры, представленных в таблице 4.6.4. При отбойке камерных запасов расположение скважин – веерное.

Таблица 4.6.4. Рассчитанные параметры веера

d, м	W, м	q, кг/м ³	B, м	H, м	Q, кг
89	2	1,68	10	30	1000

Физико-механические свойства руд и пород камер представлены в таблице 4.6.5.

Таблица 4.6.5. Физико-механические свойства руд и пород

Наименование пород и руд	γ , т/м ³	$\sigma_{сж}^o$, МПа	d_o , м	$\sigma_{сж}^m$, МПа	C_p^m , м/с	C_s^m , м/с
Медно-цинковый колчедан	4,2	$\frac{96}{40-150}$	0,5	84	1900	1200
Медно-цинковый вкрапленный колчедан	3,6	$\frac{79}{59-99}$	0,5	60	1800	1150
Эксплозивные брекчии смешанного (кислого) состава неравномерно метаморфизованные (серицитизированные и хлоритизированные)	2,7	$\frac{70}{40-100}$	0,3	40	1600	1000

Охраняемым объектом при отработке запасов панельного целика № 7 в этаже 550/490 м являлась кровля камер; устойчивость пород кровли которой была от средней до слабой.

Допустимая скорость колебаний для данного охраняемого объекта определялась по методике, приведенной в главе 2. п. 7; результаты расчетов представлены в таблице 4.6.6.

Таблица 4.6.6. Расчетные значения допустимой скорости колебания кровли камер

Охраняемый объект	C_p , м/с	C_s , м/с	μ	ϵ	$V_{доп}$, см/с
Кровля	1600	1000	0,18	0,0003	14,7

За критерий оценки влияния взрывов на охраняемый объекты были приняты радиусы зон разрушения и деформаций.

Рассчитанные радиусы искомым зон при взрывании веера скважинных зарядов диаметром 89 мм с учетом массы заряда ВВ представлены в таблице 4.6.7.

Таблица 4.6.7. Расчетные значения радиуса зон действия взрыва веера при различном количестве ВВ в группе

Массив	Направление действия взрыва	Радиусы зоны дробления $r_{др}$, м		Радиус зоны трещинообразования, $r_{тр}$, м	
		Количество ВВ в группе, кг			
		1000	500	1000	500
Кровля	Верхнее торцевое	1,6	0,8	4,7	2,9

В таблице 4.6.7 приведено сопоставление радиусов дробления и трещинообразования при воздействии взрыва на кровлю при мгновенном взрывании веера с массой заряда в группе 1000 кг, и при рекомендуемых параметрах взрывных работ с разделением массы заряда на две группы по 500 кг.

Скорость колебаний пород при взрыве V определена по формулам, приведенным в главе 2. п. 7 и представлена в таблице 4.6.8.

Таблица 4.6.8. Расчетная скорость смещения пород и руд при взрывании веера

Направление действия взрыва веера	R, м	Q, кг	K	ψ	V , см/с	Q_c , кг
верхнее торцевое	5	1000	396	0,06	226	58
	10		331	0,15	81	140
	20		290	0,29	28	272
	30		272	0,39	14	370
	40		261	0,46	9	445
	50		254	0,52	6	505

Выводы и рекомендации

Результаты расчета показали, что:

При взрывании вееров в камерах панельного целика № 7 в этаже 550/490 м со средней массой заряда в веере 1000 кг, зона дробления составит 1,6 м и трещинообразования 4,7 м, при снижении массы одновременно взрываемого ВВ в группе до 500 кг, зона дробления составит 0,8 м и трещинообразования 2,9 м, что существенно снижает вероятность потери устойчивости кровли.

Допустимая скорость сейсмических колебаний кровли камер при взрыве составляет 14,7 см/с.

В зоне действия взрыва до 20 м, принятые параметры БВР при взрывании веера не обеспечивают сейсмобезопасные условия ведения горных работ, т.к. расчетная скорость сейсмических колебаний составляет 28 см/с.

Допустимая скорость сейсмических колебаний на расстоянии более 30 м обеспечивает безопасное ведение взрывных работ и равна 14 см/с.

Для снижения сейсмического воздействия, отбойку руды следует вести по одному вееру с разделением заряда внутри веера на две и более ступени замедления с интервалом не менее 35 мс.

Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м. В случае перебурирования скважин за границу контуров веера, они должны быть ликвидированы путем размещения в ее донной части песчано-глинистой (или другой инертной) смеси на глубину перебурирования плюс 1,5 м при диаметре скважины 89 мм.

Для уточнения максимально возможного количества ВВ в группе и своевременной корректировки паспортов БВР, необходимо провести сейсмометрические замеры и при необходимости скорректировать параметры взрывных работ.

Потери и разубоживание руды по каждой камере определяются геолого-маркшейдерской службой рудника после окончания отработки этой камеры по существующим методикам на руднике (определение потерь и разубоживания руды при отработке камеры производится косвенным методом). Геолого-маркшейдерская служба рудника производит в процессе добычи руды опробование и контроль добытой руды. Через количественные и качественные показатели извлечения постоянно контролируется технология отработки камер. Кроме того, через разубоживание косвенно определяется влияние технологии очистной выемки (буровзрывных работ) на устойчивость камер.

Очистные работы в панельном целике № 7 были начаты в 2013 году с отработки камеры к3пц7, расположенной на западном фланге рудного тела. Данная камера была отработана без каких-либо нарушений в части технологии ведения очистных работ. После закладки данной камеры к отработке была подготовлена соседняя камера к4пц7. Однако в следствие низкого содержания полезных компонентов в руде, расположенной в границах панельного целика № 7, техническим руководством Узельгинского рудника было принято решение о приостановке добычи на опытном участке.

Учитывая возможные негативные последствия, связанные с временной приостановкой очистных работ в панельном целике № 7 в этаже 550/490м, сектором геомеханики института ОАО «Уралмеханобр» проводятся регулярные замеры напряженно-деформированного состояния массива в районе панельного целика, а также визуальные обследования горных выработок.

Глава 5.

Разработка новых технологий для опытно-промышленной отработки рудных месторождений

5.1. Технология камерной выемки с подэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки и закладке выработанного пространства для отработки месторождения «Айхал» (АК «АЛРОСА»)

Внедрение камерных систем разработки на месторождении «Айхал» изначально было начато на Юго-Западном рудном теле (ЮЗРТ) в 2012 году, в рамках проекта опытно-промышленных работ, разработанных специалистами института ОАО «Якутнiproалмаз».

На ЮЗРТ был создан специальный опытно-промышленный участок, который включает в себя запасы 3-х подэтажей, в отм.+163м/+149м/+135м. Данные работы осуществляются по настоящее время с целью опробования новой, для рудников АК «АЛРОСА» камерной системы разработки (отработаны запасы 4-х камер на подэтаже +163 метра).

Анализ выполненных опытных работ по испытанию разработанному институтом ОАО «Якутнiproалмаз» варианту камерной системы разработки можно сделать выводы о применимости камерных систем разработки для выемки кимберлитовых руд на рудниках компании.

В 2012 году по заданию АК «АЛРОСА» специалистами института ОАО «Уралмеханобр» был разработан модернизированный вариант камерной выемкой и закладкой, который максимально соответствует условиям рудника «Айхал». За основу была принята одна из перспективных разработок института – технология камерной выемки с расположением камер в «шахматном» порядке и закладкой выработанного пространства [45]. «Шахматное» расположение камер позволяет вести выемку запасов руды камерами с максимально возможными геометрическими параметрами и при этом значительно снизить влияние горного давления на элементы системы разработки. Это достигается тем, что при формировании очистного пространства верхняя половина камеры располагается в закладочном массиве ранее отработанных камер, а нижняя половина камеры заглубляется в рудный массив.

Выемка запасов камер в блоке осуществляется в каменно-цебликовом порядке отработки по схеме 1-3-2-4. Камеры 3-й и 4-й очередей заглублены относительно камер 1-й и 2-й очередей на половину их высоты.

Принципиальная схема порядка выемки камерных запасов в блоке 1-3-2-4 представлена на рис. 5.1.1

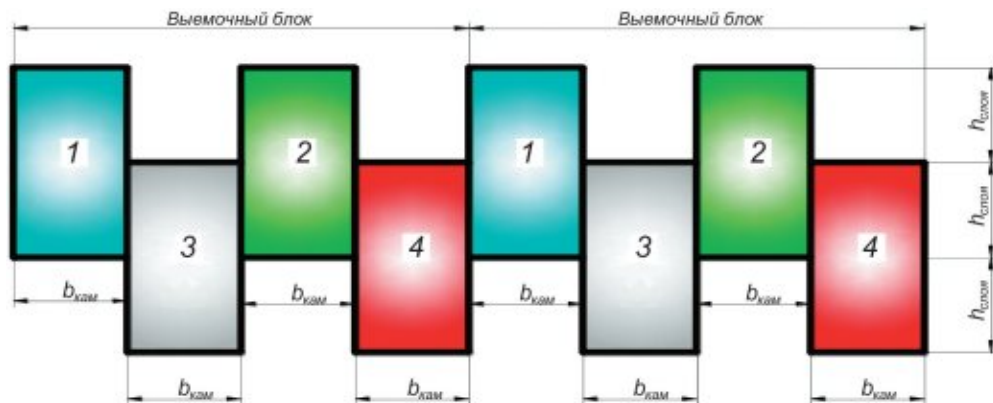


Рис. 5.1.1. Принципиальная схема расположения камер при выемке запасов в «шахматном» порядке

Отработку камерных запасов начинают с камер 1-й и 2-й очередей. После их отработки и закладки твердеющими смесями приступают к выемке запасов камер 3-й и 4-й очередей с нижерасположенного подэтажа.

Для АК «АЛРОСЫ» институтом была выполнена научно-исследовательская работа по обоснованию применения камерной системы разработки с расположением камер в «шахматном» порядке для добычи кимберлитовых руд месторождения «Айхал» подземным способом.

Геомеханическое обоснование камерной системы разработки с «шахматным» расположением ромбовидных камер и закладкой выработанного пространство

Был проведен большой объем геомеханических исследований. Для определения геометрически параметров камер и их формы выполнены расчеты величин устойчивых вертикальных обнажений кимберлита и закладочного массива, устойчивости целиков различного назначения, прочности закладки для обеспечения устойчивости горизонтальной потолочины в камерах. Рассмотрен целый ряд схем по взаимному расположению очистных камер. Выполнено математическое моделирование выемки запасов камерами, расположенными в «шахматном» порядке.

Разработана схема для оценки состояние массивов руды и закладки вокруг контура отработанной камеры ромбической формы в «шахматном» порядке (рис. 5.1.2). Рассмотрение состояния рудных и закладочных массивов вокруг выработанного пространства камеры ромбовидной формы произведено с определёнными допущениями для упрощения расчётов. Так в нижней части выработанного пространства формируются рудные целики трапециевидной формы. Высота целиков равна половине высоты камеры. Угол наклона рудных стенок принят равным 75° .

Их схемы видно, что рудные целики воспринимают давление от веса вышерасположенного закладочного массива (синие стрелки), причём несущая часть целика, воспринимающая нагрузку, показана зелёным цветом. Наклонные элементы рудных целиков (показаны голубым цветом) не воспринимают давление. Их устойчивость

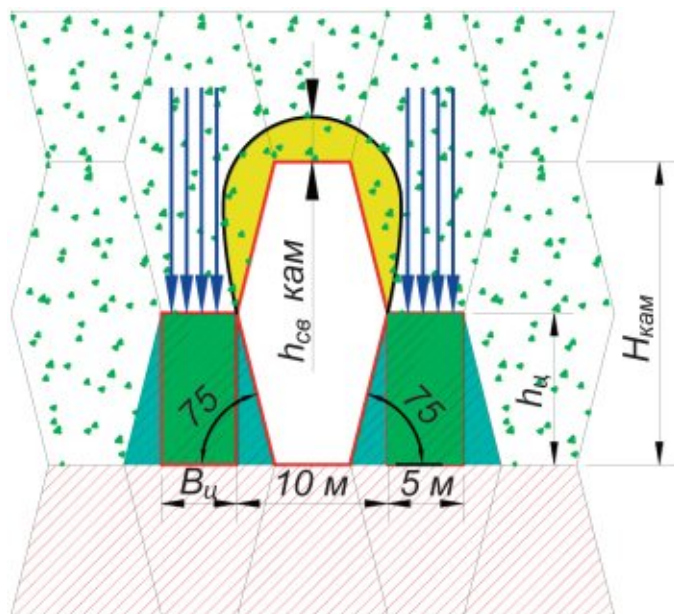


Рис. 5.1.2. Схема для оценки состояние массивов руды и закладки вокруг контура отработанной камеры ромбической формы

не зависит от напряженного состояния, а определяется, исключительно, прочностными свойствами рудного массива.

В верхней части выработанного пространства камеры формируются нависающие закладочные стенки с так называемым обратным углом, а также участок кровли камеры, представленный горизонтальным обнажением закладочного массива.

Ромбовидная форма закладочных массивов (ранее отработанные камер) в кровле и стенках образует замковую конструкцию. Формирующаяся арочная форма закладочного массива повышает устойчивость закладки, так как при этом закладка работает в большей части на сжатие, а не на срез, как при горизонтальном обнажении.

В закладочном массиве верхней части камеры в соответствии с теорией образуется свод естественного равновесия, высота которого может определяться по формуле проф. Протоdjeяконова, применимой для подготовительных выработок:

$$h_{св} = 0,5 \cdot B_{к} = 0,5 \cdot 5 = 2,5 \text{ м},$$

где $h_{св}$ – высота своде естественного равновесия, м;

$B_{к}$ – горизонтальный пролёт (ширина) кровли камеры, м. Данный размер определяется шириной буровой выработки, проводимой в кровле камеры. Ширина бурового орта в кровле камеры принята равной 5 метров.

В стенках и кровле камеры ниже границы свода естественного равновесия формируется зона, в которой закладочный массив не воспринимает объёмного сжатия от веса

налегающей закладки (показана жёлтым цветом). Закладочный массив в данной зоне сохраняет свою устойчивость только за счёт сцепления с вышележащим массивом закладки. Сцепление определяется прочностью закладки и геометрическими размерами слоёв.

Для условий Айхальского месторождения были выполнены расчеты устойчивой высоты обнажений кимберлитового (таблица 5.1.1) и закладочного (таблица 5.1.2) массивов по методике ВНИМИ представленной в главе 2. п. 5.

Таблица 5.1.1. Величины устойчивых вертикальных и наклонных обнажений кимберлитового массива

Рудный массив (кимберлиты)	Высота устойчивой вертикальной стенки, м	Высота устойчивой наклонной (75 град.) стенки, м
размеры блоков 0,03×0,03 м (высокая трещиноватость)	5,0	10,9
размеры блоков 0,05×0,05 м	5,9	12,8
размеры блоков 0,07×0,07 м	6,7	14,6
размеры блоков 0,1×0,1 м (средняя трещиноватость)	7,7	16,7

Таблица 5.1.2. Величины устойчивых вертикальных и наклонных при различных прочностях закладочного массива

Закладочный массив	Высота устойчивой вертикальной стенки, м	Высота устойчивой наклонной (75 град.) стенки, м
прочность 1 МПа	15,2	9,1
прочность 2 МПа	22,1	13,2
прочность 3 МПа	27,3	16,3

Результаты расчёта показывают, что на данной стадии проектирования для обеспечения устойчивости наклонных стенок камер с обратным наклоном 75 градусов необходимо создавать закладочный массив с прочностью не менее 2 МПа.

Выполнен расчёт прочности закладки для обеспечения устойчивости горизонтальной потолочины в камерах по методике разработанной ИПКОН РАН по формуле (глава 2).

Результаты расчёта показали, что для обеспечения устойчивости горизонтальной кровли камер с пролётом 5 метров необходимо создавать закладочный массив с прочностью не менее 3 МПа.

Для проверки расчета устойчивости временных рудных и закладочных целиков использована схема формирования сводов давления при отработке запасов ромбовидными камерами оказывающие воздействие на единственный участок длиной 30 метров (рис. 5.1.3).

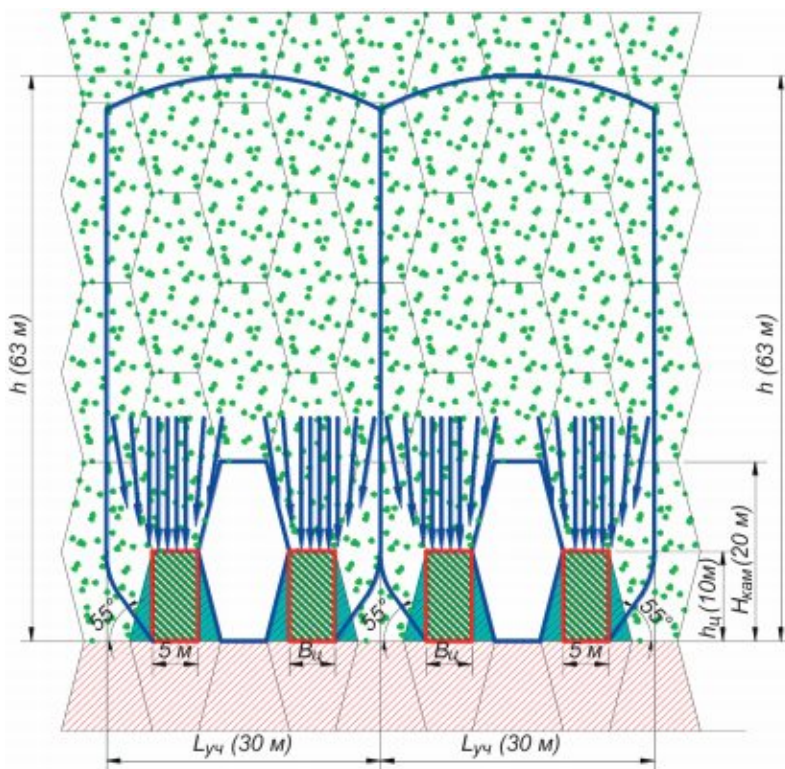


Рис. 5.1.3. Схема формирования сводов давления, оказывающих воздействие на единственный участок длиной 30 метров

Для расчёта коэффициентов запаса прочности временных рудных целиков приняты следующие допущения и параметры. Так в единичном обрабатываемом участке залежи длиной 30 метров по простиранию залежи формируется 2 рудных целика. Данные рудные целики воспринимают давление от веса вышерасположенного закладочного массива (синие стрелки), причём несущая часть целика воспринимающая нагрузку показана штриховкой зелёного цвета. Ширина целиков – 5 метров, высота целиков – 10 метров.

Наклонные элементы рудных целиков (показаны голубым цветом) не воспринимают давление. Закладочный массив, расположенный с одной из сторон рудных целиков оказывает упорняющее воздействие на рудные целики.

Несущая способность двух целиков и нагрузка на целики на расчётном участке от воздействия веса налегающего закладочного массива определяются по формулам приведенным в главе 2. п. 5.

С учётом рассчитанной несущей способности рудных целиков и действующей на них нагрузки определили коэффициент запаса прочности рудных целиков. Он составил 5,6 раза.

Рассчитанное минимально допустимое значение коэффициента запаса прочности составило 2,2 раза.

Расчётный коэффициент запаса прочности превышает минимально необходимый. При этом обеспечивается устойчивость временных рудных целиков и безопасность ведения горных работ.

Помимо рудных целиков при отработке камер давление от веса пород внутри свода давления воспринимает закладочный массив (рис. 5.1.4). Рассчитываемый закладочный целик показан жёлтым цветом. Для расчета использовали ту же методику, что при расчете несущей способности рудных целиков.

С учётом рассчитанной несущей способности закладочного целика и действующей на него нагрузки был определен коэффициент запаса прочности закладочного целика – 2,5 раза. Минимально допустимое значение коэффициента запаса прочности – 1,7 раза.

Расчётный коэффициент запаса прочности превышает минимально необходимый. При этом обеспечивается устойчивость закладочных целиков и безопасность ведения горных работ.

Для проверки выше проведённых расчётов параметров системы разработки и уточнения характера изменения напряжённо-деформированного состояния горного массива

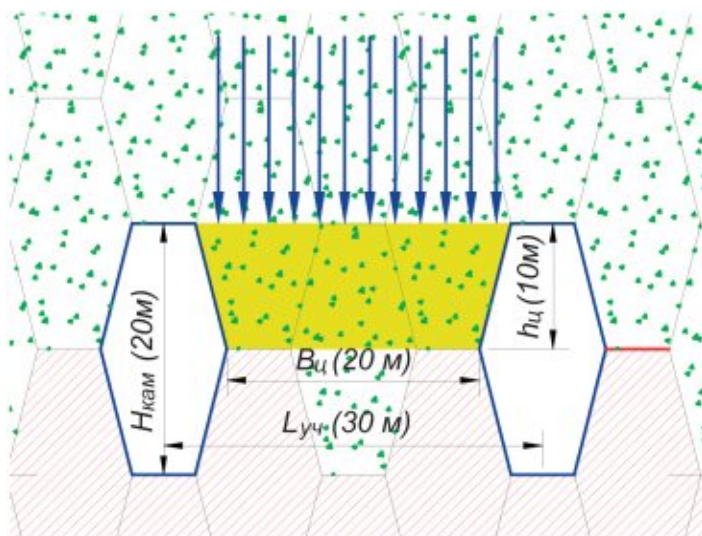


Рис. 5.1.4. Схема к расчёту несущей способности временного целика, состоящего из закладочного массива и его основные размеры

в районе ведения горных работ, проведено математическое моделирование отработки запасов кимберлитовых руд ромбовидными камерами.

Для этого на основе продольных геологических разрезов была построена плоская модель. В модели были вынесены: существующий контур карьера; существующее положение горных работ; границы камер, и очерёдность выемки запасов. Порядок выемки запасов камер камерно-целикковый порядок по схеме 1-2-1.

Анализ результатов моделирования проводился по двум параметрам: вертикальным напряжениям (σ_1) (рис. 5.1.5), коэффициенту запаса прочности элементов системы разработки (Strength Factor) (рис. 5.1.6).

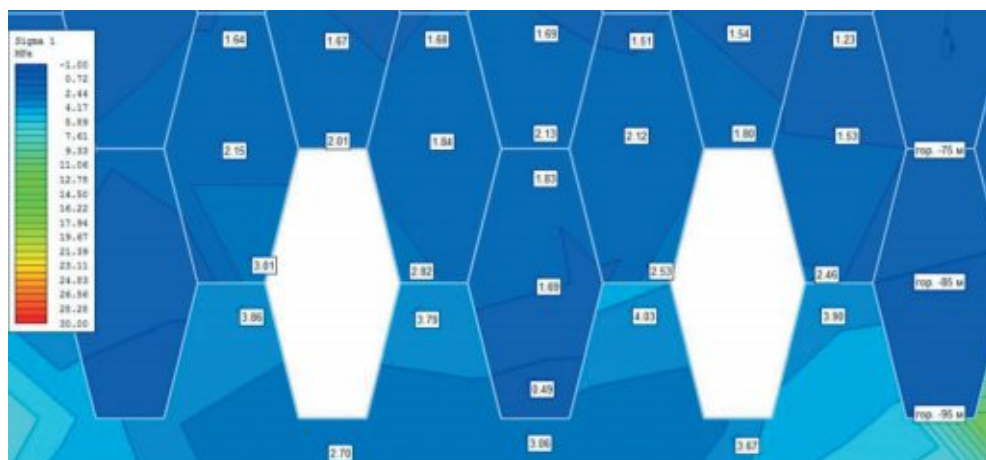


Рис. 5.1.5. Распределение вертикальных напряжений при выемке камер 2-й очереди ЮЗРТ

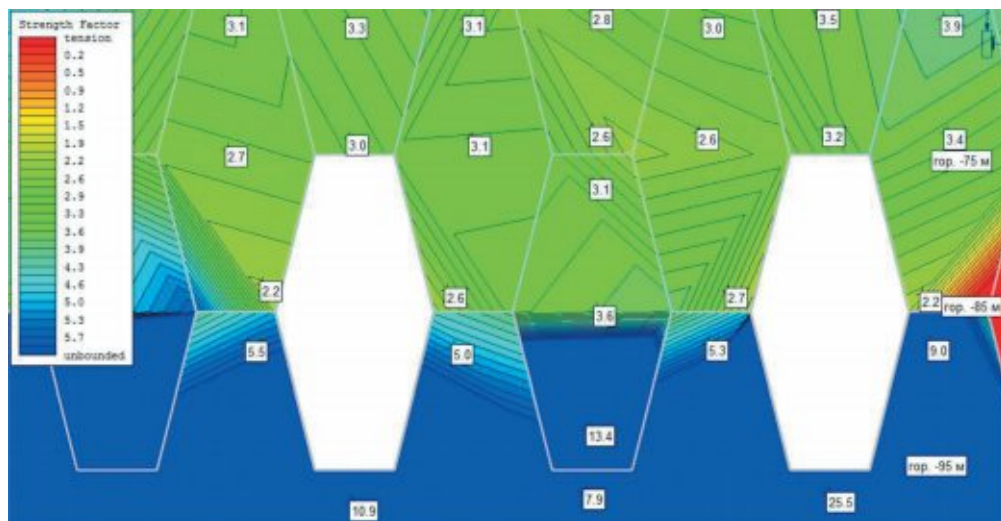


Рис. 5.1.6. Коэффициент запаса прочности элементов системы разработки при выемке камер 2-й очереди

По результатам моделирования отработки запасов проектируемого участка ромбовидными камерами можно сделать следующие выводы:

- в целом вертикальные напряжения (σ_1), возникающие в элементах системы разработки и на контурах очистных камер не превышают прочностных свойств кимберлита и закладочного массива;
- коэффициент запаса прочности элементов систем разработки достаточен для безопасного ведения горных работ;
- наибольшие вертикальные напряжения (σ_1) регистрируются на контурах камер 2-й очереди;
- наибольшие вертикальные напряжения (σ_1) концентрируются в угловых частях отработанных камер (на стыке рудного и закладочного массива) и достигают: – в закладочном массиве – изменяются в пределах 1,8÷4,6 МПа и в среднем составляют 3,5 МПа; – в рудном массиве – изменяются в пределах 3,0÷6,6 МПа и в среднем составляют 4,8 МПа;
- коэффициенты запаса устойчивости наиболее нагруженных участков закладочного массива и кимберлита: – в закладочном массиве – изменяются в пределах 1,8÷4,0 раза и в среднем составляют 2,5 раза; – в рудном массиве – изменяются в пределах 3,2÷10,2 раза и в среднем составляют 5,7 раза;
- математическое моделирование подтверждает данные геомеханических расчётов, произведённых выше. Выемка запасов рудных тел может осуществляться ромбовидными камерами с рассчитанными параметрами выемочных единиц;
- прочность несущего слоя закладки в ромбовидных камерах по условию напряжений в элементах системы разработки должна быть не менее 4,5 МПа; Прочность закладки в средней части камеры должна быть не менее 3,5 МПа;
- вертикальные смещения закладочного массива при выемке запасов проектируемого участка ромбовидными камерами при условии полной закладки выработанного пространства составят не более 40 см. Данная величина смещений не приведёт к расслоению рудного массива разделительного рудного целика, оставленного между карьерным пространством и подземными горными работами и не окажет влияния на возможность и безопасность его выемки в последующем.

Камерная выемка с подэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки камер

Разработанная конструкция системы разработки и схема отработки камерных запасов в «шахматном» порядке представлена на рис. 5.1.7. Нормальная стадия очистной выемки представлена на рис. 5.1. 8.

Сущность предлагаемого варианта камерной системы разработки заключается в следующем.

Начальная стадия очистной выемки заключается в образовании отрезного восстающего и отрезной щели в торце камеры. Отгрузка отбитой руды при оформлении отрезной щели производится из доставочного орта, пройденного по почве камеры.

Нормальная стадия заключается в послышной отбойке нисходящих вееров скважин, пробуренных из буро-закладочного орта сначала на пространство отрезной щели,

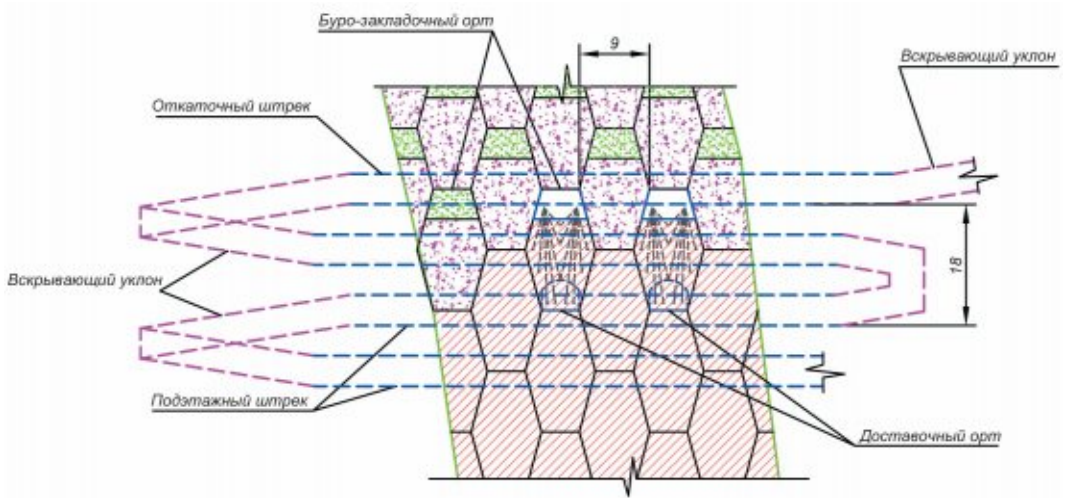


Рис. 5.1.7. Схема отработки камерных запасов в «шахматном» порядке и закладкой выработанного пространства

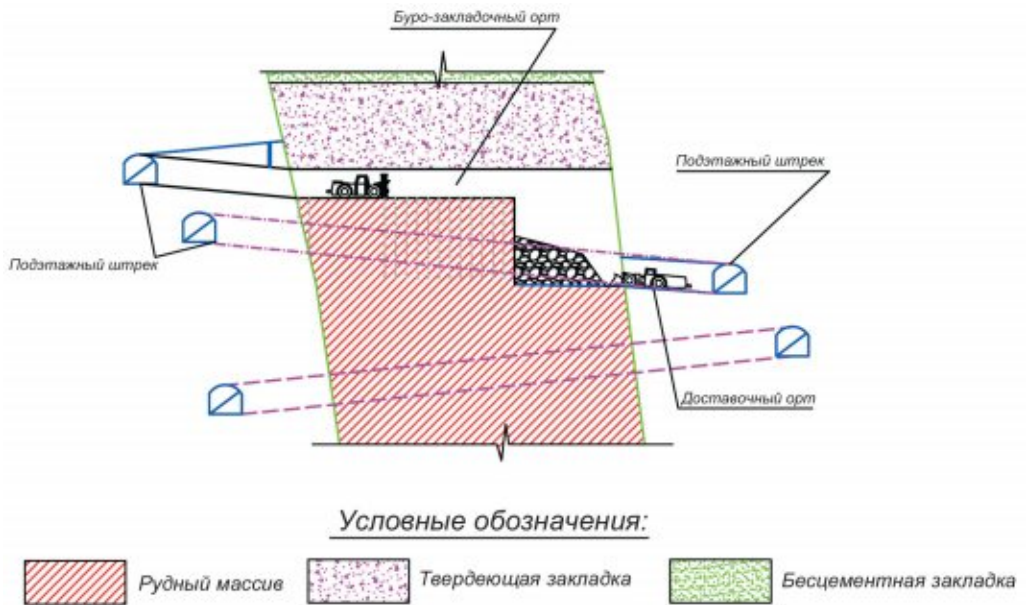


Рис. 5.1.8. Нормальная стадия очистной выемки камерных запасов

а затем на выработанное пространство, образованное отбойкой вееров (рис. 5.1.8) Отгрузка отбитой руды также производится из доставочного орта, пройденного по почве камеры. По окончании отбойки руды в камере осуществляется зачистка почвы камеры с помощью ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления. Машина при зачистке движется непосредственно по почве камеры.

По окончании зачистки почвы камеры осуществляется строительство перемычек и производится закладка выработанного пространства камеры. Твердеющими смесями может заполняться только нижние 2/3 высоты камеры (12–20 метров), верхняя треть камеры (6 – 10 метров) могут заполняться бесцементной или сухой закладкой.

Преимущества камерной системы разработки при «шахматном» порядке отработки запасов:

- отсутствие необходимости проведения доставочных выработок по рудному массиву;
- соответственно исключается возведение металлоёмких арочных видов крепи, которые помимо высокой стоимости крепления значительно снижают скорость проведения выработок, что сказывается на интенсивности выемки руды на конкретном участке (при установке арочной металлической крепи очень высока доля ручного труда);
- буро-закладочная орт в камере проходится по рудному массиву непосредственно под несущим слоем закладочного массива, в таких условиях устойчивость стенок и кровли орта не вызывает опасений, крепления арками не требуется (предусматривается анкерное крепление);
- отгрузка руды и бурение скважин осуществляются с разных уровней – горизонтов (появляется возможность совмещения процесса бурения и отгрузки во времени в пределах одной выемочной камеры; повышается интенсивность выемки руды в камере);
- верхнее расположение буровой выработки позволяет более качественно оконтурить очистное пространство и снизить разубоживание от отслоения закладки в очистную камеру от ведения взрывных работ;
- на стадии очистной выемки при отбойке одного веера за один технологический взрыв при увеличении длины выработанного пространства камеры до 10 метров не будет происходить запечатывания подводящих к очистному пространству выработок;
- проветривание горных работ может осуществляться с помощью общешахтной струи со свободным движением воздуха через камеру (отпадает необходимость использования проветривания тупиковых выработок с помощью ВМП по вентиляционным рукавам).

Переход к выемке запасов ромбовидными камерами с «шахматным» расположением

Для перехода к отработке запасов системой с выемкой ромбовидными камерами, расположенными относительно друг друга в «шахматном» порядке требуется выемка руды в так называемых переходных зонах. Формирование переходной зоны на ЮЗРТ с учётом текущего состояния горных работ на проектируемом участке будет производиться камерами различных типов. Суммарный объём использования различных

вариантов камерных систем разработки в переходных зонах невелик и составляет порядка 4% от запасов проектируемого участка ЮЗРТ.

Для перехода к шахматной выемке запасов ромбовидными камерами первоначально обрабатываются камеры так называемой переходной зоны. Стандартные камеры переходной зоны представляют собой нижнюю часть ромбовидной камеры и в общем виде могут быть представлены как перевёрнутая трапеция (рис. 5.1.9).

Параметры стандартных камер переходной зоны:

- длина – равна мощности рудного тела и в среднем составляет 40 метров;
- ширина по почве камеры – 5 метров;
- ширина по кровле камеры – 10 метров;
- высота – 10 метров.

Выемка запасов камер переходной зоны заключается в разбурировании запасов нисходящими скважинами, пробуренными из буровой выработки, расположенной непосредственно под закладочным массивом ранее отработанных слоевой системой разработки заходок. По почве камеры переходной зоны в её торце проходится доставочный заезд. Доставочный заезд проходится только до границы камеры. Отгрузка отбитой рудной массы осуществляется с выездом ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления в выработанное пространство камеры.

Для снижения потерь и разубоживания руды, а также повышения устойчивости элементов системы разработки переходная зона на ЮЗРТ обрабатывается камерами двух типов.

Первый тип камер переходной зоны на ЮЗРТ – в общем виде представляет собой перевёрнутую трапецию с присоединённым к её верхнему основанию «рудным домиком». С учётом расположения рудных элементов днищ камер присоединение «рудных домиков» осуществляется со смещением к одному из флангов камеры. Разбурирование запасов камер первого типа в переходной зоне Восточного рудного тела осуществляется нисходящими скважинами из буро-доставочного орта, проводимого по «рудному домику» (под закладочным массивом). Отгрузка отбитой руды осуществляется из торцового погрузочного заезда, проведённого на уровне почвы камеры. Движение ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления осуществляется непосредственно из выработанного пространства камеры.

Второй тип камер переходной зоны на ЮЗРТ – представляет собой ромбовидную камеру с присоединённым сверху «рудным домиком». Разбурирование запасов камер второго типа в переходной зоне Восточного рудного тела осуществляется нисходящими скважинами из буро-доставочного орта, проводимого по «рудному домику», оставленному при выемке запасов вышерасположенных камер по проекту института «Якут-нипроалмаз». Очистная выемка в данных камерах аналогична с отработкой ромбовидных камер, описанной ранее.

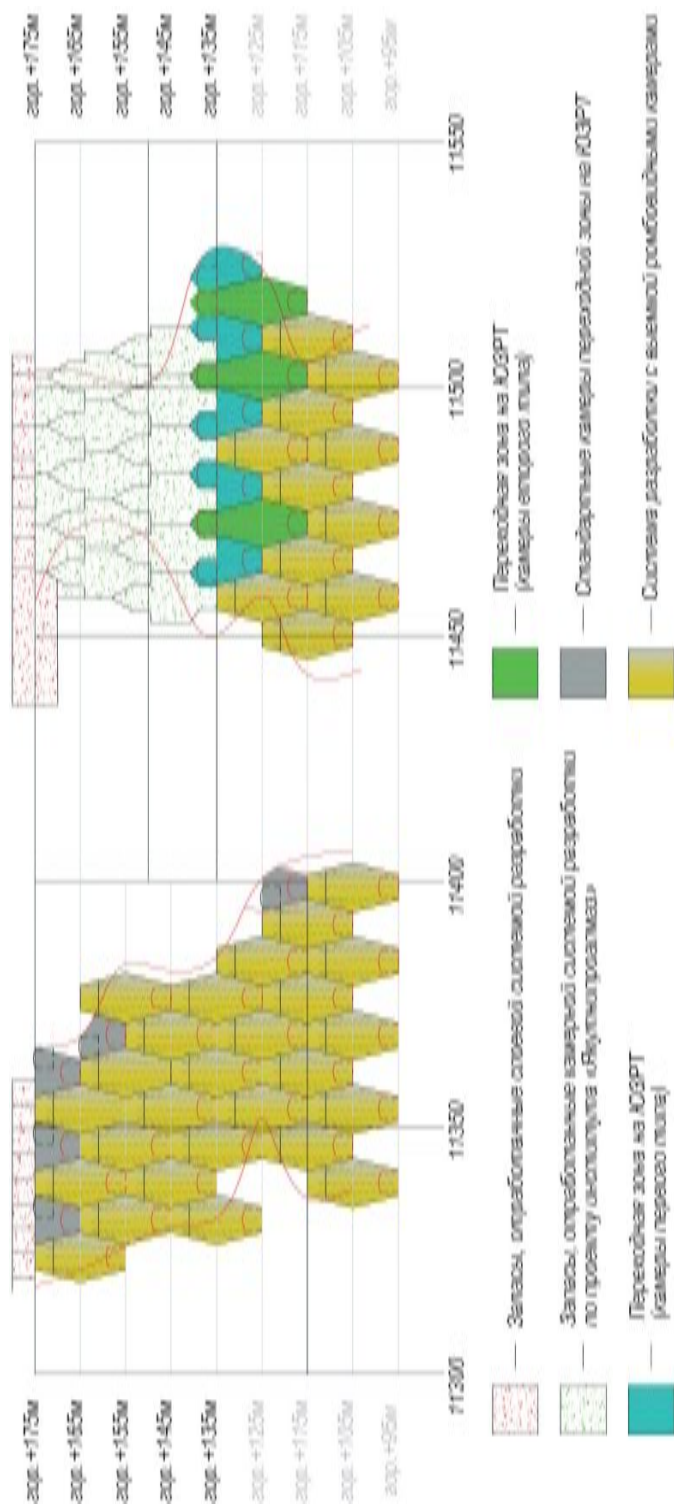


Рис. 5.1.9. Вертикальная проекция переходной зоны к «шахматному» порядку отработки Юго-Западного рудного тела

Геомеханические требования к закладочному массиву, формируемому в выработанном пространстве камер при отработке запасов

Учитывая результаты расчётов безопасных и надёжных параметров системы разработки, к закладочному массиву предъявляются следующие требования:

Для выемки камер переходной зоны схема закладки камер переходной зоны твердеющими смесями представлена на рис. 5.1.10, а ромбовидных камер на рис. 5.1.11.

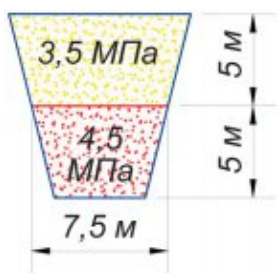


Рис. 5.1.10. Схема закладки твердеющими смесями камер переходной зоны

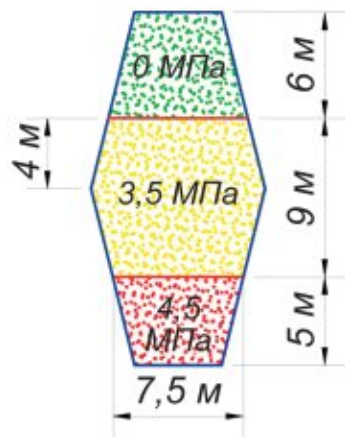


Рис. 5.1.11. Схема закладки твердеющими смесями ромбовидных камер

В днище камеры формируется несущий слой прочностью не менее 4,5 МПа; толщина несущего слоя для обеспечения безопасности персонала и оборудования при проведении под ним буровой выработки (орта) принимается равной минимальной ширине камеры и составляет 5 метров; слой закладки в центральной части камеры должен иметь прочность не менее 3,5 МПа; толщина слоя закладки прочностью 3,5 МПа для обеспечения безопасности горных работ должна составлять не менее 9 метров.

Для обеспечения безопасности горных работ превышение уровня твердеющей закладки прочностью 3 МПа по отношению к центру камеры должно составлять не менее 4 метров; верхняя часть камеры не обнажается в последующем при ведении очистных работ в соседних камерах. Данная часть камеры может заполняться бесцементной, породной или комбинированной закладкой.

Расчет основных параметров БВР

Удельный расход ВВ на отбойку руды

При отбойке руды в качестве ВВ применяется гранулит АС-8, предназначенный для производства взрывных работ при ручном и механизированном зарядании сухих шпуров и скважин во всех климатических районах.

Удельный расход ВВ на отбойку руды (q) определяется по формуле, представленной в главе 2. п. 7. С учетом приведенных выше коэффициентов удельный расход рассчитанный по формуле составил:

– при диаметре скважин 64 мм:

$$q_{\emptyset 64} = (0,8 - 0,046) \cdot \frac{0,58 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,75}{0,89} = 0,36 \frac{\text{кг}}{\text{т}} \text{ или } 0,88 \text{ кг/м}^3,$$

– при диаметре скважин 75 мм:

$$q_{\emptyset 75} = (0,8 - 0,050) \cdot \frac{0,58 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,78}{0,89} = 0,38 \frac{\text{кг}}{\text{т}} \text{ или } 0,93 \text{ кг/м}^3,$$

– при диаметре скважин 89 мм:

$$q_{\emptyset 89} = (0,8 - 0,067) \cdot \frac{0,58 \cdot 1,1 \cdot 0,9 \cdot 0,82}{0,89} = 0,39 \frac{\text{кг}}{\text{т}} \text{ или } 0,95 \text{ кг/м}^3$$

Также для уточнения был определен удельный расход ВВ на отбойку руды (q) по формуле, предложенной Кутузовым Б.Н. (глава 2. п. 7).

– при диаметре скважин 64 мм:

$$q = 0,75 \cdot 0,89 \cdot 1,28 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 0,85 = 0,83 \text{ кг/м}^3$$

– при диаметре скважин 75 мм:

$$q = 0,75 \cdot 0,89 \cdot 1,28 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 0,89 = 0,87 \text{ кг/м}^3$$

– при диаметре скважин 89 мм:

$$q = 0,75 \cdot 0,89 \cdot 1,28 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 0,94 = 0,92 \text{ кг/м}^3$$

Приведенные выше расчеты удельного расхода по двум рассматриваемым методам показали их сходимость, в дальнейших расчетах принимаются следующие значения удельных расходов ВВ на отбойку: при $\emptyset 64$ мм $q = 0,88$ кг/м³, при $\emptyset 75$ мм $q = 0,93$ кг/м³, при $\emptyset 89$ мм $q = 0,95$ кг/м³.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС).

Линия наименьшего сопротивления при взрывании веера на свободную поверхность определяется по формуле (глава 2. п. 7):

$$W_{\emptyset 64} = \sqrt{\frac{3,5}{0,4 \cdot 2,44 \cdot 1}} = 1,9 \text{ м},$$

$$W_{\emptyset 75} = \sqrt{\frac{4,8}{0,42 \cdot 2,44 \cdot 1}} = 2,2 \text{ м},$$

$$W_{\emptyset 89} = \sqrt{\frac{6,8}{0,43 \cdot 2,44 \cdot 1}} = 2,5 \text{ м},$$

Расстояние между концами скважин в веере.

Максимальное расстояние между концами соседних скважин (а) в веере находится в прямой зависимости от ЛНС и определяется по формуле (глава 2. п. 7):

- при диаметре скважин 64 мм: $a = 1,1 \cdot 1,9 = 2,1$ метра;
- при диаметре скважин 75 мм: $a = 1,1 \cdot 2,2 = 2,4$ метра;
- при диаметре скважин 89 мм: $a = 1,1 \cdot 2,5 = 2,7$ метра.

Радиусы зон дробления и трещинообразования

Для оценки влияния взрывных работ на контуры обрабатываемых камер и сохранения их в устойчивом положении, определяются зоны дробления и трещинообразования. Радиусы зон (м) определяются по формулам (глава 2. п. 7):

- зона дробления:

$$r_{др} = \sqrt[3]{Q_z} \sqrt{\frac{C_s}{C_p}},$$

- зона трещинообразования:

$$r_{тр} = \sqrt[3]{Q_z} \sqrt{\frac{C_p}{C_s}},$$

где: C_p и C_s – скорости распространения соответственно продольных и поперечных волн.

Для кимберлитов скорость продольной волны $C_p = 3219$ м/сек.

Скорость поперечной волны рассчитывается по формуле (глава 2. п. 7):

$$C_s = 0,45 \cdot 3219 = 1450 \text{ м/сек.}$$

Радиусы зон дробления и трещинообразования, в зависимости от массы заряда в группе для камер нормальной стадии отработки запасов, представлены в таблице 5.1.3 при диаметре скважин 64, 75 и 89 мм.

Таблица 5.1.3. Радиусы дробления и трещинообразования

Диаметр скважины, мм	масса заряда в скважине	Радиусы зоны дробления, м	Радиус зоны трещинообразования, м
64	19	1,0	3,2
75	26	1,2	3,6
89	37	1,4	4,2

По данным представленным в таблице 5.1.3 видно, что в боковом торцевом направлении в зависимости от диаметра скважин радиус зоны дробления составляет 1,0÷1,4 м, радиус зоны трещинообразования 3,2÷4,2 м.

На основании расчетных данных для сохранения контура обрабатываемых камер необходимо скважинные заряды располагать на расстоянии не менее 1 метра от проектного контура камеры.

Паспорта БВР при отбойке вееров скважин в камерах переходной зоны
Для диаметра скважин 75 мм:

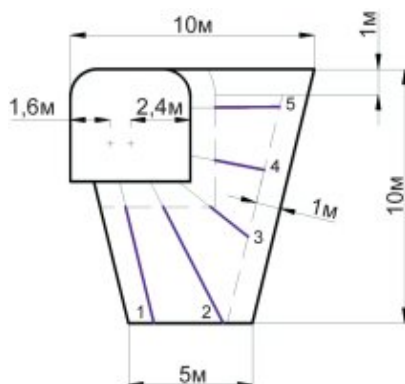


Рис. 5.1.12. Схема разбуривания стандартных камер переходной зоны при \varnothing скважин 75 мм

Таблица 5.1. 4. Параметры БВР в стандартных камерах
переходной зоны при \varnothing скважин 75 мм

№ скважины	Длина скважины	Длина заряжаемой части, м	Величина недозаряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	5,7	4,7	1,0	24
2	6,3	5,2	1,1	26
3	3,5	1,8	1,7	9
4	3,0	2,0	1,0	10
5	3,6	2,6	1,0	13
Всего:	22,1	16,3		82,0

Таблица 5.1.5. Показатели технологического взрыва
в стандартных камерах переходной зоны при \varnothing скважин 75 мм

№№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой массы	м ³	122
2	Диаметр скважины	мм	75
3	Общая длина скважин	м	22,1
4	Количество скважин	шт.	5
5	Количество ВМ: взрывчатых веществ электродетонаторов	кг шт.	82 5
6	Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	0,67

Таблица 5.1.6. Очередность взрывания скважин
в стандартных камерах переходной зоны при \varnothing скважин 75 мм

№ скважины	№ серий замедления	Номинальное время замедления, мс	Масса ВВ в группе, кг
2, 3	1	0	35
1, 4, 5	2	40	47

Параметры разбуривания веера переходной зоны на ЮЗРТ
(камеры первого типа)

Для диаметра скважин 75 мм:

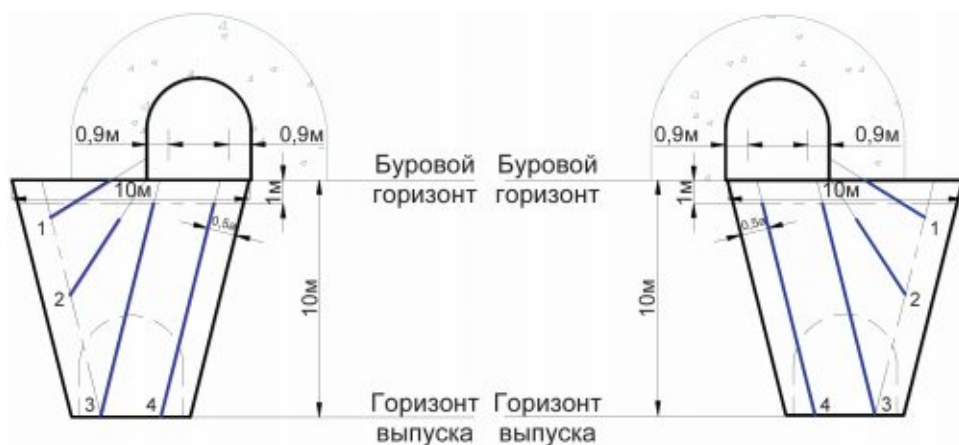


Рис. 5.1.13. Схема разбуривания камер переходной зоны на ЮЗРТ (камеры первого типа) при \varnothing скважин 75 мм

Таблица 5.1.7. Параметры буровзрывных работ в камерах

№ скважины	Длина скважины	Длина заряжаемой части, м	Величина недозаряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	4,8	3,0	1,8	15,0
2	5,9	3,8	2,1	19,0
3	10,3	9,3	1,0	46,5
4	10,3	9,3	1,0	46,5
Всего:	31,3	25,4		127,0

Таблица 5.1.8. Показатели технологического взрыва в камерах переходной зоны ЮЗРТ (камеры первого типа) при \varnothing скважин 75 мм

№№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой массы	м ³	165
2	Диаметр скважины	мм	75
3	Общая длина скважин	м	31,3
4	Количество скважин	шт.	4
5	Количество ВМ: взрывчатых веществ электродетонаторов	кг шт.	127 4
6	Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	0,77

Таблица 5.1.9. Очередность взрывания скважин в камерах переходной зоны ЮЗРТ (камеры первого типа) при \varnothing скважин 75 мм

№ скважины	№ серий замедления	Номинальное время замедления, мс	Масса ВВ в группе, кг
3, 4	1	0	93
1, 2	2	40	34

*Параметры разбуривания веера переходной зоны на ЮЗРТ
(камеры второго типа)*

Для диаметра скважин 75 мм:



Рис. 5.1.14. Схема разбуривания камер переходной зоны ЮЗРТ (камеры второго типа) при \varnothing скважин 75 мм

Таблица 5.1.10. Параметры буровзрывных работ в камерах переходной зоны ЮЗРТ (камеры второго типа) при Ø скважин 75 мм

№ скважины	Длина скважины	Длина заряжаемой части, м	Величина недозаряда, м	Масса заряда взрывчатых веществ, кг
1	10,3	9,3	1,0	46,5
2	20,0	15,0	5,0	75,0
3	20,0	15,0	5,0	75,0
4	10,3	9,3	1,0	46,5
Всего:	60,6	48,6		243,0

Таблица 5.1.11. Показатели технологического взрыва в камерах

№№ п/п	Показатель	Единица измерения	Всего
1	Объем отбиваемой массы	м ³	330
2	Диаметр скважины	мм	75
3	Общая длина скважин	м	60,6
4	Количество скважин	шт.	4
5	Количество ВМ: взрывчатых веществ электродетонаторов	кг шт.	243 6
6	Расчетный удельный расход ВВ	кг/м ³	0,74

Таблица 5.1.12. Очередность взрывания скважин в камерах переходной зоны ЮЗРТ (камеры второго типа) при Ø скважин 75 мм

№ скважины	№ серий замедления	Номинальное время замедления, мс	Масса ВВ в группе, кг
2	1	0	75
3	2	40	75
1, 4	3	80	93

Оконтуривание ромбовидных камер

При проектировании буровзрывных работ в камерах рекомендуется бурение оконтуривающих скважин.

Для качественного оконтуривания верхней части камер осуществляется бурением скважин располагающихся по контуру камеры на границе с закладочным массивом. Разбуривание оконтуривающих скважин осуществляется посередине между соседними веерами скважин (на расстоянии 1/2 ЛНС). Пробуренные скважины не заряжаются, а используются для чёткого оконтуривания закладочной стенки камеры.

Схема расположения оконтуривающих скважин в верхней части камер представлена на рис. 5.1.15.

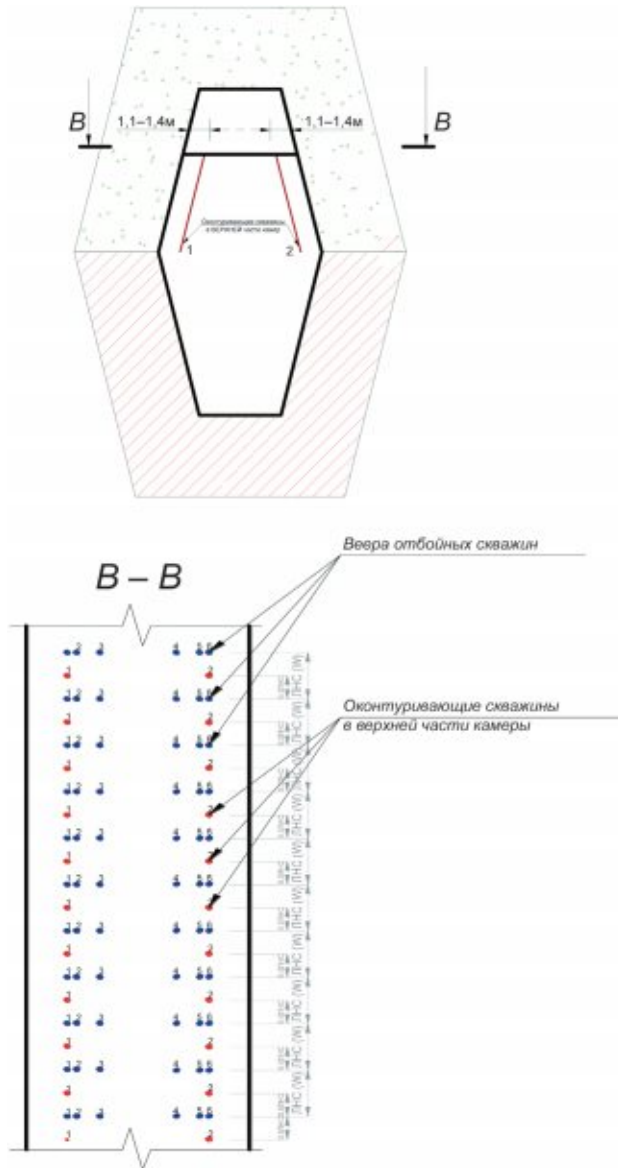


Рис. 5.1.15. Схема расположения оконтуривающих скважин в верхней части ромбовидных камер

Потери и разубоживание руды

Основными показателями, характеризующими полноту и качество извлечения полезного ископаемого из недр, являются величины потерь и разубоживания руды, а также зависимые от них коэффициенты извлечения и изменения качества.

Расчет нормативных размеров потерь и разубоживания руды, при отработке запасов ЮЗРТ разработан в соответствии с основными положениями и требованиями

«Временных методических рекомендаций по подготовке и рассмотрению материалов связанных с расчётом нормативов потерь ...», «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь (глава 2. п. 8).

Для отработки запасов проектируемого участка применяется:

- система разработки с выемкой запасов ромбовидными камерами (отработка 92% запасов). Описание системы разработки и её параметры представлены в настоящем технологическом регламенте выше. Конструктивные особенности системы разработки представлены на рис. 5.1.7 и 5.1.8;
- система разработки с камерной выемкой для отработки запасов переходной зоны (отработка 4% запасов);
- система разработки с камерной выемкой при расположении камер по простиранию рудного тела для отработки запасов на маломощных участках (отработка 4% запасов).

Основными показателями, характеризующими полноту и качество извлечения полезного ископаемого из недр, являются величины потерь и разубоживания руды, а также зависимые от них коэффициенты извлечения и изменения качества.

Расчет потерь и разубоживания произведен для применяемой системы разработки по местам их образования. Для данной системы разработки выемочная единица – камера.

Потери и разубоживание при выемке запасов ромбовидными камерами

При использовании варианта системы с выемкой запасов ромбовидными камерами потери и разубоживание руды рассчитываются по следующим местам их образования:

- а) потери в угловых частях камер;
- б) потери отбитой руды на днище камеры;
- в) разубоживание закладкой от стенок заложённых соседних камер;
- г) разубоживание от отслоения пустых пород по торцам камеры.

Общие нормативные потери и разубоживание руды для отдельной выемочной единицы (камеры) определяется суммированием всех видов расчётных потерь и разубоживания, характерных для данного варианта системы разработки (таблица 5.1.13). Схема обоснованию потерь и разубоживания руды при отработке ромбовидных камер представлена на рис. 5.1.16.

Таблица 5.1.13. Потери и разубоживание руды в ромбовидных камерах по местам их образования

Место образования	Потери, %	Разубоживание, %
1. Потери в угловых частях камер	2,40	
2. Потери отбитой руды на днище камеры	0,80	
3. Разубоживание закладкой от стенок заложённых соседних камер		5,00
4. Разубоживание породами с торцевых сторон камеры		1,47
Всего по камере	3,2	6,5

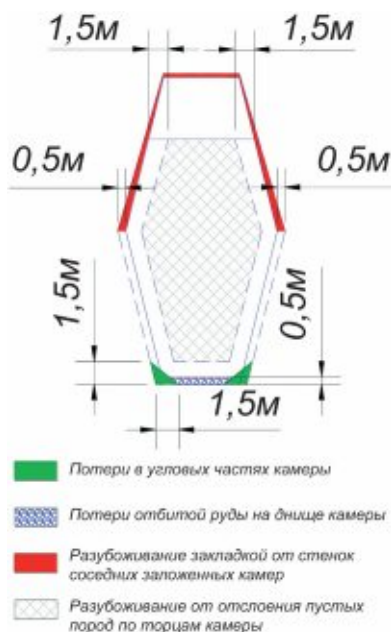


Рис. 5.1.16. Схема к обоснованию потерь и разубоживания руды при отработке ромбовидных камер

Потери и разубоживание при системе с камерной выемкой для отработки запасов переходной зоны

При использовании варианта системы с камерной выемкой при отработке переходной зоны потери и разубоживание руды рассчитываются по следующим местам их образования:

- потери в угловых частях камер;
- потери отбитой руды на днище камеры;
- разубоживание закладкой расположенной в кровле камер;
- разубоживание от отслоения пустых пород по торцам камеры.

Общие нормативные потери и разубоживание руды для отдельной выемочной единицы (камеры) определяется суммированием всех видов расчётных потерь и разубоживания, характерных для данного варианта системы разработки.

Расчётные размеры потерь и разубоживания руды по варианту камерной системы для выемки запасов переходной зоны сведены в таблице 5.1.14. Схема к обоснованию потерь и разубоживания руды при отработке камер переходной зоны представлена на рис. 5.1.17.

Закладочные работы

Погашение выработанного пространства производится путем его полной закладки. Для заполнения выработанного пространства камер применяются следующие виды закладки: твердеющая, бесцементная, породная, и комбинированная.

Таблица 5.1.14. Потери и разубоживание руды в камерах
переходной зоны по местам их образования

Место образования	Потери, %	Разубоживание, %
1. Потери в угловых частях камер	5,72	
2. Потери отбитой руды на днище камеры	1,43	
3. Разубоживание закладкой расположенной в кровле камеры		2,27
4. Разубоживание породами с торцевых сторон камеры		0,85
Всего по камере	7,2	3,1

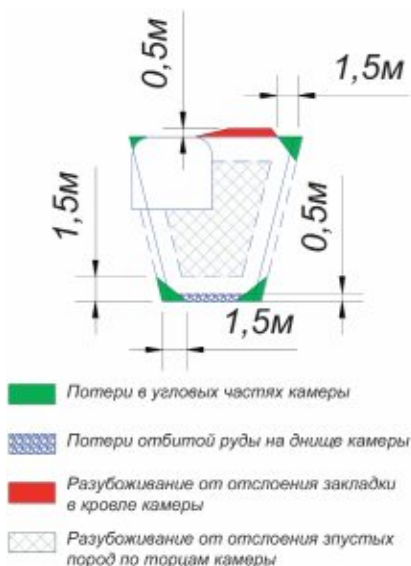


Рис. 5.1.17. Схема к обоснованию потерь и разубоживания руды при отработке камер переходной зоны

Составы закладочных смесей регламентируются действующей на руднике «Айхал» инструкцией по ведению закладочных работ. В данной инструкции разработаны базовые составы (марки) закладочных смесей на основе применяемых материалов для условий слоевой системы разработки (таблица 5.1.15).

Данные о средневзвешенном расходе цемента для закладки ромбовидных камер представлены в таблице 5.1.16.

Данные о средневзвешенном расходе цемента для закладки камер, проектируемого участка с учётом удельного веса систем разработки представлены в таблице 5.1.17.

Таблица 5.1.15. Базовые составы закладочных смесей
и их прочностные параметры

Ингредиенты, входящие в состав закладочной смеси и плотность закладки	Содержание ингредиентов, кг/м ³ в зависимости от марки закладки										
	0	10	15	20	30	35	40	50	60	70	80
Марка закладки	0	10	15	20	30	35	40	50	60	70	80
Портландцемент М400	0	100	125	150	200	225	250	300	325	350	400
Диабаз	1620	1460	1445	1420	1370	1340	1310	1280	1250	1230	1180
ЛСТ	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Вода	390	410	410	410	415	420	420	425	430	430	430
Плотность за- кладки, кг/м ³	2011	1971	1981	1981	1986	1986	1981	2006	2006	2001	2001
Возраст образцов, сут.	Прочность образцов при сжатии, МПа										
7	–	0,9	1,0	1,2	1,5	1,8	2,1	3,2	3,6	4,0	5,0
14	–	1,1	1,2	1,6	2,2	2,7	3,2	4,6	4,9	5,4	6,8
28	–	1,2	1,5	2,0	2,8	3,5	4,2	5,8	6,3	7,0	8,5
90	–	1,2	1,6	2,2	3,1	3,8	4,5	6,2	6,8	7,6	9,2
120	–	1,3	1,7	2,3	3,2	3,9	4,6	6,3	7,0	7,9	9,5
180	–	1,3	1,7	2,4	3,3	4,0	4,7	6,4	7,1	8,0	9,8
360	–	1,4	1,8	2,6	3,4	4,1	4,8	6,5	7,3	8,2	10,0

Таблица 5.1.16. Данные о средневзвешенном расходе цемента
для закладки ромбовидных камер

Расположение закладочного массива	Марка закладки	Расход це- мента, кг/м ³	Удельный вес данной марки закладки в объёме камеры, %
Несущий слой	Марка 40	250	21
Средняя часть камеры	Марка 35	225	53
Верхняя часть камеры	Марка 0	0	26
Всего, средневзвешенные значения	–	172	100

Таблица 5.1.17. Данные о средневзвешенном расходе цемента для закладки камер, проектируемого участка с учётом удельного веса систем разработки

Расположение закладочного массива	Средне-взвешенный расход цемента, кг/м ³	Удельный вес системы разработки, %
Камеры переходной зоны	235	4
Ромбовидные камеры	172	92
Камеры, расположенные по простиранию рудного тела	218	4
Итого, средневзвешенные значения	176	100

Твердеющая и бесцементная закладка доставляется трубопроводным транспортом и используется для закладки камер всех очередей.

Породная закладка применяется для заполнения верхней части камер. В качестве закладочного материала при породной закладке используются породы от проходческих работ. Транспортировка породы осуществляется самоходной техникой, а доставка и укладка непосредственно в очистном пространстве закладываемой камеры производится с помощью ПДМ, оборудованных системой дистанционного управления.

Высота верхней (насыпаемой) части ромбовидных камер составляет 6 м. Для заполнения верхней части камеры может применяться комбинированная закладка, сочетающая в себе породы от проходческих работ и бесцементную закладочную смесь, приготавливаемую на закладочном комплексе и подаваемую по трубопроводу.

Технология возведения закладочного массива

По завершению очистных работ, отработанная и зачищенная камера по акту передается закладочному участку. Нормативная прочность закладочного массива в ее донной, средней и верхней части определена в разделе 3.5 настоящего регламента. Все закладочные работы в отработанных камерах производятся в соответствии с технологической инструкцией по закладочным работам, разработанной для рудника «Айхал».

Закладочные работы в камерах необходимо производить в короткие сроки. Это позволит исключить возможность самопроизвольного обрушения кровли и стенок отработанной камеры при длительном ее стоянии незаложенной, а также повысить температуру закладочного массива в период его твердения за счет выделения тепла при одновременной гидратации большого количества вяжущего в составе закладки. Твердение массива при повышенной температуре резко ускоряет процесс набора прочности и позволяет получить более высокую прочность к моменту его обнажения горными работами.

На всех сбоях с выработанным пространством устанавливаются изолирующие перемычки. Конкретное место установки определяется локальным проектом на отработку и закладку камеры, но не ближе 2 м от очистного пространства. Возможна уста-

новка деревянных, бетонных (железобетонных) перемычек, а также металлических и насыпных из отбитой породы.

Закладочный трубопровод проходит по закладочной выработке и заводится в высшую точку выработанного пространства. Закладочный материал по существующим выработкам подается к месту проведения закладочных работ. Подача закладки в выработанное пространство должна производиться с минимальным количеством перерывов до полного окончания закладки камеры. При закладке камер применяются два варианта твердеющих смесей (рис. 5.1.18):

- для несущего слоя (в днище камеры) толщиной 5 м применяют закладку прочностью не менее 4,5 МПа (марка 40);
- в центральной части применяется закладка прочностью не менее 3,5 МПа (марка 35).

Верхняя часть камеры не обнажается в последующем при ведении очистных работ в соседних камерах, поэтому по завершению заливки твердеющей смеси основного объема камеры и набора необходимой прочности, осуществляют закладку верхней части бесцементной (породной) или комбинированной закладкой с применением самоходной техники.

Закладка верхней части камеры осуществляется в два этапа:

- на первом этапе производится формирование насыпи из породной закладки (рис. 5.1.19);
- на втором этапе осуществляется дозакладка оставшегося выработанного пространства (под кровлю камеры) в отступающем порядке (рис. 5.1.20).

Применяемое технологическое оборудование

При ведении подготовительных и очистных работ на участке планируется применение следующего оборудования:

1. Оборудование, используемое для ведения очистных работ:

- погрузочно-доставочные машины (ПДМ) типа ST-700 (Atlas Copco грузоподъемностью 6,5 тонн – 2 единицы;
- автосамосвал TAMROCK EJC-20 – 2 единицы;
- самоходная буровая установка для бурения глубоких скважин типа DL 311-7 с диаметром скважин 64-89мм – 1 единица;
- буровые станки типа НКР-100МВПА, БП-100, СММ-2 с диаметром скважин 105 мм – 6 единиц;
- зарядная машина типа CHARMEC-1610 В (Normet) – 1 единица.
- пневматическая зарядная машина типа ЗП – 1 единица;

Зарядка скважин на первоначальном этапе будет осуществляться зарядчиком ЗП, затем – зарядной машиной типа CHARMEC-1610.

2. Оборудование, используемое для ведения проходческих работ:

- проходческая буровая установка типа Boomer H281C (Atlas Copco) – 1 единица;
- установка для торкретирования выработок ALIVA – 1 единица;
- ПДМ грузоподъемностью 6,5 тонн типа ST- 700 (Atlas Copco) – 1 единица;
- автосамосвал TAMROCK EJC-20 – 1 единица;

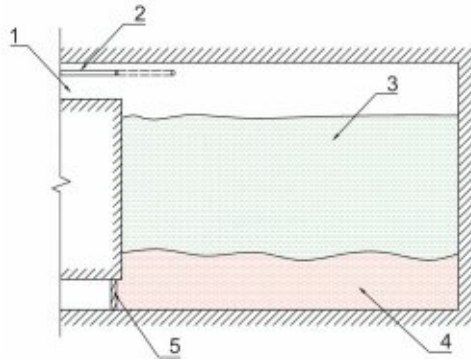


Рис. 5.1.18. Формирование закладочного массива с применением твердеющей смеси
1 – закладочная выработка; 2 – закладочный трубопровод; 3 – закладочный массив с прочностью 3,5 МПа; 4 – закладочный массив с прочностью 4,5 МПа; 5 – перемычка

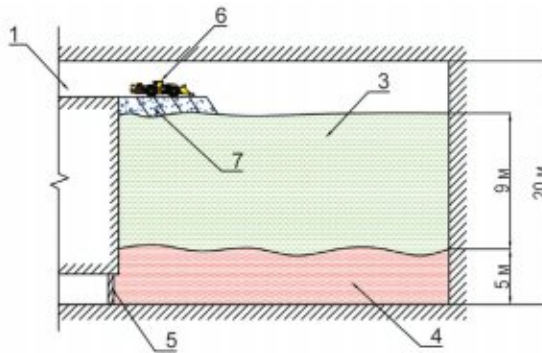


Рис. 5.1.19. Формирование насыпи с применением породной закладки
1 – закладочная выработка; 3 – закладочный массив с прочностью 3,5 МПа;
4 – закладочный массив с прочностью 4,5 МПа; 5 – закладочная перемычка;
6 – погрузочно-доставочная машина; 7 – навал из сухой (породной) закладки

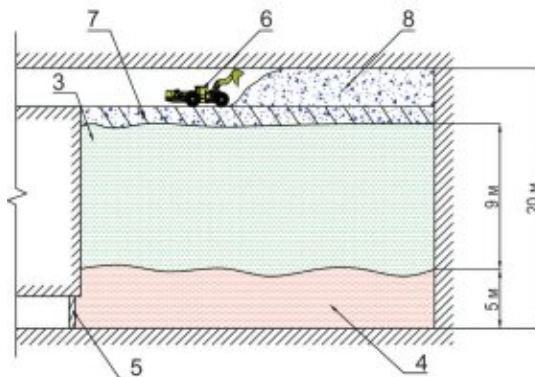


Рис. 5.1.20. Дозакладка верхней части камеры с применением сухой (породной) закладки
1 – закладочная выработка; 3 – закладочный массив с прочностью 3,5 МПа; 4 – закладочный массив с прочностью 4,5 МПа; 5 – закладочная перемычка; 6 – погрузочно-доставочная машина; 7 – навал из сухой (породной) закладки; 8 – дозакладка камеры породой

3. Оборудование, используемое для проветривания горных работ:
 - вентилятор местного проветривания типа ВМЭ-8; ВМЭ-2-10А – 4 единицы.
4. Оборудование для доставки материалов, людей и грузов:
 - кассетная система «Multimes» – 1 единица.

Разработанная технология камерной выемки с подэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки и закладкой выработанного пространства принята АК «АЛРОСА» к внедрению на руднике «Айхал» при отработке Юго-Западного и Северо-Восточного рудных тел. Начало опытно-промышленных испытаний намечено в отметках +130 м/+115 м Юго-Западного рудного тела.

На технологию получен патент на изобретение [45].

5.2. Технология блокового обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды для отработки месторождения «Удачное» (АК «АЛРОСА»)

В соответствии с решениями технологического регламента и проекта вскрытия и отработки запасов I очереди, для выемки запасов месторождения «Удачное» подземным способом, ниже горизонта –320 метров применяется система этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды.

В этаже –320/–365 метров высота добычного блока составляет 45 метров. Руда в данном этаже отбивается с помощью восходящих скважин, пробуренных из траншейных штреков гор. –345 метров. Выпуск рудной массы осуществляется через выпускные выработки блоков с помощью самоходных ПДМ на горизонте –365 метров. С горизонта –365 метров рудная масса из выемочных блоков перепускается на гор. –380 метров и далее автосамосвалами транспортируется к скиповому подъему ВВС.

В плане рудное тело разбивается на панели шириной 40 метров. Выемка запасов в пределах панелей ведется добычными блоками на всю высоту этажа, с параметрами блока: длина – 40 метров, ширина – 40 метров. Деление панели на блоки условное. Внутри панелей используется сплошной, одностадийный (бесцеликовый) порядок выемки запасов блоков. Целики оставляют только над выработками выпуска (надштрековые целики), которые погашают при выемке нижнего этажа.

Выемка запасов панелей осуществляется также в сплошном порядке без оставления постоянных или временных рудных целиков.

Проектный вариант системы разработки этажного принудительного обрушения и его конструктивное оформление представлено на рис. 5.2.1.

Основываясь на анализе системы разработки, предлагаемой для выемки основной части запасов месторождения «Удачное» можно сделать вывод о том, что не смотря на в целом верный выбор системы разработки этажного принудительного обрушения существует ряд факторов, которые могут вызвать определенные трудности при применении данного варианта системы разработки:

– изменение прочностных свойств кимберлита при его соприкосновении с воздухом и насыщении водой может отрицательно повлиять на устойчивость рудных элементов

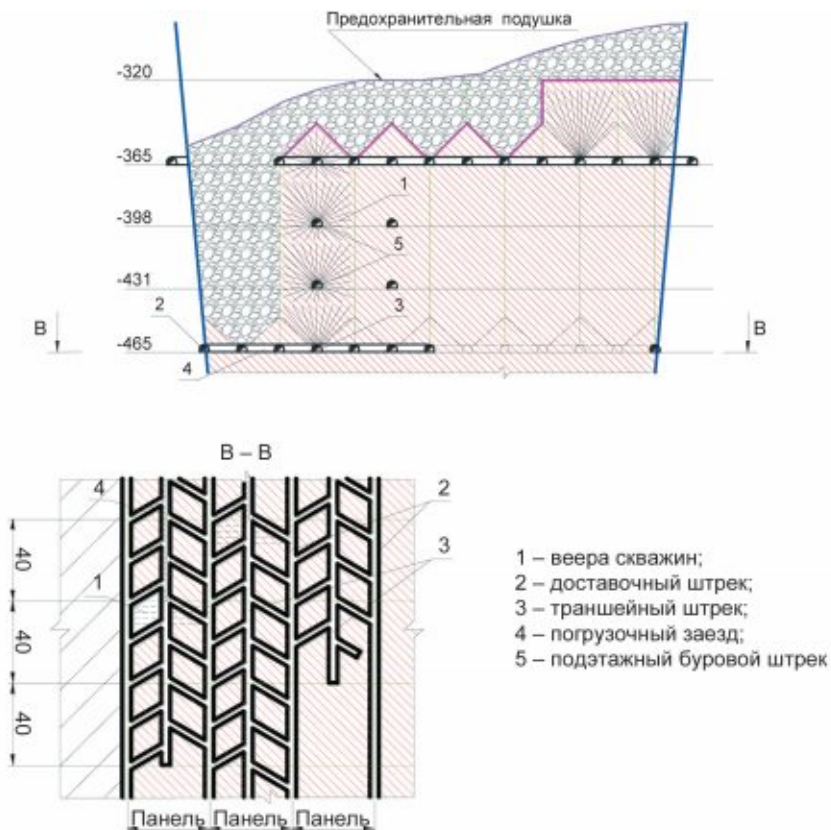


Рис. 5.2.1. Принятая в проекте конструкция системы блокового обрушения

днищ блоков (бортов траншей), а также выработок выпуска, через которые будет осуществляться выдача больших объёмов рудной массы;

– слабая устойчивость кимберлита ещё больше проявляется при продолжительном времени существования выработок и эксплуатации блока. Для сохранения устойчивости выпускных выработок на весь период отработки запасов блока могут потребоваться затратные и металлоёмкие виды крепи с большой долей ручного труда при их установке, постоянные ремонты крепления и др. Соответственно при временной приостановке эксплуатации отдельных выпускных выработок неизбежно возникнут сложности с планомерностью выпуска рудной массы из блоков;

– отдельного внимания может потребовать обеспечение устойчивости диагональных погрузочных заездов на участках их сопряжения с доставочным штреком, особенно в их остроугольной части;

– значительное сейсмическое влияние будут оказывать взрывные работы на рудные массивы и вмещающие породы.

В 2013 специалистами ОАО «Уралмеханобр» совместно с сотрудниками института «Якутнипроалмаз» был произведён обзор опыта применения систем с массовым

обрушением на ведущих зарубежных рудниках (рудники «Premier», «Finsch» и др. [46, 47, 48], осуществляющих разработку кимберлитовых месторождений.

Обобщение мирового опыта позволяет сделать вывод о том, что системы массового обрушения (самообрушения) являются достаточно распространенными при подземной отработке кимберлитовых труб. При этом основной объем занимают системы панельного или блокового самообрушения вследствие малой прочности обрабатываемой руды, достаточно низкой себестоимости выемки, возможности применения высокопроизводительного самоходного оборудования и высоких показателей производительности системы разработки.

Основными проблемами, с которыми сталкиваются рудники при добыче кимберлитовых руд, являются:

- слабая устойчивость руды и приконтактной зоны;
- правильная трассировка выпускных выработок и выбор их оптимального пространственного расположения относительно друг друга;
- необходимость усиленного крепления выработок, пройденных на этих участках;
- ограниченная возможность применения воды в технологических целях и переход на безводное бурение и обеспыливание;
- высокий выход негабарита при системах с самообрушением и необходимость его вторичного дробления.

На основании данного обзора проведён анализ проектных решений по технологии ведения подземных горных работ на «Удачном» месторождении, принятых на предыдущих стадиях проектирования. Выявлены наиболее проблемные и так называемые «узкие» места в принятых ранее технологических решениях.

С учётом опыта работы зарубежных рудников были предложены отдельные изменения в конструктивных элементах системы разработки, направленные на улучшение технологических параметров системы разработки и повышения безопасности горных работ. При реализации новых конструктивных решений планируется оптимизировать отдельные элементы системы разработки этажного обрушения, не изменяя порядок выемки и сущность самой системы, предусмотренной ранее выпущенной проектной документацией.

Данные изменения были доложены техническому руководству компании АК «Алроса», отмечена целесообразность опробования разработанных конструктивных решений по системам разработки на практике в условиях рудника «Удачный».

Уже на стадии проектирования отработки запасов месторождения подземным способом с применением систем разработки с массовым обрушением основываясь на опыте применения систем разработки данного класса целесообразно предложено опробовать на практике наиболее целесообразные конструктивные элементы системы разработки, касающиеся:

- взаимного расположения подготовительных и нарезных выработок;
- изменения их трассировки внутри блока;
- уточнения параметров бурения и расположения вееров скважин;
- крепления выпускных выработок в местах их сопряжения с выработанным пространством и др.

Подбор оптимальной формы и размеров рудных элементов днищ блока, а также формы и размеров выпускных пунктов

Выбор правильной формы целиков в основании очистного блока при эксплуатации является важным фактором, влияющим на процесс выпуска руды, а также на сохранность и устойчивость выпускных и доставочных выработок на весь период выпуска руды.

Считается, что, имея определенную форму, надштрековый целик, а также конфигурация и параметры выпускного пункта могут способствовать улучшению показателей выпуска руды и увеличивать сохранность доставочных выработок.

Размеры и форма оснований блоков влияние на выпуск руды и устойчивость выработок представлены на рис. 5.2.2.

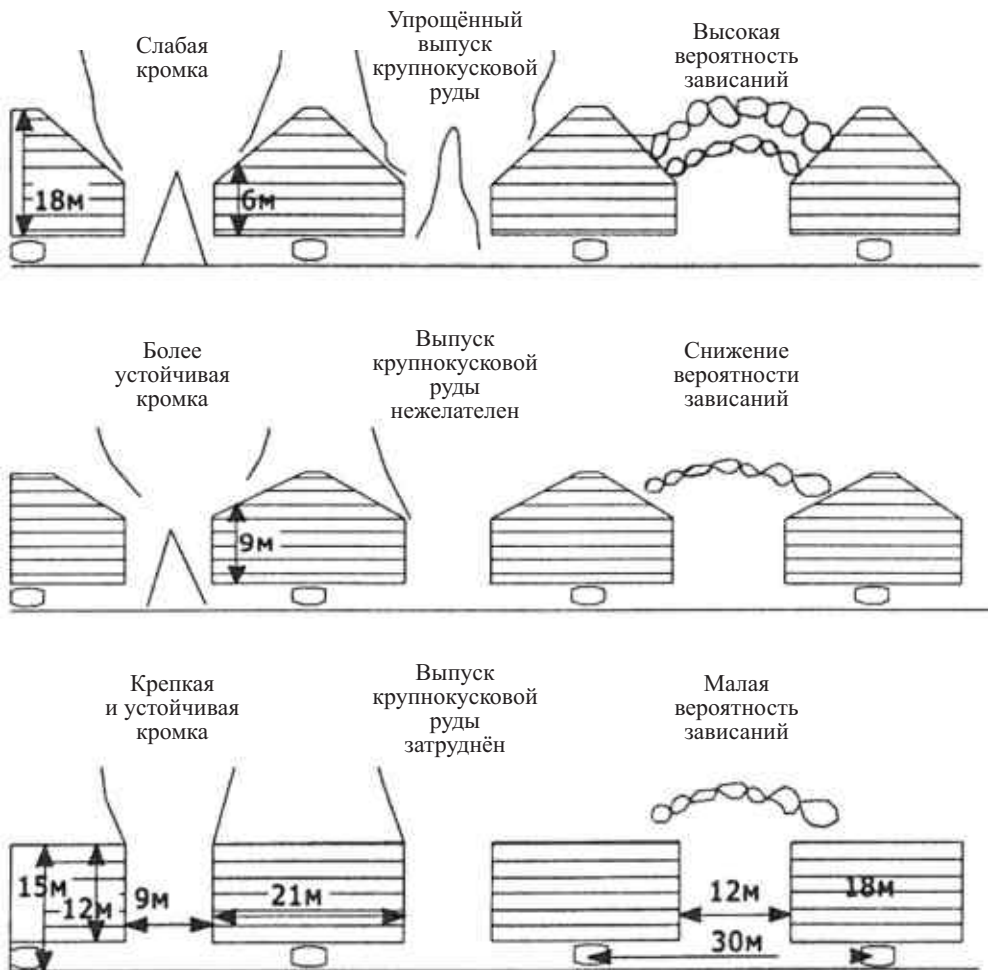


Рис. 5.2.2. Размеры и форма целиков в основаниях блока, а также их влияние на выпуск руды и устойчивость доставочных выработок

В условиях рудника «Удачный» с учётом невысокой устойчивости кимберлита, наиболее предпочтительной для испытаний является прямоугольная форма целиков в днище блока. Основная зона износа кромки находится непосредственно над пунктом выпуска. Задача испытаний будет сводиться к определению оптимальной высоты рудных элементов днища.

На выпуске и доставке рудной массы используется самоходная техника, при этом необходимо обеспечить максимальное пространство при минимальной протяженности штрека для маневра одновременно более крупных механизмов в пределах оптимального пространства зоны извлечения. Важно найти оптимальный вариант при выборе ПДМ и принимать решение на основе точной оценки требуемой протяженности зоны выпуска с учетом дробимости руды.

Следует четко понимать, что временные потери руды или последующее увеличение разубоживания, к которым могут привести низкие показатели извлечения руды, способны значительно превысить затраты, связанные с использованием более крупных машин и механизмов.

Ещё одной из важных составляющих успешного применения системы этажного обрушения является подбор наиболее подходящей формы выпускных выработок (выпускного пункта).

Варианты выпускных выработок при использовании систем разработки этажного обрушения представлены на рис. 5.2.3.

Во всех вариантах выпускные выработки имеют конструкцию с плоским днищем. То есть в днищах блоков формируются так называемые выпускные камеры, которые имеют плоское днище. При этом значительно снижается давление столба рудной массы, находящейся над выпускными выработками на конструктивные элементы системы разработки (надштрековые целики и др.). Это достигается за счёт того, что основной вес столба рудной массы начинает оказывать давление не на рудные откосы в днище блока и расположенные в них выработки, а непосредственно на его днище.

Параметры выпускных камер, их форма и размеры во всех случаях индивидуальны и разрабатываются исходя из устойчивости массива, типа применяемой ПДМ и технологии её формирования.

Наиболее подходящей на первой стадии испытаний можно считать схему А, как наиболее простую в исполнении.

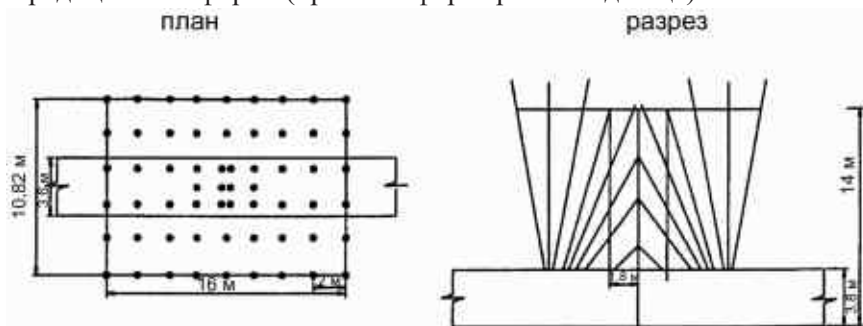
Трассировка и взаимное расположение доставочных и транспортных выработок внутри блок

Эволюция трассировки транспортных и доставочных выработок на рудниках, отрабатывающих запасы системами разработки этажного обрушения, заключается в изменении конструкции днищ блоков.

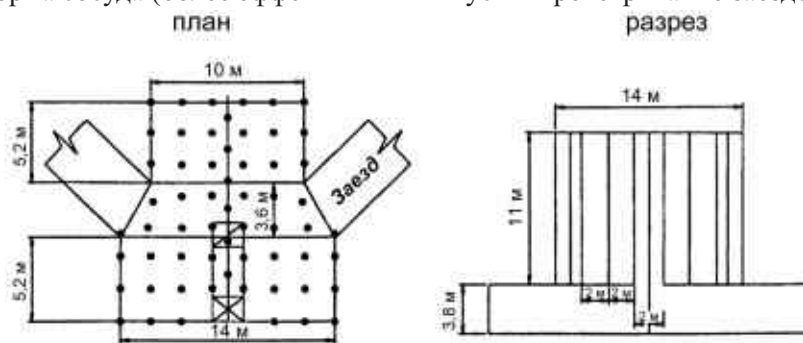
Почти на всех рудниках первоначально применяли конструкцию днища блока с диагональными заездами, представленную на рис. 5.2.4.

Данная схема подготовки проста в исполнении, однако, она имеет ряд серьёзных недостатков:

А) – традиционная форма (простота формирования дна).



Б) – форма сосуда (более эффективный выпуск и проветривание заездов)



В) – изогнутая форма (улучшение взаимодействия фигур выпуска)

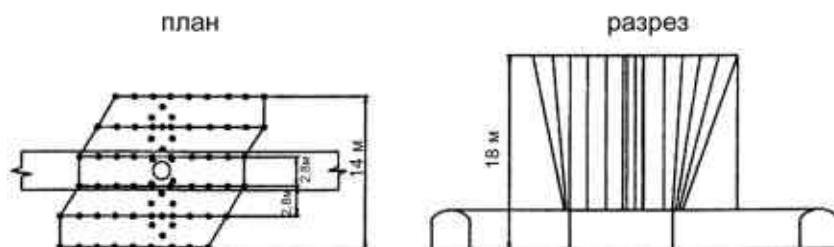


Рис. 5.2.3. Варианты выпускных выработок при использовании систем разработки
этажного обрушения

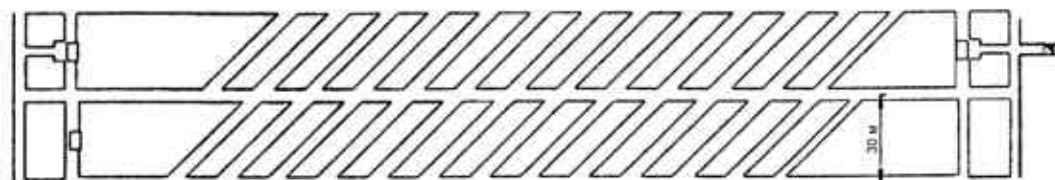


Рис. 5.2.4. Конструкция дна с диагональными заездами

- влияние давления налегающей взорванной рудной массы в блоке на устойчивость сопряжений траншейного штрека и погрузочных заездов (особенно в остроугольной части их примыкания);
- быстрый выход из строя выпускных пунктов в результате разрушения так называемых рудных козырьков, что приводит к необходимости многократного перекрепления заездов, и соответственно, остановки работ по выпуску;
- наличие только одного пункта отгрузки руды из блока в каждом заезде;
- значительная длина тупиковых погрузочных заездов и соответственно необходимость организации их проветривания.

При этом вариант формирования днища несколько усложнился, но процесс доставки стал более эффективным, проветривание выработок улучшилось, и снизились простои пунктов выпуска по причине перекрепления сопряжения погрузочного заезда и выпускной камеры.

Был предложен другой вариант днища, представленный на рис. 5.2.5.

Расположение буровых выработок в блоке и уточнение параметров бурения с верным расположением скважин

При опытно-промышленных испытаниях новой конструкции днища блока с оформлением на доставочном горизонте так называемых выпускных пунктов (камер) с изменением трассировки выработок, принятой в выпущенной ранее проектной документации появляется возможность изменить расположение буровых выработок в блоке.

Предполагаемая к испытаниям схема расположения буровых выработок представлена на рис. 5.2.6. Реализация такой схемы имеет следующие преимущества:

- уменьшается глубина разбуриваемых скважин с 40 – 45 метров до 22 – 25 метров (буровая выработка смещается с горизонта –365 метров на горизонт –345 метров);
- улучшается точность бурения скважин;
- упрощается технология зарядания скважин.

Определение способов крепления погрузочных заездов в местах их сопряжения с выработанным пространством

Все погрузочные пункты (погрузочные заезды), которые используются при выпуске отбитой руды на доставочном горизонте, будут дополнительно подвергаться значительному отрицательному воздействию от давления и трения выпускаемой через них рудной массы. В связи с этим, к креплению погрузочных заездов появляются дополнительные требования, связанные с устойчивостью вмещающего рудного массива и сохранением самой выработки.

Поэтому, вне зависимости от рассчитываемого рейтинга кимберлита на данных участках выработок планируется произвести испытания крепления по схемам представленным на рис. 5.2.7, 5.2.8 и 5.2.9.

По результатам опытно-промышленных испытаний планируется определить наиболее подходящий для условий рудника «Удачный» вид крепления сопряжений погрузочных заездов и выпускных пунктов (камер).

С целью опробования на практике и внедрения наиболее целесообразных конструктивных элементов системы разработки в условиях рудника «Удачный» была сформирована программа опытно-промышленных испытаний.

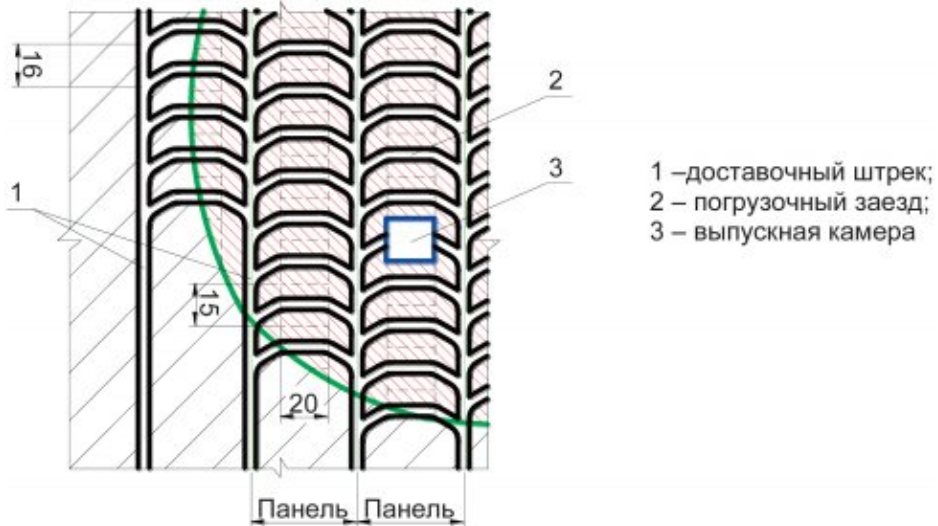


Рис. 5.2.5. Конструкция днища с боковыми заездами к пункту отгрузки

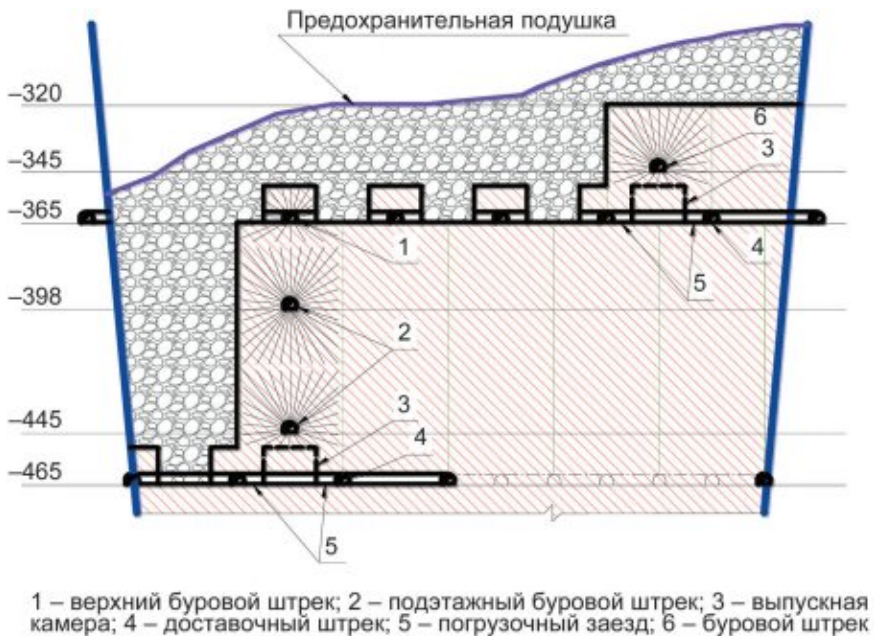


Рис. 5.2.6. Схема расположения буровых выработок в блоках при изменении конструкции днища

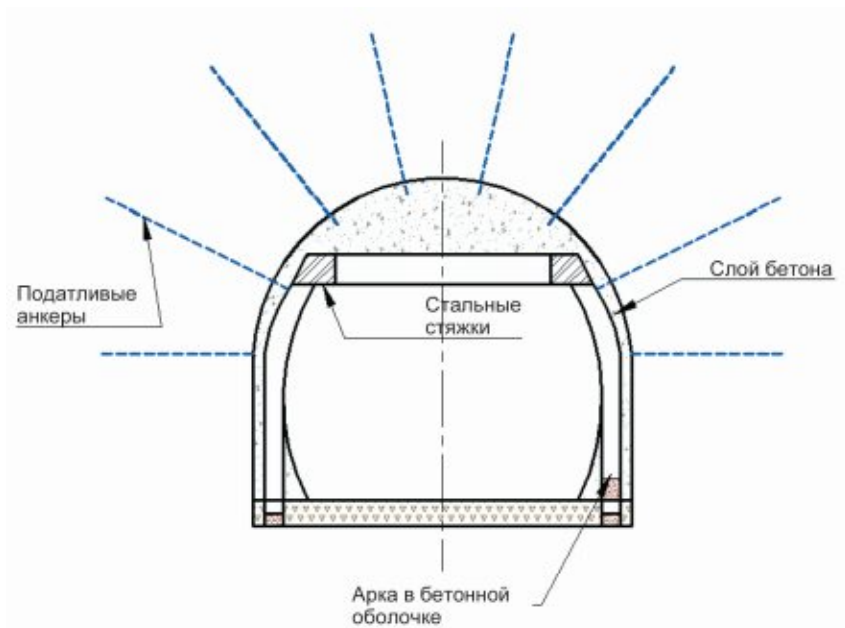


Рис. 5.2.7. Крепление пунктов выпуска (вариант 1)

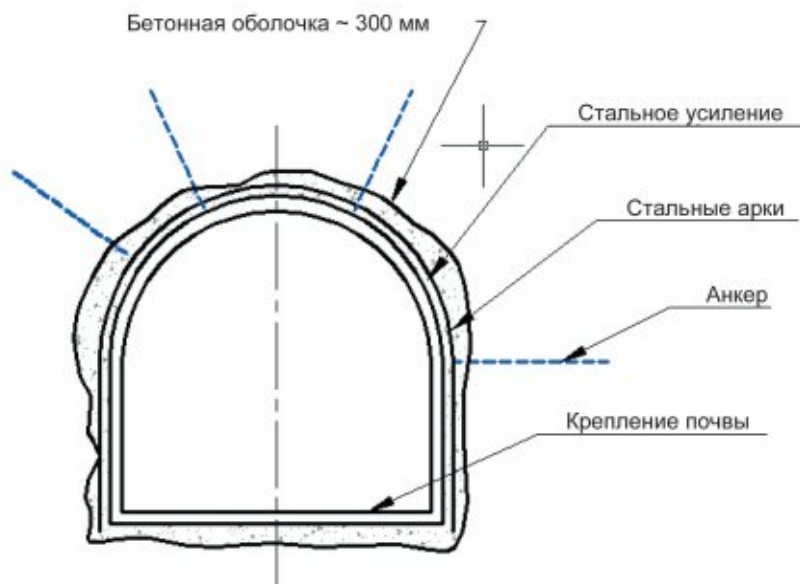


Рис. 5.2.8. Крепление пунктов выпуска (вариант 2)

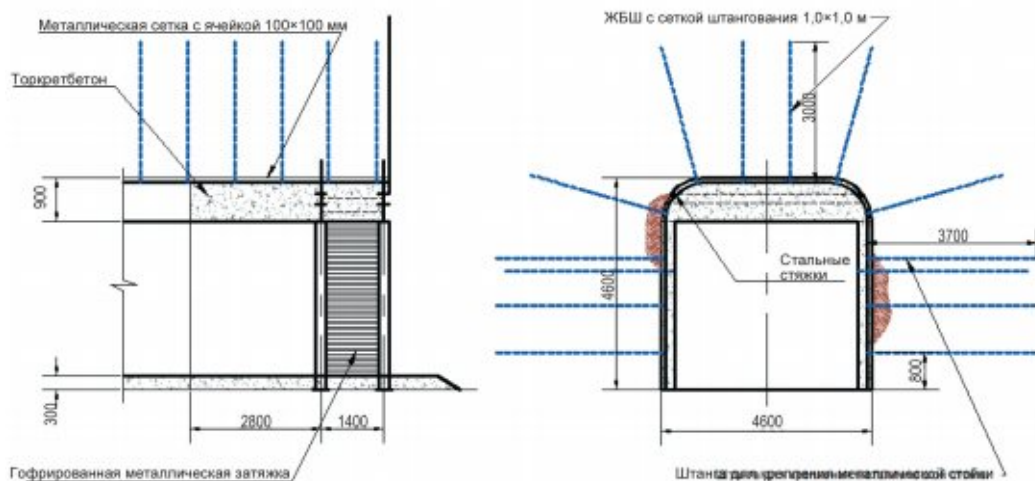


Рис. 5.2.9. Крепление пунктов выпуска (вариант 3)

Выбор участка для опытных работ и обоснование порядка выемки запасов опытного участка

Руководством АК «Алроса» и «Удачинского» ГОКа принято решение о проведении опытно-промышленных испытаний по опробованию указанных выше технических решений на Восточном рудном теле месторождения.

На Западном рудном теле для получения сравнительных характеристик выемка запасов на начальном этапе развития горных работ будет осуществляться по принятым ранее проектным решениям.

По мере получения результатов опытных работ по новым конструктивным элементам системы разработки, и проектным параметрам будет производиться анализ эффективности ведения горных работ. На его основе будет приниматься решения по дальнейшему ведению подземных горных работ на месторождении.

Совместным решением руководства «Удачинского» ГОКа, специалистов ОАО «Якутнипроалмаз» и ОАО «Уралгипроруда» опытные работы решено вести на Восточном рудном теле в пределах первой и второй панелей, расположенных на южном фланге залежи. Выбор направления выемки руды на Восточном рудном теле обусловлен результатами регламента совместной отработки запасов месторождения на стадии завершения открытых горных работ и окончания строительства подземного.

Для обеспечения устойчивости бортов карьера и обеспечения сохранности карьерного транспортного съезда на как можно более длительный период выемка запасов на Восточном рудном теле месторождения должен осуществляться с юга на север.

Опытные работы решено вести сразу двух панелях (1-й и 2-й) решено вести в связи с тем, что панель № 1 располагается на контакте рудного тела и вмещающих пород, имеет незначительную длину и переменную мощность рудного тела. Появляется множество ограничивающих факторов и дополнительных входящих величин (переменные

размеры блоков, различное оформление выпускных пунктов в зависимости от длины блоков, переменные параметры БВР в блоках и др.). В данных условиях оценить новшества и их влияние на технологию выемки запасов в полной мере не удастся.

В связи с этим опытные работы для их всесторонней оценки решено производить подключив к опытному участку панель № 2. При этом опытные работы для получения наиболее достоверных результатов ОПИ, определения производительности системы разработки по выемке руды наиболее целесообразно начать именно с панели № 2. Панель № 2 будет подключаться в отработку по мере продвижения фронта очистных работ в панели № 1 с отставанием не менее чем на один выемочный блок.

Данная схема не меняет общего порядка выемки, определённого в для Восточного рудного тела.

Выемка запасов в панелях № 2 и № 1 в пределах опытного участка осуществляется от центра панели к флангам. При этом после выемки 2-х первоочередных блоков в панели появляется возможность независимой отработки запасов двумя расходящимися фронтами.

Направление выемки запасов выемочных блоков в опытных панелях представлена на рис. 5.2.10.

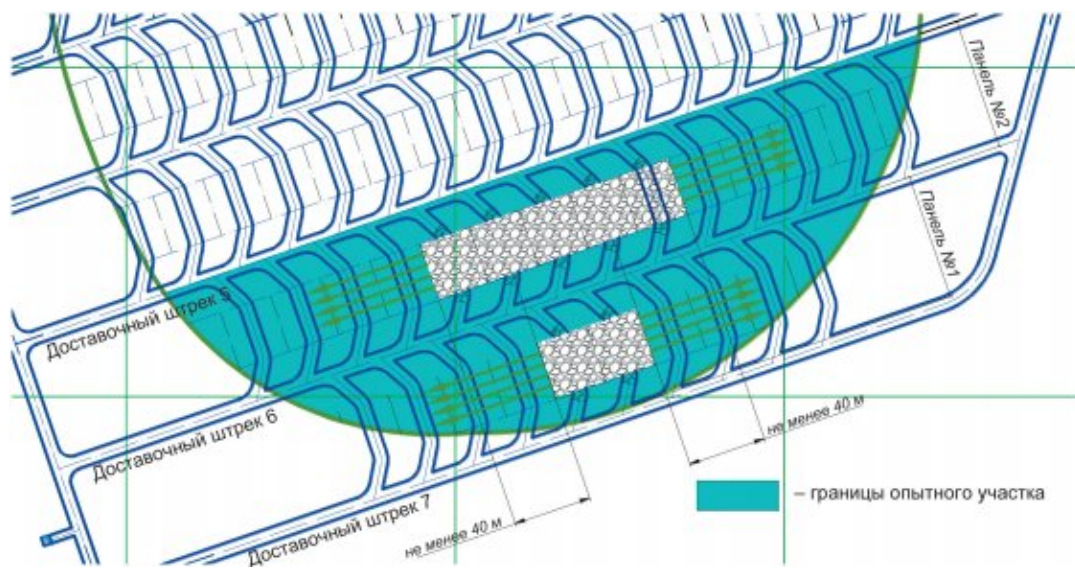


Рис. 5.2.10. Направление выемки запасов выемочных блоков в опытных панелях

Технология очистной выемки руды

Система разработки этажного принудительного обрушения при отработке запасов под дном карьера в панелях этажа -320/-365 метров включает в себе две стадии очистной выемки:

- начальная стадия;
- нормальная стадия.

Начальная стадия очистной выемки в панели включает себя проходку отрезного восстающего и образование отрезной щели путем отбойки параллельных скважинных зарядов на отрезной восстающей в отметках –320/–365 метров. Отрезная щель служит в качестве компенсационного пространства, на которое в последующем осуществляется отбойка основных запасов. По высоте скважины отрезной щели не добуриваются до карьерного пространства на 5–7 метров для предотвращения заполнения отрезной щели рудной массой, находящейся на дне карьера. Образовавшаяся между карьерным пространством и отрезной щелью рудная потолочина обрушается в последующем в режиме самообрушения.

Нормальная стадия очистной выемки включает себя послейную отбойку рудного массива секциями сначала на отрезную щель, а затем в зажиме на образованное выработанное пространство, заполненное рудной массой. Одновременно в блоке (панели) отбивается секция, состоящая из несколько вееров (слоёв) скважин.

После отбойки очередной секции под отбитой рудной массой в днище блока между горизонтами –345 и –365 метров оформляется выпускная камера (выпускной пункт), через которую осуществляют выпуск 25–30% отбитых запасов, затем осуществляется взрывание следующей секции (обоснование толщины секции приведено ниже).

Параметры выпускной камеры:

- длина – 20 метров;
- ширина – 15 метров;
- высота – 15 метров.

Таким образом, отбойка основного рудного массива в панелях осуществляется с опережением по отношению к созданию выпускных камер не менее, чем на ширину выпускной камеры (15 метров).

Отгрузка отбитой руды осуществляется через погрузочные заезды с помощью погрузочно-доставочных машин (ПДМ).

При отгрузке рудной массы чётко соблюдается планограмма выпуска таким образом, чтобы толщина предохранительной подушки в любой момент очистной выемки была не менее 35 м (от почвы горизонта выпуска). Стратегический контроль отгрузки является инструментом, который устанавливает объём руды, который должен быть отгружен из отдельного погрузочного заезда, на основе ежедневных отчетов для того чтобы отвечать целям добычи, а также для того чтобы из отдельного заезда не было отгружено руды сверх нормы, так как это может спровоцировать слишком раннее начало разубоживания.

Реальная производительность погрузочных заездов по отгрузке рудной массы должна контролироваться мониторинговой системой (инспекторами контроля выпуска), а также операторами ПДМ должны регулярно проверяться погрузочные заезды для определения количества и качества выпуска.

Доставка рудной массы производится по доставочным штрекам горизонта –365 метров до рудоспусков, расположенных на Восточном полевом орту (рис. 5.2.11).

Система разработки этажного принудительного обрушения и его конструктивное оформление в этаже –320/–365 метров представлен на рис. 5.2.12.

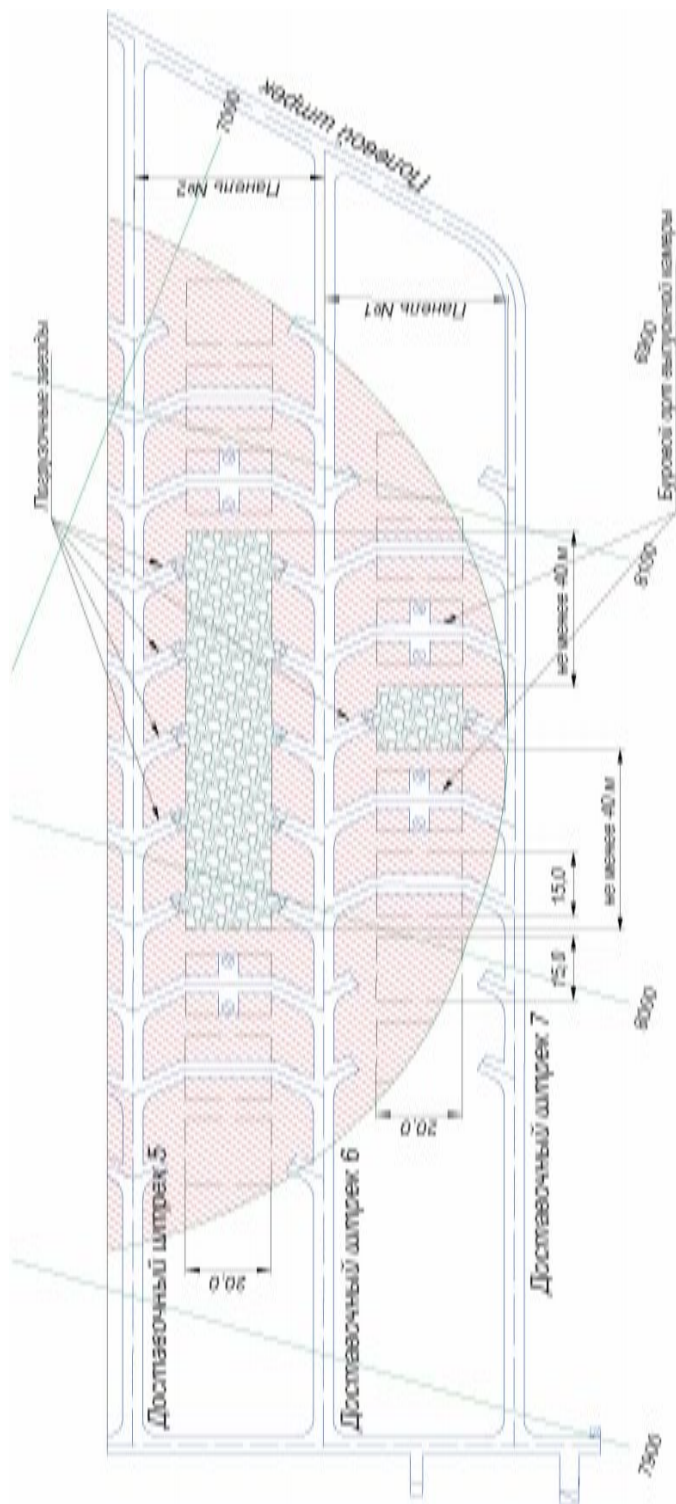


Рис. 5.2.11. Горизонт выпуска (гор. –365 м)

Буровзрывные работы

Общие параметры буровзрывных работ при системе разработки блокового обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды определены по расчётным зависимостям, представленном в технологическом регламенте по ведению буровзрывных работ на руднике «Удачный».

В расчетах приняты следующие исходные данные:

Диаметр скважин веера 102 мм, бурение скважин осуществляется буровым станком Sandvik DL 420-10С;

Коэффициент крепости кимберлита – $f = 6$;

Объемный вес кимберлита – $2,6 \text{ т/м}^3$;

Размер кондиционного куска – $0,7 \text{ м}$;

Среднее расстояние между трещинами $1,2 \text{ м}$.

Удельный расход ВВ на отбойку в зажиме (методика расчета параметров БВР приведена в главе 2 п. 7):

$$q = 0,62 \text{ , кг/м}^3 \text{ .}$$

Расчет БВР при отбойке основного рудного массива в выемочных блоках

Расположение скважин при разбуривании основных запасов выемочного блока в этаже –320/–365 метров веерное. Основные запасы блока разбуриваются из бурового штрека горизонта –345 метров.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) при отбойке основных запасов выемочного блока на зажатую среду:

$$W = 3,5 \text{ м .}$$

Расположение зарядов в веере, показатели массового взрыва при отбойке основных запасов выемочных блоков

По результатам расчёта параметров БВР схема разбуривания типового веера отстраивается графически. Окончательная длина скважин и заряда в них определяется согласно схемы расположения скважин и зарядов в типовом веере для отбойки основных запасов блока представленной на рис. 5.2.13.

Расчет рациональной толщины секции при отбойке основного рудного массива

Подвижка зажимающего материала после взрыва слоя руды:

$$\Delta = 2,5 \text{ м .}$$

Для проверки полученного результата толщину отбиваемого слоя определяем из выражения, в котором она рассчитывается в зависимости от заданного и предельного коэффициентов разрыхления, а также от толщины зажимающей среды в плоскости отбойки руды.

Толщина зажимающей среды, в которой происходит уплотнение пород перпендикулярно плоскости отбойки, максимально возможная толщина отбиваемого слоя с учётом размеров зажимающей среды рассчитана для начала отработки панели ($l_{зс} = 10 \text{ метров}$) и при отработке основных запасов ($l_{зс} = 40 \text{ метров}$)

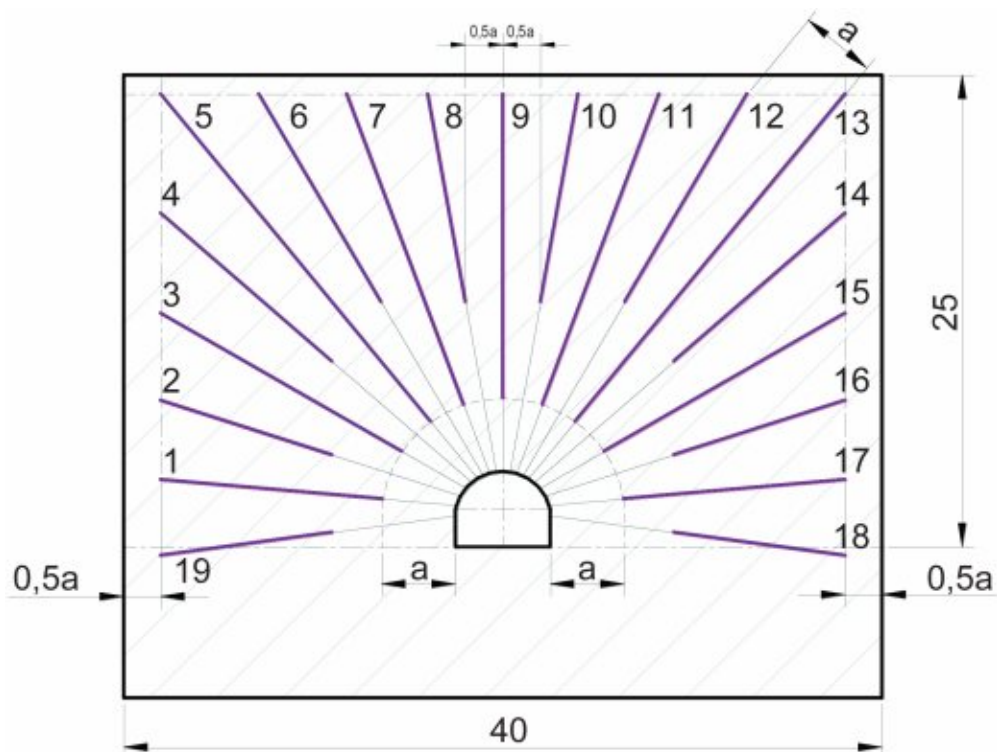


Рис. 5.2.13. Схема расположения скважин и зарядов в типовом веере для отбойки основных запасов блока

На начальной стадии отработки:

$$T = 5,1 \text{ м.}$$

Результаты расчетов показывают, что при данной системе разработки, для исключения «прострела» скважин количество вееров, взрываемых за один массовый взрыв должно быть ограничено тремя веерами (по величине подвижки зажимающего материала). В случае превышения этой величины помимо некачественной отбойки возможны проблемы с выпуском отбитой руды.

Расчет интервалов замедлений в отбиваемой секции

Отбойка руды в выемочных блоках осуществляется секциями по 3 веера скважин.

Интервал замедления при взрывании вееров на зажатую среду:

$$\tau = 41 \text{ мсек.}$$

Интервал замедления между взрыванием вееров (слоев) на подэтаже должен составлять не менее 40 миллисекунд.

Интервалы замедления при введении внутривеерных замедлений:

$$\tau = 17 \text{ мсек.}$$

Интервал замедления внутри веера скважин должен составлять не менее 20 миллисекунд.

Показатели БВР при отбойке основных запасов руды в выемочных блоках

Общий расход ВВ на отбойку секции, состоящей из трёх вееров скважин составляет 7 177,5 кг. Общая длина скважин в секции 1141,5 метров.

Объем отбиваемого слоя руды, м³.

$$V = 10\,500 \text{ м}^3 .$$

Выход руды с 1 м скважины составляет 9,2 м³/м.

Удельный расход ВВ на отбойку основных запасов руды 0,68 кг/м³.

Параметры БВР при оформлении отрезной щели в первоочередном блоке панели

Образование отрезной щели производится путем отбойки параллельных скважинных зарядов на отрезной восстающий в подэтаже –320/–345 м. Отрезной восстающий в первоочередном выемочном блоке производится механизированным способом с помощью комплексов для проведения восстающих выработок, либо секционным взрыванием. Выбор способа проведения отрезного восстающего осуществляется техническим руководством подземного рудника в зависимости от технологической ситуации и наличия оборудования.

При оформлении отрезной щели применяются взрывные скважины диаметром $d = 89$ мм. Отбойка ведется секциями по 2–4 ряда скважин на отрезной восстающий.

Расчет параметров буровзрывных работ произведен при оформлении отрезных щелей в начальной стадии отработки.

Линия наименьшего сопротивления:

$$W = 3,6 \text{ м} .$$

Удельный расход ВВ (q) для образования отрезной щели принимается с увеличением в 1,5 раза:

$$q_{\text{щели}} = 0,93 \text{ , кг/м}^3 .$$

Расположение зарядов при оформлении отрезной щели в первоочередном блоке панели, показатели массового взрыва

По результатам расчёта параметров БВР схема разбуривания отрезной щели отстраивается графически. Окончательная длина скважин и заряда в них определяется согласно схемы расположения скважин и зарядов при оформлении отрезной щели представлена на рис. 5.2.14.

Показатели БВР при оформлении отрезной щели в первоочередном выемочном блоке панели

Общий расход ВВ на оформление отрезной щели 2 782 кг.

Общая длина скважин для оформления отрезной щели 416 метров.

Объем отрезной щели, м³.

$$V = 3\,000 \text{ м}^3 .$$

Выход руды с 1 м скважины составляет 7,2 м³/м.

Фактический удельный расход ВВ на оформление отрезной щели 0,93 кг/м³.

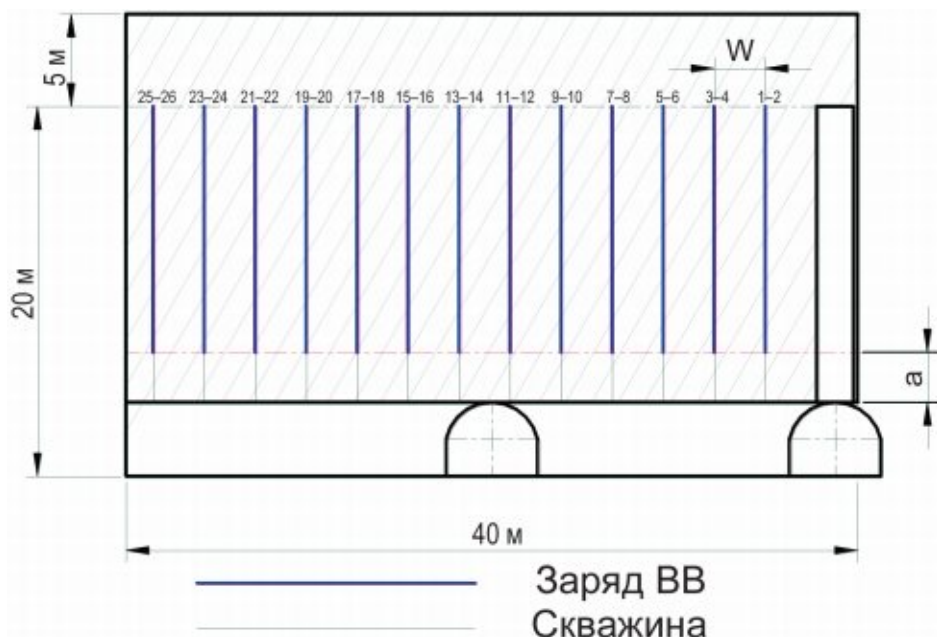


Рис. 5.2.14. Схема расположения скважин и зарядов при образовании отрезной щели в первоочередном выемочном блоке панели

Расчет параметров БВП при оформлении выпускных камер в днищах блоков

Перед началом образования выпускных камер в пределах её будущего контура на горизонте –345 метров проходится отрезная панель. На обоих флангах отрезной панели по границам будущей выпускной камеры с помощью короткозамедленного взрывания сближенных параллельных скважин оформляются так называемые «фонари» высотой 6 метров. Они выполняют роль компенсационного пространства при образовании отрезной щели в выпускной камере. Оформление отрезной щели в выпускной камере производится взрыванием комплектов скважин, разбуренных наклонно под различными углами относительно компенсационных фонарей. Взрывание скважин и оформление отрезной щели осуществляется короткозамедленно, начиная от ближних к компенсационным фонарям с последующей отбойкой вертикальных рядов.

Для изоляции отрезной щели от расположенной на её кровле рудной массы оставляется «рудная корка» толщиной 5 метров. Данная «рудная корка» обрушается в процессе последующего оформления выпускной камеры.

Образование выпускной камеры осуществляется взрыванием вееров скважин, пробуренных из буровой выработки. Основным параметр буровзрывных работ (ЛНС) при оформлении выпускных камер (выпускных пунктов) соответствуют параметрам отбойки руды при образовании отрезной щели (при взрывании на одну свободную поверхность).

Показатели БВР при оформлении выпускных камер

Общий расход ВВ на взрывание веера 609 кг.

Общая длина скважин в веере 116 метров.

Объем отбиваемый одним веером скважин, м³.

$$V = 585 \text{ м}^3 .$$

Выход руды с 1 м скважины составляет 5,0 м³/м.

Фактический удельный расход ВВ для оформления выпускной камеры 1,04 кг/м³.

Применяемое технологическое оборудование

Технологические скважины диаметром 89 и 102 мм, бурятся станком Sandvik DL 420-10C (Solo 7-10F CABIN). Максимальная глубина бурения скважин 54 метра.

Техническая характеристика буровой установки Sandvik DL 420-10C приведена в таблице 5.2.1.

Таблица 5.2.1. Техническая характеристика самоходной буровой установки Sandvik DL 420-10C

Наименование параметров	Значения
Тип стрелы	Рамная
Диаметр скважины (мм)	64–127
Максимальная длина скважины (м)	54
Перфоратор	HL1560T
При бурении	
А – миним. высота выработки (м)	3,80
В – миним. ширина выработки (м)	3,50
При движении	
А – миним. высота выработки (м)	3,10
С – миним. ширина выработки (м)	2,24
Внутренний радиус поворота (м)	3,15
Внешний радиус поворота (м)	6,40
D. Длина (м)	10,25
Макс. скорость (км/ч)	15
Преодолеваемый уклон (%)	28
Угол поворота полурам (град)	±40
Общая установленная мощность (кВт)	119
Вес (кг)	23,000

Дополнительное оборудование представлено в таблицах 5.2.2 и 5.2.3.

Разработанная технология блокового обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды с новой конструкцией днища принята АК «АЛРОСА» к внедрению на руднике «Удачный» в этаже -320/-365 метров при Восточного рудного тела.

Таблица 5.2.2. Технические характеристики зарядной машины Charmec 6605 В

Наименование параметров	Значения
Макс. высота подъема	6400 мм
Размер платформы	1,5 × 1,8 м
Рабочая зона вертикальн.	8,4 м
Рабочая зона горизонт.	8 м
грузоподъемность	500 кг
Габариты	
Длина	8350 мм
Высота	2350 мм
Ширина	2100 мм
наружный	5900 мм
внутренний	3700 мм
Вес	7700 кг
Стандартный объем емкости Anfo	500 л
Зарядный шланг (диам. 19/25 мм)	30 м
Опоры	задние (1 пара)
Освещение	2 × 70 Вт на шасси 2 × 70 Вт на платформе
Компрессор ((гидро-/электропривод)	4 м ³ /мин

Таблица 5.2.3. Технические характеристики буровой установки
для проходки восстающих Herrenknecht ВВМ 1100

Наименование параметров	Значения
Диаметр восстающего (м)	1,1
Максимальная длина восстающего (м)	40
Угол наклона (от вертикали), град	±30
Максимальная крепость пород, МПа	180
Установленная мощность, кВт	200
Необходимое рабочее пространство	
Минимальная высота, м	4
Минимальная ширина, м	4
Габаритные размеры в рабочем положении	
Высота (м)	3,3
Ширина (м)	2,5
Длина (м)	7,2

5.3. Технология подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходного оборудования для отработки месторождения «Шерегеш» (ОАО «ЕВРАЗРУДА»)

Эксплуатация Шерегешевского месторождения осуществляется с 1952 года несколькими этапами на основании утверждённых проектов. На современном этапе отработки месторождения основным проектом по которому ведется отработка является «Проект вскрытия и подготовки горизонтов +185 м и +115 м Шерегешской шахты ПО «Сибруда» для поддержания мощности» разработанный Сибирским филиалом института ГИПРОРУДА в 1982 г. В нем определены общие положения подземной отработки месторождения, включая вопросы вскрытия, порядка отработки, применяемых систем разработки, подготовки рудных тел к отработке и др.

В 2012 г. техническое руководство ОАО «Евразруда» приняло решение исходя из наличия значительных запасов руды на вскрытых горизонтах +185 м и +115 м, а так же на нижележащих горизонтах +10м и –85м, разработать новый проект. В этом проекте должны быть разработаны основные технические решения по вскрытию и отработке нижележащих горизонтов +10м и –85м на базе существующего рудничного комплекса с выходом рудника на проектную производительность 6 млн т. сырой руды в год. Кроме того, в новом проекте должна быть рассмотрена возможность внедрения современной технологии отработки на действующих горизонтах.

Для отработки запасов месторождения в указанных выше отметках горизонтов намечено осуществить реконструкция предприятия, которая будет заключается в отказе от применения переносного оборудования и переходе к выемке запасов руды с помощью высокопроизводительного самоходного оборудования. Данная реконструкция подразумевает изменение технологических схем выемки руды, в том числе изменение систем разработки, схемы вскрытия и подготовки запасов на основных и подэтажных горизонтах, изменение схемы организации работ и др.

На данной стадии проектирования в качестве основной системы разработки для выемки запасов руды на месторождении предполагается рассмотреть применение системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

В институте ОАО «Уралмеханобр» накоплен большой опыт по внедрению технологий отработки запасов рудных месторождений системами подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходного оборудования. По результатам проведенного тендера ОАО «ЕВРАЗРУДА», согласно технического задания, ОАО «Уралмеханобр» была выполнена работа по обоснованию применения системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды для условий Шерегешского месторождения.

Конструирование системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходного оборудования для условий Шерегешского месторождения

Современные тенденции развития систем и технологии подземной разработки мощных рудных месторождений выражаются в широком внедрении комплексной

механизации процессов добычи, устранении трудоемких ручных работ, переходе на массовую одностадийную выемку руды [49, 50].

Применяемые в настоящее время на руднике системы разработки не в полной мере отвечают этим прогрессивным тенденциям. Значительное количество трудно-механизируемых операций при очень сложной схеме и достаточном объеме подготовительных и нарезных выработок затрудняет возможность комплексной механизации процессов добычи. Значительное число в основном коротких, неодинакового сечения рассредоточенных по блоку выработок приводит к необходимости использования переносного оборудования, и затрате большого количества ручного труда, особенно в процессе переноски оборудования. Существующие схемы выпуска в основном через воронки и дучки не обеспечивают непрерывности процесса выпуска и высокого извлечения руды, связаны с повышенной опасностью работ и значительными затратами на ремонт и поддержание выработок и выпускных устройств.

По мере увеличения глубины разработки все труднее сохранять ослабленное воронками и дучками днище выемочных блоков от раздавливания. Днище и сопряжения выпускных выработок нарушаются также в процессе выпуска под действием динамических ударов при ликвидации завесаний руды.

Указанные недостатки применяемых систем разработки могут быть устранены только путем отказа от использования существующей схемы выпуска руды через воронки, дучки и траншеи по всей площади блока (площадная схема выпуска) и применения новой конструкции днища, в частности, торцевой схемы выпуска [49].

В последние годы довольно широкое распространение на рудниках получила система разработки с подэтажным обрушением, торцевым выпуском и с применением самоходного оборудования, как одна из самых высокопроизводительных систем разработки.

Расчет параметров и конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Конструктивное оформление и особенности варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды определены на основе анализа при отработке запасов руды данной системой разработки как на зарубежных рудниках (рудники компании «Мерамек», рудник «Краймголд», рудник «Кируна» и др.), так и на отечественных (рудник «Молибден», «Салаирский» рудник, «Алтын-Топканский», и в последнее время на рудниках ОАО «Учалинский ГОК») [49, 50, 51, 52, 53 и 54].

Параметры системы разработки не постоянны, они изменяются применительно к конкретным условиям месторождений и исходят в основном из практического опыта отработки [51, 53 и 54].

На формирование фигуры выпуска влияют сечения подэтажных буро-доставочных выработок, их расположение, а также дробление руды и другие факторы. Серьезные исследования проведены американскими учеными по конструктивному оформлению, параметрам и выпуску руды при отработке запасов системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды [55 и 56].

Основным элементом системы поэтажного обрушения с торцовым выпуском является фигура выпуска, которая, как показали исследования, своей формой приближается к эллипсоиду [50, 52, 53 и 54].

Основными параметрами эллипсоида выпуска, от которых зависит вся конструкция системы поэтажного обрушения с торцовым выпуском, являются его высота h_T и общая ширина W_T (рис.5.3.1). Значение общей ширины эллипсоида выпуска W_T при заданной величине высоты h_T может быть приближенно рассчитано по эмпирической формуле:

$$W_T \approx W' + a - 1,8,$$

где W' – теоретическая ширина эллипсоида выпуска;

a – эффективная ширина выработки выпуска (буро-доставочного орта). Значение эффективной ширины выработки выпуска как правило составляет порядка 70% от общей ширины выработки W_D :

$$a = W_D \cdot 0,7,$$

При ширине буро-доставочного орта, равной 4.5 метра

$$a = 4,5 \cdot 0,7 = 3,2 \text{ м}.$$

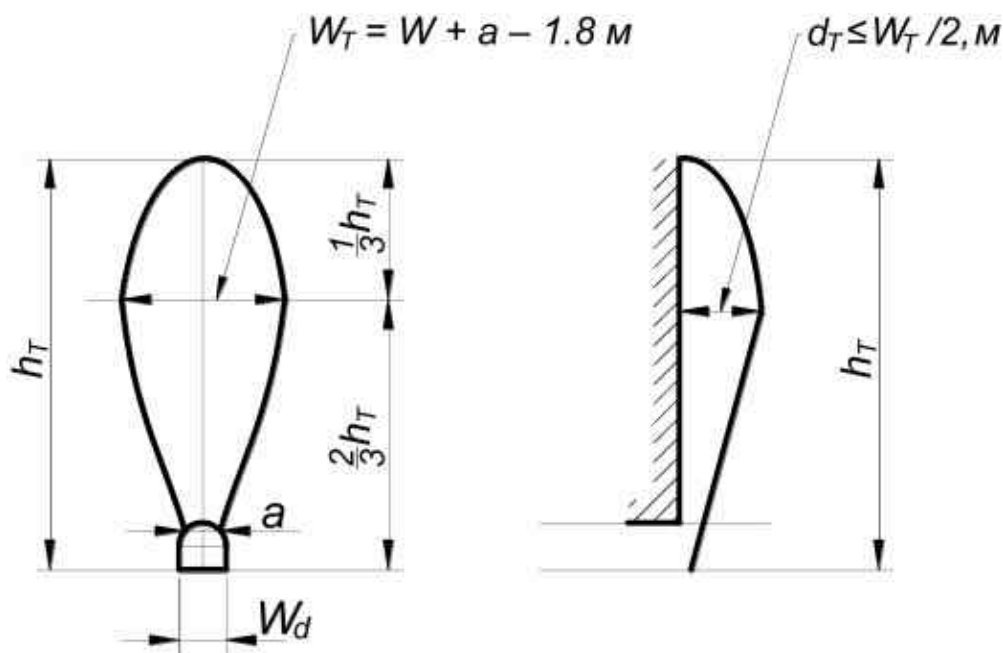


Рис. 5.3.1. Основные элементы эллипсоида выпуска

Теоретическую ширину эллипсоида выпуска W' можно определить по графику, представленному на рис. 5.3.2. На данном графике показана функция зависимости отношения высоты эллипсоида выпуска h_T от его ширины W' для руды с высокой плотностью, к которой относится и магнетитовая руда Шерегешевского месторождения.

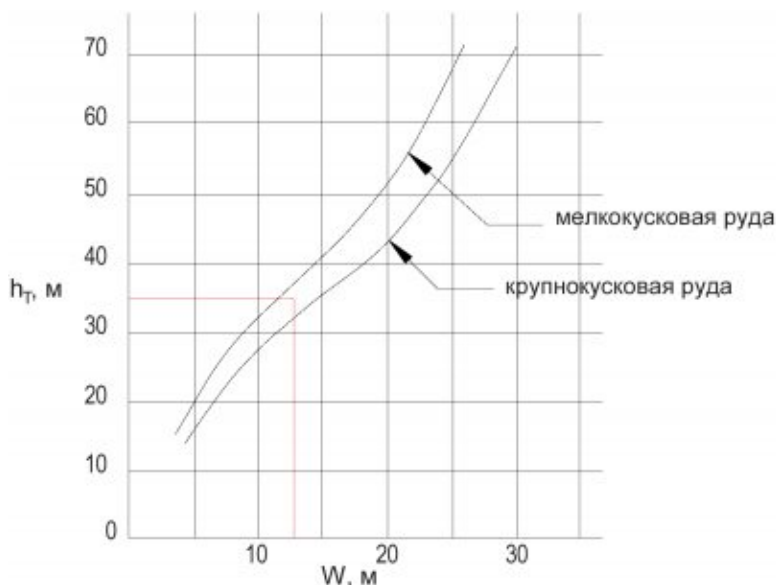


Рис. 5.3.2. Зависимости отношения высоты эллипсоида выпуска (h_T) от его ширины (W)

Задавшись высотой эллипсоида выпуска, равной 35 метров, по графику, показанному на рис. 5.3.2, определяем значение теоретической ширины эллипсоида выпуска W' , которое составит 13 метров.

Тогда общая ширина эллипсоида выпуска W_T равна:

$$W_T \approx 13 + 3,2 - 1,8 = 14,4 \approx 14 \text{ м.}$$

При этом глубина эллипсоида выпуска d_T составит менее половины значения W_T (рис. 5.3.2); $d_T \leq 7$ м. Согласно классической схеме подэтажного обрушения с торцевым выпуском, выработки выпуска вышележащего подэтажа должны располагаться в зоне максимального значения ширины эллипсоидов выпуска заходок нижележащего подэтажа. Максимальное значение ширины эллипсоида выпуска W_T располагается на отметке в $2/3$ его высоты h_T (рис. 5.3.1).

Таким образом, центры буро-доставочных ортов вышележащего подэтажа находятся по вертикали на расстоянии 23,3 метра от почвы нижележащего подэтажа.

Учитывая параметры выработок выпуска (их высоту и ширину), высота подэтажа h_S (расстояние между отметками почвы смежных подэтажей) составит 22 метра (рис. 5.3.3).

В соответствии с общей теорией выпуска [59 и 60] при высоте подэтажа, превышающей 18 метров, горизонтальное расстояние между осями соседних выработок выпуска S_D составляет:

$$S_D < \frac{W_T}{0.65}.$$

При этом должно выполняться условие:

$$S_D \leq h_S$$

тогда:

$$S_D < \frac{14}{0.65} = 21,5 \text{ м.}$$

С учетом заложения стенок траншеи выпуска в каждой заходке под углом 55° , оптимальное расстояние между центрами соседних буро-доставочных ортов принимается равным 18 метров.

Толщина отбиваемого слоя b должна быть не более половины от глубины эллипсоида выпуска d_T :

$$b \leq \frac{d_T}{2}.$$

То есть толщина отбиваемого слоя b должна быть не более 3,5 метров.

Таким образом, параметры выемочных заходок для опытного участка составят (рис. 5.3.4):

- длина заходки – равна мощности рудного тела, но не более – 50 м;
- ширина – 18 м;
- высота – 35 м;
- расстояние между смежными буро-доставочными ортами в заходках (по осям) – 18 м.

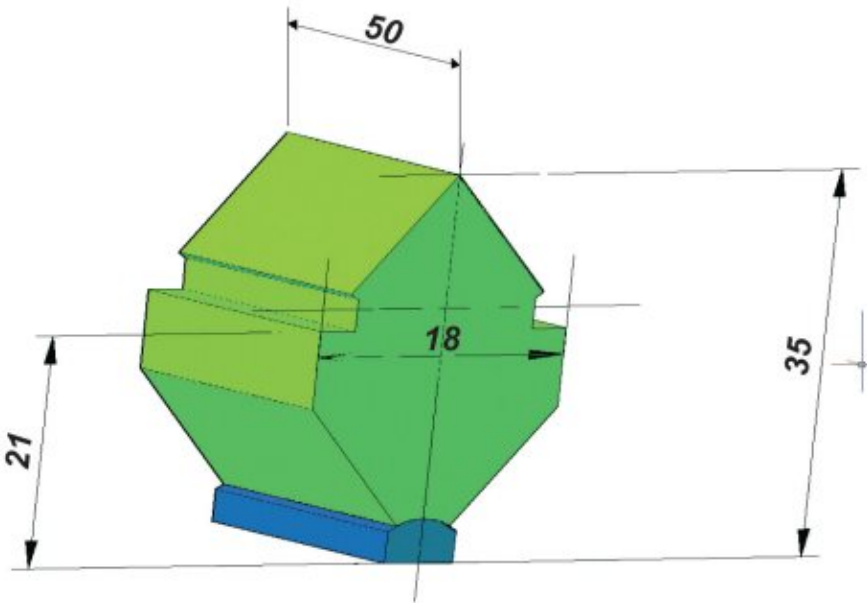


Рис. 5.3.4. Параметры выемочной заходки для опытного участка

Конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском, представленном на рис. 5.3.5, является наиболее рациональным для практического использования в условиях опытного участка.

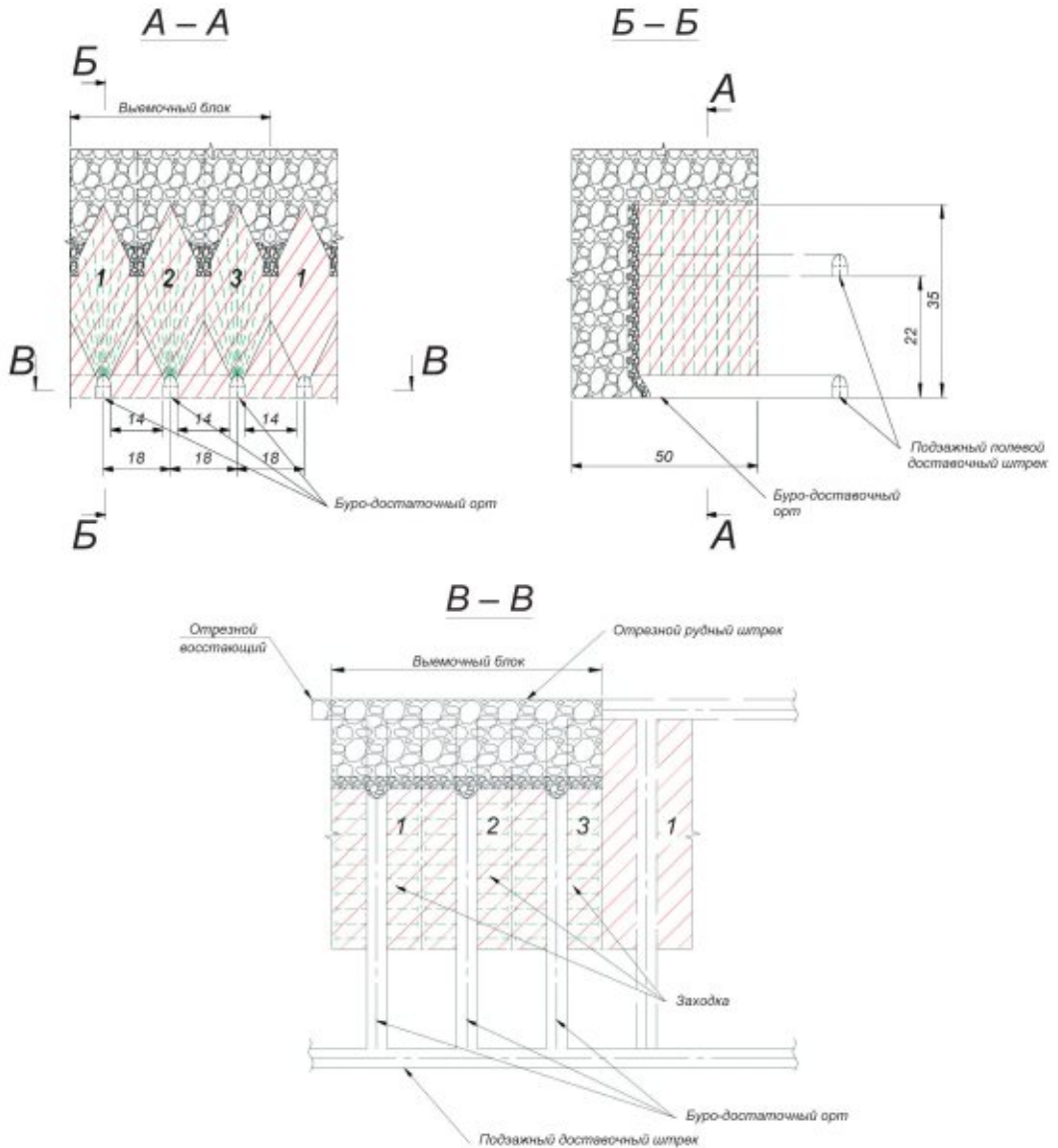


Рис. 5.3.5. Конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском

Технология очистной выемки

Технология очистной выемки в заходках опытного участка основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными или наклонными веерами скважин, выпуске отбитой руды на почву буро-доставочного орта-заезда, отгрузке и транспортировке руды из заходок погрузочно-доставочными машинами до рудоспуска. Управление горным давлением на участке опытных работ производится путем обрушения налегающих пород, а так же определенной последовательностью отработки запасов. При отработке запасов опытного участка принят сплошной порядок отработки запасов от висячего бока залежи на лежащий бок и с южного фланга участка «Подрусловый» на север до границы целика под реку «Большая речка».

Опытный участок по вертикали в пределах этажа +115 м/+185 м подэтажными горизонтами +164 м, +142 м и +120 м разбит на три подэтажа. Запасы каждого подэтажа разбиты на заходки, располагаемые вкрест простирания рудного тела. Заходки объединены в блоки. В каждом блоке находится по 3–4 заходки. На участках с достаточной горизонтальной мощностью (более 50–60 метров) залежь в пределах подэтажа вкрест простирания дополнительно разделяется на выемочные блоки.

Очистная выемка в заходках выемочного блока начинается после его полной подготовки, заключающейся в проходке из рудного (полевого) штрека буро-погрузочных ортов по центру каждой заходки блока, отрезного штрека, пройденного по руде вдоль висячего бока залежи, и отрезного восстающего, поднятого на высоту заходок. Буровые работы, связанные с разбуриванием вееров скважин в блоке, также должны быть полностью выполнены перед проведением очистных работ.

Очистная выемка начинается с образования отрезной щели на длину всего вынимаемого блока. Разбуривание отрезной щели производится параллельными рядами скважин, пробуренными из отрезного блокового штрека. Образование отрезной щели производится путем отбойки вертикальных рядов скважин на отрезной восстающий.

Очистная выемка системой разработки подэтажным обрушением заключается в отбойке вееров скважин сначала на отрезную щель, а затем на обрушенную породу кровли (отбойка на зажатую среду). Выпуск руды производится на почву буро-доставочного орта заходки под обрушенными породами. Бурение вееров скважин в заходке производится из буро-доставочного орта до начала очистных работ. Бурение скважин производится самоходными буровыми установками типа DL311-7, DL310, Simba M6, Solo 5, Stope Master станками НКР-100МПА, БП-100, БП-85, СБУ-6.

Верхняя часть заходок, расположенных в подэтаже +164 м/+185 м разбуривается из откаточных выработок горизонта +185 м. Разбуривание запасов с горизонта +185 м осуществляется станками НКР-100МПА, БП-100, БП-85, СБУ-6.

Существенное влияние на показатели извлечения оказывает степень дробления руды. Чем руда крупнее и масса отдельных кусков больше, тем развитие потока выпуска по ширине выпускного отверстия происходит быстрее. Вместе с тем, если порода будет мельче руды, то она может прорваться в подэтажные выработки (доставочные орты) раньше, чем будет выпущена руда отбитого слоя. Обычно лишь незначительная часть плохо раздробленной руды выпускается до перемешивания с обрушающейся породой.

При отработке наклонных залежей ограниченной мощности необходимое соотношение крупности руды и породы может быть достигнуто за счет соответствующего расположения скважин [51, 57 и 58].

Наилучшие результаты достигаются при мелкой равномерно-раздробленной руде и крупно-раздробленной породе. Нужное соотношение достигается частично за счет наклона забоя. Если породы мельче руды то забой нужно наклонить в сторону породы, если крупнее руды – то наоборот. Средним вариантом является вертикальный забой. Положение забоя при торцовом выпуске руды в заходке в зависимости от крупности руды или породы представлено на рис. 5.3.6.

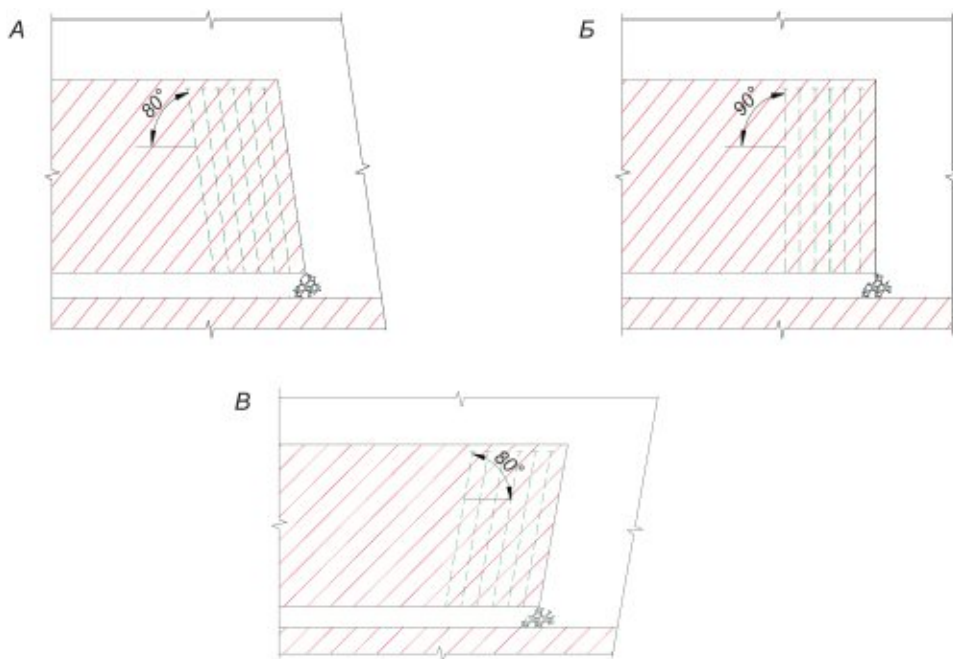


Рис. 5.3.6. Положение забоя при торцовом выпуске руды в заходке в зависимости от крупности руды или породы:

А – при мелко-кусовой руде; Б – при одинаковой кусковатости руды и породы;
В – при мелко-кусовой породе (порода мельче чем руда)

Отработка запасов опытного участка начинается в верхнем подэтаже +164 м/+185 м с выемки блока, расположенного на висячем боку юго-восточной выклинки рудного тела и осуществляется в северо-западном направлении.

Подключение к отработке заходок нижерасположенного подэтажа осуществляется после продвижения фронта очистных работ в вышерасположенном подэтаже на расстояние не менее 36 метров (то есть опережение отработки вышележащего подэтажа по отношению к нижерасположенному должно быть не менее двух выемочных заходок).

При общей протяженности опытного участка по простиранию залежи равной 200 метров в каждом выемочном подэтаже по простиранию располагается по 10–11 заходок. Таким образом, с учётом указанного выше отставания очистных работ в смежных подэтажах, в одновременной работе на опытном участке может находиться два выемочных подэтажа. Общий порядок выемки запасов опытного участка в пределах обрабатываемых подэтажей представлен на рис. 5.3.7.

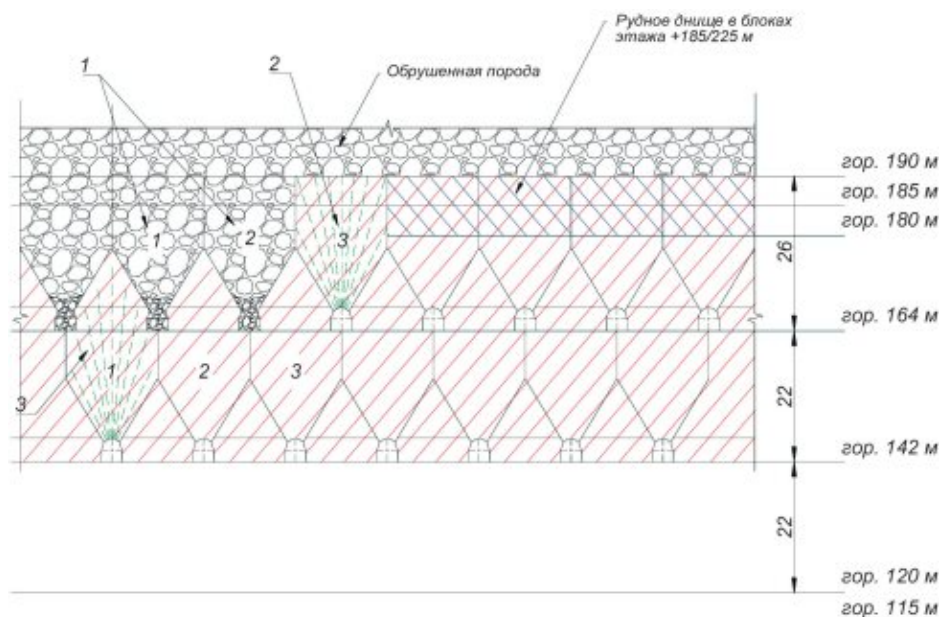


Рис. 5.3.7. Общий порядок выемки запасов опытного участка в пределах обрабатываемых подэтажей:

1 – отработанные и обрушенные заходки (2 шт.) в верхнем подэтаже; 2 – заходка (№ 3) находится в отработке на верхнем подэтаже; 3 – заходка (№ 1) находится в отработке на нижнем подэтаже

Порядок отработки опытного участка

Порядок отработки запасов опытного участка следующий. В первую очередь отрабатываются запасы подэтажа +164/+185 м. Отработка в данном подэтаже начинается с очистной выемки запасов Блока 1-3 164, расположенного на юго-западном фланге опытного участка у висячего бока. Практически одновременно с этим блоком осуществляется ввод в отработку Блока 4-6 164. После этого осуществляется поэтапный ввод в отработку третьего блока подэтажа +164/+185 м, находящегося у висячего бока: Блока 7-10 164. Отработка всех этих блоков производится на рудный штрек гор. +164 м. Одновременно с отработкой Блока 7-10 164 начинается выемка запасов Блока 11-13 164, находящегося на юго-восточном фланге опытного участка у лежачего бока рудного тела. После отработки запасов Блока 11-13 164 последовательно обрабаты-

ваются Блоки 14-16 164, 17-19 164 и 20-21 164, также расположенные вдоль лежащего бока залежи.

Очистная выемка первого блока подэтажа +142/+164 м – Блока 1-4 142, находящегося на юго-западном фланге опытного участка у висячего бока рудной залежи, начинается с отставанием на 2 месяца от начала отработки Блока 11-13 164, расположенного в подэтаже +164/+185 м. После отработки Блока 1-4 142 последовательно обрабатываются Блоки 5-8 142 и 9-12 142.

Очистная выемка первого блока подэтажа +120/+142 м – Блока 1-4 120, находящегося на юго-западном фланге опытного участка у висячего бока рудной залежи, начинается с отставанием на 4 месяца от начала отработки Блока 5 -8 142, расположенного в подэтаже +142/+164 м. После отработки Блока 1-4 120 последовательно обрабатываются Блоки 5-7 120 и 8-11 120.

Буровзрывные работы

Основные физико-механические свойства пород и руд месторождения, использованные при определении параметров БВР, представлены геологической службой Шерегешского рудника (таблица 5.3.1.).

Таблица 5.3.1. Физико-механические свойства пород и руд участка «Подрусловый»

Породы и руды	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Среднее расстояние между трещинами в массиве, м	Коэффициент Пуассона	Коэффициент крепости по Протодьяконову
Магнетитовая руда	3–10	0,1–0,5	0,18	12–14
Известняки			0,27	8–10
Скарны			0,20	16–18

Удельный расход взрывчатых веществ

Удельный расход ВВ на отбойку определяли по формуле представленной в главе 2. П. 7:

– для скважин диаметром 89 м:

$$q_{89} = 1,05, \text{ кг/м}^3,$$

– для скважин диаметром 105 м:

$$q_{105} = 1,14, \text{ кг/м}^3.$$

При образовании отрезной щели удельный расход увеличивается в 1,4÷1,5 раза:

– для скважин диаметром 89 мм:

$$q_{89}(\text{щели}) = 1,6, \text{ кг/м}^3,$$

– для скважин диаметром 105 мм:

$$q_{105} (\text{цели}) = 1,7, \text{ кг/м}^3.$$

Окончательно удельный расход ВВ также определяется графическим способом, согласно схемам расположения скважин в веере, в последующем уточняется по результатам опытных взрывов.

Проектный удельный расход Граммонита М21 (при механизированной зарядке) на скважинную отбойку для получения кондиционного куска 500 мм при параллельном расположении скважин диаметром 89 и 105 мм и взрывании на одну обнаженную поверхность приведен в таблице 5.3.2.

Таблица 5.3.2. Проектный удельный расход Граммонита М21 на скважинную отбойку для получения кондиционного куска 500 мм при параллельном расположении скважин, взрывание на одну обнаженную поверхность, механизированная зарядка

L_{mp} , М	Проектный удельный расход ВВ при коэффициенте крепости по шкале Протождьяконова, кг/м ³										
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Диаметр скважин 89 мм											
0,1	0,35	0,37	0,39	0,41	0,43	0,45	0,47	0,49	0,51	0,53	0,55
0,2	0,50	0,52	0,55	0,58	0,60	0,63	0,66	0,69	0,72	0,75	0,77
0,3	0,60	0,64	0,68	0,71	0,74	0,78	0,81	0,85	0,88	0,91	0,95
0,4	0,70	0,74	0,78	0,82	0,86	0,90	0,94	0,98	1,02	1,05	1,09
0,5	0,79	0,83	0,87	0,92	0,96	1,00	1,05	1,09	1,14	1,18	1,22
Диаметр скважин 105 мм											
0,1	0,38	0,40	0,42	0,45	0,47	0,49	0,51	0,53	0,55	0,57	0,59
0,2	0,54	0,57	0,60	0,63	0,66	0,69	0,72	0,75	0,78	0,81	0,84
0,3	0,66	0,70	0,74	0,77	0,81	0,85	0,88	0,92	0,96	0,99	1,03
0,4	0,76	0,81	0,85	0,89	0,93	0,98	1,02	1,06	1,10	1,15	1,19
0,5	0,86	0,90	0,95	0,99	1,05	1,09	1,14	1,19	1,24	1,28	1,33

Линия наименьшего сопротивления и расстояние между концами скважин при веерном расположении скважинных зарядов

Рассматривая метод отбойки на зажатую среду скважинными зарядами, необходимо отметить ряд связанных с такой отбойкой существенных явлений [50]:

Известно, что при наличии открытого пространства на обнаженную плоскость в первой фазе взрыва действуют ударные волны напряжений. Основное разрушение в массивах пород и руд вызывает волна напряжений, отраженная от поверхности массива. Отделившиеся куски выбрасываются в открытое пространство. На второй фазе под давлением расширяющихся газов дополнительно раскрываются образовав-

шиеся в массиве трещины. При соударении кусков и их ударах о стенки выработанного пространства часть кусков дополнительно раскалывается.

При взрывании в зажиме происходит переход упругой волны из одной среды в другую, что вызывает отражение энергии этой волны. Величина отражения волны главным образом зависит от коэффициента разрыхления зажимающего материала, который может изменяться за счёт уплотнения материала предшествующим взрывом и предварительным выпуском части ранее отбитой руды.

При отбойке в зажиме поверхность забоя контактирует с зажимающим материалом. Подпор забоя зажимающим материалом замедляет (примерно в 1,5 раза) образование трещин в массиве, что увеличивает продолжительность вызванных взрывом напряжений и тем самым улучшает дробление руды. В первой фазе взрыва образуется отрыв по плоскости скважин в веере. Во второй фазе расширяющиеся газы раздвигают эту трещину до образования щели. Отрыв слоя происходит как бы плитой, на которую расширяющиеся газы оказывают поршневое действие, препятствуют разрыхлению руды и перемещают её.

После взрывания между вновь образованным слоем отбитой руды и рудным массивом создаётся просвет – узкое свободное пространство, ширина которого составляет около 1 метра

Под действием этой плиты зажимающий материал уплотняется. Уплотнение зажимающего материала происходит в основном за счёт уменьшения объёма пустот в зоне обрушения от скалывания и раздавливания углов у выступов кусков под действием ударной нагрузки. Часть энергии прямой волны взрыва (порядка 25%) расходуется на подвижку зажимающего материала.

Слой отбитой руды перемещается в стеснённых условиях, в связи с этим происходит дополнительное дробление за счёт энергии, которая при отбойке на открытое пространство расходуется на отброс руды. Далее оторванная от массива плита с огромной скоростью ударяется об уплотнённую зажимающую среду, в результате происходит дополнительное дробление руды.

В результате, несмотря на потерю части энергии взрыва на подвижку и уплотнение зажимающей среды, происходит отражение прямой волны от зажимающих пород, что, в конце концов, позволяет достичь более качественного дробления руды по сравнению с отбойкой на свободное пространство. Но лишь до определённого предела, который в свою очередь зависит от разрыхления зажимающего материала.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС), при отбойке на зажатую среду, определяется по формуле представленной в главе 2. п. 7:

– для скважин диаметром 89 мм:

$$W_{89} = 1,8 \text{ м},$$

– для скважин диаметром 105 мм:

$$W_{105} = 2,0 \text{ м}.$$

Расстояние между концами скважин (a) в веере:

– при диаметре скважин 89 мм:

$$a_{89} = 2,3 \text{ м},$$

– при диаметре скважин 105 мм:

$$a_{105} = 2,6 \text{ м.}$$

Линия наименьшего сопротивления и расстояние между концами скважин при параллельном расположении скважинных зарядов

Линия наименьшего сопротивления, при взрывании на свободную поверхность для образования отрезной щели, определяется по формуле представленной в главе 2. п. 7:

– для скважин диаметром 89 мм:

$$W_{89} = 2,0 \text{ м,}$$

– для скважин диаметром 105 мм:

$$W_{105} = 2,2 \text{ м.}$$

Расстояние между концами скважин (a) при параллельных скважинах:

– при диаметре скважин 89 мм:

$$a_{89} = 2,0 \text{ м,}$$

– при диаметре скважин 105 мм:

$$a_{105} = 2,2 \text{ м.}$$

Схемы разбуривания и параметры буровзрывных работ при отработке подэтажа +164/+185м на примере диаметра скважины 105мм представлены на рис. 5.3.8. – 5.3.12.

Проветривание очистных работ

Проветривание основных вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок опытного участка осуществляется за счёт общешахтной депрессии с применением подземной передвижной вентиляционной установки (ППВУ). Подача свежего воздуха в выработки опытного участка осуществляется с горизонтов +115 и +185 метров по следующей схеме.

На горизонте +115 м свежий воздух с грузового квершлага № 1 через сопряжение поступает на грузовой квершлаг № 2. Для обеспечения подачи достаточного количества воздуха, перед данным сопряжением в направлении на грузовой квершлаг № 2 устанавливается ППВУ. У северной границы опытного участка на горизонте +115 м свежий воздух по вентиляционно-ходовым восстающим: ВХВ +115/+120, ВХВ +120/+142 и ВХВ +142/+164/+185 подается на подэтажные горизонты +164 м, +142 м и +120 м.

На горизонте +185 м свежий воздух по грузовому квершлагу № 2 и далее по полевому штреку №1, пройденному вдоль лежачего бока залежи «Подрусловая» поступает на ВХВ +142/+164/+185, откуда подается на выработки горизонтов +164 м и +142 м. Часть свежего воздуха с горизонта +142 м через ВХВ +120/+142 подается на горизонт +120 м.

На подэтажном горизонте +164 м свежий воздух поступает с горизонтов +185 м и +115 м через вентиляционно-ходовые восстающие, расположенные на северном фланге участка, и затем с помощью ППВУ, установленного в нише полевого штрека перед участком ведения очистных работ подается в выработки подэтажа. Исходящая струя воздуха с подэтажа по участковому наклонному съезду поступает на горизонт +115 м, где с помощью ППВУ, установленному на вентиляционной выработке, подается на вентиляционный восстающий +115/+185 м.

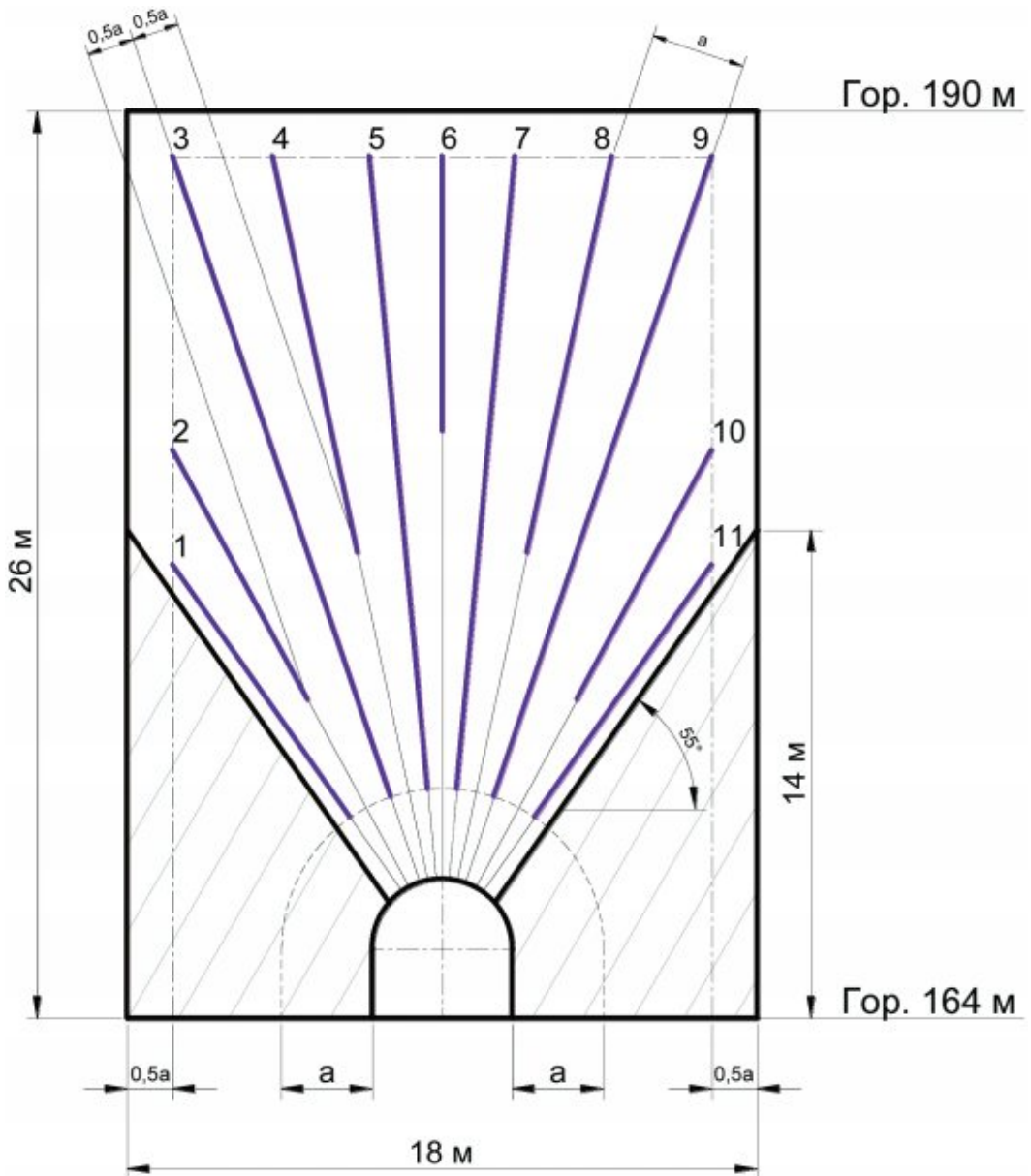


Рис. 5.3.8. Схема разбуривания восходящего веера на всю высоту с оформлением рудных элементов в днище заходки подэтажа +164/+185 м при \varnothing скважин 105 мм

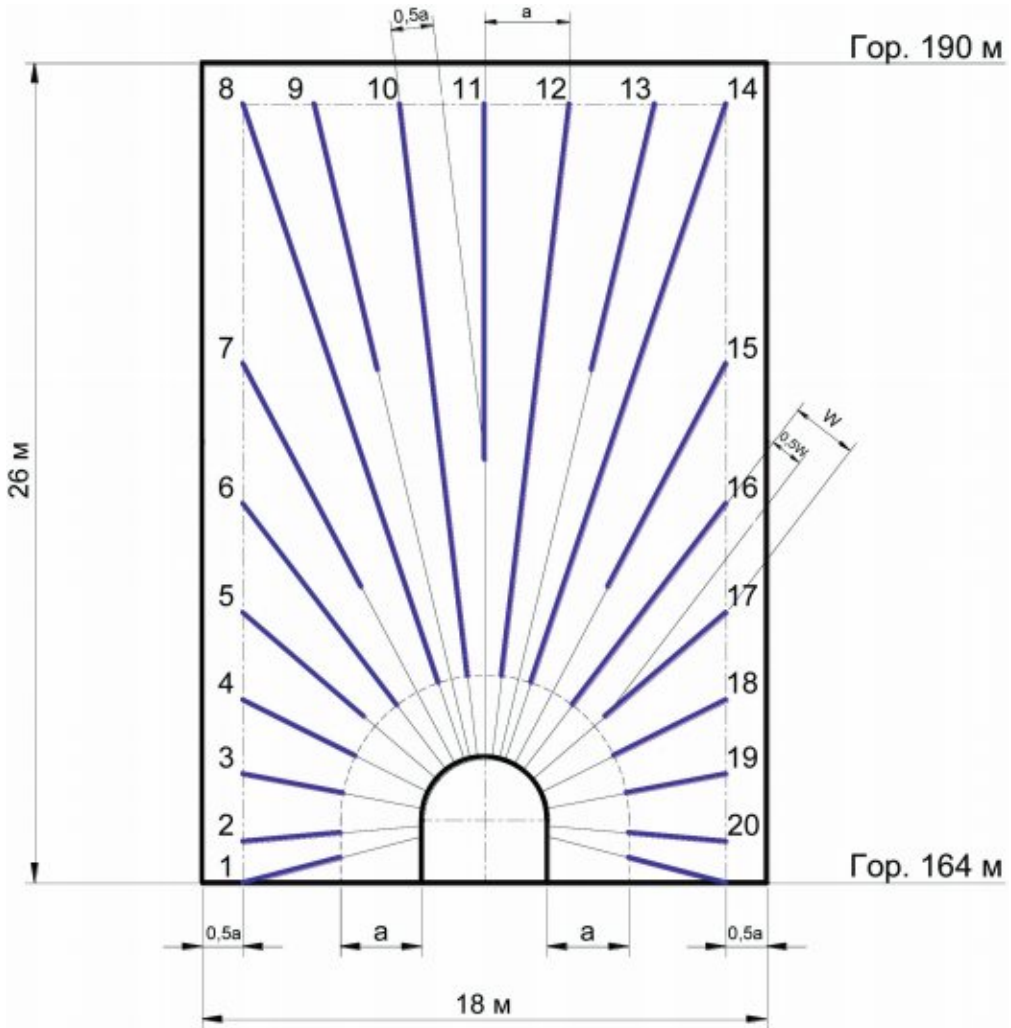


Рис. 5.3.10. Схема разбуривания восходящего веера на всю высоту с отбойкой рудных элементов днища заходки в подэтаже +164/+185 м при \varnothing скважин 105 мм

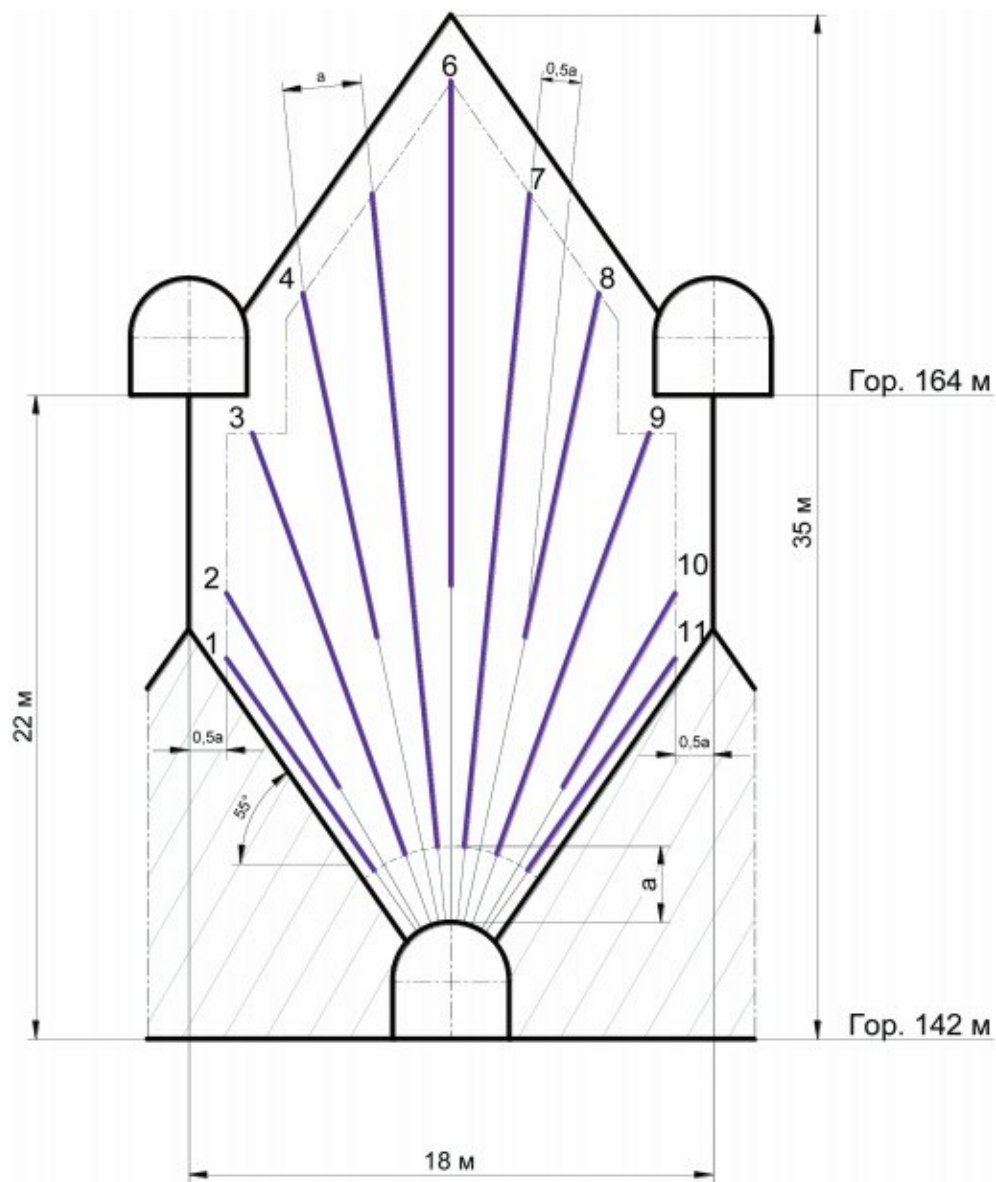


Рис. 5.3.11. Схема разбуривания запасов на всю высоту камеры в подэтажах +142/164 м и +120/+142 м при диаметре скважин \varnothing 105 мм

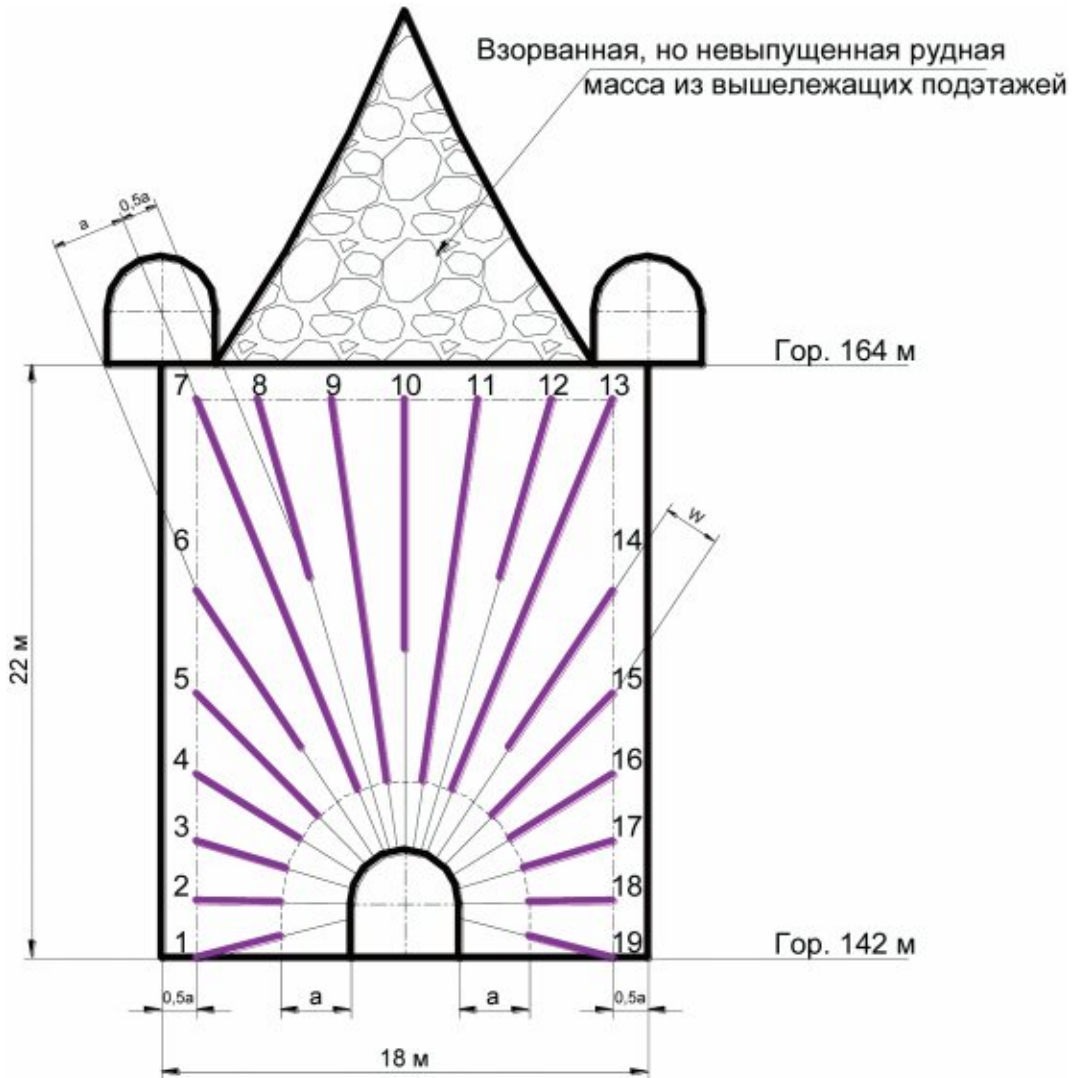


Рис. 5.3.12. Схема разбуривания запасов на всю высоту камеры при наличии в кровле невыпущенной горной массы в подэтажах +142/164 м и +120/+142 м при диаметре скважин \varnothing 105 мм

Схема проветривания подэтажных горизонтов +142м и +120 м аналогична выше описанной схеме проветривания горизонта +164 м.

На горизонте +185 м отработанная струя воздуха через рудоспуск № 1 поступает на вентсборный штрек гор. +190 м и далее движется по западному сборному вентиляционному штраку гор. +198 м к лифтовому восстающему. По нему струя выдается на гор. +255 м, откуда через наклонную вентсбойку струя поступает в лифтовой восстающий № 2 далее выдается на гор. +325 м. На гор. +325 м отработанный воздух по ЗППШ-2 поступает к стволу «Воздуховыдающий».

Проветривание склада ГСМ, расположенного на горизонте +115 м осуществляется путем подачи свежего воздуха по сбойке склада ГСМ с порожняковым квершлагом № 2. Сброс исходящей струи воздуха из склада ГСМ осуществляется обособленно через вентиляционную выработку с установленным на нем ППВУ на вентиляционный восстающий, пройденный до горизонта +185 м.

Проветривание буро-доставочных ортов-заездов на подэтажных горизонтах осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания типа ВМЭ-6, ВМЭ-12, устанавливаемых в районе сопряжения с рудным или полевым штраком. Конкретное место установки вентиляторов местного проветривания (ВМП) на каждом подэтажном горизонте выбирается техническими службами рудника.

Потери и разубоживание руды

Расчет планируемых при отработке опытного участка потерь и разубоживания руды произведён в соответствии с основными положениями: «Временных методических рекомендаций по подготовке и рассмотрению материалов связанных с расчётом нормативов потерь твёрдых полезных ископаемых...» [25], «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды на рудниках Министерства цветной металлургии» [26], «Типовых методических указаний по определению, нормированию, учёту и экономической оценке потерь твёрдых полезных ископаемых при добыче» [27] и «Правил охраны недр» [28].

При расчёте потерь и разубоживания руды учитывалась экономическая оценка потерь руды, осуществлялся анализ горно-геологических и технологических факторов, влияющих на размеры потерь и разубоживания, использован опыт ведения очистных работ системой разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском на других рудниках.

Для наиболее точного определения размеров потерь и разубоживания руды при выемке запасов в качестве элементарной выемочной единицы при используемой системе разработки принимается «ЗАХОДКА». Отработка заходки подразумевает под собой полный цикл подготовительных и очистных работ, повторяющийся для каждой выемочной единицы.

Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, не позволяет производить съёмку и замеры в обрабатываемых выемочных единицах (заходках), это не дает возможности использовать прямой метод определения фактических потерь и разубоживания руды. Не может обеспечить получение надежных результатов также и применение косвенного метода учета потерь и разубо-

живания. В подобных условиях потери и разубоживание руды определяются расчётным методом.

Расчет потерь и разубоживания производится по отдельным выемочным единицам и осуществляется по их местам образования с выявлением причин и факторов, определяющих их размеры, а так же установлением характера указанных зависимостей.

Потери и разубоживание при системе разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды определяются по следующим местам их образования (глава 2. п. 8):

- потери при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);
- потери руды на поверхности лежачего бока при выпуске под обрушенными породами;
- потери в не извлекаемой части рудного откоса в днище заходки;
- разубоживание при оконтуривании рудного тела (из-за сложности контакта рудного тела);
- разубоживание от включения прослоев пустых пород;
- разубоживание от дополнительной прирезки пород лежачего бока;
- разубоживание при выпуске под обрушенными породами.

Плановые значения потерь и разубоживания при отработке запасов опытного участка системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходного оборудования рассчитаны по программе, разработанной специалистами института «Уралмеханобр» для средних параметров заходки и составляют:

- потери руды – 15,8%
- разубоживание – 23,1%

Разработанная технология рекомендована для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3 м, а также при мощности более 7 м с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды.

ОАО «ЕВРАЗРУДА» принято решение о использовании данной технологии при отработке опытного участка в этаже +115/+185 м, расположенного в рудном поле участка «Подрусловый». Планируется отработка трех подэтажей:

- I подэтаж обрабатывается с горизонта +164 м.;
- II подэтаж обрабатывается с горизонта +142 м.;
- III подэтаж обрабатывается с горизонта +120 м.

Общий порядок отработки подэтажей – нисходящий. Порядок отработки запасов руды в подэтажах – сплошной. Выемка руды производится заходками, объединенными в блоки по 3–4 штуки, и расположенными вкрест простирания рудной залежи. Заходки в смежных подэтажах по вертикали располагаются в шахматном порядке. Отгрузка отбитой руды из заходки производится погрузочно-доставочными машинами большой единичной мощности.

5.4. Технология камерной выемки прибортовых запасов руды Юго-Восточного борта карьера Учалинского месторождения (ОАО «Учалинский ГОК»)

При опускании подземных горных работ на нижних подэтаже в отметках 460–480 м, 480–500 м, 500–520 м и ниже, мощности рудных тел значительно сокращаются по площадям и представляют собой выклинивающиеся участки основного рудного тела, имеющие крутое падение и незначительную протяженность.

В данный период планируется вовлечение в отработку рудных целиков, оставленных на протяженных бортах карьера (Юго-Восточный и Западный борта).

Для отработки целиков Юго-Восточный борта была разработана технология камерной выемки рудных запасов.

Оценка устойчивости Юго-Восточного борта на участке подземной выемки руды

Оценка устойчивости Юго-Восточный борта проводилась для двух вариантов выемки руды, предложенных к опытно – промышленной проверке.

Вариант 1. Отработка всех запасов в расчетной зоне.

Вариант 2. Отработка части запасов с оставлением рудных подпорных целиков.

Для каждого варианта отработки было оценено состояние борта в двух стадиях:

1-й этап отработки – выемка камер, расположенных по контакту рудного тела вдоль борта карьера и их закладка. Расчёты для первого этапа отработки производились для самых неблагоприятных условий, то есть при незаложенных камерах.

2-й этап отработки – отработка оставшихся запасов руды между закладочным массивом отработанных камер и карьерным пространством.

В таблице 5.4.1 представлены расчетные физико-механические характеристики руд, вмещающих пород и закладки на участке Юго-восточного борта карьера, предоставленные ОАО «Учалинский ГОК».

Таблица 5.4.1. Физико-механические характеристики руд, вмещающих пород и закладки на участке Юго-восточного борта карьера

Наименование пород	γ , т/м ³	ρ , град	C_m , т/м ²
Риолиты серицитизированные и окварцованные	2,63	41	46,17
Габбро-диоритовая дайка	2,77	34	42,50
Серицит-кварцевые метасоматиты	2,7	29	47,06
МЦК	4,7	46	48,75
Тектонические нарушения		25	2
Закладка	2,1	20	32,5

Расчет устойчивости производился методом многоугольника сил по потенциальной поверхности скольжения, в соответствии с нормативными документами [1,2].

План карьера с расположением расчетных разрезов, а также расчетные разрезы (выборочно) представлены на рис. 5.4.1–5.4.5.

Результаты проведенной многовариантной оценки приведены в таблице 5.4.2.

Таблица 5.4.2. Результаты расчётов оценки устойчивости юго-восточного борта при его подработке

Разрез		Вариант 1			Вариант 2		
		Н, м	α , град.	n	Н, м	α , град.	n
1 – 1	Этап 1	183	59	1,0	183	58	1,11
	Этап 2	209	59	1,38	207	59	1,20
2 – 2	Этап 1	183	61	0,97	183	59	1,21
	Этап 2	210	59	0,98	209	60	1,11
3 – 3	Этап 1	184	60	1,1	184	58	1,26
	Этап 2	205	59	1,04	202	55	1,3
5 – 5	Этап 1	142	53	1,67	142	53	1,67
	Этап 2	176	55	1,36	176	55	1,36

Анализ данных таблицы 5.4.2 показывает:

- отработка запасов на проектируемом участке без оставления рудных подпорных целиков (Вариант № 1) не обеспечивает необходимого запаса устойчивости борта;
- при оставлении рудных подпорных целиков (Вариант № 2) обеспечивается минимальный коэффициент запаса, необходимый для поддержания кратковременной устойчивости борта.

Горные работы по этапу 2 должны быть завершены в течение 6 месяцев, в последующем могут начаться деформации борта, связанные с образованием осыпей и заколообразования.

Перед началом работ, а также в процессе очистной выемки необходим визуальный и инструментальный контроль выработок и борта карьера на предмет появления заколов и трещин. В случае обнаружения следов деформаций работы в выработке следует остановить до выявления причин образования деформаций.

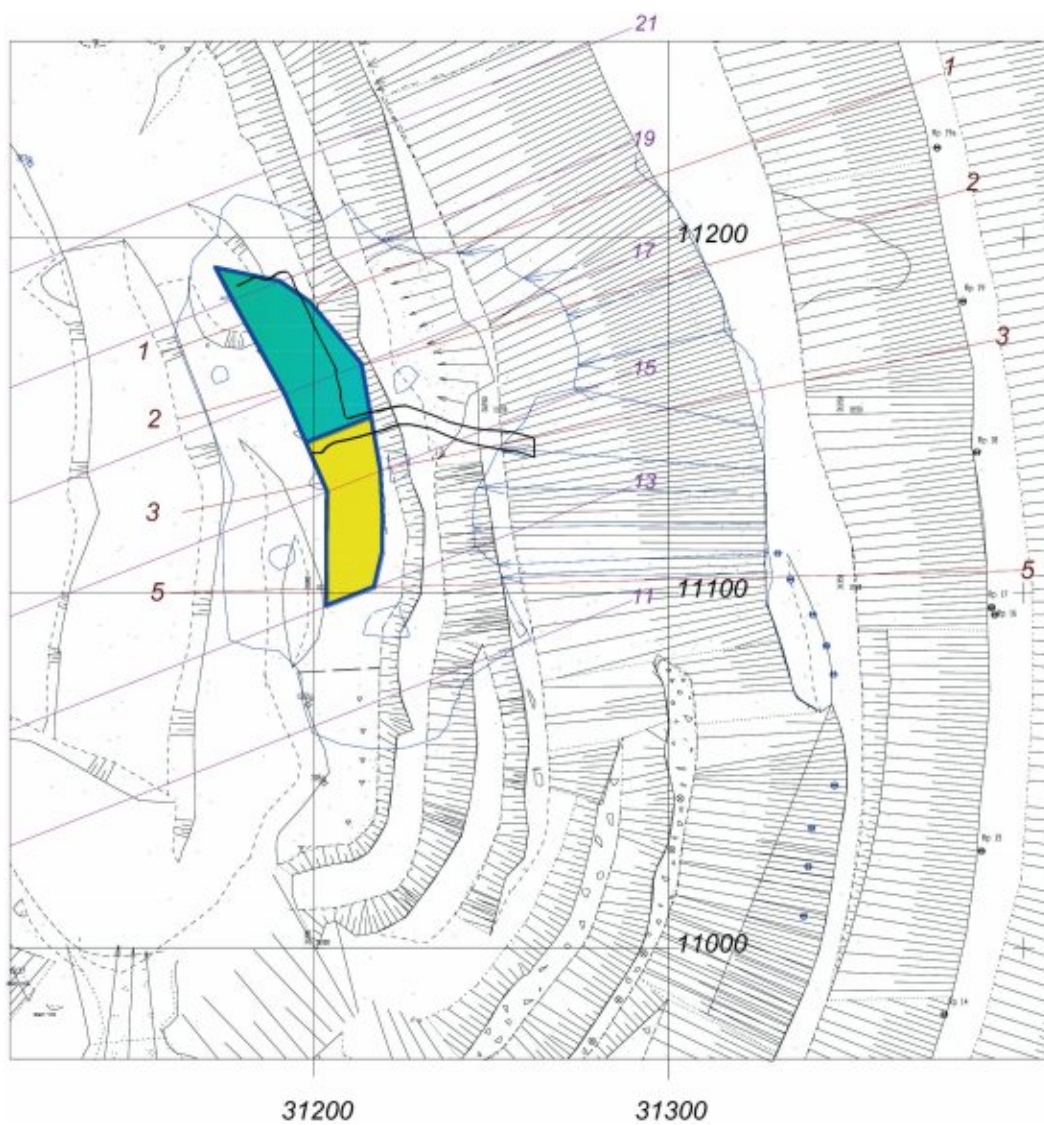


Рис. 5.4.1. План участка прибортовых запасов в Юго-восточном борту карьер

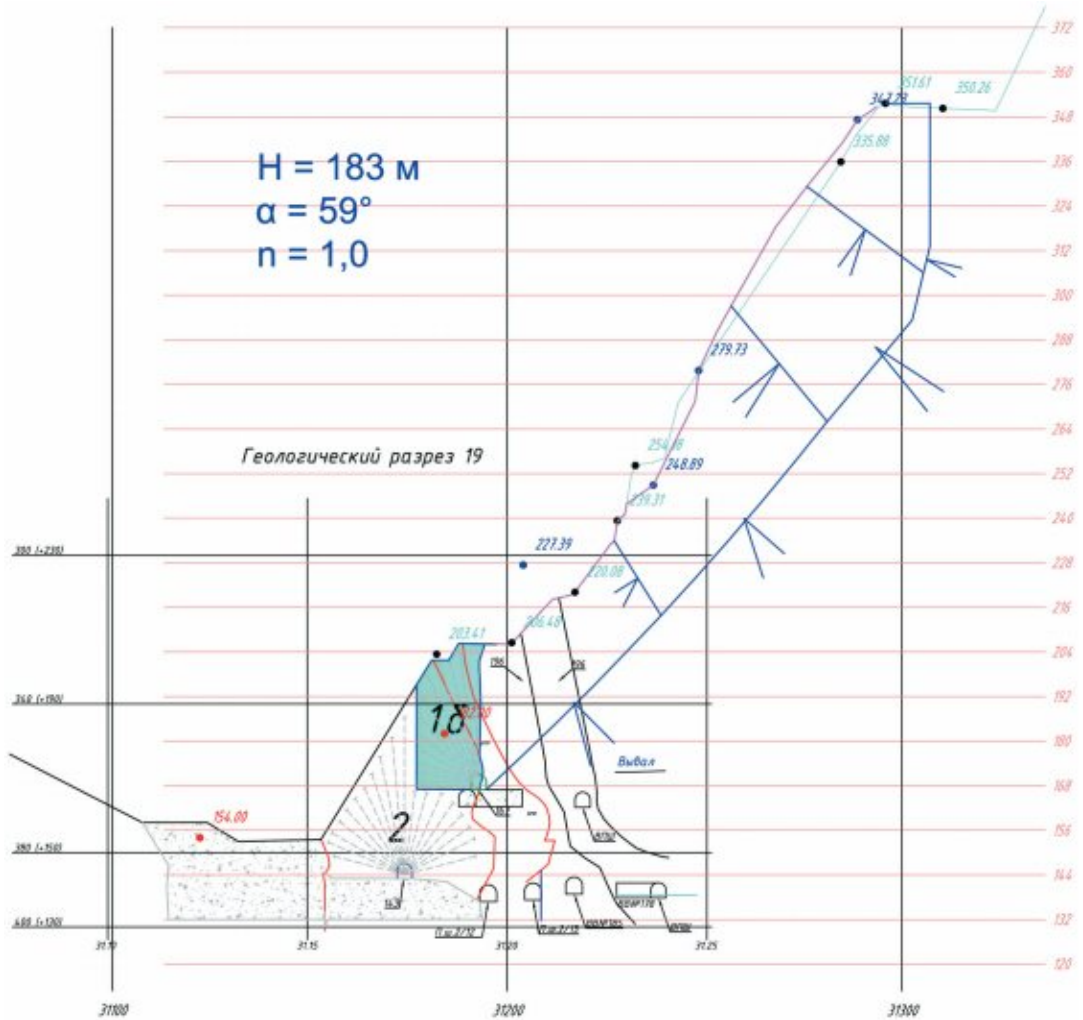


Рис. 5.4.2. Вариант 1. Разрез по линии 1 – 1. Расчёт устойчивости на 1-м этапе
выемки запасов

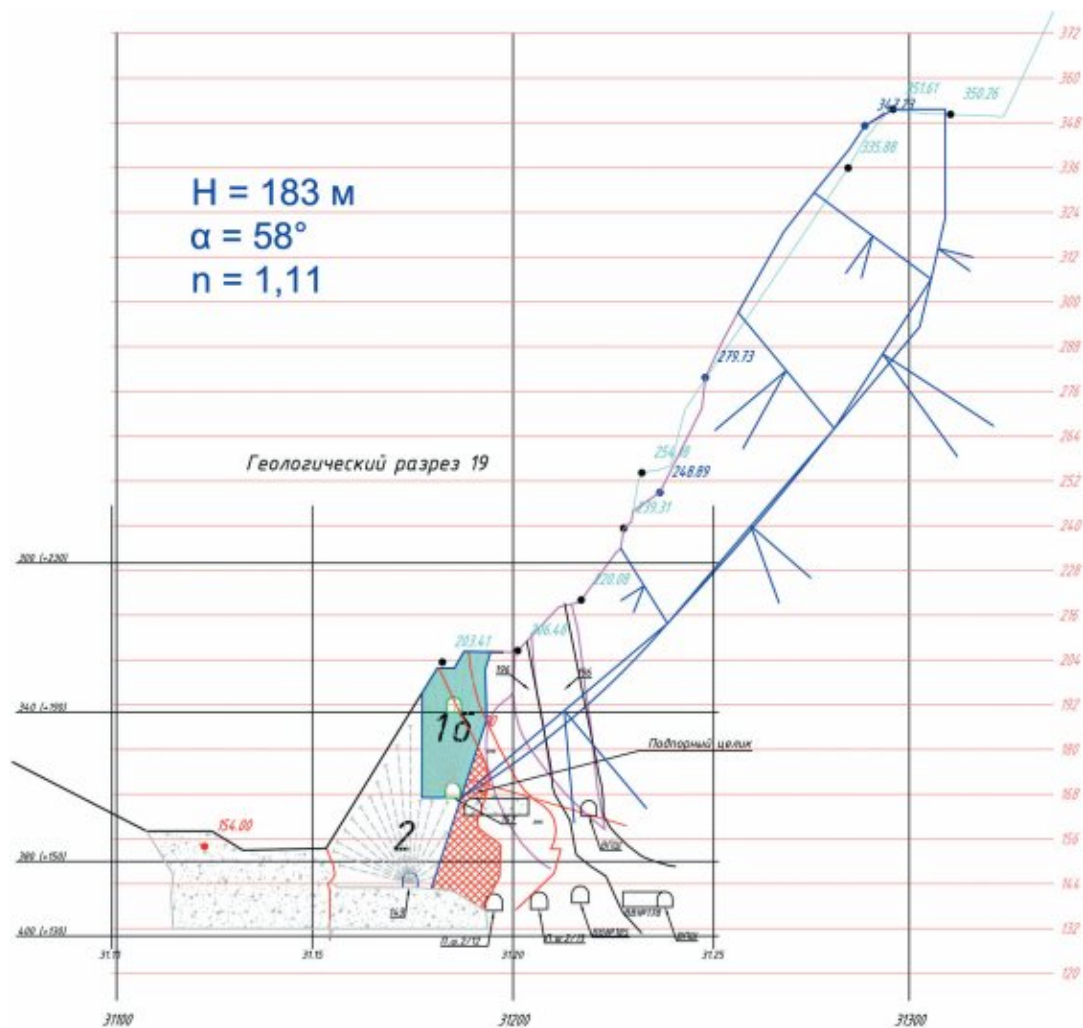


Рис. 5.4.3. Вариант 2. Разрез по линии 1 – 1. Расчёт устойчивости на 1-м этапе
выемки запасов

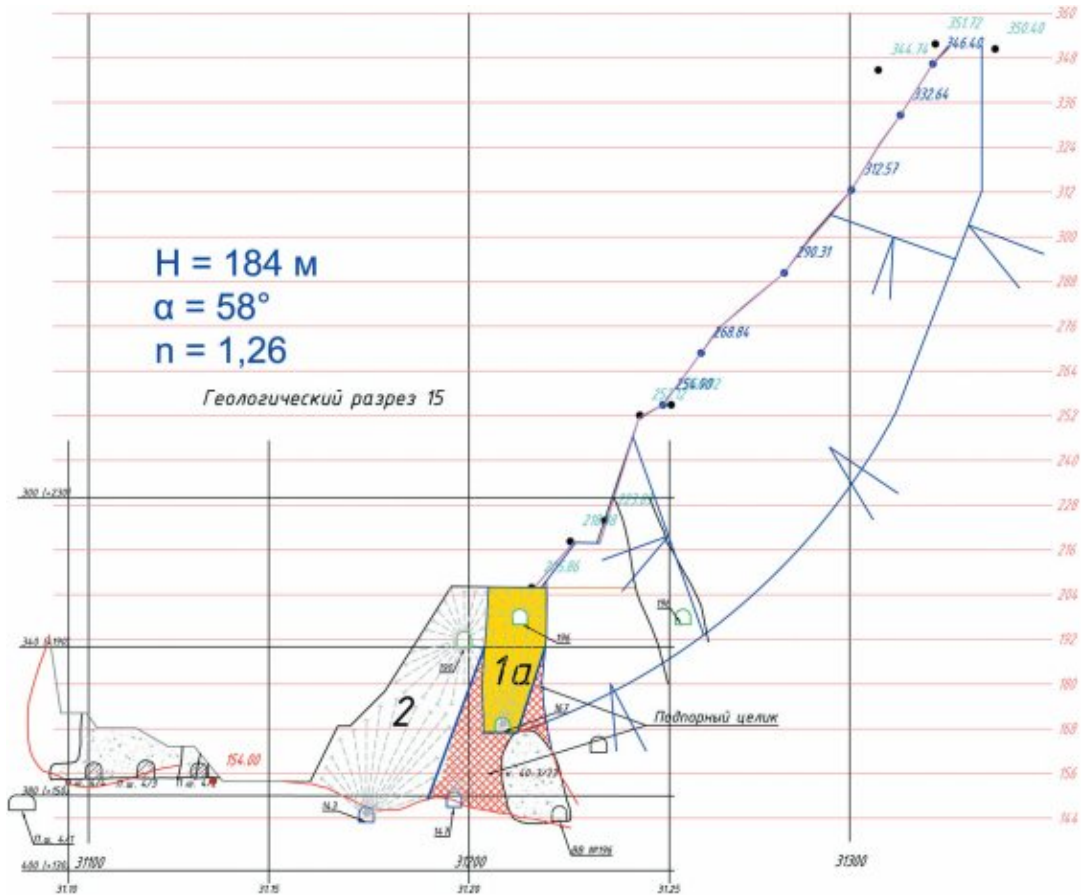


Рис. 5.4.4. Вариант 2. Разрез по линии 3 – 3. Расчёт устойчивости на 1-м этапе
выемки запасов

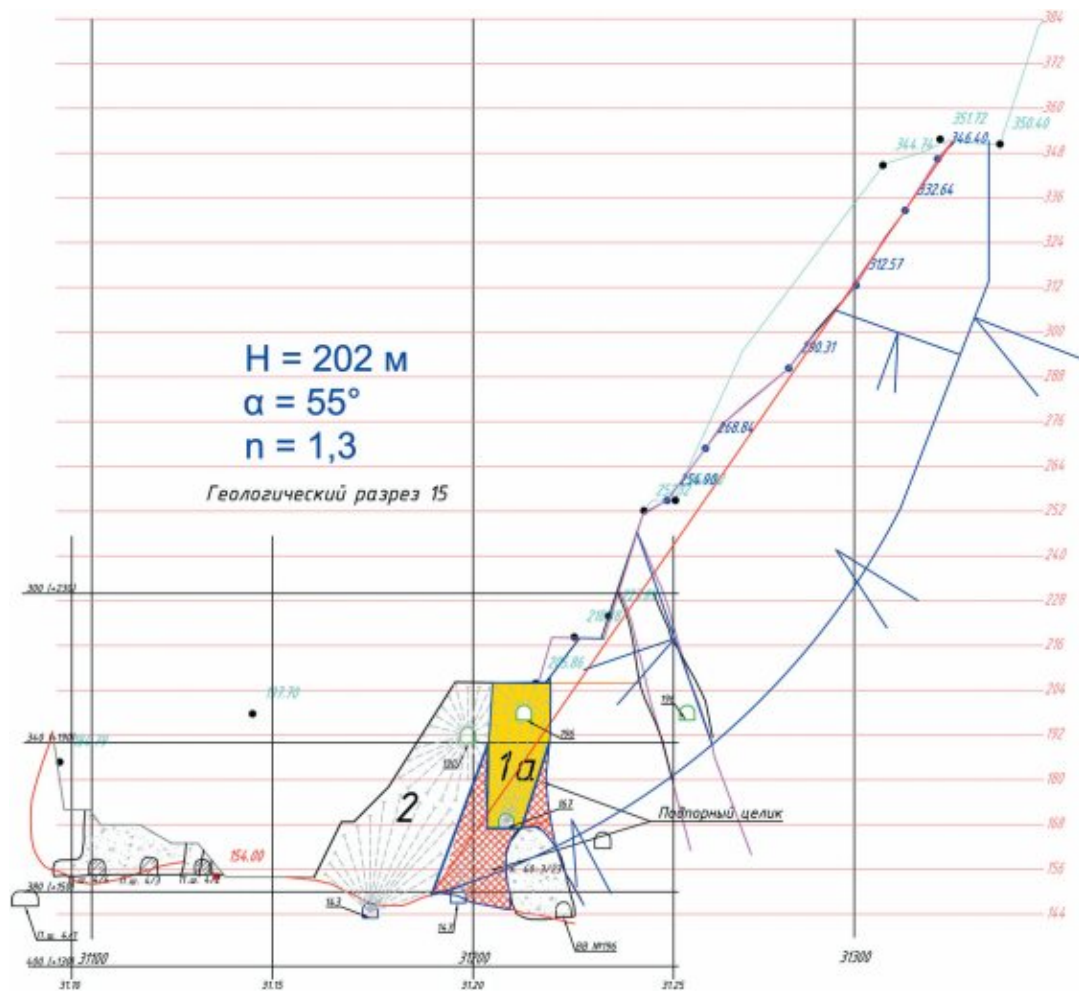


Рис. 5.4.5. Вариант 2. Разрез по линии 3 – 3. Расчёт устойчивости на 2-м этапе
выемки запасов

Технология отработки запасов Юго-Восточного борта карьера

Главной целью разрабатываемых технологических решений является максимально полная выемка руды на опытном участке с минимальными потерями и разубоживанием (снижением качества рудной массы) при обеспечении безопасности горных работ.

Учитывая сложившуюся в пределах опытного участка горнотехническую обстановку отработку запасов планируется производить в два этапа (рис. 5.4.6).

ЭТАП 1 – выемка камер, расположенных по контакту рудного тела вдоль борта карьера и их закладка. В рамках этапа № 1 с помощью оставления рудных целиков, отработки и закладки камер вдоль борта карьера производится формирования подпорных целиков, которые будут увеличивать устойчивость борта карьера на этапе 2.

ЭТАП 2 – отработка оставшихся запасов руды между закладочным массивом отработанных на первом этапе камер и карьерным пространством.

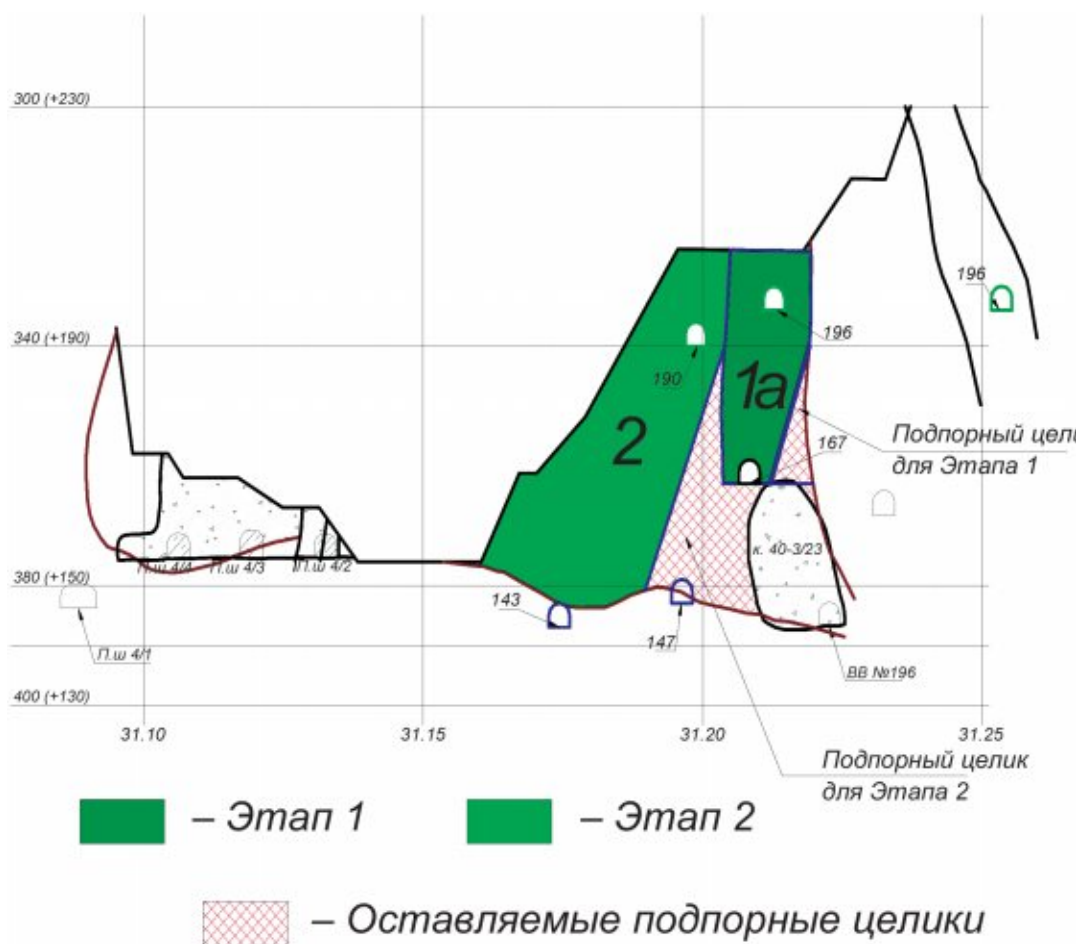


Рис. 5.4.6. Разделение опытного участка на этапы отработки

На основании результатов расчётов устойчивости борта карьера при его подработке подземными горными работами (смотри выше) можно сделать вывод о сохранении кратковременной устойчивости борта карьера на участке выемки руды. Сохранность устойчивости обеспечивается при оставлении рудных подпорных целиков (рис. 5.4.6).

Учитывая принятую технологию выемки руды и схему организации работ, внутри каждого этапа выделяются стадии выемки руды. Более подробно стадийность выемки рассмотрена ниже.

ЭТАП 1 – выемка камер, расположенных по контакту рудного тела вдоль борта карьера и их закладка

Система разработки и её конструктивное оформление

Запасы руды в опытном участке на первом этапе отрабатываются двумя камерами, расположенными вдоль борта карьера с применением системы разработки с камерной выемкой и закладкой, которая является основной системой разработки для отработки запасов на Учалинском подземном руднике.

Выемка руды осуществляется в направлении с юга на север с разделением на две стадии:

Стадия 1 – выемка запасов и закладка выработанного пространства камеры 1а;

Стадия 2 – выемка запасов и закладка выработанного пространства камеры 1б.

Разбивка первого этапа на стадии отработки представлена на рис. 5.4.7 и 5.4.8.

Применяемый вариант системы разработки с камерной выемкой включает в себя следующие конструктивные элементы:

- отрезной восстающий;
- отрезная щель;
- торцовый буропогрузочный штрек по почве камеры;
- закладочный штрек в верхней части камеры.

Параметры камер следующие:

- ширина камеры по почве – 10 метров;
- ширина камеры по кровле – до 20 метров;
- длина камеры 1а – 45 метров;
- длина камеры 1б – 50 метров;
- высота камеры – переменная и составляет от 30 до 40 метров (ограничивается контуром карьера).

Днище в камерах – плоское. Буровой штрек располагается по оси камер. Конструктивное оформление системы разработки представлено на рис. 5.4.7, 5.4.8, 5.4.9, 5.4.10, 5.4.11 и 5.4.12.

Первоначально, при разработке схемы выемки запасов опытного участка, границы камер на первом этапе отработки были расположены по контакту руда-порода. Камеры имели вертикальные стенки по западному и по восточному бортам. Расчёты параметров устойчивости карьера при вертикальных стенках камер показал, что даже кратковременная устойчивость камеры по некоторым расчётным разрезам не обеспечивается. Коэффициент запаса составляет (рис. 5.4.1):

Разрез 1 – 1 – 1,1;
Разрез 2 – 2 – 1,11;
Разрез 3 – 3 – 1,1;
Разрез 5 – 5 – 1,67.

Учитывая вышеизложенное, было принято решение по восточному флангу камер оставить подпорные рудные целики (рис. 5.4.10, 5.4.11 и 5.4.12). Коэффициенты запаса устойчивости борта при этом увеличились до значений, обеспечивающих кратковременную (на время выемки руды) устойчивость борта:

Разрез 1 – 1 – 1,11;
Разрез 2 – 2 – 1,21;
Разрез 3 – 3 – 1,26;
Разрез 5 – 5 – 1,67.

Положение западного борта камер оставлено неизменным.

Подготовительно-нарезные работы

Для отработки камер 1а и 1б на первом этапе отработки запасов опытного участка проходятся выработки по горизонтам 360 и 340 метров. Трассировка подготовительных выработок представлена на рисунках выше.

Горизонт 360 метров – буро-доставочный;

Горизонт 340 метров – вентиляционно-закладочный.

Между собой горизонты сбиваются вентиляционно-ходовым восстающим (ВХВ 196/167).

Технология очистной выемки

Начальная стадия очистной выемки в камерах 1а и 1б заключается в проходе отрезного восстающего и разделке на него отрезной щели путём взрывания рядов скважин, пробуренных из буровой выработки. Проходка отрезного восстающего между доставочным и вентиляционно-закладочным горизонтами осуществляется секционным взрыванием параллельных скважин.

Разбуривание скважин для проходки отрезного восстающего и разделки отрезной щели осуществляется из подземных выработок с помощью установок типа SOLO или SIMBA различных модификаций, имеющихся на руднике.

Нормальная стадия очистной выемки в камерах 1а и 1б заключается в отбойке запасов на пространство отрезной щели, а затем на очистное пространство камеры. Обуривание камеры производится восходящими веерами скважинам диаметром 89 мм из буро-доставочного штрека на горизонте 360 метров. Разбуривание производится буровыми установками типа «Симба» или «СОЛО» согласно «Типовому проекту на проведение массовых взрывов», действующему на руднике.

Отгрузка руды из камер осуществляется через буро-доставочный штрек, пройденный с торцов камер с помощью ПДМ типа Торо-501Д без заезда в очистное пространство камеры либо с помощью ПДМ типа Торо-400 или CATERPILLAR оборудованных системой дистанционного управления с заездом в очистное пространство камеры.

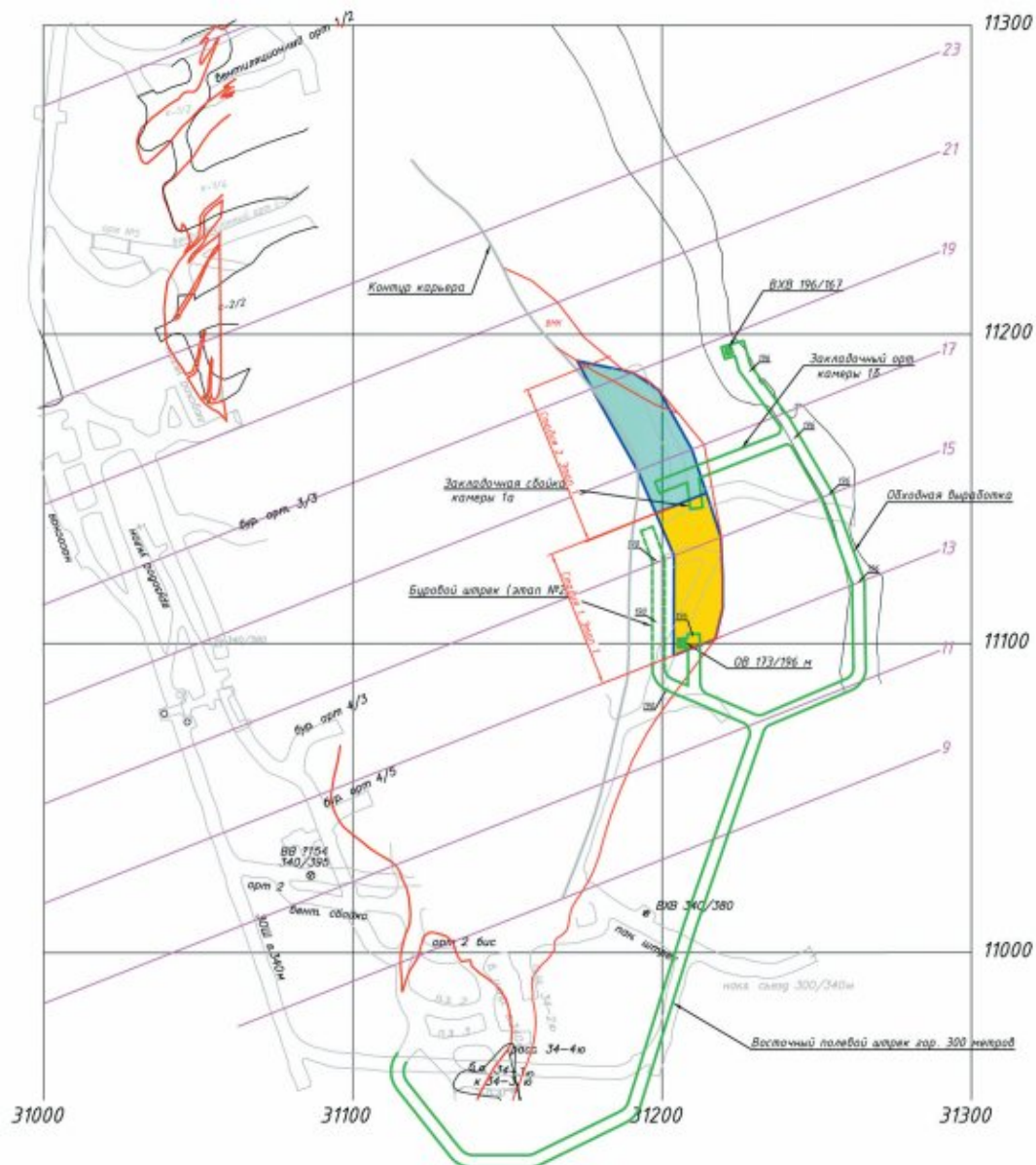


Рис. 5.4.8. План горизонта 340 метров

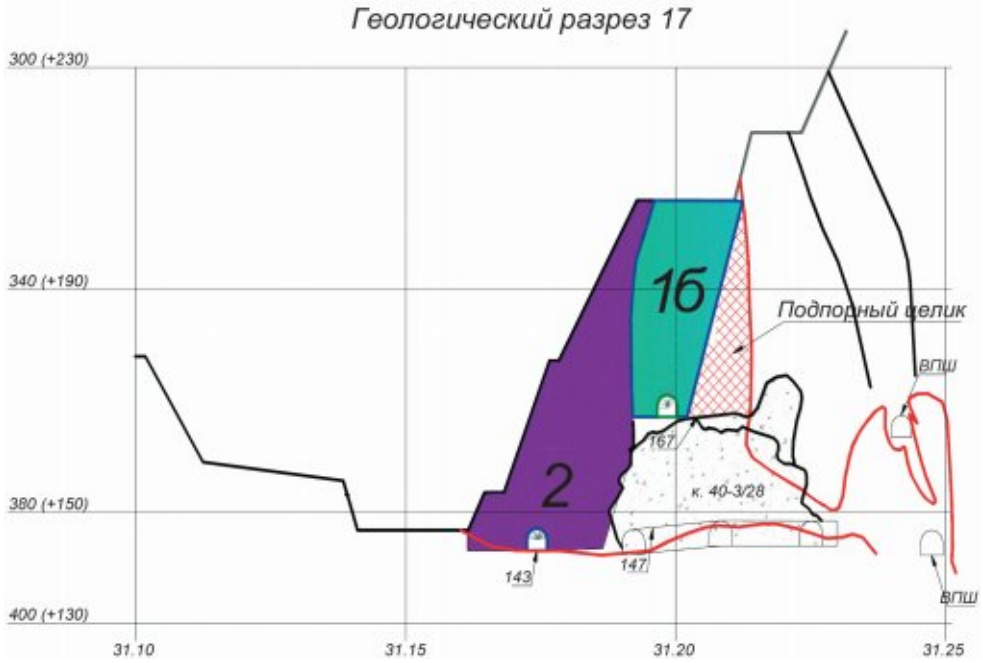


Рис. 5.4.11. Разрез по профильной линии 17

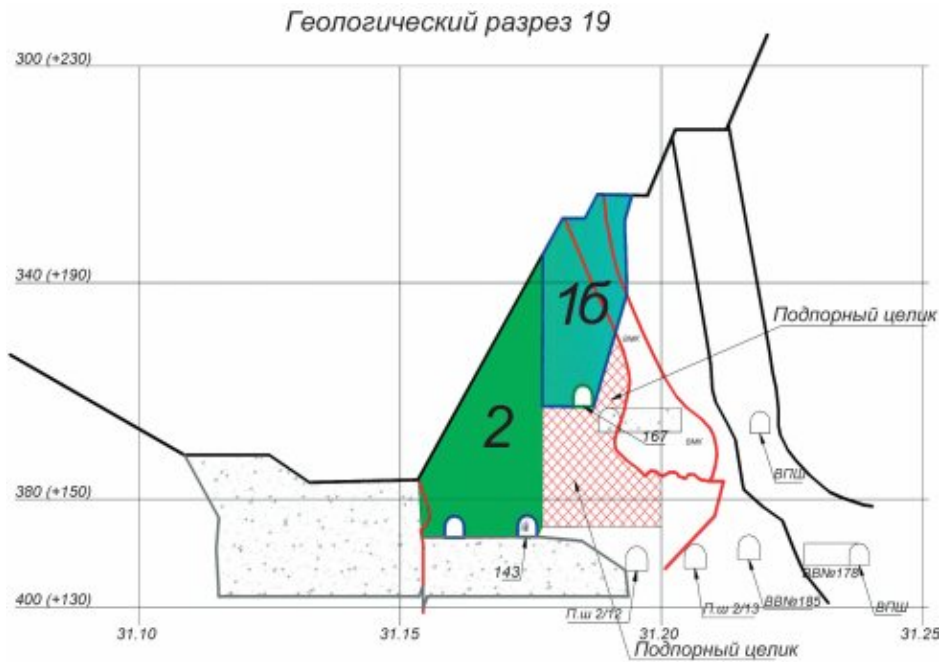


Рис. 5.4.12. Разрез по профильной линии 19

По окончании отработки каждой камеры обязательно осуществляется зачистка почвы камеры с помощью ПДМ с дистанционным управлением.

По окончании отбойки руды камер 1а и 1б в проектных параметрах производится закладка выработанного пространства твердеющей закладкой до уровня дна карьера.

Проветривание очистных выработок осуществляется с помощью вентилятора местного проветривания ВМ-12, устанавливаемого на гор. 360 м на свежей воздушной струе. Свежий воздух по вентиляционному рукаву поступает в буро-доставочный штрек камер. Отработанный воздух выбрасывается в карьерное пространство.

ЭТАП 2 – *отработка оставшихся запасов руды между закладочным массивом отработанных на первом этапе камер и карьерным пространством*

Система разработки и её конструктивное оформление

Запасы руды на втором этапе обрабатываются заходками, расположенными вдоль отработанных и заложённых камер 1а и 1б, отделяющих рудный массив от борта карьера. Отработка запасов на втором этапе выемки руды осуществляется в направлении с севера на юг с разделением на две стадии:

Стадия 1 – выемка запасов заходки № 1 и пригрузка борта карьера породой вдоль отработанного участка на высоту до гор. 340 метров;

Стадия 2 – выемка запасов заходки № 2.

Разбивка второго этапа на стадии выемки представлена на рисунках выше.

Отработка заходов осуществляется отбойкой руды на карьерное пространство.

Днище в заходках при отбойке руды оформляется плоской формы. Буровые выработки располагаются на уровне почвы заходки. В южной части опытного участка с учётом большой высоты обрабатываемых заходов предусматривается дополнительная буровая выработка.

При первоначальном проектировании схемы выемки запасов опытного участка, границы заходов на втором этапе отработки были расположены по контакту руда-порода. При этом образовывались субвертикальные обнажения восточного борта карьера. Расчёт параметров устойчивости борта в данном случае показал, что даже кратковременная устойчивость участка выемки по некоторым расчётным разрезам не обеспечивается. Коэффициент запаса составляет:

Разрез 1 – 1 – 1,38;

Разрез 2 – 2 – 0,98;

Разрез 3 – 3 – 1,04;

Разрез 5 – 5 – 1,36.

Учитывая вышеизложенное, было принято решение по восточному контакту рудного тела камер оставить подпорные рудные целики. Коэффициенты запаса устойчивости борта при этом увеличились до значений, обеспечивающих кратковременную (на время выемки руды) устойчивость борта:

Разрез 1 – 1 – 1,2;

Разрез 2 – 2 – 1,11;

Разрез 3 – 3 – 1,3;

Разрез 5 – 5 – 1,36.

Примечание: Подпорные рудные целики, оставленные для обеспечения устойчивости борта карьера при выемке запасов этапа № 2 отрабатываются системой поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. К отработке данных запасов приступают после пригрузки участка борта карьера породами.

Подготовительно-нарезные работы

Для отработки заходок на втором этапе отработки запасов опытного участка проходятся выработки по горизонтам 340, 360 и 390 метров. Трассировка подготовительных выработок представлена на рис. 5.4.1–5.4.12.

Горизонт 390 метров – буро-доставочный.

Горизонты 360 и 340 метров – буровые.

Технология очистной выемки

Начальная стадия очистной выемки на втором этапе отработки заключается в проходке отрезного восстающего и разделке на него отрезной щели путём взрывания скважин, пробуренных буро-доставочных штреков горизонта 390 метров. Проходка отрезного восстающего между доставочным и вентиляционно-закладочным горизонтами осуществляется секционным взрыванием параллельных скважин, пробуренных из карьерного пространства. Отрезной восстающий располагается в северном торце заходки.

Разбуривание скважин для проходки отрезного восстающего и разделки отрезной щели осуществляется из подземных выработок с помощью установок типа «Симба» или «СОЛО», имеющих на руднике.

Нормальная стадия очистной выемки в заходках заключается в отбойке запасов на карьерное пространство. Обуривание заходок производится восходящими веерами скважинам диаметром 89 мм из буро-доставочного штрека горизонта 390 метров, а также из бурового штрека горизонта 340 метров (на южном фланге проектируемого участка). Разбуривание производится буровыми установками типа «Симба» или «СОЛО» согласно «Типовому проекту на проведение массовых взрывов», действующему на руднике.

Отгрузка руды из камер осуществляется через буро-доставочные штреки, пройденные на горизонте 390 метров через их торец с помощью ПДМ типа Торо-400 или CATERPILLAR оборудованных системой дистанционного управления с заездом в карьерное пространство.

По окончании отработки заходки № 1 осуществляется первый этап пригрузки борта карьера породой на высоту до гор. 340 метров. Породная пригрузка формируется в направлении с севера на юг с таким расчётом, чтобы фронт её основания (под углом естественного равновесия) не приближался к границе следующей отрабатываемой заходки № 2 на расстояние менее 5 метров. Породная пригрузка поможет сохранить восточный борт карьера в устойчивом состоянии.

По окончании отработки заходки № 2 осуществляется второй этап пригрузки борта карьера породой на высоту до гор. 340 метров.

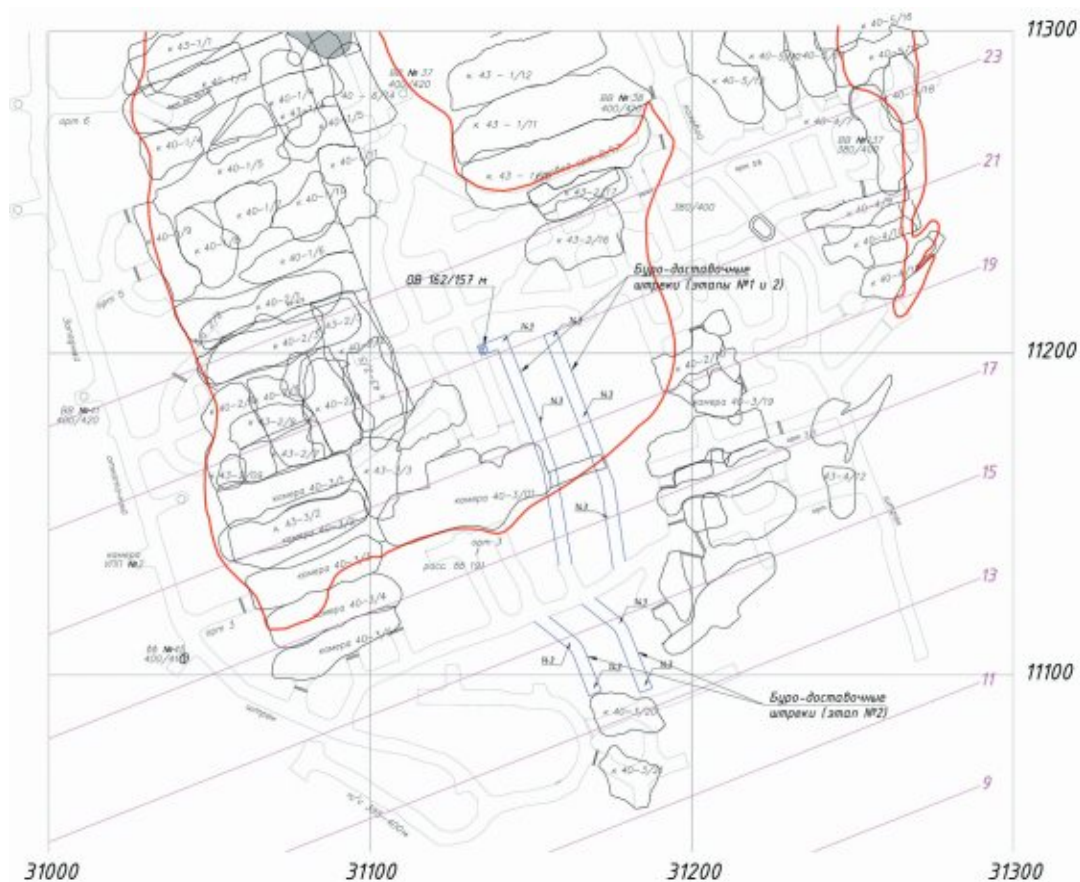


Рис. 5.4.13. План горизонта 390 метров

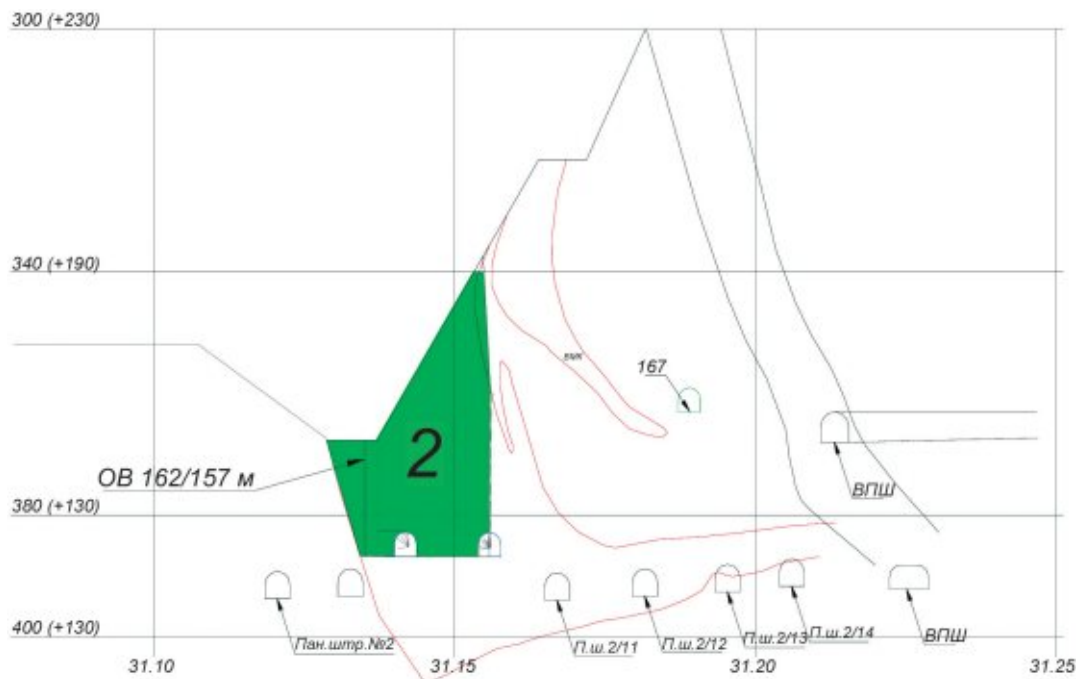


Рис. 5.4.14. Разрез по профильной линии 21

Проветривание очистных выработок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания ВМ-12, устанавливаемых на свежей воздушной струе на гор. 390 м и гор. 340 м. Свежий воздух по вентиляционному рукаву поступает в буро-доставочные и буровые штреки.

Оценка влияния взрывных работ на Юго-Восточный борт карьера и закладочный массив, расположенный в борту

Отработку запасов в Юго-восточном борту карьера планируется осуществлять в два этапа (смотри выше). На первом этапе планируется выемка двух камер (камеры 1а и 1б), расположенных на контакте рудного тела вдоль борта карьера. Эти камеры отделят основной рудный массив (который обрабатывается в рамках второго этапа отработки) от борта карьера.

Учитывая порядок ведения работ на первом этапе отработки запасов, в качестве охраняемых объектов выбраны борт карьера и обходной штрек, пройденный на горизонте 340 метров вдоль борта (рис. 5.4.15).

Охраняемым объектом при отработке запасов на втором этапе является закладочный массив камер 1а и 1б. Этот закладочный массив отделяет породы борта карьера от обрабатываемого рудного участка.

Проведённые аналитические расчеты направлены на оценку воздействия взрывных работ, производимых при отработке запасов на охраняемые объекты в боковом направ-

лении № 1 (рис. 5.4.15, 5.4.16 и 5.4.17). Целью расчётов является определение оптимальных параметров БВР при отработке запасов участка.

За критерии оценки влияния взрывов на охраняемый объект приняты: уровень интенсивности сейсмических колебаний, радиусы зон разрушения и деформаций. При расчете численных значений критериев учитывались: параметры БВР, характеристики охраняемого объекта, определяющие его сейсмостойкость.

Методика оценки включает определение:

- параметров БВР;
- сейсмобезопасных расстояний;
- характеристик руд и пород;
- допустимых скоростей колебаний массивов пород и руд в районе охраняемого объекта;
- ожидаемого уровня интенсивности сейсмических колебаний при различных параметрах БВР;
- радиусов зон дробления и трещинообразования.

По результатам проведенных расчетов устанавливается потенциальная опасность взрывных работ на предохранительный целик борта карьера, выдаются рекомендации по ведению взрывных работ при отработке запасов опытного участка.

Параметры БВР

Расположение скважин – веерное.

Параметры БВР по этапу 1 (камеры 1а, 1б) и на этапе 2 представлены в таблице 5.4.3.

Таблица 5.4.3. Параметры БВР при отработке запасов опытного участка

Наименование	d, м	W, м	q, кг/м ³	Усредненные размеры отбиваемого слоя руды		Общая масса заряда в веере, Q, кг
				B, м	H, м	
Камера 1а	0,089	1,8	1,4	18	40	1800
Камера 1б	0,089	1,8	1,4	18	40	1800
Этап 2	0,089	1,8	1,4	18	30	1350

где d – диаметр скважины, м ;

W – ЛНС, м;

q – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;

B – ширина, м;

H – высота, м.

Характеристика пород и руд

Запасы руды Юго-восточного борта на первом этапе и на втором этапе отработки представлены медно-цинковыми колчеданными рудами.

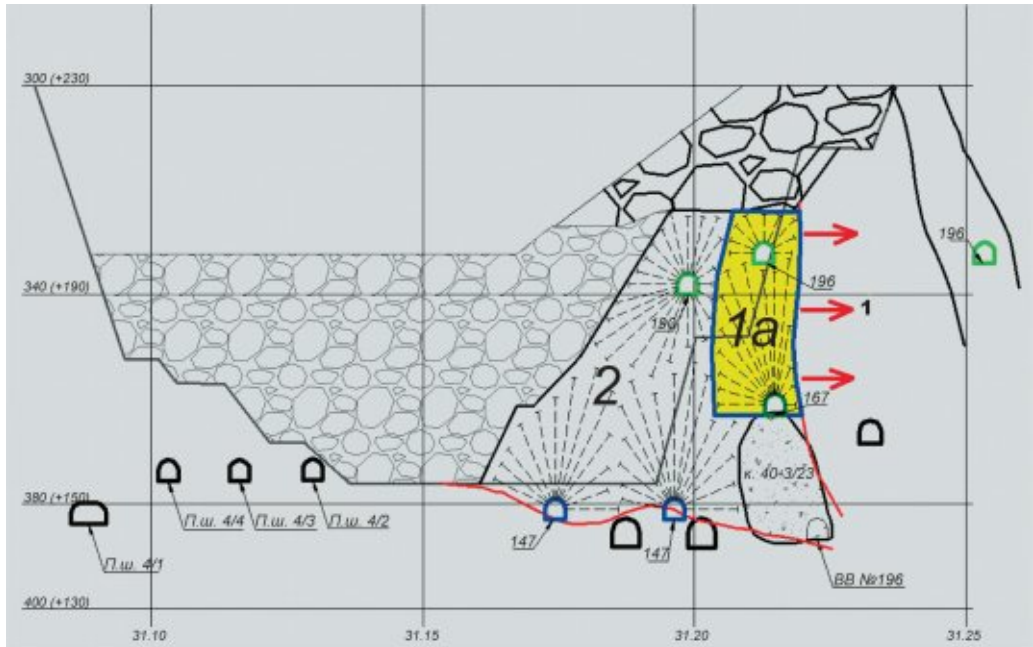


Рис. 5.4.15. Боковое направление действия взрыва на борт карьера при отработке запасов камеры 1а (Этап № 1)

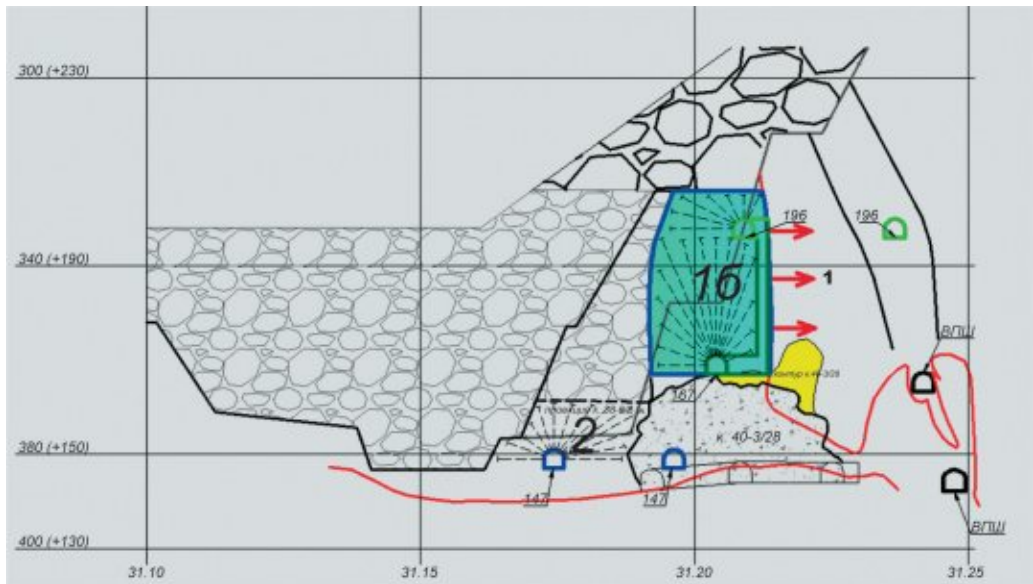


Рис. 5.4.16. Боковое направление действие взрыва на борт карьера при отработке запасов камеры 1б (Этап № 1)

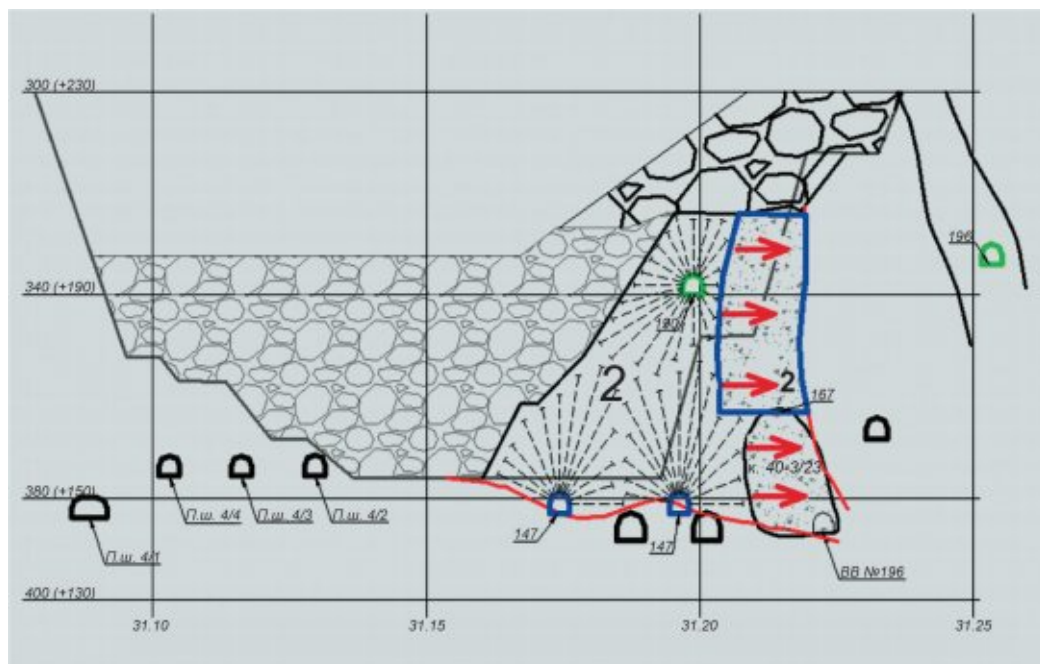


Рис. 5.4.17. Боковое направление действия взрыва на закладочный массив камер 1а и 1б при выемке запасов на этапе № 2

Трещиноватость руд от средней до выше средней, коэффициент крепости по Протодьяконову ($f=14$).

На контакте рудной зоны с восточной стороны рудного тела залегают серицит-кварцевые метасоматиты, средний размер отдельности в массиве 0,3 м.

Физико-механические свойства руд и пород на участке выемки представлены в таблице 5.4.4.

Характеристика охраняемых объектов

Охраняемыми объектами при отработке камер 1а и 1б (этап 1) являются: прибортовой целик, представленный серицит-кварцевыми метасоматитами и обходной штрек (отметка 196 м), пройденный в борту карьера вдоль отрабатываемого участка. Минимальное удаление обходного штрека от очистного пространства камеры 1б составляет 23 метра (рис. 5.4.16).

Охраняемым объектом при выемке запасов на этапе № 2 является закладочный массив камер 1а и 1б.

Методики расчётов допустимых скоростей колебания пород для охраняемых объектов приведены выше в главе 2 п. 8. Результаты расчётов допустимой скорости колебания пород сведены в таблицы 5.4.5, 5.4.6 и 5.4.7.

Таблица 5.4.4. Расчетные характеристики пород и руд
в районе Юго-восточного борта

Наименование пород и руд	Плотность, т/м ³	Предел прочности массива на сжатие, МПа	Средний размер отдельности в массиве, м	Скорость прохождения упругих волн в массиве, м/сек	
				продольных, C _p	поперечных, C _s
Медные и медно-цинковые сплошные руды	4,2	80÷90	0,4÷0,5	$\frac{2050 \div 2300}{2175}$	$\frac{1260 \div 1400}{1330}$
Закладочный массив	2	5	1,5	2400	1441
Серицит-кварцевые метасоматиты	2,7	45÷76	0,3 ÷ -0,4	$\frac{1800 \div 3030}{2415}$	$\frac{1130 \div 1760}{1445}$

Примечание: Значения C_p и C_s – в числителе приведены предельные показатели, в знаменателе средние.

Таблица 5.4.5. Расчетные значения допустимой скорости колебания пород, слагающих борт карьера

Охраняемый объект	Параметры	V _{доп} , см/с
Борт карьера	C _p = 2415, м/с; C _s = 1445, м/с; μ = 0,22; ε = 0,0004	28,2

Таблица 5.4.6. Расчетные значения допустимой скорости колебания для обходного штрека

Охраняемый объект	Параметры	V _{доп} , см/с
обходной штрек	K = 4; C _p = 2415 м/с; Δ _{кр} = 0,25	37,4

Таблица 5.4.7. Расчетные значения допустимой скорости колебания закладочного массива камер 1а и 1б при отработке запасов руды на этапе № 2

Охраняемый объект	Параметры	V _{доп} , см/с
Закладочный массив	ε = 0,0005; μ = 0,22; C _p = 2400 м/с; C _s = 1441 м/с	35,1

Определение уровня сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты.

Методика расчёта сейсмического действия взрывов представлена выше в выше в главе 2 п. 7. Расчетные скорости колебания пород и руд в районе охраняемых объектов в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления, а так же удаления от взрыва представлены в таблицах 5.4.8 и 5.4.9.

Таблица 5.4.8. Расчетная скорость колебания пород и руд для прибортового целика и обходного штрека в зависимости от массы ВВ на одну ступень замедления и от удаления от взрыва

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе, Q , кг	Удаление от взрыва, r , м	Коэффициент расщедоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в веере, Q_3 , кг	Расчетная скорость колебаний см/сек
Прибортовой целик и обходной штрек	Боковое торцевое (1)	294	1800	5	0,03	58	168
		246		10	0,11	195	76
		215		20	0,28	511	31
		202		30	0,42	761	17
		194		40	0,52	938	11
		189		50	0,59	1066	7
		294	900	5	0,03	29	103
		246		10	0,11	98	47
		215		20	0,28	256	20
		202		30	0,42	380	11
		194		40	0,52	469	7
		189		50	0,59	533	5
	465	600	5	0,03	19	77	
	389		10	0,11	65	36	
	215		20	0,28	170	15	
	202		30	0,42	254	8	
	194		40	0,52	313	5	
	189		50	0,59	355	4	

Таблица 5.4.9. Расчетная скорость колебания пород
для закладочного массива камер 1 а и 1б в зависимости от массы ВВ
на одну ступень замедления и от удаления от взрыва

Охраняемый объект	Направление действия взрыва	Коэффициент интенсивности сейсмических колебаний, K_c	Масса заряда в группе, Q , кг	Удаление от взрыва, r , м	Коэффициент рассредоточения, ψ	Эквивалентная масса заряда в веере, Q_3 , кг	Расчетная скорость колебаний см/сек
Закладочный массив	Боковое торцевое (2)	465	1350	5	0,04	56	261
		389		10	0,13	181	115
		215		20	0,32	434	28
		202		30	0,45	613	15
		194		40	0,55	736	9
		189		50	0,61	825	6
		465	675	5	0,04	28	160
		389		10	0,13	91	71
		215		20	0,32	217	18
		202		30	0,45	307	9
		194		40	0,55	368	6
		189		50	0,61	412	4
		465	450	5	0,04	19	121
		389		10	0,13	60	54
		215		20	0,32	145	15
		202		30	0,45	204	7
		194		40	0,55	245	5
		189		50	0,61	275	3

За критерий оценки влияния взрывов на охраняемые объекты приняты радиусы зон дробления и трещинообразования.

Методика расчёта радиусов зон дробления и трещинообразования представлена выше в главе 2 п. 7. При отбойке запасов веерами скважинных зарядов диаметром 89 мм с учетом массы заряда ВВ рассчитаны радиусы искомых зон. Результаты расчётов представлены в таблицах 5.4.10 и 5.4.11:

Таблица 5.4.10. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при обработке камер 1а и 1б

Направление действия взрыва веера	Масса ВВ в группе, кг					
	1800		900		600	
	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$
Боковое торцевое Камера 1а и 1б	1,1	4,8	0,6	2,6	0,4	1,8

Таблица 5.4.11. Расчетные значения радиусов зон действия взрыва при обработке запасов на этапе № 2

Направление действия взрыва веера	Масса ВВ в группе, кг					
	1350		675		450	
	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$	$r_{др}, м$	$r_{трещ}, м$
Боковое торцевое Камера 2	0,8	6,1	0,4	3,4	0,3	2,4

Выводы по результатам расчётов зон дробления и трещинообразования:

- Для ограничения распространения зон дробления и трещинообразования в прилегающие к обрабатываемым участкам охраняемые массивы пород и закладки при проектировании буровых работ и бурении следует не добуривать скважины до границы отбиваемого слоя руды на расстояние 1 метр.
- При взрывании с точки зрения образования зон дробления и трещинообразования достаточно разделение вееров на две ступени замедления. Разделение веера на три ступени замедления не даёт значительного сокращения зон дробления и трещинообразования по сравнению с разделением веера на две ступени замедления.
- Допустимое отклонение скважин от проектного положения должно быть не более 0,2 м.

Допустимая скорость ($V_{доп}$) сейсмических колебаний охраняемых объектов при взрывах составит:

- для обходного штрека 37,4 см/с;
- для борта карьера – 28,2 см/с;
- для закладочного массива – 35,1 см/с.

Выводы по влиянию сейсмического воздействия взрывов на охраняемые объекты:

- Для обходного штрека, минимальное расстояние которого от взрываемых вееров составляет 23 метра, расчётная скорость колебаний не превысит 30 см/сек даже при мгновенном взрывании заряда веера (1800 кг). При таких колебаниях в целом обеспечивается сохранность данного объекта, разделение же вееров на 2 и 3 ступени замедления снизит интенсивность колебаний породного массива на контуре выработки до ещё более безопасных 18 и 13 см/сек соответственно.

б). Влияние сейсмики взрывов на массив пород восточного борта карьера, а также закладочный массив камер 1а и 1б не столь однозначно и требует более детального рассмотрения.

При мгновенном взрывании вееров расчётные значения сейсмических колебаний (V_r) для пород восточного борта карьера и закладочного массива камер 1а и 1б соответствуют допустимым значениям колебаний ($V_{доп}$) только на расстояниях порядка 20 и 18 метров от контура отбиваемых вееров. То есть зона деформации взрыва вглубь охраняемого объекта распространяется на глубину 20 и 18 метров.

При введении внутривеерных замедлений, разделяющих его на две или три ступени замедления, зоны деформаций, от взрывания зарядов ВВ сокращаются.

Для пород восточного борта карьера зона деформаций при разделении на 2 и 3 ступени замедления сокращается до 14 и 11 метров соответственно.

Для закладочного массива зона деформаций при разделении на 2 и 3 ступени замедления сокращается до 13 и 11 метров соответственно.

Указанная зона деформации в 11 метров (при разделении вееров на три ступени замедления) согласно характеристикам действия взрыва разделяется на:

– зона дробления (0,3–0,4 метра от заряда ВВ) – внутри данной зоны происходит активное разрушение массива;

– зона трещинообразования (1,8–2,4 метра от заряда ВВ) – зона нерегулируемого дробления и сдвиговых деформаций, происходит развитие концентрических и радиальных трещин, её развитие в сторону массива (тыльной части забоя) незначительно и зависит от трещиноватости [40]. Внутри этой зоны с большой долей вероятности происходит сдвиговое разрушение массива.

– зона упруго-пластических деформаций (2,4–11 метров от заряда ВВ) – внутри данной зоны расчётные скорости колебания массива (V_p) превышают допустимые ($V_{доп}$), пластическая (разрушающая) энергия волны переходит в упругую волну (безопасную для массива). В ней, как правило, происходят упругопластическое деформирование массива без изменения объёма и видимых остаточных деформаций [3]. Распространение данной зоны вглубь массива составляет в большинстве случаев до 120 радиусов заряда [4]. Определить чёткую границу перехода пластических (необратимых) деформаций в упругие расчётным путём затруднительно, так как взрывание зарядов в трещиноватой среде математически очень сложен и зависит от направления трещин и других неоднородностей, их ширина и длина, наличие и характер заполнителя, длина волны, возбуждаемой при взрыве заряда ВВ, длительность её воздействия на горные породы и др. Для упрощения зона локализации пластических (опасных) деформаций может быть принята равной половине глубины распространения зоны упруго-пластических деформаций. В целом упруго-пластические изменения характеризуются формированием или перегруппировкой невидимых микротрещин в целом не влияющих на общую устойчивость массивов.

в). С точки зрения снижения влияния сейсмического воздействия взрывов на устойчивость охраняемых объектов (массив борта карьера, а также закладочный массив камер 1а и 1б) можно сделать вывод о необходимости деления вееров на три ступени замедления с ограничением заряда ВВ в группе 600 кг (при отработке камер 1а и 1б)

и 450 кг (при выемке руды опытного участка на втором этапе отработки). При соблюдении данных ограничений можно спрогнозировать распространение зоны трещинообразования вглубь борта карьера на 2 метра, в закладочный массив камер 1а и 1б – на 2,5 метра.

Разработанная ОАО «Уралмеханобр» технология камерной выемки прибортовых запасов руды принята ОАО «Учалинский ГОК» для опытно-промышленной проверки при отработке опытного участка рудных целиков Юго-Восточный борта.

Заключение

Для Российской Федерации обладающей крупнейшей минерально-сырьевыми ресурсами состояние производственного потенциала горнодобывающей промышленности имеет очень важное значение. Успешная разработка месторождений полезных ископаемых, постоянное пополнение выбывающих мощностей, обеспечение эффективного и качественного освоения недр является залогом благосостояния горнодобывающей области.

Установлено, что во многом выполнение этой не простой задачи зависит от комплексного подхода к освоению недр.

В настоящей работе рассмотрены задачи одного из направлений разработки месторождений полезных ископаемых – комбинированной геотехнологией.

В результате проведенных исследований предложен ряд решений одной из проблемных задач комбинированной технологии разработки месторождений – отработка переходной зоны при переходе с открытого способа разработки на подземный. Отработка таких зон неизбежно сопряжена с выемкой образующихся при этом природно-техногенных рудных участков. Как показано в работе, эти участки месторождений можно успешно обрабатывать в рамках проведения опытно-промышленных работ по индивидуальным методикам ОПИ.

В процессе разработки месторождений полезных ископаемых, в связи с изменением горно-геологических и горнотехнических условий, в ряде случаев возникает необходимость внесения изменений или корректировок в уже принятые решения в части технологии его разработки. Изыскание индивидуальных технологических решений для отработки конкретных участков месторождений позволяет поддержать темпы его освоения, сохранить объемы производства и качества добываемых руд, обеспечить безопасное ведение горных работ.

Основным научным результатом данной работы является обоснование методологии подготовки и проведения опытно-промышленных испытаний технологий, установление необходимого алгоритма ее реализации.

Практическая значимость исследований заключается в том, что используя предложенный методологический подход к проведению опытно-промышленных испытаний, для целого ряда конкретных участков рудных месторождений выполнены методики ОПИ, согласно которых успешно проведены испытания разработанных технологий в промышленных условиях.

Целый ряд разработанных технологий принят к опытно-промышленному внедрению.

1. Рудник «Айхал» (АК «АЛРОСА») – вариант камерной системы разработки с подэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки и закладкой выработанного пространства.

2. Рудник «Удачный» (АК «АЛРОСА») – вариант системы этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды.

3. Рудник «Шерегеш» (ОАО «ЕВРАЗРУДА») – вариант системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и применением самоходного оборудования.

4. Рудник «Озерный» (ОАО «Учалинский ГОК») – вариант подэтажно-камерной системы разработки с восходящим порядком выемки руды и закладкой выработанного пространства;

5. Рудник «Учалинский» (ОАО «Учалинский ГОК») – технология камерной выемки прибортовых запасов руды.

Патенты

полученные на технологии предложенные
для опытно-промышленных испытаний

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2475647

**СПОСОБ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ
РУДНЫХ ТЕЛ**

Патентообладатель(ли): *Дик Юрий Абрамович (RU), Котенков
Алексей Владимирович (RU), Танков Максим Сергеевич (RU),
Фоминых Владимир Иванович (RU)*

Автор(ы): *см. на обороте*

Заявка № 2011120547

Приоритет изобретения 20 мая 2011 г.

Зарегистрировано в Государственном реестре
изобретений Российской Федерации 20 февраля 2013 г.

Срок действия патента истекает 20 мая 2031 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Б.П. Симонов



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



(19) **RU** ⁽¹¹⁾ **2 475 647** ⁽¹³⁾ **C2**

(51) МПК
E21C 41/22 (2006.01)
E21F 15/00 (2006.01)

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(21)(22) Заявка: 2011120547/03, 20.05.2011

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
20.05.2011

Приоритет(ы):

(22) Дата подачи заявки: 20.05.2011

(43) Дата публикации заявки: 27.11.2012 Бюл. № 33

(45) Опубликовано: 20.02.2013 Бюл. № 5

(56) Синоск документов, цитированных в отчете о
поиске: Уральская горная энциклопедия. Урал
горный на рубеже веков. Т. II. -
Екатеринбург, 2004, с.289. SU 134242 A1,
10.10.1960. SU 325380 A1, 07.01.1972. SU
877013 A1, 30.10.1981. SU 1638302 A1,
30.03.1991. SU 1640457 A1, 07.04.1991. RU
2248448 C1, 20.03.2005. US 5137337 A1,
11.08.1992.

Адрес для переписки:

620026, г. Екатеринбург, ул. Белвинского, 84,
кв.111, Ю.А. Диху

(72) Автор(ы):

Дих Юрий Абрамович (RU),
Котенков Алексей Владимирович (RU),
Танков Максим Сергеевич (RU),
Фоминных Владимир Иванович (RU)

(73) Патентообладатель(и):

Дих Юрий Абрамович (RU),
Котенков Алексей Владимирович (RU),
Танков Максим Сергеевич (RU),
Фоминных Владимир Иванович (RU)

RU 2 475 647 C2

(54) СПОСОБ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ

(57) Реферат:

Изобретение относится к горной промышленности и может быть использовано при разработке подземным способом мощных крутопадающих рудных тел этажно-камерными системами. Способ включает проходку выработок для деления рудного тела на блоки, стабильную выемку руды камерами. После деления рудного тела на панели, блоки и камеры отработку последних осуществляют в «шахматном» порядке по восстановно рудного тела по схеме I-III-IV так, как показано на фиг.1-5, при этом днища смежных камер I (II) и III (IV) смещены на один подэтаж. Отбитую руду из камеры до откаточного штрафа транспортируют по доставочному орту,

пройденному в средней части смежной камеры, который при ее отработке используют в качестве бурового орта. Отбойку руды верхней части камер ведут между искусственными целиками из твердеющей закладки, а нижней - в рудном массиве. Коэффициент формы $K_{Ф} = b_{р}/h_{р}$, размер рудного целика соответствует условию: $0,5 < b_{р}/h_{р} < 1$, где: $b_{р}$ - ширина рудного целика или ширина неотработанной камеры, м; $h_{р}$ - высота рудного целика или половина высоты неотработанной камеры, м. Изобретение позволяет снизить горное давление на элементы системы разработки, снизить потери и разубоживание руды. 2 з.п. ф-лы, 6 ил.

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2514035

**СПОСОБ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ
КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ**

Патентообладатель(ли): *Открытое акционерное общество
"Научно-исследовательский и проектный институт
обогащения и механической обработки полезных ископаемых
"Уралмеханобр" (ОАО "Уралмеханобр") (RU)*

Автор(ы): *см. на обороте*

Заявка № 2012124924

Приоритет изобретения **15 июня 2012 г.**

Зарегистрировано в Государственном реестре
изобретений Российской Федерации **25 февраля 2014 г.**

Срок действия патента истекает **15 июня 2032 г.**

*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

Б.П. Симонов



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



(19) **RU**⁽¹¹⁾ **2 514 035**⁽¹³⁾ **C2**

(51) МПК
E21C 4/00 (2006.01)
E21F 15/00 (2006.01)

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(21)(22) Заявка: 2012124924/03, 15.06.2012

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
15.06.2012

Приоритет(ы):
(22) Дата подачи заявки: 15.06.2012

(43) Дата публикации заявки: 20.12.2013 Бюл. № 35

(45) Опубликовано: 27.04.2014 Бюл. № 12

(56) Список документов, цитированных в отчете о
поиске: RU 2241119 C1, 27.11.2004 : SU
1314060 A1, 30.05.1987 : RU 2187643 C2,
20.08.2002 : RU 2239061 C1, 27.10.2004

Адрес для переписки:
620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО
"Уралмеханобр"

(72) Автор(ы):
Дик Юрий Абрамович (RU),
Котенков Алексей Владимирович (RU),
Танков Максим Сергеевич (RU)

(73) Патентообладатель(и):
Открытое акционерное общество "Научно-
исследовательский и проектный институт
обогащения и механической обработки
полезных ископаемых "Уралмеханобр" (ОАО
"Уралмеханобр") (RU)

(54) СПОСОБ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ

(57) Реферат:

Изобретение относится к горной промышленности и может быть использовано при разработке открыто-подземным способом мощных крутопадающих ценных рудных тел. Техническим результатом является уменьшение потерь и разубоживание при отработке прибортовых запасов руды от залегающих пород. Способ включает отработку карьера до проектной глубины с отстройкой борта в предельное положение, отработку придонных и прибортовых запасов руды с применением подземных выработок, транспортировку отбитой

руды по подземным выработкам. Отработку прибортовых запасов руды ведут после выемки придонных камерной системой разработки под защитой комбинированного породно-закладочного массива со стороны карьерного пространства, причем породно-закладочный массив формируют снизу вверх последовательно, с чередованием отсыпки породного отвала и залитки твердеющей закладочной смеси образованного пространства между отвалом и бортом карьера на каждом слое. 2 з.п. ф-лы, 1 ил.

RU 2 514 035 C 2

RU 2 514 035 C 2

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2515285

**СПОСОБ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ
ТЕЛ С НЕУСТОЙЧИВЫМИ РУДАМИ**

Патентообладатель(и): *Открытое акционерное общество "Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых "Уралмеханобр" (ОАО "Уралмеханобр") (RU), Акционерная компания "АЛРОСА" (открытое акционерное общество) (АК "АЛРОСА" (ОАО)) (RU)*

Автор(ы): *см. на обороте*

Заявка № 2012112768

Приоритет изобретения **02 апреля 2012 г.**

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Российской Федерации **14 марта 2014 г.**

Срок действия патента истекает **02 апреля 2032 г.**

*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

Б.П. Симонов



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



(19) **RU** (11) **2 515 285** (13) **C2**

(51) МПК
E21C 41/16 (2006.01)

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(21)(22) Заявка: 2012112768/03, 02.04.2012
(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
02.04.2012
Приоритет(ы):
(22) Дата подачи заявки: 02.04.2012
(43) Дата публикации заявки: 10.10.2013 Бюл. № 28
(45) Опубликовано: 10.05.2014 Бюл. № 13
(56) Список документов, цитированных в отчете о
поиске: . SU 1346793 A1, 23.10.1987, SU 898071
A1, 15.01.1982 . SU 934009 A1, 07.06.1982 . RU
2093678 C1, 20.10.1997 . RU 2322583 C2,
20.04.2008 . US 4072352 A1, 07.02.1978

Адрес для переписки:
620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО
"Уралмеханобр"

(72) Автор(ы):
Дик Юрий Абрамович (RU),
Котенков Алексей Владимирович (RU),
Танков Максим Сергеевич (RU),
Минин Вадим Витальевич (RU),
Кульминский Алексей Сергеевич (RU),
Арестов Олег Юзефович (RU)
(73) Патентообладатель(и):
Открытое акционерное общество "Научно-
исследовательский и проектный институт
обогащения и механической обработки
полезных ископаемых "Уралмеханобр" (ОАО
"Уралмеханобр") (RU),
Акционерная компания "АЛРОСА"
(открытое акционерное общество) (АК
"АЛРОСА" (ОАО)) (RU)

RU 2 515 285 C2

(54) СПОСОБ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ С НЕУСТОЙЧИВЫМИ РУДАМИ

(57) Реферат:
Изобретение относится к горной промышленности и может быть использовано при разработке подземным способом мощных крутопадающих рудных тел с неустойчивыми и ценными рудами, например кимберлитовых трубок. Способ включает формирование искусственного массива проходкой и закладкой заходок на разрезном и подразрезном слое, исходящую выемку запасов под искусственным массивом и закладку выработанного пространства. Под искусственным массивом формируют переходный слой-подэтаж путем поочередной проходки заходок первой очереди, высотой равной высоте слоя, и заходок второй очереди, высота которых равна высоте слоя-подэтажа, при этом заходкам первой очереди придают в вертикальном сечении форму перевернутой трапеции, а заходкам второй очереди - неправильного шестиугольника, причем ширину верхних оснований фигур этих заходок и ширину заходок вышележащего

(подразрезного) слоя принимают равной величине. Запасы месторождения ниже переходного слоя-подэтажа обрабатывают камерами в шахматном порядке со смешением на подэтаж. Камерам в поперечном сечении придают вид шестиугольника, вытянутого по вертикали. Верхнюю часть камер формируют в виде трапеции размером в половину высоты камеры, контуры верхнего основания которой совпадают с контурами основания заложенных заходок первой очереди в переходном слое - подэтаже, и контуры боковых верхних сторон - с контурами нижних сторон заложенных соседних заходок второй очереди. Нижней части камеры размером в половину ее высоты придают в вертикальном сечении форму перевернутой трапеции. Изобретение позволяет повысить интенсивность отработки рудных месторождений, увеличить размер выемочной единицы и снизить расходы на закладочные работы. 4 з.п. ф-лы, 2 ил.

RU 2 515 285 C2

Список литературы

1. *Черный Г.И.* Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. – М.: Недра, 1980. – 67 с.
2. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород: утв. Министерством цветной металлургии СССР 30.06.86. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 74 с.
3. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 165 с.
4. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения. М.: Углетехиздат, 1948. – 42 с.
5. Методические указания по определению допустимых пролетов обнажения трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений. – М.: ИПКОН АН СССР, 1978. – 92 с.
6. *Ветров С.В.* Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. – М.: Наука, 1975. – 223 с.
7. Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии. – М.: Министерство цветной металлургии СССР, 1989. – 42 с.
8. *Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б.* Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М.: Недра, 1986. – 41 с.
9. Справочная книга для инженеров, архитекторов механиков и студентов. Том 1. Издание 14, Москва, 1931.
10. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. – Чита: «ВНИПИГорцветмет», 1988. – 46 с.
11. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. – Чита: «ВНИПИГорцветмет», 1988. – 46 с.
12. *Шадрин А.Г.* Теория и расчет сдвижений горных пород и земной поверхности. – Красноярск.: КГУ, 1990. – 200 с.
13. *Беляев Н.М.* Соппротивление материалов. – М.: Наука, 1976. – 608 с.
14. *Казикаев Д.М.* Совместная разработка рудных месторождений открытым и подземным способами. – М.: Недра, 1967. – 263 с.
15. *Мосинец В.Н., Абрамов А.В.* Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.

16. *Тангаев И.А.* Буримость и взрываемость горных пород. – М.: Недра, 1978. – 184 с.
17. *Богацкий В.Ф., Пергамент В.Х.* Сейсмическая безопасность при взрывных работах. – М.: Недра, 1978. – 128 с.
18. Руководство по анализу опасности аварийных взрывов и определению параметров их механического действия (РБ Г-05-039-216). – М.: ГУП НТЦ, 1996. – 85 с.
19. Руководство по предупреждению самопроизвольных взрывов аммиачно-селитренных ВВ в сульфидных рудах. – М.: МЦМ СССР, 1991. – 117 с.
20. Взрывное дело: Сборник № 85/42. Сейсмика промышленных взрывов /Научно-техническое горное общество/ – М., «Недра», 1983.
21. *Баранов А.О.* Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М.: Недра, 1985. – 72 с.
22. Методические указания по выбору параметров буровзрывного комплекса при проектировании массовых взрывов на подземных работах / Под ред. В.И. Машукова. – М.: Недра, 1973. – 113 с.
23. Справочник взрывника/ под общей ред. Б.Н. Кутузова. – М.: «Недра», 1988. – 241 с.
24. Временные методические рекомендации по подготовке и рассмотрению материалов связанных с расчётом нормативов потерь твёрдых полезных ископаемых при добыче, технологически связанных с принятой системой и технологией разработки месторождения и порядком уточнения нормативов потерь при подготовке годовых планов развития горных работ (утверждены распоряжением МПР РФ от 3 февраля 2003 года № 42-р).
25. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды на рудниках Министерства цветной металлургии. – М.: Недра, 1977. – 59 с.
26. Типовые методические указания по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений. Сборник руководящих материалов по охране недр (Утверждены Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 года). – М.: Недра, 1972. – 61 с.
27. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03). – М.: ГУП НТЦ, 2003. – 118 с.
28. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки подземным способом прибортовых запасов руды на Юго-Западном фланге участка «Новый Сибай». – Екатеринбург: Уралмеханобр. 2008. – 31 с.
29. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки камеры 2 на Северо-Восточном фланге участка «Новый Сибай». – Екатеринбург: Уралмеханобр. 2009. – 32 с.
30. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки в придонных запасах разделительного рудного целика. – Екатеринбург: Уралмеханобр. 2011. – 43 с.
31. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки прибортовых запасов разделительного рудного целика. – Екатеринбург: Уралмеханобр. 2011. – 36 с.
32. Патент № 2514005. Способ комбинированной разработки крутопадающих рудных тел. Опубликовано 27.04.2014. Бюл. № 12.

33. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов Северной выклинки (300–340 м) Учалинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2009. – 43 с.
34. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов Северной выклинки в подэтаже 260–300 метров Учалинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2010–2012. – 86 с.
35. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов рудного тела № 20 в подэтаже 260–300 метров Учалинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2012. – 33 с.
36. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов выше горизонта 340 метр Южной выклинки Учалинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2010. – 41 с.
37. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки участка камер 75-9 в этаже 670–750 метр Гайского подземного рудника. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2010. – 38 с.
38. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки участка камер 75-20 в этаже 670–750 метр Гайского подземного рудника. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2011. – 35 с.
39. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки участка камер 75-145÷75-157 в этаже 670–750 м Гайского подземного рудника. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2008. – 44 с.
40. Патент № 2475647. Способ разработки мощных крутопадающих рудных тел. Опубликовано 20.02.2013. Бюл. № 5.
41. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов Северного фланга в подэтаже 830–855 м Гайского подземного рудника. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2008. – 39 с.
42. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки запасов руды в секциях 3 и 4 рудного тела № 7 Узельгинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2010. – 35 с.
43. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки камер 28-7 панели 5-7 рудного тела № 5. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2010. – 29 с.
44. Методика опытно-промышленных испытаний технологии отработки панельного целика № 7 рудного тела № 4 в этаже 550/490 м Узельгинского месторождения. – Екатеринбург: Уралмеханобр, 2011. – 42 с.
45. Патент № 2515285. Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами. Зарегистрирован в Госреестре изобретений РФ 14.03.2014. Опубликовано 10.05.2014. Бюл. № 13.
46. Diavik Diamond mine Fact book, 2009.
47. Bartlett, P.J. The Design and Operation of a Mechanised Cave at Premier Diamond Mine. MASSMIN 92 SAIMM Publication Symposium Series S12. 1992.
48. Underground mining methods. Engineering fundamentals and case studies. Published by SME, 2001.

-
49. *Агошков М.И.* Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. – Москва, «Недра», 1965.
 50. *Именитов В.Р.* Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – Москва, «Недра», 1984.
 51. *Скорняков Ю.Г.* Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руды. – Москва, «Недра», 1978.
 52. *Мазон Д., Кокайн Е., Аро В.* Практика применения системы разработки подэтажного обрушения. Mining Magazine, 1973.
 53. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходных машин. – «Горный журнал», 1974, № 4.
 54. Система подэтажного обрушения с применением самоходного оборудования на Салаирском руднике. – «Горный журнал», 1973, № 9.
 55. SME MINING ENGINEERING, HANDBOOK. – 1992, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
 56. UNDERGROUND MINING METHODS. – 2001, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
 57. Проект вскрытия и подготовки горизонтов +185 и +115м Шерегешского рудника ПО «Сибруда» для поддержания мощности. – Новокузнецк: Сибирский филиал института ГИПРОРУДА, 1982г.
 58. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам, (РД 06-329-99). – М.: ГП НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2000 г.

Оглавление

Предисловие	3
Глава 1. Методология проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений	6
Глава 2. Теоретические основы методологии проведения опытно-промышленных испытаний технологий отработки рудных месторождений (методика ОПИ)	9
2.1. Цель и задачи опытно-промышленных испытаний	9
2.2. Состояние изученности вопроса	9
2.3. Существующее положение горных работ	9
2.4. Геологическая характеристика опытного участка месторождения	10
2.5. Геомеханическое обоснование отработки опытного участка месторождения	10
2.6. Технология отработки опытного участка месторождения	22
2.7. Буровзрывные работы при отработке опытного участка месторождения	23
2.8. Потери и разубоживание руды	32
2.9. Методы исследований	51
2.10. Авторский надзор при проведении опытно-промышленных испытаний технологий отработки опытного участка месторождения	51
2.11. Техника безопасности	52
Глава 3. Опытные-промышленные испытания технологий отработки придонных и прибортовых запасов рудных месторождений	54
3.1. Опытные-промышленные испытания технологии отработки подземным способом прибортовых запасов руды на Юго-Западном фланге участка «Новый Сибай»	54
3.2. Опытные-промышленные испытания технологии отработки камеры № 2 на Северно-Восточном фланге участка «Новый Сибай»	70
3.3. Опытные - промышленные испытания технологии отработки придонных и прибортовых запасов разделительного рудного целика месторождения «Молодёжное»	80
3.4. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов на Северной выклинке Учалинского месторождения	118
3.5. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов Северной выклинка Учалинского месторождения в подэтаже 260/300 м	157
3.6. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов рудного тела № 20 в подэтаже 260/300 м Учалинского месторождения	185

3.7. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов выше горизонта 340 м Южной выклинки Учалинского месторождения	208
Глава 4. Опытные-промышленные испытания технологий отработки сложных участков рудных месторождений	238
4.1. Опытные-промышленные испытания технологии отработки сложных участков на Гайском подземном руднике	238
4.1.1. Опытные-промышленные испытания технологии отработки камер 75-9 и 75-20 в этаже 670/750 м Гайского подземного рудника	241
4.1.2. Опытные-промышленные испытания технологии отработки в этаже 670/750 м Гайского подземного рудника	262
4.1.3. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов Северного фланга в подэтаже 830/855 м Гайского подземного рудника	301
4.2. Опытные-промышленные испытания технологии отработки сложных участков на Узельгинском подземном руднике	325
4.2.1. Опытные-промышленные испытания технологии отработки руды в секциях 3 и 4 рудного тела № 7 Узельгинского месторождения	325
4.2.2. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов камеры 28-7 панели 5-7 рудного тела № 5 Узельгинского месторождения	338
4.2.3. Опытные-промышленные испытания технологии отработки запасов панельного целика № 7 рудного тела № 4 в этаже 550/490 М Узельгинского месторождения	355
Глава 5. Разработка новых технологий для опытно-промышленной отработки рудных месторождений	371
5.1. Технология камерной выемки с подэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки и закладке выработанного пространства для отработки месторождения «Айхал» (АК «АЛРОСА»)	371
5.2. Технология блокового обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды для отработки месторождения «Удачное» (АК «АЛРОСА»)	398
5.3. Технология подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходного оборудования для отработки месторождения «Шерегеш» (ОАО «ЕВРАЗРУДА»)	418
5.4. Технология камерной выемки прибортовых запасов руды Юго-Восточного борта карьера Учалинского месторождения (ОАО «Учалинский ГОК»)	438
Заключение	465
Патенты	467
Список литературы	474

Научное издание

ДИК Юрий Абрамович
КОТЕНКОВ Алексей Владимирович
ТАНКОВ Максим Сергеевич

**ПРАКТИКА
ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ
ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИЙ
РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Монография

Редактор: Ю.А. Дик
Дизайн обложки: Ю.А. Дик
Верстка А.И. Попов
Корректор И.С. Иванова

Подписано в печать 30.09.2014. Формат 70 × 100/16. Бумага офсетная.
Печать офсетная. Усл. печ. л. 38,7. Уч.-изд. л. 25,8.
Тираж 500 экз.

Издательство Уральского университета
620000, Екатеринбург, Тургенева, 4

Отпечатано в типографии «Уральский рабочий»