

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН  
НАВОЙСКИЙ ГОРНО - МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

---

*На правах рукописи*

*УДК 622.*

**Эшматов Эркин Отомурадovich**

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ НАУЧНО-  
ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ РАБОТА**

На тему

**«Повышение эффективности подэтажной системы разработки засчет  
внедрения самоходной буровой техники на руднике Зармитан»**

Направление бакалавриата- 5540200 –«Горное дело»

Работа рассмотрена и допускается к  
защите

Зав. Кафедрой «Горное дело»

\_\_\_\_\_ к.т.н. Тухташев А.Б.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2013г

Научный руководитель

\_\_\_\_\_ к.т.н. Хакимов Ш.И.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение .....	5
1. Горно-геологические и горно-технические условия разработки рудных тел Чармитанского месторождения .....	6
1.1. Горно-геологические условия и минералогический состав руд и вмещающих пород .....	6
1.2. Вещественный состав руд .....	10
1.3. Горно-технические условия проходки горных выработок .....	10
1.4. Геолого-тектонические условия .....	11
1.5. Обводненность горных пород .....	11
1.6. Структурно-тектонические условия .....	11
1.7. Трещиноватость горных пород .....	12
1.8. Устойчивость горных пород .....	12
1.9. Физико-механические свойства горных пород .....	13
2. Выбор системы разработки для условий месторождения Чармитан .....	15
2.1. Система разработки подэтажными штреками .....	18
2.2. Сущность и условия применения .....	18
Особенности .....	19
Параметры .....	19
Подготовительные работы .....	20
Очистные работы .....	20
Технико-экономическая характеристика системы .....	21
Модернизированный вариант системы разработки подэтажными штреками .....	24
Системы разработки подэтажного магазинирования для выемки крутопадающих рудных тел .....	27
Система разработки с частичной выемкой камерных запасов из подэтажных выработок .....	31

Технологическое обеспечение перехода на самоходную технику в условиях месторождения Зармитан .....	35
6.1 Циклично-поточная организация горно-проходческих работ с увеличенной длиной блока в пределах 100-120м .....	37
7. Оптимальная длина очистных блоков при разработке жильных месторождений .....	43
Технология проведения выработок с применением самоходного оборудования в условиях рудника Зармитан.....	48
Технологические схемы очистной выемки тонких крутопадающих жил и параметры очистных забоев.....	52
Заключение ..	70
Список использованных источников .....	72

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Развития народного хозяйства Республики Узбекистан неразрывно связаны горной промышленностью, перед, которой стоит задача, увеличение объёмов добычи полезных ископаемых с уменьшением затрат.

Весьма показателен в этом отношении опыт работы Навоийского горно-металлургического комбината. К настоящему времени объёмы и массы перемещённых и извлечённых пород и руд оцениваются несколькими миллионами тонн, которой достигнут за счет применения современной мировой технологии.

Внедрение самоходной техники при подземной разработке маломощных, крутопадающих драгоценных рудных тел являются новизной для многих мировых рудников разрабатывающих подобных месторождений. При этом эффективность применение самоходной техники во всех технологических операциях от подготовки до выдачи руды на поверхность, прежде всего зависит от правильно выбранных технологических схем подготовки и добычи руды, решения которого требует особого подхода и огромного количества трудозатрат.

Кроме этого в ближайшие годы на подземных рудниках должны быть решены крупные научно-технические проблемы: рациональное использование земли и её недр, параметров, способов механизации, механизации и автоматизация основных и вспомогательных производственных процессов, которой, могут способствовать повышению эффективности недропользования

Такая оптимизация технологии с использованием самоходных комплексов при подземной добыче руд в шахтах НГМК становится весьма актуальной задачей.

**Цель работы** - определение области применения и разработка параметров системы разработки с поэтажной отбойкой

При проведении работы решались следующие задачи:

- изучение и анализ геологических и горнотехнических условий для отработки рудных тел системой с поэтажной отбойкой и частичныммагасинированием;
- анализ направлений и технологий при разработке жильных месторождений в ближнем и дальнем зарубежье;
- определение технологии отработки рудных тел предусматривающих комплексное использование самоходного оборудования на всех производственных процессах;

- освещены вопросы обеспечения многозабойной организации при циклично-поточной технологии;
- разработана методика определения оптимальной длины очистных блоков;
- предложена технология проведения выработок, схемы очистной выемки и параметры

**Объект и предмет исследования.** Объектом исследования является подземная горные работы на руднике Зармитан. Предмет исследования: технология с использованием самоходного оборудования.

**Методы исследований.** Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих теоретические обобщения по анализу общих направлений и методических основ совершенствования комплексов горных машин при подземной добыче руд и совершенствованию технологических схем выпуска руды.

**Научная новизна** работы заключается в следующем:

- установлено, что для улучшения основных показателей систем разработки шахт Кызылкумского региона важно выявить возможности совершенствования технологии выпуска, так как применяемые в настоящее время самотечные способы выпуска руды малоэффективны, совокупная трудоемкость выпуска, доставки и погрузки все еще остается достаточно высокой (0,08-0,3 чел-ч/м<sup>3</sup>). Эффективность выпуска определяется сочетанием выработок днища, их параметрами и применяемым технологическим оборудованием;
- установлено, что для оптимизации технологии с использованием самоходных комплексов особое внимание должно уделяться выбору технологических схем, соответствующих горно-геологическим условиям разработки жильных месторождений и организации труда на основе передовых форм и методов;
- установлена техническая возможность эффективного применения оптимальных по габаритам и производительности комплексов самоходного оборудования в различных горно-геологических условиях, что приводит к увеличению сечения выработок, соответствующих данному типу месторождений, и обеспечивает механизацию трудоемких процессов добычи руды при разработке месторождения с малой мощностью рудных тел.

# 1 ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РУДНЫХ ТЕЛ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД ЧАРМИТАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

## Горно-геологические условия и минералогический состав руд и вмещающих пород

Чармитанское золоторудное месторождение расположено на южных склонах хребта Нуратау, входящего в систему Западного Тянь-Шаня. Месторождение слагают две, в одинаковой степени развитые группы пород: метаморфизованные осадочные породы нижнего силура и верхнепалеозойские гранитоиды Кошрабадского интрузива. Нижний силур, представляет джазбулакская свита. Свита состоит из сланцев, алевролитов, песчаников, в отдельных прослоях содержащих иногда примесь туфогенного и известкового материала. Зафиксированы отдельные линзы известняков и единичные небольшие (до первых десятков метров) тела диабазовых порфиритов на южном фланге месторождения. Магматические породы (пермского возраста) представлены Кошрабадским интрузивным комплексом, слагающим крупный массив в центральной части района. Кошрабадский комплекс в рассматриваемом районе представлен тремя фазами:

-Сиениты, габбро-сиениты, габбро, эссекситы.

-Граносиениты биотит-роговообманковые, биотитовые.

-Граносиениты, гранит-порфиры, пегматоидные граниты, дайки аплитов, гранит-аплитов.

Основные породы, слагающие запасы, намеченные к отработке подземным способом в 1991-1995 гг., представлены граносиенитами разной зернистости, ороговиковыми сланцами и окварцованными углисто-глинистыми сланцами. Причем граносиениты составляют 80-85% от общего объема.

Промышленные рудные тела месторождения по морфологии делятся на четыре типа:

-Жильный (резко преобладает в количественном отношении в объеме запасов).

-Линейные минерализованные зоны.

-Линейные штокверки.

-Структурные залежи сульфидных руд.

Рудные тела первого типа (1, 1а, 6, 6а, 8, 9, 16) представляют собой кварцевые жилы выполнения, составляющие основную ценность рудного тела, с безрудными или слаборудными зальбандами. Характерна высокая контрастность промышленного оруденения. Кварцевая составляющая, при мощности 15-25% от мощности рудного тела, содержит 60-80% золота.

Протяженность рудных тел данного типа колеблется от первых десятков до 1200м, мощность от сантиметров до 8м. На глубину отдельные рудные тела прослежены скважинами до 1000м.

Количество рудных тел второго морфологического типа ограничено: это верхние, средние частично глубокие горизонты рудных тел 7, 27, 11, 13, 13а. С глубиной они постепенно переходят в жильный тип.

Рудные тела залегают под крутыми углами 70-75

На южном фланге месторождения внутреннее строение рудных тел сильно усложняется, рудные тела приобретают характер линейных штокверков (третий тип). Особенностью их является относительно большая мощность (до 17м) при сравнительно небольшой длине (десятки метров) на глубину рудные тела прослеживаются до 100-120м. Форма их столбообразная, в отличие от плитообразных первых двух типов. К ним относятся рудные тела 10, 10а. Существенное влияние на рудные тела оказала пострудная тектоника, разобцая их на отдельные блоки. Амплитуда перемещения в плане колеблется от 3 до 30м; достигая в отдельных случаях до сотни метров.

На восточном фланге месторождения в рудных телах процесс отложения и замещения поздними сульфидами продуктов предшествующих стадий местами столь интенсивен, что целые участки рудных тел размерами до первых десятков метров представлены существенно сульфидными рудами, образуя еще один четвертый тип. Желваки массивных сульфидов достигают 1,5м мощности и 10-15м по простиранию.

Последние окаймляются и переходят по простиранию в руды прожилковые, густовкрапленные.

Рудные тела, содержащие основную часть запасов месторождения типично-жилые, приурочены к протяженным крутопадающим (60-90°) линейным структурам. Характеризуются изменчивостью как по падению, так и по простиранию, имеют большое количество разрывных нарушений и неравномерное распределение полезного ископаемого.

Рудовмещающими породами всех типов рудных тел являются сиениты, граносиениты и ороговикованные песчаносланцевые породы.

Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова -9-15

Плотность руд: золотосодержащих - 2,65г/см<sup>3</sup>; золотосеребряных 2,96г/см<sup>3</sup>.

Влажность руд и пород - до 1%. Руды не склонны к слеживанию

## **1.2. Вещественный состав руд**

На месторождении Чармитан выделены два технологических типа руд золотосодержащие и золотосеребряные (сульфидные, упорные).

Основную массу руд составляют золотосодержащие руды (85%), к ним относятся легко перерабатываемые руды, упорные (золотосеребряные) руды составляют в сумме -15%, последние распространены в основном на восточном фланге месторождения. Основным ценным компонентом руд является золото, представленное самородной формой и электрумом. Попутным компонентом является серебро. Основными минералами золотосодержащих руд являются: полевые шпаты (65%), кварц (26%), гипергенные минералы (0,6%), углеродистое вещество (0,5%), сульфиды (5,6%). Из сульфидов присутствует арсенопирит, пирит, галенит, сфалерит, сульфоантимониды, шеелит и др.

### **1.2 Горно-технические условия проходки горных выработок**

Месторождение Чармитан имеет ряд инженерно-геологических особенностей, оказывающих значительное влияние на условия его разработки.

[1]

К этим особенностям относятся: геолого-тектонические условия, обводненность горных пород, избыточное напряженное состояние, трещиноватость и её ориентировка, неоднородность физико-механических свойств горных пород, которые в зависимости от глубины залегания полезного ископаемого определяют условия разработки.

Сложено месторождение в основном кварцево-сланцевыми сланцами и роговиками, прорванными граносиенитами и сиенитами. Разрывные нарушения представлены двумя группами: продольно параллельными к складчатым структурам и диагональными. Продольные разрывные нарушения связаны с линейной складчатостью и обычно приурочены к крыльям складок. Смесители их наклонены в сторону общего падения слоев, морфологически они представляют собой сдвиг.

Месторождение относится по степени сложности гидрогеологических условий к группе с простыми гидрогеологическими условиями, исходя из следующих факторов:

1. В районе месторождения отсутствуют благоприятные геолого-геоморфологические и климатические условия для накопления динамических запасов подземных вод;
2. Месторождение расположено выше регионального базиса эрозии (р.Заравшан).

На площади месторождения развиты подземные воды зоны открытой трещино-ватостинижесилурийских отложений (глинистые, углисто-глинистые сланцы, песчаники с линзами хвостовиков), подземные воды зоны открытой трещиноватости интрузивных образований (сиениты, граносиениты, граниты и т.д.) и трещино-жильные воды зон тектонических нарушений.

Водопритоки в подземные горные выработки будут формироваться за счет динамических и фактических запасов.

Максимальный среднемесячный приток на нижние горизонты не превысит  $165\text{ м}^3/\text{час}$ , а среднегодовой  $110\text{ м}^3/\text{час}$ . По степени водообильности месторождение Зармитан относится к типу средневодобильных.

#### **1.4.Геолого-тектонические условия**

Месторождение приурочено к южному склону Нуратинских гор. Разрывные нарушения представлены двумя группами: продольно-параллельными к складчатым структурам и диагональными. Продольные разрывные нарушения связаны с линейной складчатостью и обычно приурочены к крыльям складок. Смесители их наклонены в сторону от общего падения слоев. Морфологически они представляют собой сдвиг.

#### **1.5.Обводненность горных пород**

На месторождении распространены подземные воды, приуроченные к трещиноватым породам и зонам дробления. Породы здесь слабоводообильные. При вскрытии разломов зон повышенной трещиноватости отмечается незначительное увеличение водопритоков.

#### **1.6.Структурно-тектонические условия**

Анализ структурно-тектонических условий и сейсмичности района (которые характеризуются землетрясениями 7-8 баллов) позволяет считать, что тектонические сжимающие и растягивающие напряжения в породах были ориентированы перпендикулярно структурам, т.е. в северо-восточном направлении. Обследование горных выработок показало, что при их проходке происходит перераспределение напряжений в горных породах, а избыточные значения концентрируются в зонах повышенной трещиноватости и тектонических нарушений, где встречаются расслоения пород с образованием вывалов и куполов.

#### **1.7.Трещиноватость горных пород**

Трещины в горных породах имеют характер скола, указывающее, что на них действуют тектонические сжимающие силы, ориентированные под углом  $45^{\circ}$  к складчатым структурам.

Результаты непосредственных измерений, а также исследования на ряде месторождений Средней Азии показали, что горизонтальные составляющие напряжений превышают вертикальные в 1,2-2 раза и имеют избыточные значения.

По результатам изучения трещиноватости на месторождении выделяются пять систем трещин. По генезису эти трещины в основном тектонические.

На месторождении выделяются три типа участков по степени трещиноватости:

-*слаботрещиноватые* - где модуль трещиноватости составляет в среднем 1,4-1,6 тр/п.м;

-*среднетрещиноватые* - где модуль трещиноватости превышает величину 2,6тр/п.м;

-*сильнотрещиноватые* - где модуль трещиноватости более 5 тр/п.м встречаются на участках разломов. Их количество по горным выработкам не превышает 10-15%.

На месторождении преобладают продольные и диагональные трещины. Более опасными, с точки зрения устойчивости, будут выработки пройденные по ним или пересекающие их под косым углом. Наибольшая частота углов падения трещин от 21° до 40° и от 61° до 80°. Более опасными являются трещины с углами падения от 61° до 80°, которые в случае подсечения их выработками могут стать поверхностями скольжения.

По сложности инженерно-геологических условий отработки месторождения Чармитанской золоторудной зоны относятся к средней категории сложности. Месторождения относятся к разряду силикозоопасных. Содержание свободного кремнезёма в рудах превышает 10% достигая (60-80%). Оползни, лавинная опасность, карсты на площади месторождения отсутствуют.

### **1.8. Устойчивость горных пород**

На месторождении выделено три типа инженерно-геологических участков:

1 -**Неустойчивый** - приурочен к породам, слагающим рудные тела 10,10а,7,27,15,26 в центральной и юго-восточных частях месторождения и представленными кварцево-сланцевыми сланцами и реже сиенитами, приуроченными к зонам дробления и тектонических нарушений. Породы здесь повышенной трещиноватости и имеют избыточные напряжения. Коэффициент потенциальной устойчивости менее 1,0, что характеризует породы, смягчающие кровлю выработки как неустойчивые. При разработке здесь возможны:

разрушения, расслаивания, обрушения пород, сопровождаемые вывалами и образованием куполов, внезапными прорывами трещинных вод.

**2. Относительно-устойчивый**-приурочен к породам, слагающим зону рудных тел 1,1a,11,13,14,3,5,8, а также зону повышенной и средней трещиноватости, представленными кварцево-слюдистыми сланцами, роговиками, граносиенитами. Породы сильно- и среднетрещиноватые и имеют избыточные напряжения. На глубине заложения выработок коэффициент потенциальной устойчивости составляет 1,5-2,5, что классифицирует породы, слагающие их кровлю как малоустойчивые. Здесь при пересечении горными выработками тектонических нарушение возможны: разуплотнение, разрушение, расслоение, зависание пород с отдельными вывалами и прорывом трещинных вод.

**3. Устойчивый** - приурочен к породам, слагающим зарудную зону, который находятся вне зоны влияния выработок, а также *зону рудных тел 2, 2a, 4* частично рудных тел 1, 1a, 8, 17 представленных в основном граносиенитами.

Коэффициент потенциальной устойчивости составляет 2,9-5,2 (кровля устойчивая). Здесь возможны разуплотнения пород с образованием зон повышенной трещиноватости и водопроявления.

## **1.9 Физико-механические свойства горных пород**

Изучение физико-механических свойств кварцево-слюдистых сланцев и роговиков показал следующее:

плотность изменяется от 2,60 до 2,72г/см<sup>3</sup>;

водопоглощение от 0,20 до 1,47%;

пористость от 0,78 до 3,1%.

Предел прочности при сжатии в сухом состоянии от 14,2 до 262,4 МПа; при водонасыщении их прочности снижаются в 1,8-2,0 раза, а в зонах тектонических нарушений до 15,9-16,8 МПа, т.е. снижаются в 5-9 раз.

Изучение физико-механических свойств граносиенитов показало, что плотность изменяется от 2,50 до 2,70г/см<sup>3</sup>; водопоглощение от 0,19 до 0,37%; пористость от 0,51 до 1,0%; предел прочности при сжатии в сухом состоянии от 95,2 до 185,1

МПа; при водонасыщении -47,4-88,3МПа. В зонах тектонических нарушений прочности опускаются до 29,9-34,5МПа.

Физико-механические свойства сиенитов изменяются в небольших пределах:

-плотность -2,50-2,70г/см<sup>3</sup>; -водопоглощение - 0,43-0,63%.

## **2. ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ УСЛОВИЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧАРМИТАН**

Характерной чертой месторождений жильного типа является крайняя сложность геологического строения и разнообразие горнотехнических условий их эксплуатации

Основные элементы залегания рудных тел (мощность, угол падения и т.д.), а также их линейные размеры часто подвержены резким колебаниям в пределах месторождения, выемочных участков, а иногда даже в пределах отдельных эксплуатационных блоков.

Эти особенности жил существенно влияют на выбор систем и технологии их разработки и в значительной мере определяют показатели полноты извлечения балансовых запасов.

Одним из наиболее нестабильных параметров рудных тел на месторождении является величина их мощности, которая может изменяться закономерным или случайным образом как по падению, так и по простиранию отрабатываемой жилы. Установлено, что характер изменчивости мощности рудного тела в большинстве случаев остается плавным и непрерывным без какой-либо закономерности в колебаниях величины этого параметра.

В условиях месторождений с изменчивыми параметрами залежей и неравномерным орудинением, каковым является золоторудное месторождение Чармитан наиболее важным является выбор системы разработки и соответствующей методики их сравнительной оценки.

При быстром росте единовременных и эксплуатационных затрат предпочтение следует отдавать системе разработки с низкой себестоимостью добычи.

Например, если принять себестоимость добычи при системе разработки с принудительным обрушением за единицу, то себестоимость при системе разработки с магазинированием будет примерно в 2,2 раза, системе разработки поэтажными штреками в - 2,5 раза и системе разработки горизонтальными слоями - 3,8 раза выше. Наибольшими преимуществами, по нашему мнению, в условиях Чармитанского месторождения в устойчивых и средней устойчивости вмещающих

породах будет иметь система разработки подэтажными штреками. Эта технология проста и позволяет вести выемку руд с широкой интенсивностью благодаря возможности широкого использования самоходного оборудования.

В то же время традиционные схемы нарезки блоков подэтажными выработками из восстающих принятые при наличии ручных перфораторов и скреперных лебедок, оказываются непригодными для эффективного применения самоходных машин. Анализ применения самоходных машин на проходке подэтажных выработок при этих схемах показывает, что при небольших объемах проходки на подэтаже (менее 300-500м) средние скорости проходки не превышают 100 м/мес, в работе находятся 1-3 забоя, а коэффициент использования машин составляет обычно 0,3-0,5. При больших объемах проходки на подэтаже эти показатели улучшаются. Однако и здесь в начальный период развития работ происходит потеря темпа из-за проходки первых 10-15м выработок из восстающего старой техникой или ручной уборкой отбитой горной массы, потери на доставку и сборку машин.

При таком подходе каждый подэтаж независимо от объемов работ нарезается самостоятельно, техника простаивает, а быстрая её переброска на другой подэтаж в случае необходимости практически исключена.

Трассировка нарезных выработок должна обеспечивать широкий фронт работ на всех стадиях их развития, оперативный маневр техники (быструю замену машин, переброску их с одного подэтажа на другой), быструю доставку техники, запасных частей, материалов с основного горизонта в любой пункт этажа. Этим требованиям больше всего удовлетворяют схемы подготовки и нарезки группы блоков или залежей с помощью базовой наклонной выработки, пройденной под максимально возможным углом теми же машинами. Обычно это спиральный съезд. Спиральный съезд проходят в комплексе с перепускным восстающим, расположенным в центральной зоне спирали, и ориентируют так, чтобы часть его ветвей использовались как наклонные подэтажные квершлаг, штреки. Спиральный съезд проходят с основного горизонта, где устраивают приемную грузовую площадку, можно располагать её и на вентиляционном горизонте.

Спиральный съезд проходят участками с подэтажа на подэтаж с одновременным развитием нарезных работ на подэтажах. Поэтому бригада постоянно имеет не менее трех забоев, скорости проходки выработок на комплекс превышают 100-110м/мес, а коэффициент использования машин более 0,6. Свежая струя поступает по нижней части спирали, а отработанная сбрасывается по верхней части перепускного восстающего.

Преимущество спиральных съездов особенно ощутимо при сравнительно небольших объемах проходки на подэтажах (менее 300-500м), когда применение самоходных машин, при использовании восстающих, может оказаться невыгодным.

При больших объемах работ при наличии спирального съезда имеются благоприятные условия укрупнения бригад до 9-12чел., что обеспечивает снижение стоимости выработок на 10-20%.

Незначительное увеличение объема проходки при наличии спирального съезда вместо восстающих компенсируется сокращением капитальных и эксплуатационных затрат на его оборудование и обслуживание, а также снижением стоимости проходки выработок.

Аналогичная картина наблюдается при внедрении самоходной техники на очистных работах. Например, наличие спиралей благоприятно для повышения коэффициента использования самоходных буровых установок, так как их можно в течение 1-2ч перегонять своим ходом с подэтажа на подэтаж или из одного блока в другой.

Увеличение скорости проходки выработок и снижение их стоимости, применение самоходных буровых установок при наличии спирального съезда позволяют также уменьшить высоту подэтажа, что улучшает качество дробления и полноту выемки при отбойке рудных тел сложной морфологии.

Применение самоходных машин на выпуске руды требует изменения конструкции днищ. Традиционные многоярусные днища с дучками неблагоприятны для работы самоходных машин. Более рациональны одноярусные плоские или траншейные днища без дучек с выпуском руды, в торец приемной выработки. Целесообразно

также объединять несколько блоков в панели для повышения загрузки машин и надежности процесса.

Максимальный эффект достигается при массовом внедрении самоходной техники. В этом случае сокращаются удельные затраты на её содержание, повышается качество обслуживания, имеется резерв для оперативной замены вышедшей из строя машины, производственные процессы становятся стабильными. Таким образом, внедрение самоходной техники позволяет не только повысить производительность труда, но коренным образом усовершенствовать технологические схемы, повысить концентрацию работ.

### **3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНЫМИ ШТРЕКАМИ**

#### **3.1 Сущность и условия применения**

Система разработки подэтажными штреками представляет собой систему с открытым очистным пространством и подэтажной отбойкой руды.

Камеры, расположенные по простиранию рудного тела, делят подэтажными штреками на подэтажи. Подэтажные штреки проводят из восстающих, обычно пройденных в междукамерных целиках.

Для начала очистных работ необходимо образовать на всю ширину камеры отрезную щель. Отрезную щель разбуривают из специального отрезного восстающего, пройденного в том месте, откуда должна развиваться очистная выемка.

Выработанное пространство в период отработки камеры остается открытым, а затем закладывается до отработки целиков или заполняется обрушенными вмещающими породами. Между кровлей камеры и подошвой вентиляционного горизонта - потолочина, которая как и междукамерные целики, обрабатывается во вторую стадию.

Система подэтажных штреков применяется при следующих условиях:

1. Руда и боковые породы, особенно в висячем боку, должны быть устойчивыми. При вертикальном или близком к нему падении рудного тела повышенные требования к устойчивости предъявляются и к породам лежачего бока.

За последние годы в результате применения таких способов отбойки руды в камере, когда рабочие находятся в подготовительных выработках небольшого сечения, несколько снижены требования к устойчивости руды, однако и в том случае руда должна быть настолько устойчивой, чтобы не было скалывания и отслоения ее в открытой камере, также необходимо сохранение потолочины до отработки камеры.

2. Угол падения рудного тела должен быть не меньше угла естественного откоса для доставки руды силой собственного веса. Эта система может также применяться и для разработки наклонно падающих рудных тел при условии: а) осуществления специальных мероприятий по выпуску руды; скреперная доставка по лежачему боку, устройству улавливающих воронок с горизонтом выпуска в лежачем боку,

или же в весьма мощных рудных телах, когда часть руды у лежачего бока может быть выработана другой системой.

В зависимости от расположения выемочных камер по отношению к рудному телу различают варианты:

- 1) Расположение длинной стороны камер по отношению к элементам залегания рудного тела;
- 2) Способа доставки руды в камере.

Расположение камер с длинной осью по простиранию рудного тела с оставлением между ними междуканальных целиков. Так как отбойка руды при таком расположении камер производится из подэтажных штреков или из заходок, пройденных от них, этот вариант называют вариантом системы с отбойкой руды из подэтажных штреков.

В зависимости от способов доставки руды в камере различают варианты: а) с использованием силы тяжести руды, когда для доставки отбитой руды не применяют какие-либо механические средства, б) со скреперной доставкой руды по лежачему боку или на горизонтах дополнительных выпускных воронок в лежачем боку (в наклоннопадающих рудных залежах). Первый способ имеет наибольшее применение, в то время как второй встречается редко.

### **3.2. Особенности**

Отличительной особенностью этого варианта являются расположение камер длинной осью по простиранию рудного тела. Отбойку руды производят из подэтажных штреков непосредственно или из заходок, пройденных от этих штреков.

### **3.3. Параметры**

Длина камеры определяется физико - механическими свойствами вмещающих пород, исходя из допустимой площади обнажения, а также из условий устойчивости потолочины. Обычно длина камер изменяется от 40 до 60м. Ширина камеры соответствует мощности рудного тела. Высота этажа, как и длина камеры, выбирается, исходя из допустимого обнажения вмещающих пород, и составляет от 50-60 до 80м, в отдельных случаях достигая 120м и более.

Высота этажа складывается из следующих основных размеров: 1) высоты камеры; 2) толщины потолочины и 3) толщины днища, если оно имеет место. Толщина потолочины наиболее часто бывает от 3 м и выше в зависимости от мощности рудного тела.

На выбор толщины днища наиболее существенное влияние оказывает способ выдачи руды из камеры, в зависимости от чего различают: а) выпуск руды из воронок непосредственно в рудоспуски, выходящие на откаточный горизонт. Ширина междукамерных целиков применяется, исходя из требования обеспечить устойчивость боков рудного тела, а также из удобства последующей их выемки, и составляет обычно 8-1.0 м. Она повышается с увеличением высоты этажа.

### **3.4. Подготовительные работы .**

В рудной залежи этажный откаточный штрек чаще располагают в лежачем боку. В междукамерных целиках, по середине их, пройдены восстающие. Из восстающих засечены горизонты: подэтажные штреки через 10-12 м один от другого. Из горизонте подсечки по средней линии рудного тела пройден штрек На подэтажных горизонтах восстающие, находящиеся в целиках, соединяются между собой подэтажными штреками. Верхний подэтажный штрек пройден непосредственно под потолочиной.

Для боковой отрезки камеры проводят отрезной восстающий.

### **3.5. Очистные работы**

Очистная выемка в блоке слагается из: а) подсечки камеры, б) отрезки и в) отбойки руды в подэтажах.

Подсечка заключается в подрезке рудного тела по горизонту на ширину камеры. Подсечку производят с опережением линии очистных работ на 1-2 орта выпуска, которые располагают так, чтобы площадь камеры, приходящаяся на каждый из них, была не более 50 м<sup>2</sup>.

Боковая отрезка или образование отрезной щели производится обычно одновременно с подсечкой. Наибольшим распространением пользуется мелкошпуровой способ образования отрезной щели с магазированием отбитой руды и сообщением с рабочим забоем через выработки подэтажных горизонтов.

Отбойку руды на подэтаж производят из открытых или закрытых заходок или вовсе без них.

При отбойке руды непосредственно из подэтажных штреков открытых заходок не проходят, а вдоль штрека, отступив от площади забоя на 1,5-3,5 м, располагают веерообразно шпуры или скважины. Отбойку руды из открытых заходок проводят при более крепких рудах, в то время как отбойку руды без заходок применяют при менее устойчивой руде. В одинаковых условиях отбойка руды из штрека значительно производительнее, чем из заходок, так как отпадают работы по проходке открытых заходок и очистке их от руды после каждого взрыва. Кроме того, работа по отбойке руды из подэтажных выработок значительно безопаснее, чем из открытых заходок, даже при пользовании в них предохранительными поясами.

При рудах ниже средней устойчивости выемка верхних подэтажей ведется с опережением по отношению к выемке нижних подэтажей и общая линия очистных забоев наклонена от выработанного пространства.

При системе подэтажных штреков рабочие находятся во время работы в открытой заходке непосредственно под ее кровлей или в подэтажном штреке. В этих выработках необходимо производить своевременную оборку кровли. Для предотвращения падения рабочих в камеру, в особенности если почва заходки после очередного взрывания шпуров окажется наклонной, необходимо применять предохранительные пояса, а конец троса от этих поясов надежно привязывать к штырю, заклиненному в шпуре.

Размеры подэтажного штрека должны быть по высоте не более 2,5 и по ширине не более 2м. Почва заходок должна быть горизонтальной, шириной не менее 2м. Верхний подэтажный штрек необходимо располагать под потолочиной с тем, чтобы можно было контролировать ее размеры и состояние. В потолочине запрещаются проходить какие-либо выработки, за исключением тех, которые предназначены для закладки камеры или для целей проветривания.

### **3.6 Технико-экономическая характеристика системы**

Система разработки подэтажными штреками является одной из наиболее производительных при подземной разработке рудных месторождений.

Суточная производительность камеры зависит от ее ширины, высоты подэтажей, применяемых способов отбойки и составляет в среднем от 40-50м<sup>3</sup> и выше.

Величина потерь и разубоживания изменяются в зависимости от стадии выемки блока, способов выемки, которыми она осуществляется, и горно- геологических условий.

Потери при выемке руды из камеры с помощью открытых заходов обычно не превышают 1-2 %. Источниками потерь являются неполная отбойка руды у контактов и зависание руды на лежащем боку месторождения при недостаточном угле его падения.

Разубоживание руды при отбойке камер вмещающими породами при достаточной их устойчивости и правильно выбранных параметрах системы бывает небольшим (3-5%).

При выемки руды с помощью веерообразных комплектов скважин из подэтажных выработок потери и разубоживание выше, в особенности, если по неправильному контакту с боками не проводятся подэтажные штреки.

Величина потерь и разубоживание значительно возрастают при отработке междуканерных целиков, днищ и потолочин и зависит от способов их отработки.

При отработке междуканерных целиков расстреливанием среди незаложенных камер потери руды бывают наибольшими; при выемке междуканерных целиков системой слоевого обрушения среди предварительного заложённых камер, граничащих с целиком,- наименьшими.

В целом по блоку потери руды наиболее часто составляют 10-15 и даже до 20%.  
Распределение потерь по элементам блока приведено в таблице 2.

Таблица 2 - Величина потерь и снижение содержания металла в руде при системеподэтажных штреков

Отрабатываемые элементы блока	Потери %	Процент снижения содержания ме-	Удельный вес за-пасов в блоке, %
-------------------------------	----------	---------------------------------	----------------------------------

		талла в руде	Камера по про- стиранию
Камера	1-2	0,5-1	55-65
Междукамерный целик	20-30	3-6	12-15
Днище	15-25	3-6	13-18
Потолочина	30-50	5-10	10-12

Как видно из данных таблицы 2, наименьшие потери и разубоживание бывают при выемке руды в камере. Поэтому основным мероприятием по сокращению их является увеличение камерного запаса руды. При расположении камер длиной осью по простиранию как это видно из той же таблицы, камерный запас руды на 18-22% больше, чем при расположении их вкрест простирания.

Удельный объем подготовительных работ при этой системе меньший, чем при системах слоевого и поэтажного обрушения, но больше, чем при магазинной системе, системах с закладкой и системе этажного самообрушения.

Эта система, является высокопроизводительной, уступает по производительности труда только этажному обрушению, этажно-камерной системе и некоторым вариантам магазинной системы (с отбойкой руды из подготовительных выработок.) Расход основных материалов изменяется в больших пределах в зависимости от крепости руды и других факторов. Расход взрывчатых веществ колеблется от 0,3-0,4 до 2,5-3кг (в рудах с  $f=16-18$ ) на  $1 \text{ м}^3$  руды, наиболее часто изменяясь от 0,6 до  $1,5 \text{ кг на } 1 \text{ м}^3$ .

Расход на вторичное дробление составляет 15-30% от расхода на отбойку.

В отношении условий работы более опасна отбойка руды в камере из открытых заходок и значительно безопаснее отбойка ее из поэтажных выработок. При соблюдении необходимых мер, предотвращающих падение людей в камеру, а также мер по сохранению потолочины, систему можно считать безопасной.

К достоинствам системы относятся:

- высокая производительность системы, как следствие простоты цикла, состоящего из операций отбойки и выпуска руды, совмещаемых во времени, значительного фронта работ и эффективности буро-взрывных работ;

- высокая производительность труда бурильщиков и рабочих забойной группы, как следствие высокой эффективности буровзрывных работ (забои с двумя и тремя обнаженными плоскостями);

- небольшой расход в.в.;

- незначительный расход лесных материалов;

- вполне удовлетворительные условия проветривания;

- доставка отбитой руды под действием собственного веса (в крутопадающих месторождениях);

- отбитая руда в отличие от магазинных систем может быть сейчас же выдана из камер;

- высокая интенсивность разработки месторождения;

- меньшая стоимость добычи по сравнению с многими другими системами разработки.

К недостаткам системы относятся:

- значительные потери и разубоживание полезного ископаемого по блоку в связи с отработкой целиков;

- большой объем подготовительных работ;

- необходимость вторичного дробления руды;

- невозможность раздельной выемки и забойной сортировки;

- двухстадийная разработка месторождения (выемка камер и выемка целиков).

### **3.7 Модернизированный вариант системы разработки подэтажными штреками [4]**

С целью повышения производительности труда забойных рабочих на золоторудных месторождениях Сибири было решено модернизировать применяемую технологию путем отбойки подэтажей в две стадии. В первую очередь обуривали и взрывали ленту высотой до 2.0м на каждом подэтаже, затем вели очистную отбойку, как при обычном варианте, причем бурение производилось с отбитой руды, находящейся на почве подэтажного штрека. При этом сечение подэтажного штрека и высоту отбиваемого слоя выбирают таким образом, чтобы

расстояние между поверхностью отбитой руды и кровлей штрека было равно 1.8-2,0м.

Этот вариант системы подэтажных штреков с частичным магазинированием отбитой руды позволил увеличить высоту подэтажа до 5-6м, сократить объем нарезных работ и увеличить камерные запасы на 15-17%. Однако некоторое ухудшение условий труда по сравнению с обычным вариантом системы разработки подэтажными штреками потребовало, кроме соблюдения общих правил техники безопасности, соблюдения дополнительных условий: очистные забои каждого вышележащего подэтажа должны опережать нижние не менее чем на 3м, работы по отбойке подэтажей с навала отбитой руды у края уступа производить с применением предохранительных поясов, (см. рисунки 3,4).

Кроме того, был опробован вариант с использованием системы разработки с магазинированием руды для выемки запасов нижней части блока (так как отбойка руды до половины блока происходит обычно без каких либо осложнений) и системы разработки подэтажных штреков для отработки оставшихся запасов.

В результате внедрения этой комбинированной системы разработки получены более высокие показатели по сравнению с обычным вариантом системы разработки подэтажных штреков: производительность труда забойного рабочего по бригаде возросла на очистных работах с 2,35 до 3,05м<sup>3</sup>/чел. смену (на 23%), а с учетом нарезных работ - с 2,0 до 2,3м<sup>3</sup>/чел.смену (на 13%).

#### **4 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНОГО МАГАЗИНИРОВАНИЯ ДЛЯ ВЫЕМКИ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ [5,6]**

Известны способы подземной разработки крутопадающих рудных тел малой мощности в устойчивых и среднеустойчивых породах системы разработки горизонтальными слоями, с отдельной выемкой руды, и закладкой подрываемыми вмещающими породами выработанного пространства, системы трудоёмкие и высокозатратные. Для них характерны значительные объемы нарезных работ, повышенное разубоживание руды, связанное с малой мощностью рудных тел,

сложностью возведения крепи для поддержания кровли очистного пространства до производства закладочных работ.

С целью снижения затрат на добычу полезного ископаемого за счет повышения интенсивности выемки, сокращения объема нарезных работ и разубоживания при отбойке, предлагается система подэтажного магазинирования, которая является промежуточной между подэтажной выемкой с открытым очистным пространством и системой с магазинированием руды.

Главное достоинство её, резкое снижение разубоживания и возможность вести выемку приспособиваясь к колебаниям мощности жилы, а роль сухой закладки выработанного пространства играет замагазинированная руда, что позволяет снизить проявление горного давления в пределах обрабатываемого выемочного участка, а также улучшение санитарно-гигиенических условий труда

Способ разработки крутопадающих рудных тел включает проведение буровых и доставочных выработок, мелкошпуровую или скважинную отбойку основных запасов руды, магазинирование горной массы, удаление излишков руды скреперованием перед обуриванием забоя, формирование надштрекового целика над буровой выработкой, послонную отбойку надштрекового целика и торцовый выпуск руды. Выемку руды ведут подэтажами, которые отрабатывают совместно, с опережением вышележащими подэтажными выработками нижележащих. В каждом подэтаже выемку основных запасов осуществляют совместно с выемкой надштрекового целика, причем основные запасы отрабатывают с опережением по отношению к выемке надштрекового целика. При этом замагазинированную руду из каждого вышележащего подэтажа выпускают через торец буровой выработки в очистное пространство нижележащего подэтажа на замагазинированную в нем руду, поверхность которой формируют под углом меньше угла естественного откоса отбитой руды. На рисунке 5 изображен разрез по простиранию рудного тела в пределах участков месторождения малой и средней мощности

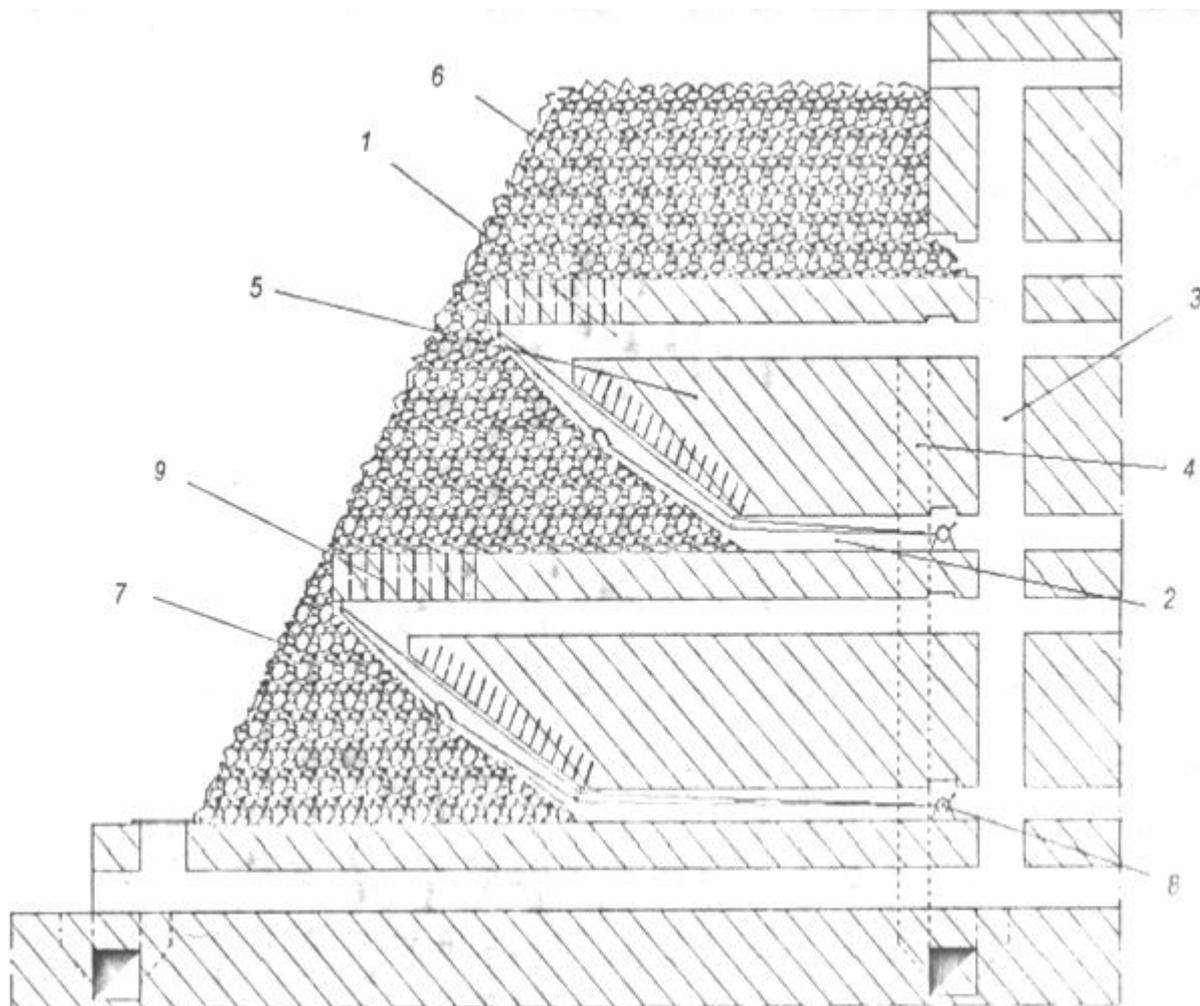


Рисунок 5 - Система разработки крутопадающих маломощных (до 3м) рудных тел:

1-буровой штрек; 2-доставочный штрек; 3-вентиляционно-ходовой восстающий;  
 4-рудоспуск; 5-подэтаж, 6- отбитая руда вышележащего подэтажа; 7-призабойное очистное пространство; 8-скреперная пебедка;

Применение предлагаемого способа при разработке маломощных (до 3м) месторождений характеризуется некоторыми особенностями. Рудоспуск 4 проходят во вмещающих породах на контакте с рудным телом. В местах сопряжения его с подэтажными буровым 1 и доставочным 2 штреками устанавливают ограждающую крепь для предотвращения попадания в них перепускаемой руды. При торцевом выпуске замагазинированной руды из каждого вышележащего подэтажа, например 6, и удаление излишков отбиваемой руды из смежного нижележащего подэтажа 5 используют одну скреперную установку 8.

Способ исключает предварительную отбойку и magazинирование руды в объеме запасов всего блока, что способствует повышению интенсивности очистной

выемки, которая производится сплошным непрерывным фронтом по простиранию и падению рудного тела, что ведет к снижению проявления горного давления в выемочном участке. В связи с выпуском замагазинированной руды из каждого вышележащего подэтажа через торец выработки в призабойное очистное пространство смежного нижележащего подэтажа образуется свободный проход по призабойному очистному пространству/ Этого подэтажа к торцу выпускной выработки вышележащего подэтажа и далее по выпускной выработке. При этом торец выпускной выработки эффективно проветривается за счет общешахтной депрессии, что способствует повышению производительности торцового выпуска и улучшению условий труда.

Торцовый выпуск замагазинированной руды из каждого вышележащего подэтажа, производимый в призабойное очистное пространство смежного нижележащего подэтажа, и скреперование в нем по наклонной поверхности отбитой руды, позволяет увеличить длину развала руды, истекающей из торца выработки, что улучшает условие загрузки скрепера и повышает производительность торцового выпуска.

Следует отметить, что применение самоходного оборудования в очистных камерах в сочетании с рельсовым погрузочно-разгрузочным и транспортным комплексом (с увязкой их производительности) для рассмотренных условий является наиболее приемлемым.

## **5 СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ЧАСТИЧНОЙ ВЫЕМКОЙ КАМЕРНЫХ ЗАПАСОВ ИЗ ПОДЭТАЖНЫХ ВЫРАБОТОК**

Предлагаемая технология обработки рудных тел предусматривает комплексное использование самоходного оборудования на всех технологических операциях, включая бурение и отбойку руды предполагается отказ от использования рельсового транспорта на основных горизонтах, так же при проведении подэтажных выработок и добыче руды, удельный вес которых в общей трудоемкости работ по системе достигает 60-70% необходимо исключить применение скреперных лебедок, ручных перфораторов и переносных буровых станков, обуславливающих низкую производительность труда. Естественно, что

более эффективное использование машин будет достигнуто лишь при изменении традиционных технологических схем подготовки блоков и ведения очистных работ. Возникает необходимость проведения транспортных уклонов с углами подъема 6-10°, что позволяет перемещать машины на различные горизонты своим ходом и применять однотипное буровое, зарядное и погрузочно-транспортное оборудование как и при подготовке блоков, так и при очистных работах. Особенность такой схемы заключается и в том, что подготовка запасов и к отбойке ведется не отдельными блоками, а участками шахтного поля, вскрытыми транспортными уклонами. При этом для сохранения уклонов и возможности использования самоходного оборудования на весь период эксплуатации участка необходим определенный порядок его подготовки и отработки, а именно - подготовка участка в направлении от уклона к дальнему (фланговому блоку) и выемка в обратном порядке. При традиционных системах разработки переход на подготовку целых участков требует до начала очистной выемки увеличения объема горнопроходческих работ, что ведет к удлинению сроков подготовки участка и замораживанию части оборотных средств (уже пройденных выработок) на длительный период. Например, при среднем расстоянии между транспортными уклонами 300-400м по простиранию рудного тела объем проходческих работ, необходимый для ввода участка в эксплуатацию достигает 1500-1800м, что в 3-4 раза больше, чем для подготовки одного блока.

Система разработки с частичной выемкой камерных запасов из подэтажных выработок позволяет ускорить начало очистных работ на участке в результате совмещения по времени очистной выемки на верхнем подэтаже с проведением уклонов и выработок нижних подэтажей.

Указанная технология предусматривает отработку блоков *модернизированным* вариантом системы разработки подэтажными штреками. Подготовку участка месторождения начинают с верхнего действующего горизонта проведением наклонного съезда, служащего транспортной выработкой для доставки всего комплекса самоходного оборудования на все подэтажи подготавливаемого участка. Первоначально подготавливают верхние подэтажи, а затем сразу начинают очистные работы подэтажной выемкой камерных запасов с выпуском руды через

торцы буровых выработок. Доставку её производят самоходными машинами по подэтажным выработкам до концентрационных рудоспусков, связанных с основным откаточным горизонтом.

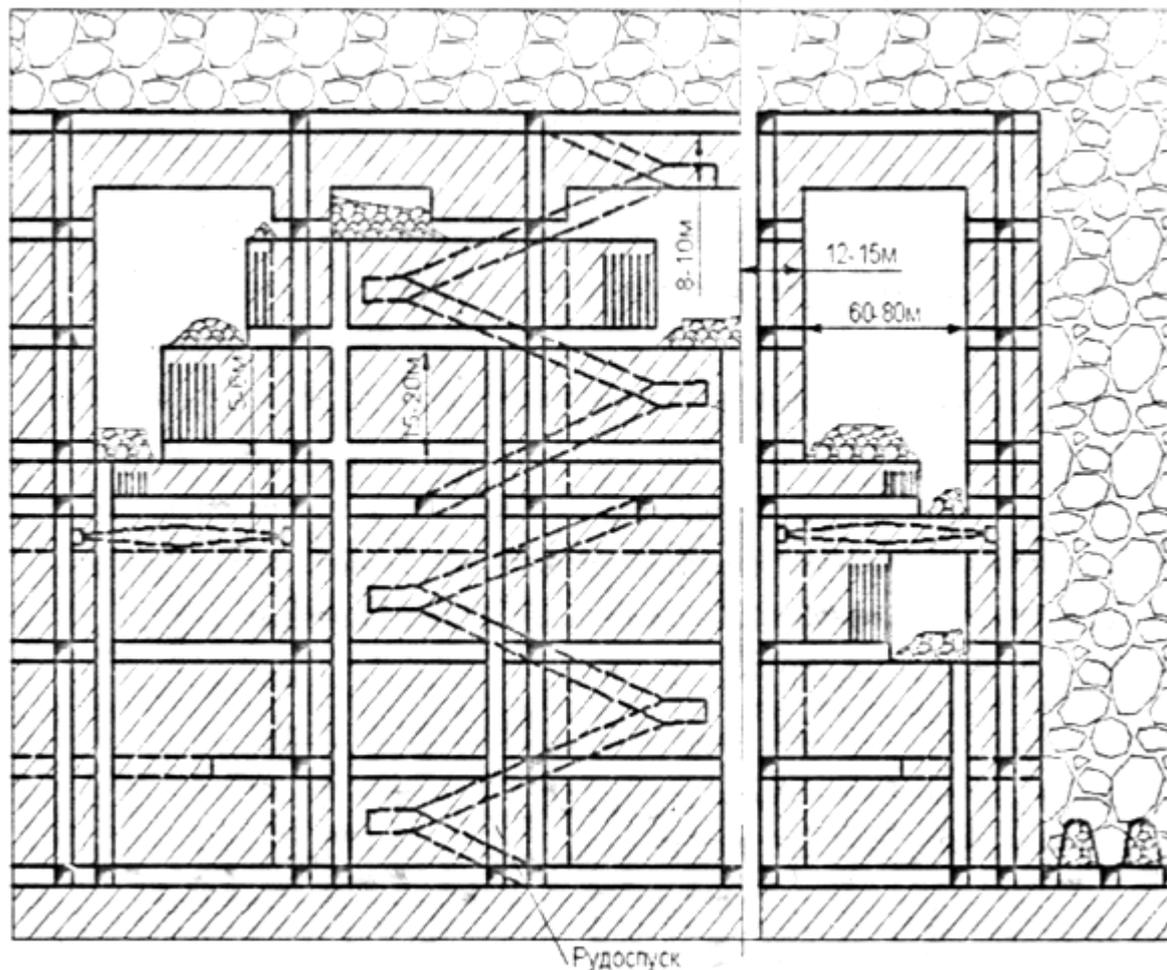


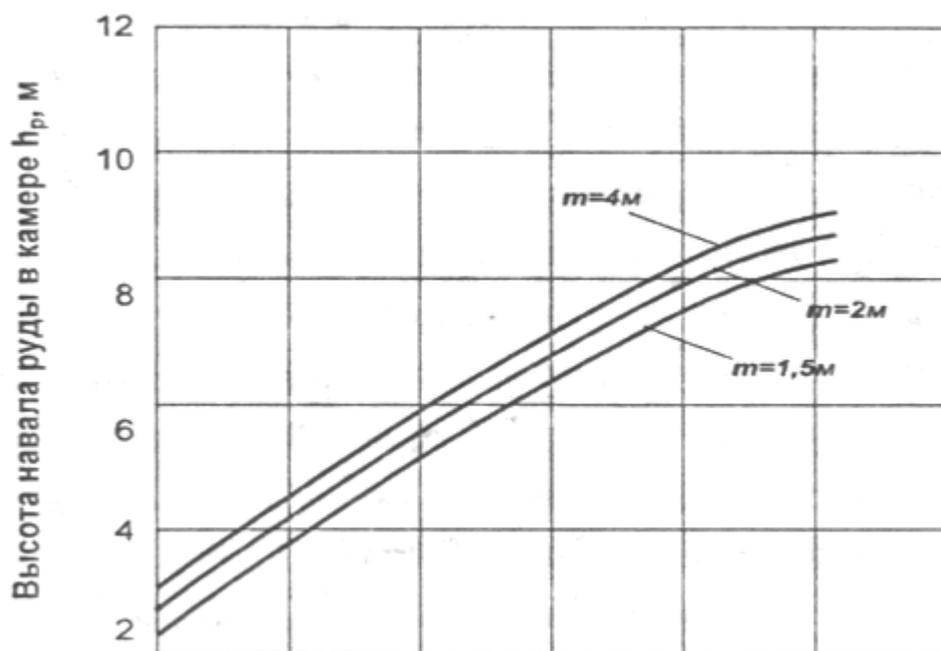
Рисунок 6 - Вариант системы разработки с подэтажной выемкой при увеличенной длине блока

Одновременно с очистными работами продолжают проведение уклонов и подготовку нижележащих подэтажей. По мере развития проходческих работ очистные работы можно вести одновременно на нескольких подэтажах, что организационно облегчает сочетание буровых, взрывных и погрузочно-транспортных работ. Остатки отбитой в камерах руды извлекают через днище блока, которое оформляют в конечный период подготовки, так, как отбойку руды производят на открытую камеру, а погрузку из торца буровых выработок, эффективность технологии во многом определяется временными остатками руды на почве камеры, которые в свою очередь, зависят от принятых параметров системы разработки и технологии буровзрывных работ.

Величину развала отбитой руды можно определить геометрически и позволяют отметить следующее:

-величина остатков отбитой руды в камере (как доля запасов обрабатываемого подэтажа) определяется отношением высоты подэтажа к толщине отбиваемого слоя  $t_{en}$  и при равной мощности рудных тел минимальна при  $h_n / t_{en} = 4$ -НЗ.

При таком оптимальном соотношении остатки руды на почве камеры зависят от высоты подэтажа и изменяются пропорционально ей. (рисунок 7).



8 10 12 14 16 18 20 Высота подэтажа  $h_n$ , м

Рисунок 7 - Зависимость высоты навала руды в камере от высоты подэтажа и мощности рудного тела ( $\tau$ ) при  $h_n / t_{en} = 5$

Системой разработки предусматривается остатки руды верхних подэтажей извлекать при отработке нижних подэтажей. Для улучшения их величины в заключительной стадии выемки камерных запасов целесообразно снижение высоты нижнего подэтажа, показатели которого будут характеризовать полноту извлечения.

При торцовом выпуске на величину остатков руды существенное влияние оказывает ширина фронта погрузки руды машиной. С увеличением мощности рудного тела величина

остатков руды возрастает в боковых откосах на почве камеры. Уменьшить потери руды можно расширением буровых выработок. Согласно расчету такое расширение целесообразно в зависимости от устойчивости кровли штрека до величины, равной  $V=M_p-4$ ; здесь  $M_p$ - мощность рудного тела, м.

В отличие от торцового выпуска показатели извлечения камерных запасов при погрузке из боковых заездов определяют в зависимости от мощности рудного тела и расстояния между заездами.

Торцовый выпуск при оптимальных параметрах системы в широком диапазоне мощностей рудного тела обеспечивает снижение потерь руды на почве камеры по сравнению с погрузкой из блоковых заездов.

Он позволяет также обрабатывать отдельные участки месторождения блоками увеличенной высоты (сдвоенными горизонтами) при сохранении устойчивости бортов камеры на весь период очистных работ. При этом сокращается объем подготовительных работ в результате отказа от полевых промежуточных горизонтов. Совмещение очистных работ с подготовкой нижележащих подэтажей ускоряет на 4-5 месяцев ввод блоков в эксплуатацию. Однако торцовой выпуск имеет недостатки, в частности усложняется проветривание подэтажного штрека. Таким образом, одним из условий эффективного применения самоходного оборудования на всех стадиях добычи руд является переход на подготовку и обработку не отдельных блоков, а целых участков месторождения, что обуславливает необходимость изменения технологических схем подготовки и систем разработки.

Подготовку целиков к обрушению производят в период добычи руды из камер на каждом подэтаже, а их обрушение - во вторую очередь после выемки всех камерных запасов.

Решение задачи о целесообразности обработки тонких жил из подэтажей с полевой подготовкой, с применением отбойки взрывными скважинами и самоходным оборудованием, что увеличивает объемы подготовительных и нарезных работ в полной мере окупается благодаря высокой производительности труда на подготовительных и нарезных работах, в 1,5-2 раза превышающей производительности рабочего очистного забоя при обработке жил традиционным

способом (бурением с помощью ручных перфораторов и скреперной доставкой), и улучшению труда рабочих.

При отработке тонких жил следует выбирать оптимальные объемы подготовительных и нарезных работ, которые предопределяют повышение технико-экономических показателей для всех последующих операций отработки блоков, а также способствуют снижению потерь и разубоживания руды.

Внедрение на руднике новой высокопроизводительной самоходной техники потребует изменения организационной структуры рудника Зармитан, то есть создания специализированных участков по видам работ: бурение скважин; взрывной; погрузочно-доставочных машин с ремонтной службой; проходческий, который будет заниматься только бурением и взрыванием шпуров. Такая специализация позволит повысить коэффициент использования машин, увеличить их надежность, улучшить контроль и качество ремонта, повысить концентрацию производства. На руднике должны появиться укрупненные бригады.

В результате использования самоходного оборудования на всех стадиях производственного процесса по нашим расчетам ожидаемая производительность труда будет составлять: на проведении горных выработок до 10-12 м<sup>3</sup>/чел.-смену, на буровых работах до 45-50 м<sup>3</sup>/чел.-смену, забойного рабочего по системе до 19,1 м<sup>3</sup>/чел.-смену.

## **6 ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПЕРЕХОДА НА САМОХОДНУЮ ТЕХНИКУ В УСЛОВИЯХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗАРМИТАН**

Использование самоходной техники, как убедительно подтверждает практика передовых рудников, требует изменения схем подготовки и нарезки блоков. При использовании переносного и стационарного оборудования используются схемы индивидуальной подготовки и нарезки блоков с помощью серии восстающих, то при массовом внедрении самоходной техники потребуется групповая и централизованная подготовка с использованием как восстающих, так и наклонных транспортных выработок (съездов).

Централизованная или групповая подготовка и нарезка залежей с помощью наклонного съезда имеет следующие преимущества:

-обеспечивает многозабойную организацию труда самоходной техники практически на всем протяжении времени подготовки и нарезки блоков, что приводит к повышению коэффициента использования самоходной техники и увеличению скорости проходки горных выработок на 20-25%, а следовательно ускорению ввода блоков в эксплуатацию;

-способствует росту производительности труда на проходческих работах;

-обеспечивает доставку оборудования и материалов на подэтажном слое и в забой с помощью основного (ПДМ) и вспомогательного транспортного оборудования подземных мастерских) и доставлять самоходное оборудование на подэтажи без монтажно-демонтажных работ, что увеличивает надежность и срок работы техники;

-значительно улучшает проветривание (за счет увеличения воздухоподающей выработки-съезда) и соответственно санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих;

-уменьшает число вертикальных выработок, являющиеся местами повышенной опасности, как при проходке, так и при эксплуатации.

## **6.1 Циклично-поточная организация горно-проходческих работ с увеличенной длиной блока в пределах 100-120м**

Анализируя существующую форму организации проходческих работ (фактически забой на комплекс самоходных машин), можно констатировать, что она обеспечивает выполнение операций проходческого цикла и загрузку проходчиков в течение смены, но не загрузку самоходных машин и кареток. Решить этот вопрос представляется возможным при циклично-поточной организации работ, созданием специализированных звеньев по выполнению отдельных операций проходческого цикла: звено по обушиванию забоев, звено по уборке горной массы, звено по доставке оборудования и материалов, заряданию и взрыванию забоев и т.д.

Факторами, способствующими резкому улучшению технико-экономических показателей работы самоходного оборудования при такой организации труда являются:

- полная специализация выполняемых работ;
- максимальная загрузка машин в течение всей смены;
- ликвидация пиковых нагрузок пневмосети и рост производительности бурового и погрузочно-доставочного пневматического оборудования;
- создание резервного парка машин для профилактических ремонтов, замены вошедших из строя машин в течение смены (что невозможно обеспечить при принятой организации);
- снижение количества действующих машин в забоях или увеличение объемов проходческих работ на то же оборудование;
- планирование ведения горных работ с учетом транспортного маневра машинами из забоя в забой в течение смены для обеспечения необходимого фронта работ;
- механизация процесса доставки ВВ и СВ со склада до забоев. Возникающие определенные организационные преобразования наиболее удобно решить при проектировании новых участков рудного поля, на которых можно предусмотреть связь между горизонтами и подэтажами, наклонным съездом и обеспечить возможность выполнения беспрепятственного транспортного маневра машинами в течение смены. Это достигается с помощью применения дизельных самоходных машин.

Расчет потребности оборудования выполняется в соответствии с методическими положениями, изложенными в работе.

Сменная техническая производительность буровой каретки  $A_{б.к.}$  определяется м/см [7]:

$$A_{б.к.} = V_{б} * B * T_{см} * K_{и} * \eta \quad (1)$$

Где,  $V_{б}$ -скорость чистого бурения для данных пород и при данном оборудовании. м/мин;

$B$  - количество перфораторов на буровой каретке;

$T_{см}$  - продолжительность смены, мин;

$K_{и}$  - коэффициент использования оборудования в течение смены\*, доли ед.:

$\eta$ -коэффициент чистого времени бурения от общего, доли ед.

$K_{и}$  - Коэффициент использования учитывает время на подготовительно-заключительные операции, регламентированный отдых и др., а также время простоев оборудования, связанных с технологическим циклом (например, взрывными работами, проветриванием, поломками оборудования и другими организационно-техническими причинами).

Количество забоев ( $\Pi_{б}$ ), обуреваемых буровой кареткой за смену, определяется

$$\Pi_{б} = E * (T_{см} / ((T_{см} * m * L_{ун}) / A_{см}) + t_{пер} + t_{дд})$$

Где  $E$  - целая часть результата вычислений по формуле;

$m$  - число шпуров в забое;

$L_{ун}$  - глубина шпуров, м;

$t_{пер}$  - время перегона машины из забоя в забой, мин;

$t_{дд}$  - длительность дополнительных простоев, связанных с перегоном машины в другой забой, мин.

Сменная техническая производительность погрузочно-доставочного оборудования ( $A_{см}$ ) определяется, м<sup>3</sup>/см:

$$A_{cm} = Q * T_{cm} * K_u / ((2 * L / 60 * q_{cp}) + t_n + t_p + t_k + a_n) \quad (3)$$

где  $Q$  - объем горной массы в бункере (ковше) машины,  $m^3$ ;

$L$  - длина доставки, м;

$q_{cp}$  - средняя скорость доставки, м/с;

$t_n$  и  $t_p$  - время погрузки и разгрузки бункера соответственно, мин;

$t_k$  и  $a_n$  - время движения по кривой (на повороте), мин., и количество поворотов.

Число забоев ( $n_n$ ), обеспечивающих полную занятость погрузочно-доставочной машины, определяется по формуле

$$n_n = E * (T_{cm} / ((T_{cm} * V_z) / A_{cm}) + t_m + t_{nep} + t_n) \quad (4)$$

где  $V_z$  - объем отбитой горной массы за один цикл,  $m^3/см$ ;

$t_m$  - время, затрачиваемое на маневры при погрузке горной массы в забое (зачистка почвы и пространства между креплением и др.), мин.

Расчеты приведенные ниже, выполнены для предполагаемого оборудования: буровой каретки Boomer 104-1238(AtlasCopco) и погрузочно-доставочной машины ST2D. Аналогичные расчеты могут проведены для любого набора оборудования в том числе перспективного.

Возможные комплексы самоходного оборудования в зависимости от сечения выработок приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Возможные комплексы самоходного оборудования в зависимости от сечения выработок

Класс сечений	Сечение, $m^2$	Погрузочно-транспортные машины типа	Буровые каретки типа
I	До 5	Эймко 911С Микроскуп 100	Микро- Пантофор

II	5-7	Микроскуп 100 TOR0151 ST-2D	Бумер104, Минибур 1Ф
III	7-10	ST-2D TOR0151 TOR0301DL ST-710	Бумер104, Минибур 1Ф Бумер282 Аксера 006- 240
IV	10-14 и выше	TOR0301DL ST-710 ST- 1020 TQR0007	Бумер282 Аксера 006- 240

Следует отметить, что в любом случае необходимо выделять дополнительное количество каждого вида оборудования для резервирования на случай поломок, ремонта и обслуживания (коэффициент резервирования принимается  $K_p = 1,3$ ).

Количество рабочих в звене взрывников определяется трудоемкостью заряжания и взрывания одного забоя и числом систематически взрываемых забоев в смену.

Для выполнения транспортных переездов оборудования из забоя в забой, доставка материалов и обслуживание самоходных машин, доставки ВВ из СВ со склада до расходных сейфов в районе ведения взрывных работ рекомендуется использование дизельной тележки типа ТШ-16.

Наличие специализированной тележки для доставки ВМ в забои и механизированное заряжание шпуров позволит обеспечить звено взрывников необходимой техникой.

Циклично-поточная организация работы проектируется и внедряется с целью максимальной загрузки самоходных машин в течение смены, причем подбирается такое их сочетание, при котором производительности бурового и погрузочно-доставочного оборудования увязаны друг с другом.

Циклично-поточная организация работы самоходных машин возможна при наличии, как минимум, следующего набора оборудования:

-3 машины Boomer 104 (+1 в резерве);

-2 машины ST2D (+1 в резерве).

В одновременной работе должно находиться 10 забоев и ежемесячно взрываться 6 забоев. Работы осуществляются по следующей схеме:

Номера забоев									
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
В1	В1	В1	В1	В1	В1				
						Б <sub>1</sub>	Б <sub>1</sub>	Б <sub>1</sub>	Б <sub>1</sub>
У <sub>1</sub>	У <sub>1</sub>	У <sub>2</sub>	У <sub>2</sub>	У <sub>3</sub>	У <sub>3</sub>				
Б <sub>2</sub>	Б <sub>2</sub>								
В <sub>2</sub>	В <sub>2</sub>					В <sub>2</sub>	В <sub>2</sub>	В <sub>2</sub>	В <sub>2</sub>

В-взрывание;

Б - бурение шпуров;

У - уборка породы.

1,2,3 - очередность вида работ.

Звено обслуживания и взрывных работ имеет в своем распоряжении специализированную тележку для доставки ВМ и заряжания шпуров. Оно имеет в своем составе 3 человека: 1 водитель и 2 взрывника.

При циклично-поточной организации работы такой комплекс оборудования может обеспечить 6 циклов в смену с производительностью 7,8-8,8м<sup>3</sup>/чел.-см., при проходке выработок сечением 7,6м<sup>2</sup> и общим объемом  $V_{\text{прох.}} = 460-520\text{м}^3/\text{мес.}$ , а на очистных работах при подэтажной системе разработки (сечение заходок 10,5м<sup>2</sup>), производительность забойной группы может составить 10,8-12,15 м<sup>3</sup>/чел.-см. и производительность блока  $Q_{\text{бл.}}=4800-5500\text{м}^3/\text{мес.}$  (для развития такой производительности технологическая площадь обрабатываемого подэтажа должна составлять не менее 2200- 2600м<sup>2</sup>).

За счет изменения глубины шпуров и перехода на новое оборудование возможен подбор оборудования, когда число забоев, обслуживаемых за смену буровой кареткой и погрузочно-доставочной машиной, будет одинаковым. В этом случае расчет организации работы и ожидаемых технико-экономических показателей ведется на единицу (комплекс) применяемого оборудования. Принимаем:

$N_k$  - количество работающих на участке комплексов.

Тогда количество забойных самоходных машин (с учетом их резерва-30%) определяется:

буровые каретки

$$N_{\bar{6}} = 1,3 * N_k \quad (5)$$

погрузочно-доставочные машины

$$N_n = 1,3 * N_k \quad (6)$$

Численность забойных рабочих в смену:

звено бурения

$$Ч_{\bar{6}} = 1,3 * N_k$$

звено погрузки и уборки

$$Ч_n = 1,3 * N_k$$

Количество забоев в эксплуатации (с учетом резерва - 20%)

$$n_3 = (1 + K_0) * N_k, \quad (7)$$

где  $K_0$  - количество забоев, возможное для обслуживания одним комплексом в смену.

Количество циклов в смену

$$n_{\text{ц}} = K_0 * N_k \quad (8)$$

Численность звена вспомогательных работ (доставка материалов и оборудования, зарядание и взрывание):

$$Ч_{\text{всп}} = 1,3 \frac{K_0 * N_k}{K_B} \quad (9)$$

$K_0$  - количество забоев, обслуживаемых в течение смены одним взрывником (с учетом механизированной доставки ВМ и зарядания шпуров);

1,3 - коэффициент, учитывающий необходимость выделения специальных рабочих.

Количество вспомогательных самоходных машин: тележек для доставки оборудования и материалов и специальных машин для доставки ВМ и зарядания шпуров должно соответствовать численности звена вспомогательных работ:

$$N_{\text{всп}} = 1,3 \frac{K_0 * N_k}{K_B} \quad (10)$$

В соответствии с данной методикой производится расчет основных показателей циклично-поточной организации для конкретных комплексов оборудования которые сводятся в таблицу планирования. В соответствии с планом (объемом) горнопроходческих работ участка на год и возможным обеспечением числа забоев (при тщательной инженерной подготовке этого вопроса) выбирается количество оборудования, состав бригады и т.д. Пример планирования работы самоходной техники при циклично-поточной организации для предполагаемого оборудования приведен в таблице 4.

Экономический эффект циклично-поточной организации достигается от повышения производительности труда на проходческих работах при их использовании в течение смены на операциях проходческого цикла за счет сокращения времени на маневры и специализации выполнения операций проходческого цикла, снижения потребного числа машин в работе.

Таблица 4 - Планирование циклично-поточной организации работы самоходных машин

План горнопроходческих работ, п.м/мес	Необходимое количество забоев в работе, шт	Набор оборудования с учетом резервного			Число рабочих в смену					Количество циклов в смену****
		Boomer-104*	ST-2D*	Вспомогательная тележка	Бурильщики	ST-2D	Водит. ВСПО	Взрывники**	Всего***	
До 350-400	6-7	3/(-1)	3/(-1)	1	2	2	1	1	6 /(-2)	4
400-600	9-11	4/(-2)	4/(-2)	1	3	3	1	2	9 /(-3)	6
600-800	12-15	5/(-3)	5/(-3)	2	4	4	2	2	12/(-4)	8
800-1000	15-18	6-7	6-7	2	5	5	2	3	15	10
		(-4-3)	(-4-3)							
1000-1200	18-22	8 (-4)	8 (-4)	2	6	6	2	3	17 (-7)	12

\* в знаменателе - уменьшение количества машин по сравнению с фактически применяемой организацией (шт);

\*\* принято  $K_6=3$

\*\*\* в знаменателе - уменьшение забойной группы по сравнению с фактической (чел.)

\*\*\*\* принято  $C_0=2$

## 7 . ОПТИМАЛЬНАЯ ДЛИНА ОЧИСТНЫХ БЛОКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ [8]

Параметры систем разработки жильных месторождений характеризуются размерами выемочных блоков: высотой, шириной, длиной, скоростью подвигания очистных работ, расстоянием между рудоспусками, высотой подэтажей, слоев, уступов и другими конструктивными элементами.

Основными параметрами систем разработки тонкожильных месторождений является длина очистного блока, его ширина и высота.

На параметры очистных блоков при разработке жильных месторождений значительно влияют размер принятой ширины очистного пространства. На действующих рудниках высота этажей и подэтажей, как правило, определяется на основе практических данных и зависит от применяемых средств доставки руды, то длину блоков целесообразно определять экономическими расчетами.

С увеличением выемочной мощности и объема отбиваемой из блока рудной массы некоторые из технико-экономических показателей улучшаются (увеличивается производительность труда рабочих забойной группы, уменьшается расход материалов и снижается себестоимость добычи  $1 \text{ м}^3$  рудной массы), но в то же время другие показатели, наоборот ухудшаются (растет разубоживание руды, снижается содержание в ней металла, увеличиваются затраты на транспорт и переработку руды, растет себестоимость единицы добытого металла).

Для тонкожильных месторождений критерий минимальных удельных расходов на подготовку и эксплуатацию блока на  $1 \text{ т}$  руды не приемлем, так как удельные затраты на  $1 \text{ т}$  руды находятся в зависимости от принятой мощности и не соответствуют удельным расходам на единицу балансовых запасов металла в блоке.

Поэтому определение оптимальной длины блока целесообразно производить из условия равенства экономии на подготовке блока и приращения эксплуатационных расходов на единицу балансовых запасов металла, приходящихся на заданное приращение длины блока. Новый критерий оценки оптимальной длины очистных блоков для тонкожильных месторождений дает

более точные данные с уменьшенной областью экономики наивыгоднейших значений.

Методика расчета оптимальной длины блока заключается в следующем.

Определяем величину целесообразного приращения длины блока:

$$\Delta l_1 = \frac{L_{min}}{N_6 - 1}; \text{ м} \quad (11)$$

где  $L_{min}$  - минимальная принятая на руднике длина блока, м;

$N_6$  - число блоков, обеспечивающих годовую производительность рудника.

После определения приращений длины блока устанавливаем ряд величин длины блока, принимаемых для технико-экономического расчета,

$$L_1 = L_{6л} + \Delta l_1; L_2 = L_{6л} + \Delta l_2; L_3 = L_{6л} + \Delta l_3$$

Определением убывающих и возрастающих удельных расходов находим величины экономии на подготовку  $C_{п}$  и приращения эксплуатационных расходов  $C_3$ , отнесенных на единицу балансовых запасов добываемого металла, приходящихся на разность между длинами блоков  $L_1$  и  $L_2$ ;  $L_2$  и  $L_1$ ;  $L_3$  и  $L_2$  и т.д.

Убывающие удельные расходы, отнесенные к единице металла, по проведению и оборудованию блоковых восстающих  $C_1$  по нарезным работам в междублоковых целиках  $C_2$ ; а также экономический ущерб от потерь металла в этих целиках  $C_3$  при неминерализованных вмещающих породах определяются по формулам:

$$C_1 = \frac{C_3}{L_{6л} \cdot m_{ж} \cdot \gamma_{ж} \cdot C_Б \cdot K_{ш}}; \quad (12)$$

$$C_1 = \frac{C_{п}}{L_{6л} \cdot m_{ж} \cdot \gamma_{ж} \cdot C_Б \cdot K_{ш}}; \quad (13)$$

$$C_1 = \frac{C_{ц}}{L_{6л} \cdot m_{ж} \cdot \gamma_{ж} \cdot C_Б \cdot K_{ш}}; \quad (14)$$

где  $C_3$ ,  $C_{п}$  и  $C_{ц}$  - затраты на проходку 1 м восстающего, нарезные работы в междублоковых целиках и ущерб от потерь металла в этих целиках, сумов;  $L_{6л}$  - длина блока, м;  $m_{ж}$  - мощность жилы, м;  $\gamma_{ж}$  - объемный вес жильной массы, т/м<sup>3</sup>;  $C_Б$  - содержание металла в жильной массе, г/т;  $K_{ш}$  - коэффициент извлечения металла при

добыче (учитывает эксплуатационные потери металла); Н- наклонная высота этажа, м.

Возрастающие удельные расходы, отнесенные к единице металла, на транспортирование руды  $C_4$ , крепежного леса  $C_5$ , бурового оборудования  $C_6$ , на ремонт и поддержание выработок  $C_7$ , на переплату на отбойке из-за падения давления сжатого воздуха в шлангах  $C_8$  определяют по формулам:

$$C_4 = \frac{r_p L_{\text{бл}}}{2C} \quad (15)$$

$$C_5 = \frac{dr_{\text{л}} L_{\text{бл}}}{2C} \quad (16)$$

$$C_6 = \frac{0.005PL_{\text{бл}}}{P_3 C} \quad (17)$$

$$C_7 = \frac{2C_p L_{\text{бл}}}{A} \quad (18)$$

$$C_8 = \frac{0.0025PL_{\text{бл}}}{P_3 C}, \text{ сум/гр} \quad (19)$$

где  $r_p$  и  $r_{\text{л}}$  - затраты на транспортирование руды и леса на 1м длины блока, сум;  $d$ -расход леса по системе разработки, м<sup>3</sup>/т;  $P$ - тарифная ставка проходчика, сум/смену;  $P_3$ - производительность труда проходчика, т/смену;  $C_p$ - затраты на ремонт и поддержание 1м штрека в год, сум;  $A$  - извлекаемые запасы металла из блока, г;  $C$  - содержание металла в 1т рудной массы, г.

Определенные по данной методике для тонких жил оптимальные значения длин блоков показали, что содержание металла в балансовых запасах блока не влияет на его длину, так как возрастающие и убывающие удельные расходы изменяются пропорционально изменению содержания металла [9]. Существенное влияние на длину блоков оказывает мощность разрабатываемой жилы. На рисунке 9 показаны результаты расчета оптимальной длины блоков для жил мощностью 0,4 и 0,8м.

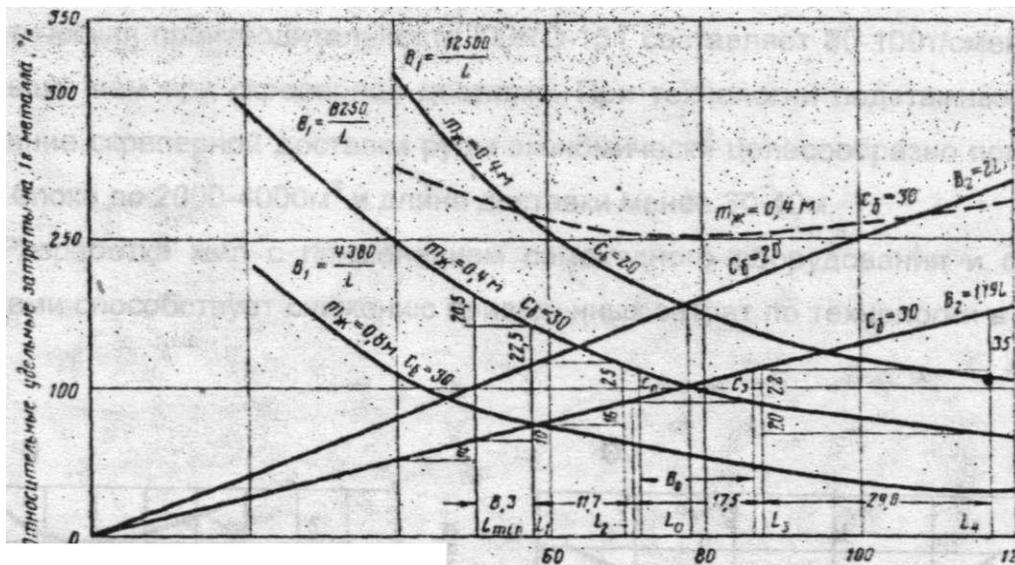


Рисунок 9 - Зависимость относительных удельных затрат на 1г металла от оптимальной длины блока:

$V_1$  и  $V_2$  - убывающие и возрастающие удельные расходы;  $C_6$  - содержание металла в 1т жильной массы в условных единицах;  $t_{ж}$  - мощность жилы;  $L_0$  - оптимальная длина блока;  $V_0$  - область оптимальных значений длины блока для жилы мощностью 0,4м (условие оптимальности длины блока  $C_n = C_3$ ;  $V_0 = 0.9-1,1L_0$ )

Удельные расходы для различных горно-геологических условий

$$V_1 = \frac{\beta}{L} ; \quad V_2 = \alpha L$$

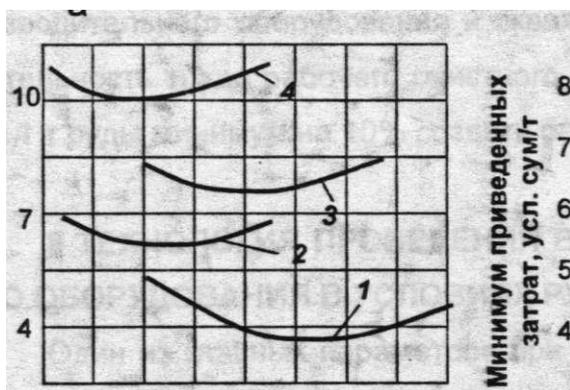
где  $V_1$ - убывающие удельные расходы по подготовке блока, сум/г;  $V_2$  - возрастающие удельные расходы по эксплуатации блока, сум/г;  $\alpha$  и  $\beta$  - переменные числовые коэффициенты, зависящие от горно-геологических условий.

Оптимальные значения длины блоков, рассчитанные по данной методике, справедливы для устойчивых и среднеустойчивых вмещающих пород и должны корректироваться с изменением горно-геологических условий.

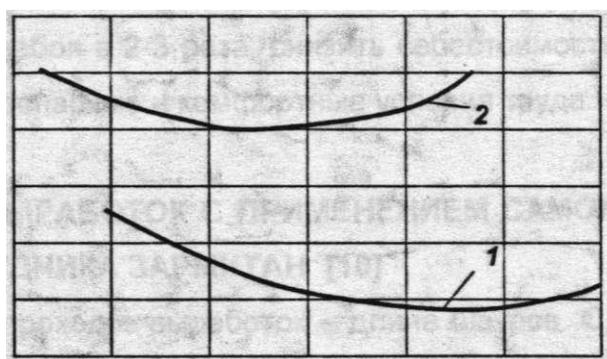
Критерий экономической эффективности в зависимости от природных факторов и особенностей технологии позволяют определить рациональную область применения доставки отбитой руды по штрекам осуществляемую двумя способами: с помощью TORO-151 и скреперными установками ЛС-30 с вместимостью ковша  $0,4\text{м}^3$

Результаты промышленной эксплуатации этих способов доставки показывают, что максимальная производительность самоходной машины гарантируется при крупности руды до 300мм и длине доставки 45-50м и 30м при работе скреперными установками, фактическая производительность TORO-151 составляет 80-100т/смену, что на 30- 50т больше, чем при скреперной доставке. При технологии подэтажных штреков использование скреперной доставки руды экономически целесообразно при балансовых запасах блока до 2000-4000м<sup>3</sup> и длине доставки менее 30-40м.

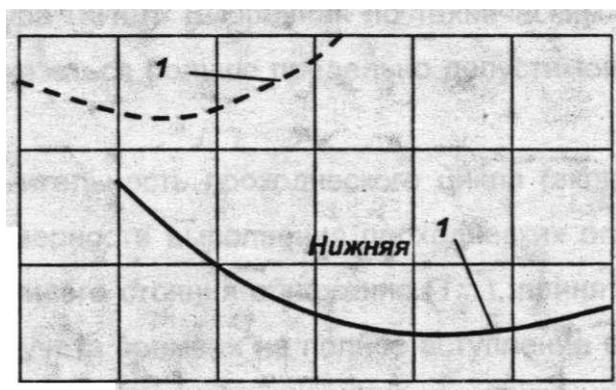
Разработка жил с применением самоходного оборудования и отбойки руды скважинами способствует снижению приведенных затрат по технологии в целом на 28- 30%.



40 60 80 100  
Длина блока, м



11 13 15 17 19  
Высота подэтажа (в целике), м



6 8 10 12 14  
Наклонная высота подсечки подэтажа (в целике), м

Рисунок 10 - Зависимость изменения величины приведенных затрат при подэтажной выемке жил с отбойкой скважинами от длины блока (а), высоты подэтажа (б) и наклонной высоты верхней и нижней подсечек подэтажа (в):

1 - комплекс из самоходной буровой машины Бумер104 и погрузочно-доставочной машины T0R0151 или ST-2D; 2 - комплекс из самоходной буровой машины Бумер104 и скреперной установки ЛС-30; 3 - комплекс из буровой установки КБУ-80 и погрузочно-доставочной машины T0R0151 или ST-2D; 4 - комплекс из буровой установки КБУ-80 и скреперной установки ЛС-30

Достижение минимума приведенных затрат обеспечивается при следующих технологических параметрах:

при работе комплекса самоходных машин длина блока должна равняться 100-120м, высота подэтажа 15-18м, наклонная высота нижней подсечки подэтажа 12-14м, число подэтажей 4;

при работе комбинированного комплекса оборудования длина блока 60-70м, высота Подэтажа 15-18м, наклонная высота подсечки подэтажа 10-12м, число подэтажей 2. (Рисунок 10)

Рекомендуемые варианты подэтажной выемки жил с использованием высокопроизводительного оборудования и скважинной отбойки позволяют увеличить производительность труда рабочего очистного забоя в 2-3 раза, снизить себестоимость добычи 1 т руды минимум на 10% создать безопасные и комфортные условия труда.

## **8 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА ЗАРМИТАН [10]**

Один из главных параметров при проходке выработок - длина шпуров. С увеличением её растет уходка забоя за цикл, снижается удельная продолжительность подготовительно-заключительных операций, однако при этом уменьшается коэффициент использования шпура (КИШ). Выбранная по техническим факторам оптимальная длина шпуров может оказаться больше предельно допустимой по фактору устойчивости обнажения.

Общая продолжительность проходческого цикла (включая проветривание забоя) с учетом неравномерности выполнения проходческих операций не должна превышать времени устойчивого стояния обнажения ( $T_{0.ч}$ ), принятого с соответствующим запасом прочности без учета времени на полное вступление в работу крепи, установленной в течение проходческого цикла.

Зная время устойчивого состояния обнажения кровли и продолжительность проходческого цикла, можно рассчитать число циклов, которое будет выполнено за время устойчивого состояния выработки, с учетом запаса прочности неравномерности выполнения проходческих операций и штанговой крепи. Штанговую крепь, как показала практика её установки в Зармитане, производится с некоторым отставанием от забоя, величина которого определяется из произведения числа циклов на уходку забоя за цикл. Когда максимальное отставание крепи от забоя не превышает уходки забоя за цикл, число циклов равно 1. При этом методом одношагового поиска можно найти предельно допустимую длину шпура, обеспечивающую устойчивость обнажения в зависимости от комплекса оборудования и типа крепи.

Оптимальную длину шпура находят графоаналитическим методом по минимальной суммарной трудоемкости проходки  $1\text{ м}^3$  горной выработки (рисунок 11).

В условиях Зармитанского месторождения, как показывает практика эксплуатации, продолжительность устойчивого стояния обнажения для

рассматриваемых условий не зависят от крепости пород (например, породы могут быть крепкими, но сильно трещиноватыми, то есть неустойчивыми, и наоборот).  
Q,

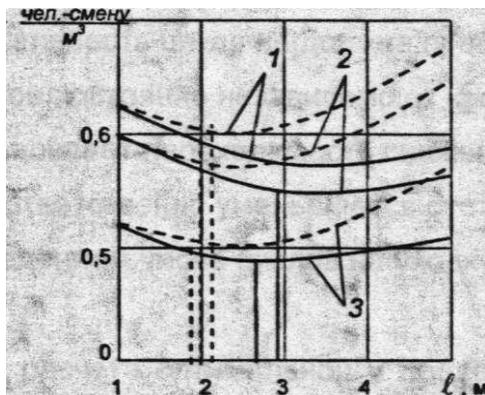


Рисунок 11 - Зависимость трудоемкости проходки (Q) от длины шпура (l), (сплошная линия - с трафаретом, пунктирная - без трафарета) при различных сечениях выработки, м<sup>2</sup>: 1 - S=9; 2 - S=70,5; 3 -S=14.

В таблице 5 сведены результаты расчетов оптимальной и предельно допустимой длины шпура при применении в качестве крепи железобетонных (ЖБА) анкеров с временем вступления в работу одного анкера 24 часа. Результаты расчета максимально допустимого отставания крепи от забоя представлены в таблице 6,

Уменьшение максимально допустимого отставания крепи от забоя объясняется следующим. С увеличением крепости объем буровых работ за цикл увеличивается.

Однако продолжительность цикла не должна превышать времени устойчивого стояния обнажения, которое постоянно независимо от крепости пород. Очевидно, что это ограничивание обуславливает необходимость снижения длины шпура при увеличении крепости пород. Соответственно уменьшается отставание крепи от забоя, которое определяется произведением числа циклов на уходку.

■ i Площадь сечения I выработки, ; м <sup>2</sup>	Тип крепи	Коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова		
		10-12	12-14	14-16

9	ЖБА	20	19	18
10,5		17	16	15
14		14	13	12

$i S Y^*$ 8 о „ <sup>ю</sup> 1й	с с. ш CL Y C S	Оптимальная (числитель) и предельно допустимая (знаменатель) длина шпуров при коэффициенте крепости пород по шкале Протодьяконова		
1 С х	Н	10-12	12-14	14-16
		2.2	2.1	2.0
9		Не более 1,9	Не более 1,7	Не более 1,5
10,5	ЖБА	2,1	2.0	2,0
		Не более 1,6	Не более 1,5	Не более 1,3
14		2.0	1.9	1.9
		Не более 1,1	Не более 1,1	Не более 1,1

На параметры технологии проходки существенно влияет тип применяемого крепежного анкера.

Так, применение сталеполимерных анкеров в рассматриваемых условиях обеспечивало бы оптимальные показатели проходки выработок во всем диапазоне изменения технических возможной длины шпуров, пробуриваемых самоходными каретками.

При проходке выработок по породам с коэффициентом крепости по шкале проф. Протодьяконова 10-12 бурение шпуров на оптимальную длину  $\xi_0$  с применением ЖБА возможно при устойчивом стоянии обнажения не менее 61-72ч, а с применением СПА- не менее 17-20ч в зависимости от площади сечения выработок (рисунок 13).

Повысить эффективность проходки возможно путем сокращения времени на обустройство забоя.

Предлагается использовать трафарет для разметки шпуров по забою (таблица 7), применение которого сокращает время наведения стрелы буровой каретки на шпур из-за уменьшения манипуляций и повышает КИШ (см. рисунок 12).

Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>	Коэффициент крепости пород по шкале Протоdjeконова		
	10-12	12-14	14-16
9	3,1	3,0	2,9
10,5	3,0	2,9	2,8
14	2,8	2,7	2,6

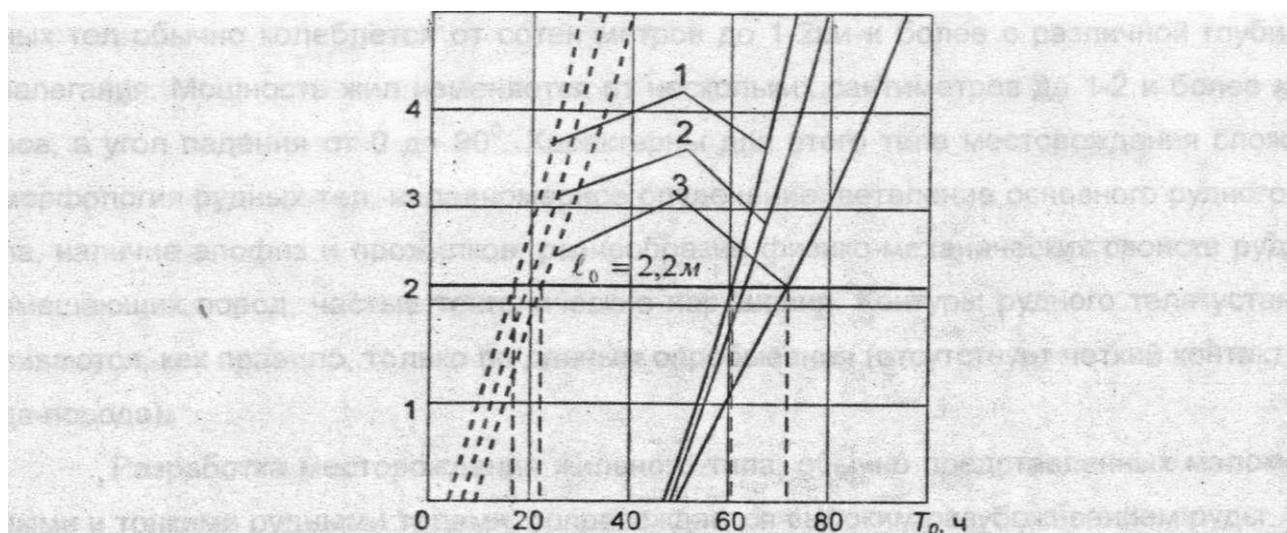


Рисунок 13 - Изменение предельно допустимой длины шпура ( $l_{пр}$ ) в зависимости от времени устойчивого стояния обнажения ( $T_0$ ) (сплошная линия - ЖБА, пунктирная - СПА) при различных сечениях выработки, м<sup>2</sup>:

1 -  $S=9$ ; 2 -  $S=10,5$ ; 3 -  $S=14$ .

Таким образом, при проведении горных выработок с применением самоходного оборудования, выбирая параметры технологии проходки с учетом устойчивого стояния и вступления анкерной крепи в работу, можно избежать обрушения пород в условиях оптимальной эксплуатации самоходного оборудования. При длительном времени устойчивого стояния обнажения, допускающем применение анкерного крепления, рекомендуются железобетонные анкеры, как наиболее доступные в наших условиях, обеспечивающих условия для бурения шпуров на оптимальную длину. Для повышения показателей проходки предлагается трафарет для разметки шпуров по забою, так-как буровые каретки поступающие в настоящее время на рудники НГМК не укомплектованы специальными компьютерными приставками для закладки в них паспортов расположения шпуров по забою

## **9 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ТОНКИХ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ И ПАРАМЕТРЫ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ**

(применительно к горно-техническим условиям рудника Зармитан)

Практика отработки крутопадающих жильных месторождений указывает на ряд специфических особенностей и трудностей возникающих при ведении горных работ.

Горно-геологические условия разработки жил весьма разнообразны. Простираение рудных тел обычно колеблется от сотен метров до 1-2км и более с различной глубиной залегания. Мощность жил изменяется от нескольких сантиметров до 1-2 и более метров, а угол падения от 0 до 90°. Характерны для этого типа месторождения сложная морфология рудных тел. неравномерное оруденение, ветвление основного рудного тела, наличие апофиз и прожилков, разнообразие физико-механических свойств руды и вмещающих пород, частые тектонические нарушения. Контуры рудного тела устанавливаются, как правило, только по данным опробования (отсутствует четкий контакт руда-порода).

Разработка месторождения жильного типа, обычно представленных маломощными и тонкими рудными телами, сопровождается высоким разубоживанием руды. Это объясняется тем, что при выемке руды из этих месторождений, для получения

нормальной ширины очистного пространства вместе с жильной массой необходимо отбивать и значительное количество вмещающих пород.

Малая ширина очистного пространства, получаемая при выемке тонких жил усложняет технологию отбойки, доставки и особенно выпуска руды, являясь причиной низкой интенсивности очистной выемки и высоких трудовых затрат. Условия выемки маломощных жил в узком очистном забое не позволяют применить высокопроизводительные способы отбойки руды глубокими скважинами, являющиеся наиболее эффективными при разработке мощных рудных тел. Заряды ВВ, размещенные в узком забое, при выемке тонких жил работают в большом зажиме, вследствие чего необходимо сгущать сетку их расположения, обуславливающую значительное снижение выхода отбитой руды с одного метра шпура (скважины), и увеличивающую трудовые затраты на операцию отбойки руды.

Высокая доля участия подготовительных и нарезных работ в общей добыче руды значительно повышает общую трудоемкость систем разработки жильных месторождений, поэтому важное значение приобретает большая скорость проведения выработок.

Увеличение скорости проходки подготовительных выработок приводит к резкому увеличению подготовленных запасов руды. Это требует одновременного повышения интенсивности очистной выемки. Несогласование скорости проведения подготовительных выработок и скорости подвигания очистной выемки приводит к разрыву между временем подготовки блоков и продолжительностью их разработки. Для обеспечения требуемой производительности рудника приходится иметь в работе увеличенное число блоков и, следовательно, увеличенную численность забойного и обслуживающего персонала и, как следствие, увеличение общей трудоемкости применяемых систем разработки.

Поэтому при выборе эффективной системы разработки жильных месторождений необходимо совершенствование всех процессов технологии разработки, начиная от подготовки к выемке запасов, кончая добычей руды.

В центральной части месторождения запасы горизонта +840 метров и выше, ранее отработаны, эксплуатационные блоки в нижней части засыпаны обрушенными

вмещающими породами приблизительно на одну треть, часть блоков по рудному телу заложены породой от проходческих работ. Для снижения разубоживания руды и опасности прорыва пород из отработанных блоков предусмотрено оставление потолочины (подштрекового целика) толщиной 4-5 метров. Размер потолочины принят из возможности качественного обуривания потолочины скважинами из специальных камер.

Минимальная толщина потолочины, исходя из величины касательных (срезающих) напряжений, действующих плоскости её контакта с вмещающими породами. При коэффициенте запаса прочности  $N=1,7$  минимальная толщина потолочины составляет 2,4 метра. Эта толщина принимается для временной потолочины при мелкошпуровой отбойке руды в подэтажах.

Образовавшийся на руднике дефицит вскрытых и подготовленных к выемке запасов большого объема горно-проходческих работ на горизонте +780м ведет к удлинению сроков подготовки участка и замораживанию части оборотных средств (уже пройденные выработки) на длительный период. Значительный объем запасов месторождения на горизонте +780м сосредоточен в жилах с интервалом мощности до 1,5-2 метров, что не позволяет в достаточной мере использовать возможности самоходного оборудования. В начальный период подготовки запасов месторождения, когда закупка самоходного оборудования производится небольшими партиями, следует приобрести необходимое количество погрузочно-транспортных машин грузоподъемностью до 3-4 тонн с минимальными габаритными размерами. Предлагается самоходные буровые установки применять только на проходке основных откаточных выработок горизонта, предусматривая групповую подготовку эксплуатационных блоков с целью максимального их использования в течение смены. Бурение взрывных скважин и шпуров в блоках предусматриваем с использованием буровых станков БУ-80НБ и перфораторов ССПБ-1К. Взрывные скважины бурятся диаметром 45-52мм. Это позволит снизить сечение подэтажных штреков, уменьшить прихват вмещающих пород и повысить качество попутно добываемой руды. Ряд технологических схем очистных работ предусматривает подэтажную выемку запасов блока с выпуском руды через торцы буровых выработок. Доставку руды производят по подэтажным выработкам до

аккумулирующих рудоспусков скреперными лебедками или малогабаритными самоходными машинами. Рудоспуски обычно связаны с откаточным горизонтом, но в начальный период строительства участкового наклонного транспортного съезда и подготовки верхних

подэтажей, устраиваются промежуточные погрузочные камеры, из которых горная масса отгружается самоходным оборудованием и доставляется до главного наклонного транспортного съезда. Первоначально подготавливается один или два подэтажа (в зависимости от использованной технологической схемы), а затем сразу начинают очистные работы с подэтажной выемкой камерных запасов и выпуском руды через торцы буровых выработок.

В зависимости от использованной технологической схемы, очистной выемкой извлекается от 40% до 70% отбиваемых запасов, которые доставляются до аккумулялирующих рудоспусков. Остаток отбитой руды в камере (от 30 до 60%) извлекается при отработке нижнего подэтажа, в котором целесообразно снизить высоту обуреваемой части до 3-4метров. Подэтажная буродоставочная выработка проходится в конечный период подготовки верхних подэтажей. Отбойка руды производится слоями толщиной 1,5-2метра, а затем из торца выработки производится отгрузка руды самоходными машинами, при этом временные остатки руды на почве камеры перепускаются и отгружаются.

При разработке технологических схем очистной выемки руды авторы руководствовались следующими положениями:

- в течение смены звено рабочих должно выполнить объемы работ по всем предусмотренным операциям цикла очистных работ в блоке;
- взрывание и проветривание очистного забоя производится в междусменный перерыв;
- заряжание и взрывание забоя производится взрывником, звено рабочих участвует в доставке ВМ к месту взрыва и в заряжании шпуров или скважин и осуществляет охрану подходов к забою, рабочие участвующие в заряжании должны быть проинструктированы, как подносчики взрывчатых материалов;

-сечения подэтажных штреков приняты до  $7,5\text{м}^2$ , исходя из использования буровых станков БУ-80НБ, что позволит использовать погрузочно-транспортные машины типа TORO 151, EJK 65D, MICROSCOOP-IOOD компании Sandvik;

-при использовании мелкошпуровой отбойки руды в подэтажах, сечение подэтажных штреков выбирается исходя из минимального прихвата вмещающих пород со стороны лежащего бока рудного тела. Ширина выработки при скреперной доставке 1,7- 2метра, сечение подэтажного штрека  $4-5\text{м}^2$ ;

-минимальная ширина очистного пространства принята 1-1,2метра при отбойке руды восходящими шпурами с использованием телескопным перфораторов ПТ-48А и 1,4-1,5метра при отбойке уступа комплектом горизонтальных шпуров (схема применяется при трещиноватых рудах и неустойчивых вмещающих породах);

-линия очистного забоя наклонена под углом  $75-80^\circ$  в сторону выработанного пространства для лучшего выброса отбитой руды из узкого очистного пространства и образования небольшого козырька, позволяющего увеличить объем отгружаемой руды после взрывных работ

-отбойка руды производится слоями 2-2,5 метра, не более 3м, исходя из возможностей погрузочно-транспортного оборудования;

-буровые работы в блоках производятся с подготовленных площадок, поверхность замагазинированной руды планируется и укладывается настил длиной не менее 3,5 метра, с которого производится бурение шпуров или скважин;

-при отбойке руды в подэтажах мелкошпуровым способом для бурения шпуров оборудуются полки, что позволяет отфузить до 60% частично замагазинированной руды, конструкция полков представляет собой расстрелы, устанавливаемые на кронштейнах, на которые укладываются 3-4 доски толщиной 50-80ММ, при отгрузке отбитой руды эти полки могут служить в качестве предохранительной крепи;

-рядом технологических схем предлагается бурение шпуров или скважин производить в торце доставочной выработки в непосредственной близости от навала руды, поэтому предусматриваем запас ранее пробуренных шпуров или скважин в количестве необходимом для отбойки установленного паспортом споя

руды, перед заряджанием ранее пробуренные шпуры или скважины должны быть очищены;

-очистная выемка ведется мелкошпуровыми или скважинным способом потолокоуступными забоями, опережение нижнего по отношению к верхнему не менее пяти метров, звено рабочих работает в двух смежных уступах;

-при системе разработки с частичным магазинированием руды на подэтажах перед производством взрывных работ, производится частичный выпуск замагазинированной руды в количестве 30-40% от отбиваемого объема для обеспечения прохода людей по очистной ленте и вентиляции блока. Минимальное расстояние между бровкой уступа и откосом замагазинированной руды составляет не менее одного метра;

-технологические схемы должны позволять ускорить начало очистных работ в результате совмещения по времени очистной выемки на верхних подэтажах с проведением уклонов и выработок на нижних подэтажах;

технологические схемы очистной выемки должны предусматривать очистные работы в добычных блоках как снизу вверх по восстанию, так и сверху вниз по падению рудных тел.

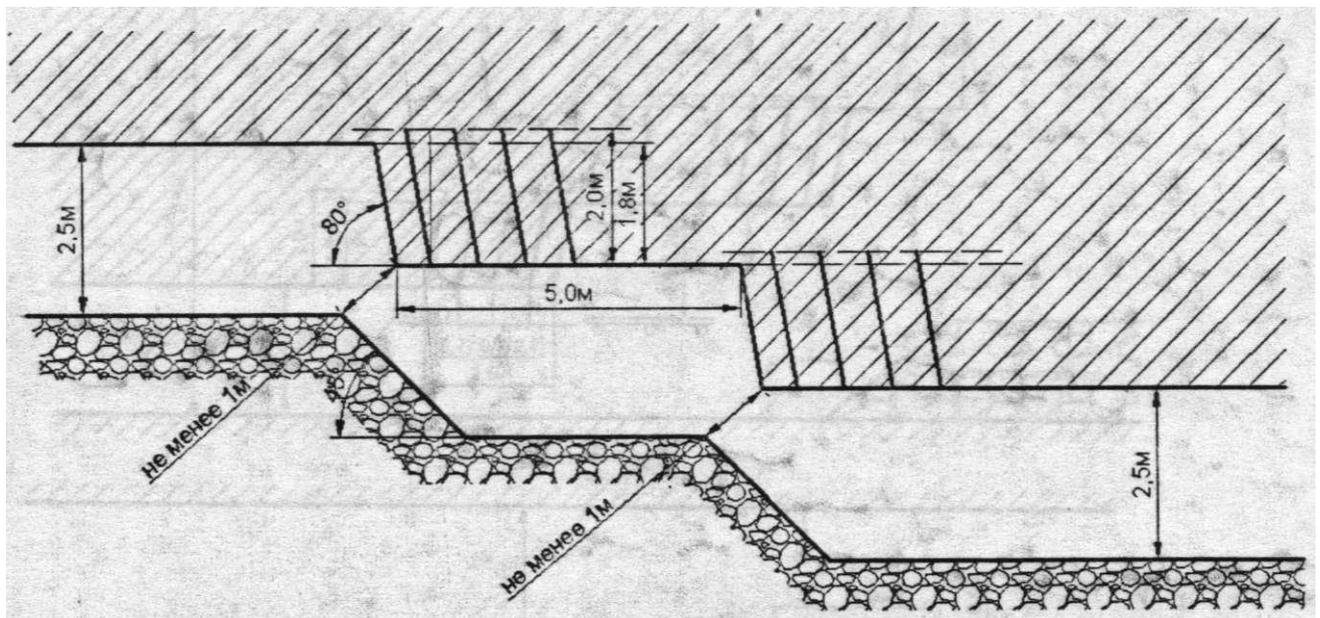


Рисунок 14 - Технологическая схема мелкошпуровой отбойки руды в блоке восходящими шпурами при системе с магазинированием

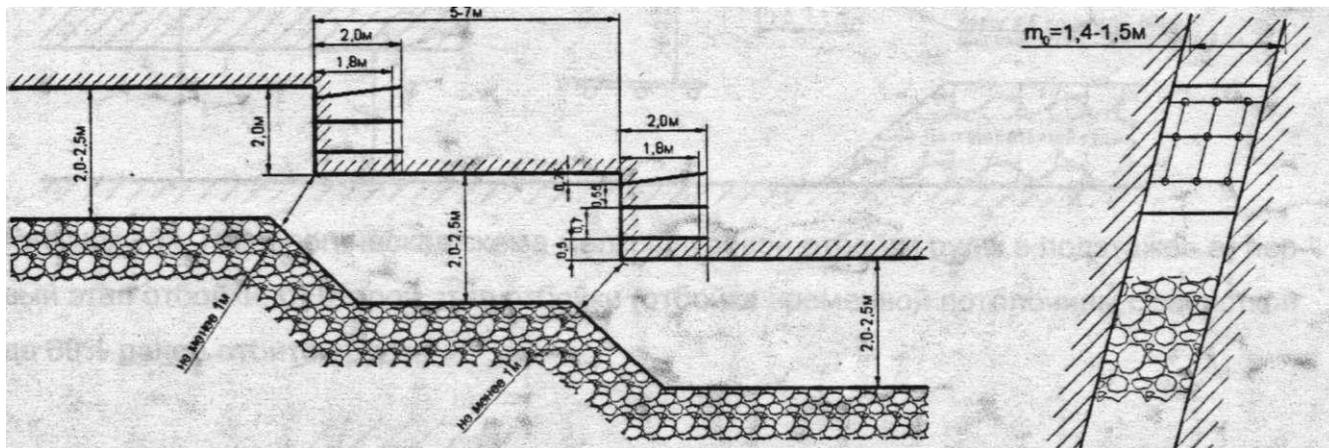


Рисунок 15 - Технологическая схема мелкошпуровой отбойки руды в блоке при трещиноватой руде и неустойчивых вмещающих породах

Г А

51

^ -тг<sub>г</sub>v>--

57 ^ / А-

.