

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

*На правах рукописи
УДК 622.249*

МАХМУДОВ ГАЙРАТЖОН УРАЗОВИЧ

Обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай

5А 311601 – «Разработка месторождений полезных ископаемых
(подземным способом)»

Диссертация
на соискание академической степени
магистра

Научный руководитель:
к.п.н., доц. **Мислибоев И.Т.**

НАВОИ – 2013

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Горный факультет
Кафедра «Горное дело»
2009-2011 учебный год

Магистрант: Махмудов Г.У.
Научный руководитель: к.т.н. Мислибоев И.Т.
Специальность: 5А 311601 – «Разработка
месторождений полезных ископаемых
(подземным способом)»

АННОТАЦИЯ МАГИСТЕРСКОЙ ДИССЕРТАЦИИ

Актуальность работы. Обновление материально-технической базы народного хозяйства Республики Узбекистан невозможно без ускоренного развития энергетического потенциала страны и, в частности, горной промышленности, зависящей, в первую очередь, от эффективности горного производства. Горное производство – это комплекс инженерно-технических и экономических решений по строительству и эксплуатации горных предприятий, обеспечивающих народное хозяйство страны необходимыми природными ресурсами. Нормальная эволюция горного производства по добыче полезных ископаемых, рациональное использование горных машин и безопасное ведение горных работ на действующих горных предприятиях немыслимы без проведения подготовительных выработок в объемах, соответствующих производительности горного предприятия. Решающее значение в настоящее время приобретает надежная комплексная оценка технологического потенциала горных предприятий. Выявленные при этом скрытые возможности могут обеспечить конкурентоспособность горного предприятия, выполнение жестких требований к его реструктуризации и социально-экономическому развитию.

В связи с вышеизложенным, обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны, является актуальной задачей.

Цель исследования – обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны.

Задачи исследования:

1. Анализ современного состояния ведения горных работ на зармитанской золоторудной зоне.
2. Исследование процесса сдвижения пород в горных выработках с целью выбора оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.
3. Изучение требований к схеме вскрытия и выбор сечений вскрывающих выработок для месторождения Гужумсай.
4. Исследование технически приемлемых систем разработки и выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.
5. Расчет технико-экономических показателей оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования является месторождение Гужумсай. Предмет исследования – схема вскрытия и система разработки.

Методы исследований. Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих теоретические обобщения по изучению основных закономерностей эффективных параметров оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

Научная новизна работы заключается в следующем:

1. Установлено, что подготовительные выработки, пройденные в массиве рудного шпрека, больших деформаций крепи не претерпевают и находятся в устойчивом состоянии.

2. Рассмотрены технологические схемы вскрытия и подготовки месторождения Гужумсай. Рекомендована методика расчета основных параметров рудника и выбора способа вскрытия.

3. Установлено, что годовая производительность и срок существования рудника Гужумсай определяет основные размеры вскрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длины стволов шахт, околоствольных дворов и околоствольных выработок капитальных квершлагов, шпреков, восстающих устанавливаются сроки вскрытия и подготовки этажей.

Научная и практическая значимость результатов исследования:

1. Для условий месторождения Гужумсай принята следующая схема вскрытия: строительство нового ствола «главный 2» и углубка ствола «главный» до гор. 240 м; на флангах в районе ствола «вспомогательный» ведем строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефговых восстающих.

2. Для месторождения Гужумсай необходимо применить этажный способ подготовки, высота этажа при этом должна быть 45 м.

3. Технически приемлемыми системами разработки для освоения месторождения Гужумсай подземным способом являются: система разработки с маганизинированием руды, система разработки подэтажными шпреками, система разработки с этажным и подэтажным обрушением. Из данных систем разработки наиболее эффективным для условий месторождения Гужумсай является камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из аннотации, введения, четырех глав и заключения, изложенных на 110 страницах, включая 13 рисунков, 7 таблиц, 37 наименований использованной литературы, а также приложения.

Основные результаты выполненной работы, выводы и рекомендации. В выполненной научно-исследовательской работе дано решение актуальной научной и практической задачи по обоснованию оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны.

Разработанные методики и рекомендации подготовлены к внедрению на шахтах Навоийского горно-металлургического комбината.

Научный руководитель

к.п.н. Мислибоев И.Т.

Магистрант

Махмудов Г.У.

MINISTRY OF THE HIGHER AND SECONDARY VOCATIONAL EDUCATION OF THE
REPUBLIC OF UZBEKISTAN

NAVOI STATE MINING INSTITUTE

Mountain faculty

Mining chair

2009-2011 academic year

Undergraduate: Makhmudov G.U.

Research supervisor: Cand.Ped.Sci. Misliboev I.T.

Specialty: 5A 311601 – "Development of mineral deposits
(in the underground way)"

SUMMARY OF THE MASTER THESIS

Relevance of work. Updating of material base of a national economy of the Republic of Uzbekistan is impossible without the accelerated development of an energy potential of the country and, in particular, the mining industry depending, first of all, on efficiency of mining. The mining is a complex of technical and economic decisions on construction and operation of the mountain enterprises providing a national economy of the country with necessary natural resources. Normal evolution of mining on mining, rational use of mountain cars and safe conducting mining operations at the operating mountain enterprises are inconceivable without carrying out preparatory developments in the volumes corresponding to productivity of the mountain enterprise. Crucial importance is gained now by a reliable complex assessment of technological capacity of the mountain enterprises. The hidden opportunities revealed thus can provide competitiveness of the mountain enterprise, implementation of rigid requirements to its restructuring and social and economic development.

Due to the above, justification of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay providing possibility of additional extraction of ores for the Zarmitansky gold zone, is an actual task.

Research objective – justification of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay providing possibility of additional extraction of ores for the Zarmitan gold zone.

Research problems:

- 1 . The analysis of a current state of conducting mining operations on a zarmitansky gold zone.
- 2 . Research of process of displacement of breeds in excavations for the purpose of a choice of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay.
- 3 . Studying of requirements to the scheme of opening and choice of sections of opening developments for a field of Guzhumsay.
- 4 . Research of technically acceptable systems of development and choice of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay.
- 5 . Calculation of technical and economic indicators of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay.

Object and object of research. Object of research is the field of Guzhumsay. Object of research – the scheme of opening and development system.

Methods of researches. Work is performed with application of complex methods of the researches including theoretical generalizations on studying of the main regularities of effective parameters of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay.

Scientific novelty of work consists in the following:

- 1 . It is established that the preparatory developments passed in the massif ore *интерка*, big deformations fix don't undergo and are in a steady condition.
- 2 . Technological schemes of opening and preparation of a field of Guzhumsay are considered. The method of calculation of key parameters of mine and choice of a way of opening is recommended.

3 . It is established that the annual production rate and term of existence of mine of Guzhumsay determines the main amount of opening developments. By the sizes of the area of cross sections and lengths of trunks of mines, okolostvolny yards and okolostvolny developments of capital cross-cuts, штреков, rising are established terms of opening and preparation of floors.

Scientific and practical importance of results of research:

1 . For conditions of a field of Guzhumsay the following scheme of opening is accepted: construction of a new trunk "main 2" and углубка a trunk "main" to mountains. 240 m; on flanks around a trunk "auxiliary" we conduct construction ventilating rising, and around a trunk No. 10 – ventilyatsionno – meftovy rising.

2 . It is necessary to apply a floor way of preparation to a field of Guzhumsay, floor height thus has to be 45 m.

3 . Technically acceptable systems of development for development of a field of Guzhumsay by underground way are: development system with an ore maganizirovaniye, system of development subfloor штреками, development system with a floor and subfloor collapse. From these systems of development the most effective for conditions of a field of Guzhumsay is the chamber system of development from subfloor otboyky ore.

Structure and thesis volume. The thesis consists of the summary, the introduction, four heads and the conclusion, stated on 110 pages, including 13 drawings, 7 tables, 37 names of the used literature, and also appendices.

The main results of the performed work, conclusions and recommendations. In the performed research work the solution of an actual scientific and practical task on justification of the optimum scheme of opening of a field of Guzhumsay providing possibility of additional extraction of ores for the Zarmitansky gold zone is given.

The developed techniques and recommendations are prepared for introduction on mines of Navoiyy mining and metallurgical combine.

Research supervisor

Cand.Ped.Sci. Misliboev I.T.

Undergraduate

Makhmudov G.U.

О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ	8
1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ЗАРМИТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ЗОНЕ И ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА ИССЛЕДОВАНИЙ	12
1.1. Особенности подземной разработки Зармитанской золоторудной зоны.....	12
1.2. Современное состояние добычи руд на Зармитанской золоторудной зоне.....	15
1.3. Цель, задачи и методы исследования	19
2. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОРОД В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ С ЦЕЛЬЮ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ	20
2.1. Методика инструментальных наблюдений.....	20
2.2. Результаты исследований в выработках, пройденных в массиве Зармитанской золоторудной зоны.....	23
Основные выводы.....	28
3. ТРЕБОВАНИЯ К СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ И ВЫБОР СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ	29
3.1. Выбор способа вскрытия методом вариантов	29
3.2. Требования к схеме вскрытия.....	30
3.3. Выбор сечений вскрывающих выработок.....	32
3.4. Проверка размеров сечений вскрывающих выработок по критерию допустимой максимальной скорости воздуха	40

Основные выводы.....	48
4. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИ ПРИЕМЛЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ	49
4.1. Обоснование и расчет производственной мощности и срока службы рудника.....	49
4.2. Вскрытие и подготовка месторождения	51
4.3. Система разработки месторождения	58
4.4. Факторы, влияющие на выбор параметров системы разработки.....	64
4.4. Обоснование и выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.....	74
4.5. Техничко-экономические показатели оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.....	83
Основные выводы.....	83
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	85
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	87
Приложение 1	92
Приложение 2.....	96
Приложение 3.....	100

ВВЕДЕНИЕ

Обновление материально-технической базы народного хозяйства Республики Узбекистан невозможно без ускоренного развития энергетического потенциала страны и, в частности, горной промышленности, зависящей, в первую очередь, от эффективности горного производства. Горное производство – это комплекс инженерно-технических и экономических решений по строительству и эксплуатации горных предприятий, обеспечивающих народное хозяйство страны необходимыми природными ресурсами. Нормальная эволюция горного производства по добыче полезных ископаемых, рациональное использование горных машин и безопасное ведение горных работ на действующих горных предприятиях немислимы без проведения подготовительных выработок в объемах, соответствующих производительности горного предприятия. Решающее значение в настоящее время приобретает надежная комплексная оценка технологического потенциала горных предприятий. Выявленные при этом скрытые возможности могут обеспечить конкурентоспособность горного предприятия, выполнение жестких требований к его реструктуризации и социально-экономическому развитию.

Предварительное технико-экономическое обоснование строительства горнорудного комплекса на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны выполнено на основании задания на разработку №2202, утвержденного руководителем комплекса индустриального развития Кабинета Министров Республики Узбекистан и генеральным директором Навоийского горно-металлургического комбината.

В соответствии с Постановлением Президента Республики Узбекистан «О мерах по эффективному освоению сырьевой базы месторождений Зармитанской золоторудной зоны» от 19.08.05 г. №159с определено, что

единую сырьевую базу Зармитанской золоторудной зоны составляют запасы месторождений Чармитан, Гужумсай и Промежуточное.

Разведанные запасы этих месторождений (кроме месторождения Промежуточное) Госкомгеологии Республики Узбекистан передал на баланс НГМК для промышленного освоения и поэтапного наращивания добывающих и перерабатывающих мощностей золотодобывающего комплекса Южного рудоуправления НГМК.

Переработка руд Зармитанской золоторудной зоны предусматривается на месте их добычи с применением экологически безопасной технологии.

На месторождении силами Госкомгеологии ведутся геологоразведочные работы с бурением скважин с поверхности и проходкой подземных горных выработок.

Месторождение Гужумсай разведано подземными горными выработками на глубину 200 м – до горизонта 720 м. Пройдены два вертикальных ствола. Геологоразведочные работы продолжаются для изучения флангов и в глубину месторождения до горизонта 600 м с целью приращивания запасов для их промышленного освоения.

В связи с вышеизложенным, обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны, является актуальной задачей.

Целью работы является обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны.

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

1. Анализ современного состояния ведения горных работ на зармитанской золоторудной зоне.
2. Исследование процесса сдвижения пород в горных выработках с целью выбора оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

3. Изучение требований к схеме вскрытия и выбор сечений вскрывающих выработок для месторождения Гужумсай.

4. Исследование технически приемлемых систем разработки и выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

5. Расчет технико-экономических показателей оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

Объектом исследования является месторождение Гужумсай. **Предмет исследования** – схема вскрытия и система разработки.

Научная новизна работы заключается в следующем:

1. Установлено, что подготовительные выработки, пройденные в массиве рудного штрека, больших деформаций крепи не претерпевают и находятся в устойчивом состоянии.

2. Рассмотрены технологические схемы вскрытия и подготовки месторождения Гужумсай. Рекомендована методика расчета основных параметров рудника и выбора способа вскрытия.

3. Установлено, что годовая производительность и срок существования рудника Гужумсай определяет основные размеры вскрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длины стволов шахт, околоствольных дворов и околоствольных выработок капитальных квершлагов, штреков, восстающих устанавливаются сроки вскрытия и подготовки этажей.

Практическое значение работы состоит в следующем:

1. Для условий месторождения Гужумсай принята следующая схема вскрытия: строительство нового ствола «главный 2» и углубка ствола «главный» до гор. 240 м; на флангах в районе ствола «вспомогательный» ведем строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефтовых восстающих.

2. Для месторождения Гужумсай необходимо применить этажный способ подготовки, высота этажа при этом должна быть 45 м.

3. Технически приемлемыми системами разработки для освоения месторождения Гужумсай подземным способом являются: система разработки с маганизинированием руды, система разработки подэтажными штреками, система разработки с этажным и подэтажным обрушением. Из данных систем разработки наиболее эффективным для условий месторождения Гужумсай является камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды.

Апробация работы. Результаты исследований докладывались автором на научно-практической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему «Фан ва техника тараккиётида ёшлар» в г. Навои в 2010–2011 гг.

Автор выражает искреннюю благодарность и глубокую признательность научному руководителю – кандидату педагогических наук, доценту Мислибоеву Илхому Туйчибоевичу за ценные рекомендации и оказанную практическую помощь при подготовке данной диссертационной работы.

1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ЗАРМИТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ЗОНЕ И ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Особенности подземной разработки Зармитанской золоторудной зоны

Одной из специфических областей сырьевого комплекса Зармитанской золоторудной зоны является разработка жильных месторождений. Среди особенностей геологического строения, оказывающих наиболее существенно влияние на показатели их разработки, являются [1-4]:

- малая величина и высокая изменчивость мощности рудных тел (средняя мощность 1,8 м; коэффициент вариации - 58%);
- преобладание крутых углов падения жил со средним градиентом изменения $\pm 5^{\circ}$ на 1 м линии падения жилы;
- наличие на многих жильных месторождениях участков или отдельных рудных тел большой мощности (до 30 м);
- сложная конфигурация рудных тел;
- высокая содержание полезного компонента в рудах, 2,5-5 раз превышающие качество руд других геологических типов месторождений;
- крайне неравномерное распределение полезного компонента по площади жил со средним коэффициентом рудоносности 25-28 %.

Наличие на каждом месторождении большого количества забалансовых руд запасы металла иногда в 2-3 раза превосходят его запасы в балансовых рудах.

Сложность геологического строения Зармитанской золоторудной зоны выражается не только в изменчивости элементов залегания и характеристик качество руды, но и исключительном разнообразии генерального состава руд. Более 80% Зармитанской золоторудной зоны представлены рудными телами, содержащими, кроме основного, от 2 до 8 полезных компонентов с

промышленным содержанием. И только 20% случаев эти компоненты извлекаются.

Рассматривая вытекающие из этих особенностей геологии возможности комплексного освоения Зармитанской золоторудной зоны, можно отметить, что совместное использование открытого и подземного способов разработки является широко распространённым приёмом повышения эффективности разработки. В большинстве случаев карьером отрабатывается верхняя часть месторождений, имеющих выходы рудных тел на земную поверхность. При этом открытые разработки замещены во времени с подземными разработками, но ведутся только в период строительства подземного рудника. Это позволяет сократить период освоения месторождения и в более короткие сроки дать первую промышленную продукцию. Производительность карьеров при этом не превышает 300 тыс. т руды в год, коэффициент вскрыши колеблется от 1,5 до 5 м³/т. Разубоживание руды 50-60 %. По мере наращивания объёмов добычи руды подземным способом масштаба открытых работ, как правило, сокращаются [5-11].

Более характерно для условий разработки Зармитанской золоторудной зоны одновременно использование таких рудных технологий, как выемка жил со шпуровой отбойкой и камерная выемка мощных рудных зон с отбойкой руды скважинами. Так как положение мощных рудных зон обычно контролируются рудными жилами, то выемка запасов ведется одновременно с некоторым опережением одной части. Это позволяет в среднем на 25-30% увеличить добычи руды и снизить затраты на добычи при этом металл более, чем на 18%.

Забалансовые руды Зармитанской золоторудной зоны в большинстве случаев являются резервом, из которого, по мере развития технического прогресса в области разработки месторождений, могут пополнят их балансовые запасы. Поэтому при изучении количества, условия залегания и

качества забалансовых руд особое внимание уделяется выявлению причин отнесения тех или иных запасов к этой категории.

Исходя из характера затрат, предстоящих с возможным освоением забалансовых запасов и переводом их в категорию балансовых, целесообразно рассмотреть отдельных забалансовых руды, имеющиеся на эксплуатируемых месторождениях, и целые месторождения, считающиеся в данный момент забалансовыми. Вовлечение разработки забалансовых руд, как правило, не связано со значительными капитальными вложениями. Оно происходит в основном за счёт совершенствования эффективности применяемой технологии добычи руды, при реконструкции и расширении горных и обогатительных предприятий. Промышленное освоение забалансовых месторождений, кроме решений технологических вопросов добычи и обогащения руд, связано с большими капитальными затратами на строительство предприятий, дорог и создания инфраструктуры в районе месторождения. По этому значительно расширяется и видоизменяется круг причин, по которым обнаруженное месторождение относится к категории забалансовых.

Практически все месторождение располагает запасами забалансовых руд, отнесённых к этой категории по самым различным причинам. Общие запасы металлов забалансовых запасах эксплуатируемых месторождений обычно соизмеримы с запасами их в балансовых рудах.

Использование этих запасов является основным резервом повышения полноты использования разведанных запасов без существенного увеличения капитальных затрат. Сложность геологического строения и разработки жильных месторождений предопределила многообразие причин отнесения запасов к категории забалансовых, анализ которых открывает реальные перспективы вовлечения этих запасов в промышленное производство. Из этих запасов, по величине содержания полезного компонента в рудном теле, здесь можно выделить две группы:

- забалансовые запасы, представленные жилами или участками с содержанием металла выше установленного промминимума;

- забалансовые запасы жил или их участков с содержанием металла в рудном теле ниже проминнимума.

Каждая из этих групп разделяется, в свою очередь, на несколько видов, по причинам отнесения участка жилы в забаланс. Первая группа забалансовых руд включает в себя следующие виды:

- жилы малой мощности, выемка которых с помощью применяемой на предприятии технологии требует значительной прирезки вмещающих пород, и их запасы по величине процента относятся к забалансовым;

- жилы сложного строения, сближенные, ветвящиеся, валовая выемка которых также сопровождается сильным разубоживанием и даёт после отбойки некондиционную руду.

С точки зрения вовлечения в разработку, наибольший интерес представляет первая группа. По данным различных исследований, доля этой группы рудных тел составляет от 10 до 25 % от общего количества забалансовых руд. На современном уровне развития горной техники и технологии эффективная выемка таких жил становится вполне возможной.

1.2. Современное состояние добычи руд на Зармитанской золоторудной зоне

Месторождение Чармитан эксплуатируется подземным рудником Зармитан, построенным по рабочему проекту 1974 года институтом «СредазНИПИцветмет». Проектная мощность рудника по руде – 200 тыс. т в год. Запасы месторождения вскрыты двумя вертикальными стволами «Главным» и «Вспомогательным» до горизонта 720 м [12].

Горные работы ведутся на горизонтах 885 и 840 м. Горная масса из очистных и подготовительных работ электровозом доставляется к стволу

«Главный» и по нему выдается на поверхность. Руда транспортируется на МЗИФ, которая находится в 85км от месторождения, порода - в отвал.

Поверхность рудника обустроена соответствующей инфраструктурой.

На Восточном фланге месторождения с поверхности до горизонта 600м пройден разведочный ствол шахты №10.

Часть запасов (842 тыс. т геологических) залежей 11, 13 и 14 дорабатывается карьером (проект вышеупомянутого института) со средней производительностью – 200 тыс. т в год. Срок отработки – 2009 г.

В 2005 году институтом “O’zGEOTEHLITI” выполнен рабочий проект «Строительство наклонного транспортного съезда (ствола) для вскрытия запасов горизонта 780 м центральной части месторождения Чармитан».

Строительство данного наклонного ствола (по ПТЭО – наклонный ствол 1-3) производится для своевременного обеспечения рудника вскрытыми запасами и проведения ремонтно-восстановительных работ в вертикальных существующих стволах «Главный» и «Вспомогательный» без остановки добычи руды.

Наклонный Ствол 1-3 проходится до горизонта 780м с учетом его дальнейшей углубки и вскрытия запасов нижних горизонтов, и рассчитан на выдачу 650 тыс. т руды в год самоходным оборудованием. Сечение ствола: в черне – 19,5 м², в свету – 17,6м², уклон – 0,141 (8⁰).

На месторождении Гужумсай силами Госкомгеологии ведутся геологоразведочные работы с бурением скважин с поверхности и проходкой подземных выработок.

Месторождение разведано подземными горными выработками на глубину 200 м (до горизонта 720 м). Пройдены два вертикальных ствола, один из которых не действует (обрушился воротник ствола). Геологоразведочные работы продолжаются для изучения флангов и на глубину месторождения до горизонта 600 м с целью приращения запасов для их промышленного освоения.

Проектные работы по месторождению ранее не выполнялись, горное производство отсутствует.

В ПТЭО впервые будет дана оценка возможности строительства подземного рудника для промышленного освоения запасов месторождения.

Основной структурой района месторождения является серия сближённых разрезов широтного простирания с падением на северо-восток под углом более 60°.

Орудинение тесно связано с малосульфидными телами и кварц-сульфидными прожилками, локализованными в изверженных и осадочных породах.

На месторождении выделены две рудоносные зоны: «Северная» и «Южная». В пределах «Северной» зоны разведано 14 рудных тел, имеющих важное значение – (1, 1а, 1б, 2, 2а, 3, 5, 6, 6а, 7, 8, 11, 11а, 12), в пределах «Южной» зоны запасы подсчитаны только по рудным телам 10 и 10а.

Рудные тела 1, 1а, 1б, 2, 2а, 3, 6, 6а, 5, 8 и 12 представлены телами трещинного типа, 10, 10а, 11, 11а, 7 – гидротермальное измененными породами, с прожилками к крупным тектоническим нарушениям. Во второй тип рудных тел встречаются реже, хотя и общие запасы месторождения. Мощность рудных тел первого типа изменяется в пределах от нескольких сантиметров (р.т. 2а и 3) до 11,7 м (р.т. 1а), составляет в среднем 1,27 м, второго от 0,15 до 18,2 м при средней 5,12 м. Протяженность кварцевых тел до 940м (р.т. 1), рудных тел второго типа до 500м (р.т. 11). Рудные тела расположены на глубине 200-250м от поверхности. В перспективе глубина распространения промышленного оруднения от поверхности оценивается геологами в 300-360м (до отм. 600м).

Характерной особенностью месторождения является большая разобщенность рудных тел. Центральное положение в пределах «Северной» зоны занимают рудные тела (расстояние 150 м) 6, 6а и 8, а к югу на расстоянии 250-300 м рудные тела 3, 5, 12; ещё южное на 200м – рудное тело 7. К востоку от рудных тел 1 и 1а залегают рудные тела 11, 11а и 1б, на

западном фланге месторождения расположены рудные тела 2 и 2а, разделенные с центральной частью в настоящее время безрудным участком протяжённостью около 700 м. Рудные тела 10 и 10а расположены на расстоянии 700-1000 м от основной группы рудных тел.

Рельеф района месторождения низкогорный, слабо расчлененный с абсолютными высотами от 840 до 960 м и относительными превышениями, достигающими 100-120 м.

В настоящее время на месторождении пройдена разведочная штольня №2 (отм. 840 м) общей протяжённостью около 2,5 км и начата проходка разведочного ствола диаметром в свету 4,0 м, ствол пройден на глубину около 30 м при полной проектной – 225 м.

Таким образом, в результате проведенного анализа состояния добычи подземным способом маломощных рудных тел Зармитанского месторождения, можно сделать следующие выводы:

1. Вследствие относительно небольших запасов единичного месторождения общее количество оставляемого в недрах полезного ископаемого при существующем уровне эксплуатационных потерь в подавляющем большинстве случаев недостаточно для обоснования повторной разработки списанного месторождения или его участка.

2. Потерянная в виде целиков и рудной мелочи на лежащем боку блока руда распределена на очень больших площадях отработанных жил, поэтому для организации выемки этих потерь необходимо выполнение большого объёма трудоёмких и опасных работ по восстановлению или перепроходке старых горных выработок.

3. Учитывая практическую безвозвратность потерь на жильных месторождениях и высокое качество добываемых руд, при разработке этих месторождений полнота извлечения должна стать основным критерием оценки деятельности предприятия и играть ведущую роль при выборе систем и технологии разработки.

1.3. Цель, задачи и методы исследования

Целью исследования является обоснование оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи исследования:

1. Анализ современного состояния ведения горных работ на зармитанской золоторудной зоне.
2. Исследование процесса сдвижения пород в горных выработках с целью выбора оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.
3. Изучение требований к схеме вскрытия и выбор сечений вскрывающих выработок для месторождения Гужумсай.
4. Исследование технически приемлемых систем разработки и выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.
5. Расчет технико-экономических показателей оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих теоретические обобщения по изучению основных закономерностей эффективных параметров оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОРОД В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ С ЦЕЛЬЮ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ

2.1. Методика инструментальных наблюдений

Методика исследований определялась задачами шахтных экспериментальных наблюдений, на основании которых должны быть сделаны конкретные практические рекомендации, установлены эмпирические коэффициенты и выявлены корреляционные связи, являющиеся следствием проявлений горного давления в горных выработках.

Выбор объектов исследований проводился на основании выполнения, в первую очередь, требований представительности и типичности объекта. Шахтными исследованиями охвачен весь диапазон горно-геологических и горнотехнических условий, являющихся типичными при проведении и поддержании горных выработок в Зармитанской рудной зоне.

В связи с большим разнообразием горно-геологических и горнотехнических условий, для обеспечения большей достоверности и практической значимости, установленных эмпирических зависимостей и коэффициентов, объект исследования выбирался, как правило, наиболее тяжелый с позиции горного давления, большой глубины разработки и др.

Решение поставленных задач осуществлялось:

а) проведением визуального обследования подготовительных выработок, в процессе которого выявлялись геологические и горнотехнические условия, в которых размещались выработки, общее их состояние, состояние окружающего массива, в том числе поднятие почвы, изменение их сечения, степень и причины деформирования крепи и преобладающие виды ее повреждений;

б) выполнением исследований с упрощенными инструментальными наблюдениями, которые заключались в проведении замеров сечений

выработок и сравнении их с сечениями при проходке, а также зарисовке характерных нарушений крепи. Полученные данные дополнялись материалами маркшейдерского отдела шахты. В некоторых выработках закладывались наблюдательные станции, представленные реперными точками в виде насечек на рамах крепи;

в) проведением сложного комплекса наблюдений за смещениями пород на контуре сечения выработок и в массиве путем закладки наблюдательных станций, состоящих из контурных реперов, глубинных скважин с заложенными в них глубинными реперами (рис. 2.1, приложение 1) и скважин для ультразвукового каротажа.

При оборудовании наблюдательных станций в шахтных условиях контурные реперы, представляющие собой металлические штыри длиной 0,7-1,5 м и диаметром 18-22 мм, закладывались в породы кровли, почвы и в боковые стенки выработок, где закреплялись в специально пробуренных шпурах с помощью деревянных пробок. Для представительности и надежности результатов инструментальных наблюдений в подготовительных выработках такие станции закладывались в 5-10 сечениях, расстояния между которыми составляло около 10 м. Замеры смещений производились рулетками ВНИМИ с точностью $\pm 0,1$ мм, начиная с расстояния 180-200 м, впереди действующего очистного забоя и проводились до момента прохода очистным забоем замерной станции. В некоторых выработках при замере конвергенции кровли и почвы отдельно определялось опускание кровли путем замеров расстояния от репера в кровле до нивелирной нити, натянутой между боковыми реперами.

Глубинные реперы, в зависимости от конкретных условий проведения выработки закладывались в скважины глубиной от 6,0 до 15 м. Количество реперов в скважине составляло от 3 до 6, преобладающий интервал между ними – 1,5 м.

При закладке использовались реперы конструкции ВНИМИ. К жестко распирающемуся между стенками скважины реперу привинчивались

свободно располагаемые в скважине металлические штоки диаметром 10 мм, концы которых выходили из устья скважины. Устье скважины обсаживалось трубой длиной 0,3-0,5 м и диаметром 42 мм, которая служила одновременно контурным репером.

Измерение относительных смещений реперов в скважинах производилось штангенциркулем с точностью $\pm 0,04$ мм, относительные смещения противоположащих реперов, закрепляемых в кровле, почве и боках выработки рулеткой ВНИМИ с точностью $\pm 0,1$ мм [16-19]. Абсолютные смещения определялись геометрическим нивелированием или замерами до нити, натянутой между боковыми реперами.

Трещиноватость массива пород вокруг выработки и размеры зон нарушения сплошности определялись с помощью ультразвукового каротажа, специально пробуренных для этой цели, скважин.

Каротаж глубинных скважин производился по методике разработанной ВНИМИ ультразвуковой станцией СБ-2 предназначенной для определения нарушений сплошности горных пород в массиве, окружающем горные выработки.

Скважины для ультразвукового каротажа длиной до 15 м бурились обычно в створе со скважинами для глубинных реперов на расстоянии 0,5-1,0 м от сечения с глубинными реперами.

При определении зон нарушения окружающего выработки массива пород предпочтение было отдано каротажу скважин с помощью ультразвуковой станции СБ-2 потому, что этот метод позволяет обнаружить и фиксировать не только открытые трещины, но и места потери сплошности пород [20].

Для изучения механических свойств пород, степени их влияния на устойчивость выработок и установления закономерностей этого влияния на смещения пород производился отбор проб пород из районов наблюдательных станций и лабораторные испытания механических свойств.

Прочностные характеристики - пределы прочности на одноосные сжатие и растяжение, определялись методом соосных пуансонов.

В процессе проведения простых шахтных исследований и визуального обследования выработок механические свойства пород определялись упрощенными методами [21] и с помощью прибора БУ-39, использовались также данные о механических свойствах пород.

Для решения многофакторных задач при обработке и анализе экспериментальных данных использовались эмпирические расчеты, основанные на математической обработке результатов экспериментальных исследований методами корреляционного анализа и математической статистики [22].

2.2. Результаты исследований в выработках, пройденных в массиве Зармитанской золоторудной зоны

Исследования проводились в выработках Зармитанской золоторудной зоны.

На рис. 2.2 (приложение 1) представлены графики смещений боковых пород. Как видно из рис. 2.2 (приложение 1), влияние очистного забоя на эту выработку начинало сказываться на расстоянии около 20 м от забоя, но интенсивное влияние было практически только на сопряжении. При этом общие сближения почвы, кровли и боковых стенок не превышали 45-50 мм, а их скорости соответственно 7 и 5 мм/сут. В течение всего периода наблюдений штрек находился в рабочем состоянии, деформации элементов крепи не наблюдались.

На рис. 2.3 (приложение 1) приведены результаты наблюдений в восточном штреке. Наблюдения в этой выработке показали, что протяженность зоны опорного давления впереди очистного забоя достигает 60-70 м. Максимальные сближения кровли и почвы, а также боковых стенок, отмеченные на сопряжении выработки с лавой, составляют 350 мм. При этом

скорости смещений, увеличивались по мере приближения очистного забоя к замерным станциям, на сопряжении штрека достигали максимальных значений 16-17 мм/сут, как для кровли и почвы, так и для боковых стенок. Однако, несмотря на это, за весь период наблюдений в этой выработке деформаций стоек крепи не отмечено. В непосредственной близости от очистного забоя на расстоянии 3-5 м имели место лишь прогибы верхняков по середине выработки. Сближение кровли и почвы на 50-55 % происходило за счет поднятия почвы.

На рис. 2.4 (приложение 1) представлены результаты наблюдений за смещением боковых пород в штреке на шахте Гужумсай. Как показали результаты наблюдений, наиболее интенсивные смещения боковых пород происходят впереди очистного забоя на расстоянии порядка 60 м. Увеличение скоростей смещений боковых пород в данной выработке начинает сказываться уже на расстоянии 30-40 м от очистного забоя. При этом скорости сближения кровли и почвы составляли 8-10 мм/сут, а боков - около 8 мм/сут и постепенно увеличивались по мере приближения рудного штрека к замерным точкам. Максимальные смещения кровли и почвы и боковых стенок, отмеченные на сопряжении штрека с лавой, имели примерно одинаковую величину, равную около 450 мм, а скорости смещений достигали 20-22 мм/сут. В отношении состояния выработки и деформаций элементов ее крепи можно отметить следующее. В период наблюдений 3-восточный конвейерный штрек находился в рабочем состоянии. На участке протяженностью 5-10 м впереди очистного забоя наблюдались прогибы верхняков. На этом же участке со стороны обрабатываемого столба были деформированы отдельные стойки. В данной выработке опускание кровли составило примерно 30-35 % от общей величины сближения кровли и почвы.

При проходке подготовительных выработок, как правило, по всей их длине устанавливают крепь одинакового сопротивления, рассчитанную на максимальное смещение, возникающее за весь период службы выработки.

Многочисленные наблюдения показывают, что при отходе очистного забоя от монтажной камеры крепь подготовительных выработок на определенном расстоянии практически не испытывает нагрузок от опорного давления отрабатывающей рудного штрека. Это объясняется тем, что до отхода очистного забоя на определенное расстояние на выработку еще не оказывает влияние сдвиг и обрушение всей вышележащей толщи пород. Наблюдения показали, что длина участка зависит от глубины работ и других горно-геологических факторов.

На рис. 2.5 (приложение 1) представлены результаты наблюдений за смещениями кровли и почвы, проведенных при отходе очистного забоя от разрезной печи. Глубина разработки на участке наблюдений составляла 300 м. Штрек был пройден в массиве сечением в свету $7,8 \text{ м}^2$ и закреплен деревянными рамами сплошную – 4 рамы/м. Как видно из графиков на рис. 2.5 (приложение 1), максимальные величины смещений пород кровли и почвы на участке протяженностью 150 м составили 88 мм, что примерно в три раза меньше, чем в аналогичных выработках в период развивавшегося сдвига пород. В связи с этим представляется целесообразным при подготовке выемочных столбов на участке выработки, примыкающей к монтажной камере, на расстоянии 80-120 м устанавливать облегченные крепи, несущая способность которых в 2-3 раза меньше принятой для данной выработки.

Рассмотрим результаты наблюдений в подготовительных выработках нижнего слоя, пройденных в массиве при одновременном ведении очистных работ в слоях. Особенностью поддержания таких выработок является то, что при одновременной отработке слоев они будут находиться в условиях надработки их очистными работами по верхнему слою, причем расстояние по вертикали между верхним и нижним слоями очень мало и измеряется всего несколькими десятками сантиметров.

На рис. 2.6 (приложение 1) приведены графики сближений боковых пород и их скоростей. Графики изображают зависимости смещений боковых

пород от расстояния. Штрек нижнего слоя был смещен на 10 м по восстанию по отношению к штреку верхнего слоя. Опережение очистного забоя верхнего слоя составило 60 м. Как видно из рис. 2.6 (приложение 1), влияние отработки верхнего слоя на этот штрек практически сказывается только на уровне его забоя. Величины сближения кровли и почвы к этому времени составляют всего 80 мм, а боковых стенок – 50 мм. По мере удаления от замерных станций очистного забоя в верхнем слое и приближения к ним очистного забоя в нижнем слое, т.е. в результате совместного влияния очистных работ в верхнем и нижнем слоях, смещения боковых пород резко возрастают и на сопряжении штрека с очистным забоем нижнего слоя, когда расстояние до забоя в верхнем слое составило 60 м, они достигают соответственно 600 и 300 мм. Максимальные скорости сближений на этом участке были равны: для кровли и почвы – 38 мм/сут, и для боковых стенок – 20 мм/сут. Таким образом, после прохода рудным штреком верхнего слоя замерных сечений и подвигания очистного забоя на 60 м смещения боковых пород возросли в 6-7 раз по сравнению со смещениями на уровне забоя верхнего слоя. Такой интенсивный рост смещений вызван очевидно тем, что после прохода рудного штрека верхнего слоя давление на выработку в нижнем слое формируется под влиянием двух факторов: обрушения пород в рудном штреке верхнего слоя и опорного давления от рудного штрека нижнего слоя. В рассматриваемой выработке сближение кровли и почвы в основном (60-70%) происходило за счет поднятия почвы. В течение всего периода наблюдений штрек находился в рабочем состоянии, хотя в нем имели место деформации элементов крепи, в частности, большинство верхняков было погнуто. На участке между очистными забоями постоянно производилась подрывка пород почвы штрека.

На рис. 2.7 (приложение 1) представлены результаты наблюдений за смещением боковых пород, расположенном на глубине 90 м от земной поверхности. Этот штрек так же как и в предыдущем случае был смещен на 10 м по восстанию относительно штрека в верхнем слое. Расстояние между

очистными забоями в слоях составило 30 м. Результаты наблюдений свидетельствуют, что сближение кровли и почвы, а также боковых стенок начало интенсивно расти в штреке впереди очистного забоя в верхнем слое на участке 10-15 м. На линии забоя скорости смещений кровли и почвы составили около 20 мм/сут, а боковых стенок – 15 мм/сут и продолжали увеличиваться по мере приближения к замерным сечениям. Максимальные скорости сближения кровли-почвы и боковых стенок, отмеченные непосредственно на сопряжении штрека с рудным штреком, достигали совместно 55 мм/сут и 34 мм/сут. Несмотря на большие величины смещений кровли и почвы (более 300 мм), деформации стоек крепи не наблюдались, так как их основная доля (200-250 мм) приходилась на пучение почвы.

На рис. 2.8 (приложение 1) приведены результаты наблюдений, который был пройден на глубине 106 м от земной поверхности.

Штрек был смещен на 10 м по отношению к штреку верхнего слоя. Опережение рудного штрека верхнего слоя составляло 50 м. Как видно из рис. 2.8 (приложение 1), влияние временного опорного давления на данную выработку начало сказываться на расстоянии 80-90 м впереди забоя рудного штрека верхнего слоя. Наиболее интенсивный рост сближений кровли и почвы и боковых стенок зарегистрирован на участке от 10-20 м впереди до 40-50 м позади очистного забоя верхнего слоя, т.е. у сопряжения выработки с лавой нижнего слоя. При этом скорости смещений пород начинают резко увеличиваться в интервале 20-25 м позади надрабатывающей рудного штрека и на сопряжении штрека с очистным забоем составляют для кровли-почвы 36 мм/сут. и для боков – 42 мм/сут. Смещения кровли и почвы на этом участке достигают 1140 мм, а сближения боков – 1200 мм.

Вертикальные деформации крепи в данной выработке увеличивались при проходе очистного забоя верхнего слоя над замерной станцией и на расстоянии 30-40 м позади его, т.е. в непосредственной близости (5-10 м) от забоя рудного штрека нижнего слоя крепь исчерпала свою податливость и разрушалась: интенсивно деформировались верхняки, несмотря на их

усиление рядом стоек под прогоны. На этом же участке наблюдались деформации боковых стоек. В зоне интенсивного влияния очистных работ постоянно производилась подрывка пород почвы.

Основные выводы

1. Подготовительные выработки, пройденные в массиве рудного штрека, больших деформаций крепи не претерпевают и находятся в устойчивом состоянии.

2. Подготовительные выработки, пройденные по верхнему слою в условиях трудно- и среднеобрушающихся пород кровли в ходе их эксплуатации, отличаются удовлетворительным состоянием. Установленные максимальные величины смещений пород кровли, почвы и боковых стенок примерно одинаковые и не превышают ≈ 450 мм, что не приводит к разрушению металлических арочных крепей, установленных в них.

3. ТРЕБОВАНИЯ К СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ И ВЫБОР СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ

3.1. Выбор способа вскрытия методом вариантов

Суть выбора способа вскрытия методом вариантов заключается в следующем. Намечаются все возможные схемы и варианты вскрытия конкретного месторождения и из них отбираются два или три максимально удовлетворяющих техническим и экономическим показателям. Из отобранных вариантов на основании сравнения технико-экономических показателей выбирают наиболее целесообразный [23].

Разные варианты вскрытия отличаются объемами строительных работ, величиной капитальных вложений на протяжении времени строительства рудника, временем строительства рудника, годовыми эксплуатационными расходами. На стадии технико-экономической оценки способа и схемы вскрытия месторождения эффективный вариант следует устанавливать расчетами по приведенным затратам $c_{пр}$:

$$c_{пр} = \frac{\mathcal{E} + E_n K_d}{A}, \text{ сум/т}, \quad (3.1)$$

где \mathcal{E} – годовые эксплуатационные расходы, тыс. сум.; E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($E_n = 0,15$); K_d – дисконтированные капитальные затраты тыс. сум.; A – производственная мощность рудника, тыс. т/год.

Так как способ вскрытия в значительной мере зависит от производственной мощности рудника, она должна быть определена предварительно (если не является обусловленной заданием) [23, 24].

Общая схема расчетов при выборе варианта вскрытия месторождения или его части заключается в следующем:

1. Определяется производственная мощность рудника.

2. Намечаются все возможные варианты вскрытия и из них отбираются два или три наиболее целесообразных.

3. Производится составление схем намеченных вариантов вскрытия: для каждого варианта строятся разрез в крест простирания месторождения (или проекция вскрывающих выработок на вертикальную плоскость) и план откаточного горизонта.

4. Определяются сечения всех вскрывающих выработок.

5. Рассчитываются капитальные затраты для каждого варианта вскрытия.

6. Если вскрытие производится в два и более этапов, то капитальные затраты второго и последующих этапов дисконтируются.

7. Для каждого варианта устанавливаются годовые эксплуатационные расходы.

8. Определяются приведенные затраты и выбирается вариант с наименьшими затратами.

3.2. Требования к схеме вскрытия

Графическое построение схемы вскрытия сводится к вычерчиванию не менее двух разрезов, позволяющих представить расположение в пространстве и взаимосвязь всех вскрывающих выработок [25-29].

Для месторождения Гужумсай необходимо выполнить разрез в крест простирания в районе главной вскрывающей выработки и план откаточного горизонта. В сложных случаях необходимо построить проекцию вскрывающих выработок на вертикальную плоскость по простиранию месторождения.

В соответствии с [30] при вскрытии и подготовке рудных тел с помощью стволов необходимо предусматривать наличие в пределах шахтного поля не менее двух стволов, служащих выходами на поверхность,

оборудованных механическими подъемами для спуска и подъема людей с каждого горизонта с разными направлениями вентиляционных струй.

Рудник должен иметь специальный ствол, оборудованный клетью для спуска крупногабаритных грузов, в том числе самоходного оборудования.

При вскрытии штольнями запасные выходы должны предусматриваться в соответствии с табл. 3.1 (приложение 2).

Вскрытие месторождения, расположенного под нижней вскрывающей штольной, следует производить двумя стволами, оборудованными механическими подъемами. Оба ствола должны обеспечивать подъем людей на поверхность с каждого горизонта. В случае невозможности проходки одного из стволов непосредственно на поверхность он может быть пройден до вскрывающей штольни. В сложных горных условиях по согласованию с Госгортехнадзором допускается проходка двух слепых стволов, но они должны выходить на две разные штольни.

При разработке крутопадающих месторождений этажами высотой более 70 м предусматривается один лифтовый подъемник на группу блоков протяженностью до 500 м. На таком же расстоянии друг от друга необходимо проходить восстающие, оборудованные лебедками для подъема на подэтажи материалов и оборудования.

При составлении схемы вскрытия необходимо решить такие важные вопросы, как выбор мест расположения основных вскрывающих выработок и, если это предусматривается схемой вскрытия, установление размеров охранных целиков в рудном массиве.

Места расположения основных вскрывающих выработок на поверхности выбираются в районах с благоприятными для проходки выработок горно-геологическими условиями. Они должны находиться вне возможной зоны сдвижения пород всячего бока или над месторождением с оставлением охранного целика. Выбор мест расположения вскрывающих выработок и определение размеров охранного целика осуществляется с учетом углов сдвижения пород и размеров предохранительных берм, которые

принимаются в соответствии с данными практики и нормативными документами.

Если углы сдвижения неизвестны, то угол сдвижения пород δ при системах с обрушением рассчитывается по формуле [31]:

$$\delta = 55^\circ + 1,5^\circ \cdot f \quad (3.2)$$

где f – коэффициент крепости пород.

Угол сдвижения пород лежащего бока β_1 определяется по формуле

$$\beta_1 = 35^\circ + 3,4^\circ \cdot f. \quad (3.3)$$

Он должен составлять не более 60° при $f \leq 8$ и не более 65° при $f > 8$, а также не должен превышать угла падения рудного тела.

Углы сдвижения в наносах и выветриваемых коренных породах принимают равными $40-50^\circ$.

Размеры предохранительных берм принимают в соответствии с табл. 3.2 (приложение 2).

При определении числа основных вскрывающих выработок учитываются схема их расположения относительно месторождения, а также функции, выполнение которых должна обеспечивать схема вскрытия (подъем руды и породы, спуск и подъем людей и оборудования, спуск материалов, закладки, подача энергии, проветривание рудника, водоотлив, оборудование запасных выходов и т.п.). Кроме того, в соответствии с [30] должно быть предусмотрено определенное количество клетьевых подъемных установок для выполнения вспомогательных операций:

Производительность.....	Количество
рудника, млн т/год.....	клетьевых подъемов
До 1,0.....	1
1,0–3,0.....	2
3,0–5,0.....	3
5,0–10,0.....	4–5

3.3. Выбор сечений вскрывающих выработок

Размеры и форма сечений вскрывающих выработок должны обеспечивать их устойчивость и работу рудника в проектных параметрах

(условия безопасности, производительность по добыче руды и выдаче породы).

По расположению в пространстве вскрывающие выработки делятся на вертикальные (главные и вспомогательные стволы, рудоспуски), наклонные (главные и вспомогательные стволы, автосъезды, уклоны, рудоспуски) и горизонтальные (квершлаг и штреки). Размеры сечений этих выработок, как правило, определяются габаритами транспортного и подъемного оборудования.

Сечения всех вскрывающих выработок определяются габаритами горного оборудования, например, параметрами вагонеток и электровозов (табл. 3.3, 3.4, приложение 2).

При небольшой производительности рудника (до 600 тыс. т/год) и выдаче руды клетьевым подъемом необходимо осуществлять выбор типа вагонетки исходя из производственной мощности рудника. Для этого сначала определяют величину полезного груза в вагонетке g_0 , при которой обеспечивается производительность рудника:

$$g_0 = A_{\text{ч}} / n_{\text{п}}, \text{ т}, \quad (3.4)$$

где $A_{\text{ч}}$ – часовая производительность рудника; $n_{\text{п}}$ – число подъемов клетей в течение часа.

Часовая производительность рудника рассчитывается по формуле

$$A_{\text{ч}} = \frac{K_{\text{р}}(A + A_{\text{п}})}{T_{\text{р}} t_{\text{п}}}, \text{ т/ч}, \quad (3.5)$$

где $K_{\text{р}}$ – коэффициент резерва производительности клетьевого подъема по выдаче горной массы (при наличии вспомогательного подъема $K_{\text{р}} = 3$, при отсутствии такового $K_{\text{р}} = 4$); A – производственная мощность рудника, т/год; $A_{\text{п}}$ – количество пустой породы, выдаваемой на поверхность за год т/год (обычно составляет 10–20 % от производственной мощности рудника); $T_{\text{р}}$ – число рабочих дней в году (305 дней); $t_{\text{п}}$ – продолжительность работы подъемной установки в течение суток (принимается в соответствии с суточной продолжительностью добычных смен, но не более 18 ч).

Число подъемов клеток $n_{\text{п}}$ в течение часа определяется по формуле

$$n_{\text{п}} = \frac{3600 n_{\text{в}}}{2(t_{\text{к}} + \theta)}, \text{ шт}, \quad (3.6)$$

где $n_{\text{в}}$ – число вагонеток (пустых и груженных), движущихся по стволу одновременно (зависит от числа клеток и количества этажей в них); $t_{\text{к}}$ – продолжительность подъема клетки, с; θ – пауза для обмена вагонеток в клетях, с.

Продолжительность подъема составляет [32]:

$$t_{\text{к}} = 4\sqrt{H_{\text{п}}}, \text{ с}, \quad (3.7)$$

где $H_{\text{п}}$ – общая высота подъема, м.

Общая высота подъема рассчитывается по формуле

$$H_{\text{п}} = H_{\text{раз}} + h_{\text{п}},$$

где $H_{\text{раз}}$ – глубина разработки, м; $h_{\text{п}}$ – высота переподъема вагонеток на поверхности, м (в пределах 10 м).

Продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток на одном этаже клетки составляет [32]:

Длина клетки, м	Пауза, с
2,55.....	20
3,1.....	25
4,5.....	30
6,5.....	40

При использовании двухэтажных клеток паузу для обмена вагонеток на одноэтажных приемных площадках удваивают и добавляют 10–20 с на перестановку клетки.

Зная величину полезного груза, определяют необходимый объем вагонетки V :

$$V = \frac{g_0 k_{\text{р}}}{\gamma_{\text{р}}}, \text{ м}^3 \quad (3.8)$$

где $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления руды (обычно $k_{\text{р}} \approx 1,5$); $\gamma_{\text{р}}$ – плотность руды в массиве, т/м³.

По табл. 3.3 (приложение 2) выбирается ближайшая бóльшая по емкости стандартная вагонетка.

При скиповом подъеме руды для выбора сечения главного ствола необходимо знать параметры скипа, которые определяются его грузоподъемностью. Расчет параметров скипа производится аналогично расчету параметров вагонетки по формулам (3.4–3.8) с учетом следующих замечаний:

– если вместимость подземного бункера соответствует производительности рудника в течение 2,5 ч, коэффициент резерва грузоподъемности скипа принимается равным 1,3;

– если подъем руды и породы производится одним скипом, то в подземном бункере должно быть оборудовано специальное породное отделение;

– при подъеме породы вагонетками или другим скипом величина $A_{\text{п}}$ в формуле (3.5) не учитывается;

– расчетное время работы одноканатной скиповой установки по выдаче горной массы при трехсменном режиме принимается продолжительностью не более 18 ч в сутки, а при многоканатном подъеме – в зависимости от высоты подъема:

Высота подъема, м.....	Суточная продолжительность работы скипа, ч
До 800.....	18
800–1 000.....	17,5
1 000–1 200.....	17
1 200–1 400.....	16,5
1 400–1600.....	16
1 600–1 800.....	15,5;

– общая высота подъема руды (формула 3.6) принимается с учетом глубины загрузочной камеры скипового подъема h_3 , которая равна 20 м при отсутствии подземных камер дробления и 40–50 м – при их наличии;

– высота переподъема скипов $h_{\text{п}}$ (см. формулу 3.6) равна 15–20 м для копров шатрового типа и 35–40 м – для башенных копров;

– продолжительность паузы для загрузки-разгрузки скипов принимается следующей [32]:

Вместимость.....Пауза, с скипа, м ³	
3–4.....	7
5.....	8
6,4–7.....	9
8.....	10
9,5.....	11
11.....	12
15.....	15
17.....	17
19.....	19
20.....	20
25.....	25
35.....	35
55.....	45

Основные параметры скипов для горнорудной промышленности приведены в табл. 3.5 (приложение 2).

С учетом выбранного оборудования транспортировки и подъема руды принимается типовое сечение вертикального ствола. При этом необходимо учитывать, что в соответствии с ЕПБ [30, 33] суммарный зазор между вагонеткой и боковыми стенками клетки должен составлять не менее 100 мм.

Сечения горизонтальных выработок принимаются с учетом габаритов транспортного оборудования и требуемых по ЕПБ зазоров. В квершлагах и главных откаточных штреках необходимо предусматривать размещение электрокабелей и тсумопроводов для подачи сжатого воздуха (если на очистной выемке используется пневматическое оборудование) и технической воды. Количество рельсовых путей (один или два) в этих выработках зависит от схемы подземного транспорта руды.

Как правило, на подземных рудниках горизонтальные выработки имеют сводчатую форму (рис. 3.1, приложение 2). Параметры выработки принимаются

в соответствии с типовыми сечениями или рассчитываются по приведенным ниже формулам в зависимости от ширины выработки B , которая должна учитывать габариты транспортного оборудования и регламентированные ЕПБ зазоры для прохода людей.

Остальные параметры сечения выработки рассчитываются по следующим формулам:

1) высота свода h_0 :

– при бетонной, набрызгбетонной крепи при $f = 7-12$ и при штанговой и комбинированной крепи при $f = 4-9$ – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{3};$$

– при набрызгбетонной крепи при $f > 12$ и при штанговой и комбинированной крепи при $f > 9$ – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{4};$$

2) высота выработки от почвы до верхней точки свода h_B – по формуле

$$h_B = h + h_0,$$

где h – высота вертикальной стенки выработки от ее почвы, м;

3) толщина слоя набрызгбетона t принимается:

– при набрызгбетонной крепи

$$t = 40-60 \text{ мм при } f = 7-9;$$

$$t = 30-50 \text{ мм при } f = 10-12;$$

$$t = 20-30 \text{ мм при } f > 12.$$

– при комбинированной крепи

$$t = 20-30 \text{ мм при } f \geq 4;$$

4) проектная ширина выработки в проходке B_1 – по формуле

$$B_1 = B + 2t;$$

5) проектная высота выработки в проходке H – по формуле

$$H = h_B + d_0,$$

где d_0 – расчетная толщина свода (можно принимать равной t);

6) радиус осевой дуги свода R – по формулам:

$$R = 0,692B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)};$$

$$R = 0,905B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)};$$

7) радиус боковой дуги свода r – по формулам

$$r = 0,262B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)};$$

$$r = 0,173B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)};$$

8) площадь поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ – по формулам

$$S_{св} = B(h_1 + 0,26B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)};$$

$$S_{св} = B(h_1 + 0,196B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)},$$

где h_1 – высота вертикальной стенки выработки от балластного слоя.

9) проектная площадь сечения выработки в проходке $S_{пр}$:

– без крепи и при штанговой крепи – по формулам

$$S_{пр} = B(h + 0,26B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)};$$

$$S_{пр} = B(h + 0,196B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)};$$

– при набрызгбетонной и комбинированной крепи – по формулам

$$S_{пр} = B_1(h + 0,26B_1) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)};$$

$$S_{пр} = B_1(h + 0,196B_1) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)}.$$

Вид крепи горизонтальной и наклонной выработки зависит от устойчивости пород. Горные породы в зависимости от их смещений в приконтурной зоне поперечного сечения выработки за весь срок ее службы делятся на четыре категории [34]:

- I категория – устойчивые со смещением до 20 мм;
- II категория – среднеустойчивые со смещением до 100 мм;
- III категория – неустойчивые со смещением до 200 мм;
- IV категория – очень неустойчивые со смещением свыше 200 мм.

В горизонтальных и наклонных выработках, расположенных вне зоны воздействия очистных работ и других выработок, следует применять:

– для пород I категории устойчивости – анкерную или набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм; для монолитных, малотрещиноватых пород допускается оставлять выработки без крепи;

– для пород II категории устойчивости – монолитную бетонную крепь, комбинированную (набрызгбетон толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой) или податливую и т. д.;

– для пород III и IV категорий устойчивости – сборную (тубинговую и блочную) крепь, податливую, металлобетонную и анкер-металлическую.

Все горизонтальные выработки, в которых применяются рельсовые подвижные средства, должны быть обеспечены с одной стороны проходами для людей шириной не менее 0,7 м между стенкой (крепью) выработки, размещенным в выработках оборудованием и тсумопроводами и наиболее выступающими частями подвижных средств. С другой стороны зазор должен составлять не менее 0,25 м. Указанная ширина свободного прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки не менее чем на 1,8 м.

В выработках с конвейерной доставкой руды ширина прохода должна быть не менее 0,7 м с одной стороны и 0,4 м – с другой. Расстояние от возможного навала горной массы (руды), транспортируемой конвейером, до кровли или крепления выработок должно составлять не менее 0,3 м.

Ширина междупутья (расстояние между осями двух прямых параллельных путей) принимается такой, чтобы зазор между встречными электровозами (вагонетками) по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) был не менее 0,2 м.

Почва выработки со стороны прохода для людей должна быть выровнена или иметь настил.

Ширина откаточных выработок при транспорте горной массы самоходным оборудованием, в том числе подземными самосвалами, должна приниматься с учетом зазоров между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием, составляющих 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м – с противоположной стороны. Зазор для прохода людей может быть уменьшен до 1 м в случае устройства ниш через 25 м или пешеходного трапа шириной 0,8 м на высоте 0,3 м.

Технические характеристики ленточных конвейеров для транспорта руды приведены в табл. 3.6 (приложение 2), подземных самосвалов – в табл. 3.7 (приложение 2) [35].

3.4. Проверка размеров сечений вскрывающих выработок по критерию допустимой максимальной скорости воздуха

Для определения скорости движения воздуха по выработке необходимо знать количество воздуха, проходящее через данную выработку и размеры сечения, через которое это количество воздуха проходит (вентиляционное сечение выработки).

В подземных рудниках скорость движения струи воздуха не должна превышать следующих значений:

- а) в очистных и подготовительных выработках – 4 м/с;
- б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах – 8 м/с;

- в) в остальных выработках – 6 м/с;
 - г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10 м/с;
 - д) в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов, – 8 м/с;
 - е) в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, – 12 м/с;
 - ж) в стволах, оборудованных подъемными установками, предназначенными для подъема людей в аварийных случаях и осмотра стволов, а также в вентиляционных каналах – 15 м/с;
- з) в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

Общее количество воздуха, необходимое для проветривания рудника, Q , должно быть не меньше величины, рассчитанной по каждому из следующих факторов [36]:

1. По максимальному числу людей, одновременно находящихся в руднике:

$$Q_{\text{л}} = 6 n_{\text{л}} K_3, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.9)$$

где 6 – норма расхода воздуха на человека, $\text{м}^3/\text{мин}$; $n_{\text{л}}$ – максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике; K_3 – коэффициент запаса, который принимается равным 1,3–1,65.

Максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике, рассчитывается по формуле

$$n_{\text{л}} = \frac{AK_{\text{н}}}{T_{\text{р}} t_{\text{см}} \Pi_{\text{р}}}, \text{ чел.}, \quad (3.10)$$

где $K_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности выхода рабочих в смену (принимается равным 1,05–1,10); $T_{\text{р}}$ – число рабочих дней в году (305); $t_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки; $\Pi_{\text{р}}$ – производительность труда подземного рабочего, т/см (ориентировочно 5–10 т/см); A – годовая производительность рудника, т.

2. По количеству взрывчатых газов (метан, водород), выделяющихся в шахте:

– для шахт I–III категорий

$$Q_{\Gamma} = q_{\text{н}} A_{\Gamma. \text{м}} K_3, \quad (3.11)$$

где $q_{\text{н}}$ – нормативное количество воздуха на 1 м^3 горной массы, $\text{м}^3/\text{мин}$; $A_{\Gamma. \text{м}}$ – суточная производительность рудника по горной массе, м^3 ; K_3 – коэффициент запаса необходимого количества воздуха.

В зависимости от категории шахты по газоопасности $q_{\text{н}}$ имеет следующие значения:

Категория шахты.....	Нормативное количество воздуха $q_{\text{н}}$
.....	на 1 м^3 горной массы, $\text{м}^3/\text{мин}$
I.....	1,4
II.....	1,75
III.....	2,1
Сверхкатегорийная.....	Не менее 2,1

Суточная производительность рудника по горной массе определяется по формуле

$$A_{\Gamma. \text{м}} = \frac{A}{\gamma_{\text{р}} T_{\text{р}}} + \frac{A_{\text{п}}}{\gamma_{\text{п}} T_{\text{р}}}, \quad (3.12)$$

где $A_{\text{п}}$ – количество выдаваемой за год породы, т/год (обычно 10–20 % от производственной мощности рудника); $\gamma_{\text{р}}$ и $\gamma_{\text{п}}$ – плотность соответственно руды и породы, $\text{т}/\text{м}^3$;

– для сверхкатегорийных шахт

$$Q_{\Gamma} = \frac{q_{\Gamma} A_{\Gamma \text{м}} K_3}{14,4 c_{\text{д}}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.13)$$

где q_{Γ} – коэффициент газообильности рудника на 1 м^3 горной массы; $c_{\text{д}}$ – допустимая концентрация газа по максимальному содержанию окиси углерода ($c_{\text{д}} = 0,008 \%$) в исходящей струе (примечание. Для некатегорийных шахт данный расчет не производится).

3. По расходу взрывчатого вещества (ВВ):

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{100 J_{\text{ВВ}} M_{\text{ВВ}}}{t_{\text{псд}}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.14)$$

где $J_{\text{ВВ}}$ – газовость ВВ, $\text{м}^3/\text{кг}$ (в пересчете на условную окись углерода составляет $0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$); $M_{\text{ВВ}}$ – масса одновременно взрывающегося ВВ, кг; $t_{\text{п}}$ – продолжительность проветривания после взрыва, мин (обычно не более 30 мин).

В соответствии с ЕПБ в расчетах должно приниматься максимальное количество одновременно взрывающегося ВВ, величина которого равна:

а) всему количеству ВВ, расходуемому в двухчасовом междуменном перерыве с проведением взрывных работ в течение 30 мин в его начале. При этом расходуемое на протяжении смены ВВ (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.) в указанный расход не включается, если оно меньше количества ВВ, взрывающегося в указанный перерыв.

Количество ВВ, расходуемое на протяжении смены, определяют по формуле

$$M_{\text{ВВ}} = \frac{A_{\text{см}}}{\Gamma_{\text{р}}} q_{\text{I}}, \text{ кг}, \quad (3.15)$$

где $A_{\text{см}}$ – сменная производительность рудника, т/см; q_{I} – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Сменная производительность рудника определяется по формуле

$$A_{\text{см}} = \frac{A}{T_{\text{р}} n_{\text{д}}}, \text{ т/см}, \quad (3.16)$$

где $n_{\text{д}}$ – число добычных смен в сутки.

Удельный расход ВВ принимается в зависимости от крепости руды:

Коэффициент крепости, f.....	Удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$
< 4.....	0,3
4–6.....	0,5
7–9.....	0,8
10–14.....	1,0
15–18.....	1,4
19–20.....	1,8;

б) при 6–7-часовой смене, когда максимальным количеством взрываемого ВВ на протяжении смены является расход на вторичное дробление и на проходку выработок, в расчетах следует принимать $\frac{1}{3}$ этого ВВ (при условии, что данное количество ВВ больше расходуемого в течение междусменного перерыва). Расчет количества ВВ производится по формуле

$$M_{\text{ВВ}} = \frac{1}{3} (A_{\text{см}} q_{\text{II}} + A_{\text{см}}^{\text{В}} q_{\text{В}}), \text{ кг/см}, \quad (3.17)$$

где q_{II} – удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т; $A_{\text{см}}^{\text{В}}$ – среднесменный объем горной массы, отбиваемый при проходке выработок, м³;

$q_{\text{В}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м³.

Удельный расход ВВ на вторичное дробление учитывается при скважинной отбойке и зависит от крепости руды. Величина удельного расхода изменяется в пределах:

Коэффициент крепости, f.....	Удельный расход ВВ, кг/м ³
2–6.....	0,17
6–8.....	0,175
8–10.....	0,18

Среднесменный объем горной массы, отбиваемый при проходке выработок, рассчитывается по формуле

$$A_{\text{см}}^{\text{В}} = \frac{0,1 \div 0,2 A}{T_{\text{р}} n_{\text{см}} \Gamma_{\text{II}}}, \text{ м}^3/\text{см}, \quad (3.18)$$

где $q_{\text{В}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м³ (зависит от крепости руды, типа ВВ, площади забоя).

При площади забоя 10–12 м² удельный расход ВВ изменяется в пределах:

Коэффициент крепости, f.....	Удельный расход ВВ, кг/м ³
2–3.....	0,9
4–6.....	1,9
10–12.....	2,5

13–15.....	3,0
16–18.....	3,6
19–20.....	4,1

в) при трех- и четырехчасовом междуменном перерыве и условии, что взрывные работы будут закончены в течение часа после начала перерыва, – все количество ВВ, расходуемое в течение междуменного перерыва. В этом случае время на разжижение ядовитых продуктов взрыва до 0,008 % по объему при пересчете на окись углерода может быть принято равным 60 мин.

4. По пылевыведению при производственной мощности рудника соответственно до 0,9 млн т /год и более:

$$\begin{aligned} Q_{\text{п}} &= 90 + 46,5 A; \\ Q_{\text{п}} &= 195 A, \text{ м}^3/\text{с}, \end{aligned} \quad (3.19)$$

где A – производственная мощность рудника, млн т/год.

5. По разбавлению выхлопных газов, выделяемых машинами с двигателями внутреннего сгорания, до санитарных норм:

$$Q_{\text{м}} = 6,8 W_{\text{м}} N_{\text{м}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3.20)$$

где 6,8 – нормативное количество воздуха на 1 кВт мощности двигателя, м³/мин; $W_{\text{м}}$ – мощность двигателя, кВт; $N_{\text{м}}$ – число машин с двигателями внутреннего сгорания, шт.

При выборе способа вскрытия, предусматривающего выдачу руды и породы автосамосвалами, их количество N_{ac} рассчитывается по формуле

$$N_{\text{ac}} = \frac{A + A_{\text{п}}}{T_{\text{п}} n_{\text{см}} P_{\text{ac}}}, \text{ шт.}, \quad (3.21)$$

где P_{ac} – сменная производительность автосамосвала, т/см.

Сменная производительность автосамосвала рассчитывается по формуле [35]

$$P_{\text{ac}} = V_{\text{к}} k_{\text{н}} k_{\text{г}} \frac{\Gamma}{k_{\text{п}}} \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}}{t_{\text{п}}}, \text{ т/см}, \quad (3.22)$$

где $V_{\text{к}}$ – вместимость кузова, м³; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения кузова ($k_{\text{н}} = 0,95–1,2$); $k_{\text{г}}$ – среднестатистический коэффициент использования

грузоподъемности машины ($k_r \approx 0,8-0,95$); k_p – коэффициент разрыхления руды; $T_{см}$ – продолжительность смены, мин; $T_{п.з}$ – время на подготовительно-заключительные операции, мин (40–50 мин); t_p – продолжительность рейса, мин.

Продолжительность рейса определяется по формуле

$$t_p = t_n + t_{разг} + t_{ож} + k_d (t_r + t_{п}), \text{ мин}, \quad (3.23)$$

где t_n – нормативная продолжительность загрузки автосамосвала, мин; $t_{разг}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин ($t_{разг} = 1,5-1,8$ мин); $t_{ож}$ – время ожидания у мест погрузки или разгрузки, мин (2–4 мин); k_d – коэффициент неравномерности движения ($k_d \approx 1,1$); t_r и $t_{п}$ – время движения соответственно груженой и порожней машины, мин.

Продолжительность загрузки автосамосвала рассчитывается по формуле

$$t_n = \frac{V k_n}{P_n},$$

где P_n – техническая производительность погрузочной машины или установки, м³/мин (производительность погрузочной машины типа ПНБЗК $P_n = 3$ м³/мин, типа ПНБЗД2 – 4,5 м³/мин).

Общее время движения груженой и порожней машины ориентировочно составляет:

$$T_d = \frac{0,12 L_{тр}}{v_{ср}}, \text{ мин},$$

где $L_{тр}$ – длина трассы, м (принимается максимальной – до наиболее отдаленного пункта погрузки); $v_{ср}$ – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч (10–12 км/ч).

Длина наклонного автосъезда $L_{ас}$ определяется по формуле

$$L_{ас} = L_n + p_n l_n, \text{ м},$$

где L_n – длина наклонного участка автосъезда, м; p_n – количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного

съезда, которые планируют закладывать через каждые 600 м, шт.; $l_{\text{г}}$ – длина горизонтального участка или поворота автосъезда, м.

Длина наклонного участка автосъезда определяется по формуле

$$L_{\text{н}} = \frac{H_{\text{ac}}}{\sin \alpha},$$

где H_{ac} – перепад между верхней и нижней высотными отметками автосъезда, м; α – угол наклона автосъезда (около 6° у автосъездов для подъема руды и породы и $10\text{--}12^\circ$ – в остальных случаях).

Количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного съезда рассчитывается по формуле

$$n_{\text{г}} = \frac{L_{\text{н}}}{600} - 1.$$

Для определения скорости движения воздуха по выработкам принимается наибольшее из рассчитанных значений его расхода.

Количество воздуха, проходящее через конкретную выработку, определяется на основании схемы проветривания рудника. Данная схема учитывает, что в одновременной работе находится несколько этажей, на каждый из которых подается определенная часть общего расхода воздуха.

При выборе схемы вскрытия месторождения скорость движения воздуха по воздухоподающим и воздуховыдающим вскрывающим выработкам, главным и вентиляционным квершлагам, а также по главным откаточным штрекам сопоставляется с допустимой скоростью в этих выработках в соответствии с требованиями ЕПБ [33, 37].

Расчет скорости движения воздуха производится по формуле

$$v = \frac{Q_{\text{в}}}{60 S_{\text{вент}}}, \text{ м/с}, \quad (3.24)$$

где $Q_{\text{в}}$ – количество воздуха, проходящего через выработку, $\text{м}^3/\text{мин}$; $S_{\text{вент}}$ – вентиляционное сечение выработки, м^2 (у стволов с ходовыми отделениями оно составляет около 80 % от сечения в свету, для остальных выработок оно

определяется по их сечению в свету за вычетом доли площади сечения, занимаемой балластом, дорожным покрытием, тротуарами и т. п.).

В случае если рассчитанная скорость будет больше предельно допустимой в соответствии с [33, 37], сечение выработки должно быть увеличено до необходимых размеров.

Основные выводы

1. Общая схема расчетов при выборе варианта вскрытия месторождения Гужумсай заключается в определении производственной мощности рудника, составлении схем вскрытия, определении сечения всех вскрываемых выработок, расчете капитальных затрат для каждого варианта вскрытия, установлении годовых эксплуатационных расходов и определении приведенных затрат с выбором варианта с наименьшими затратами.

2. Рассмотрены технологические схемы вскрытия и подготовки месторождения Гужумсай. Рекомендована методика расчета основных параметров рудника и выбора способа вскрытия.

4. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИ ПРИЕМЛЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ

4.1. Обоснование и расчет производственной мощности и срока службы рудника

Годовая производительность горного предприятия является одним из важнейших параметров разработки месторождений и, следовательно, ведущим показателем оценки природного ресурса. Годовая производительность рудника определяет срок эксплуатации месторождения, капиталовложения для его освоения, уровень эксплуатационных расходов, величину ежегодной прибыли и другие технико-экономические показатели разработки природного ресурса [2, 4, 13-15]

Для установления производительности горного предприятия основное значение имеют:

- запасы месторождения и их количество;
- горнотехнические условия развития добычи руды, сроки освоения и разработки данного объекта;
- разведанность природного ресурса и геологические перспективы увеличения запасов.

Вопросы, связанные с производительностью рудника, глубоко и всесторонне исследованы академиком М.И. Агошковым. Различают годовую производительность предприятия по горным возможностям и экономически целесообразную (оптимальную) производительность.

Производительность по горным возможностям характеризует верхний предел годовой добычи полезного ископаемого на рассматриваемом месторождении (или его части) при данном уровне развития научно-технического прогресса.

Экономически целесообразной (оптимальной) считается годовая производительность, при которой достигаются наилучшие экономические показатели эксплуатации месторождения.

Годовая добыча рудника, которая может быть достигнута по горным возможностям, зависит от следующих факторов:

- геологические, определяющие индивидуальную характеристику данного месторождения – число рудных тел, их форму, размеры, углы падения, глубину залегания, физические свойства руды и вмещающих пород, гидрогеологические условия, рельеф поверхности;
- организационно – технические, включающие техническую оснащённость рудника и средства механизации горных пород, число рабочих дней и смен в году, скорость проходки горнокапитальных и подготовительных выработок.

Производительность расширяемого рудника по горным возможностям рассчитывается по формуле:

$$A_r = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_{\pi} / K_p; \text{ тыс. т / год,} \quad (4.1)$$

где V – среднее годовое понижение уровня выемки, $V=19$ м/год; K_1 – поправочный коэффициент, учитывающий угол падения рудного тела, $K_1=1,1$; K_2 – поправочный коэффициент, учитывающий мощность рудного тела, $K_2=1,3$; K_3 – поправочный коэффициент, учитывающий применяемую систему разведки, $K_3=1,0$; K_4 – поправочный коэффициент, учитывающий количество этажей одновременной работы, $K_4=1,0$; K_{π} – коэффициент учитывающий потери руды, $K_{\pi}=0,96$; K_p – коэффициент учитывающий разубоживание руды, $K_p=0,82$; S – средняя величина рудной площади этажа, $S=7,7$ т/м²; γ – средняя плотность руды, $\gamma=2,71$ т/м³; $A_r=654,1$ тыс. т/год.

Коэффициент использования рудной площади при этом составляет $\psi=0,2$, что согласуется с НТП.

С учётом необходимости обеспечения потребности Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрики по руде в количестве 500 тыс. т/год, а также пропорциональной выемки золотосодержащих и золотосеребряных

(упорных) руд при существующем их распределении по эксплуатационным горизонтам, принята годовая производительность расширяемого рудника по руде на уровне – 650 тыс. т/год с выдачей 500 тыс. т/год золотосодержащих руд и 150 тыс. т/год золотосеребряных (упорных) руд.

На выбор режима работы расширяемого рудника оказали влияние технические возможности существующего горного комплекса. Для обеспечения принятой в ГЭО производительности требуется замена вагонеток ВГ-1,2, ВГ-1,3 на более ёмкие. При переходе на вагонетку ВГ-2,2 и допустимых скоростях подъёма по стволам принятая производительность может быть обеспечена при трехсменной работе по выдаче горной массы. Переход на двухсменный режим работы по выдаче руды сопряжен с переходом на вагонетку ВГ-4,0, колею 750 м, выработки большого сечения и другими, связанными с этими затратами. Резко сокращается возможность использования существующего горнотехнического комплекса: невозможно будет использовать штольню капитальную и бункерную эстакаду, существующие разведочные выработки и т.д.

Переход на вагонетки ВГ-2,2 осуществляется без остановки действующего добычного участка и позволяет максимально использовать существующий горнотехнический комплекс при обеспечении принятой в ГЭО производительности расширяемого рудника.

4.2. Вскрытие и подготовка месторождения

Схема вскрытия месторождения Гужумсай зависит от природных и технологических факторов, в частности, от рельефа местности, промышленных запасов руды месторождения; горизонтальной эксплуатационной площади рудных тел, глубины залегания месторождения от поверхности.

Схему вскрытия месторождения выбирают сопоставляя технико-экономические характеристики нескольких вариантов:

1. Производят компоновку всех схем вскрытия, подлежащих экономическому сравнению, и по чертежам определяют длину капитальных горных выработок.

2. Определяют капитальные затраты на провидение горных выработок, строительство поверхностных сооружений и приобретение оборудования.

3. По каждому варианту составляют календарный план строительства и приводят капитальные затраты к сроку окончания строительства.

4. Определяют эксплуатационные затраты по подъёму, водоотливу, транспортированию руды и поддержанию выработок.

5. Определяют сумму капитальных затрат, отнесённую к объёму извлекаемых запасов (приведённых капитальных затрат), и эксплуатационных расходов на 1 т руды.

6. Вариант, при которой сумма приведённых капитальных затрат и эксплуатационных расходов будет минимальной, принимают в качестве основного.

Годовая производительность и срок существования рудника определяет и основные размеры вскрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длина стволов шахт, околоствольных дворов и околоствольных выработок капитальных квершлагов, штреков, восстающих устанавливает сроки вскрытия и подготовки этажа.

При экономическом сравнении учитываем только те статьи эксплуатационных расходов и капитальных затрат, которые различны в сравниваемых вариантах и оказывают существенное влияние на их стоимость. Помимо экономической оценки при выборе варианта учитывают сроки вскрытия, удобству эксплуатации месторождения, технические и организационные затруднения и другие обстоятельства, способные повлиять на приемлемость того или другого варианта.

Выбор варианта вскрытия связан с выбором типа подъёма, вида подземного транспорта, типа и ёмкости вагонеток, схем проветривания,

обеспечивающей нормальную вентиляцию рудника, расположения водоотливных устройств.

Вместе с тем расчёт вентиляции рудничного транспорта и водоотлива зависит от принятого способа вскрытия.

Вопрос о месте заложения вскрывающих выработок решаем в такой последовательности.

Сначала намечаем расположение рудовыдачных выработок, удобное в отношении топографических условий местности, подхода подземного и поверхностного транспорта. Если возникает вопрос об оставлении околошахтного охранного целика руды, определяем его размеры по устойчивым углам сдвижения горных пород и подсчитываем оставляемые в нём запасы руды и полезных компонентов. На основании подсчётов решаем вопрос об оставлении охранного целика или о заложении вскрывающих выработок за пределами зоны сдвижения.

Места расположения вспомогательных вскрывающих выработок определяем в соответствии с их назначением.

Ствол, как основной выдачной при существующей схеме вскрытия в условиях расширения рудника, может обеспечить производительность по руде 500 тыс. т/год. Для отработки нижележащих горизонтов рассматривались варианты схем вскрытия, максимально использующие существующий горнотехнический комплекс рудника, учитывающие конфигурацию рудного поля на всех горизонтах и распределение запасов по рудным телам, а также не допускающие остановок действующего рудника в период реконструкции.

Способ проветривания – нагнетательный, схема проветривания – фланговая. Подача свежего воздуха через ствол Главный, у устья которого строится новая вентиляторная главного проветривания.

Вариант 2 – строительство нового ствола и углубка имеющегося ствола, на флангах– строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефтовых восстающих с мефтами ГПЛК.

Ствол Главный-2 служит для выдачи всей горной массы. Ствол Главный выполняет функции вспомогательного ствола и служит для спуска-подъёма людей, материалов и оборудования.

В вариантах вскрытия 1 и 2 требуется проведение на каждом горизонте протяженных (от 520 до 750 м) двух путевых (сечение в черне 11,2; 12 м²) квершлагов в ТЭО рассмотрен третий вариант вскрытия.

Вариант 3 - повторяет схему вскрытия по варианту 1 и отличается углубкой ствола Главный до гор. 480 м и строительством слепого ствола с гор. 480 м. до гор. 240 м. Слепой ствол приближен к рудным типам 1, 1а, 11, 17 и проходится квершлага ствола Главный на гор. 480 м.

Заложение слепого ствола с гор. 480 м обусловлено, тем, что начиная с этого горизонта рудная зона меняет конфигурацию в плане от площадкой, разбросанной до вытянутой в широтном направлении полосы, представленной рудными телами 1, 1а, 11, 17.

Второй вариант вскрытия имеет следующие дополнительные преимущества:

- содержание одного выделенного ствола вместо трёх по первому и третьему вариантам;
- концентрация грузового и вспомогательного подъёмов на одной промплощадке вместо трёх по другим вариантам;
- проветривание выделенного ствола Главный-2 исходящей струей воздуха;
- спуск и подъём людей по свежей струе воздуха ствола Главный;
- содержание одного типа рудничных вагонеток ВГ-2,2 вместо трёх типов по другим вариантам: для выдачи руды по стволу Главный – ВГ-2,2, для выдачи руды по стволу №10 – ВГ-1,2, ВГ-1,3, для выдачи породы по стволу Вспомогательной – 2 ;
- упрощается схема транспорта, материалов, людей и оборудования.

Кроме того, золото-серебряные руды с точки зрения подземной откатки, не транспортируют только к стволу №10. Проведённый анализ

показал, что 47% их транспортируют к стволу №10 и 53 % - к стволу Главный.

Зона опасного влияния горных разработок при системах отработки с естественным поддержанием очистного пространства отстроена от нижней границы балансовых запасов принятых к отработке. Углы сдвижения горных пород определены на основе «Временных правил охраны сооружений природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на месторождениях руд редких металлов» ВНИМИ, 1981 и составляют:

- со стороны висячего бока $\beta^1=70^\circ$;
- со стороны лежачего бока $\beta=70^\circ$;
- по простиранию $\delta=70^\circ$.

Все вновь проектируемые здания и сооружения размещены вне зоны сдвижения горных пород.

Существующие здания и сооружения также расположены вне зоны сдвижения пород, который на восточном фланге месторождения частично попадает в зону сдвижения пород при отработке рудное тело 15 и 26. В связи с этим блоки 15-34-37- С1; 15-38, 39-С2; 15-44-17- С1, 15-48- С2; 15а-1,2- С1, 15а-3- С2, 26-1+4- С1, 26-5- С2, отрабатываются системой с закладкой выработанного пространства. Запасы этих блоков относятся к классу мощности до 3-х метров и составляют 3% от всех эксплуатационных запасов. Руды этих блоков относятся к золотосеребряному (сульфидному) типу.

Основные факторы, влияющие на выбор способа подготовки: угол падения, нарушенность месторождения, газоносность, водоносность, а также размеры шахтного поля по простиранию, способ проветривания и др.

Основное требование к подготовке месторождения – выбрать такие способы подготовки и систему разработки, чтобы число подготовительных и нарезных выработок было минимальным. В лучшем случае оно равно 2-3 м на 1000 т добытой руды, в худшем – до 10-15 м.

Подготовка и нарезка месторождения должны быть произведены так, чтобы обеспечивалось хорошее проветривание очистных выработок,

соблюдались правила безопасного ведения горных работ, затраты на подготовку были минимальными, обеспечивались благоприятные условия для доставки оборудования, материалов и людей.

При разработке крутых и крутонаклонных залежей шахтное поле делят на этажи, а этажи – блоки.

Подготовка рудных месторождений включает подготовку горизонтов (этажей или панелей) и подготовку отдельных очистных блоков.

Подготовка горизонтов заключается в разделении шахтного поля на участки, в пределах которых затем проводят подготовительно-нарезные выработки и ведут очистную выемку.

Крутые наклонные залежи горизонтальными подготовительными выработками (штреками и ортами) разделяют на этажи, длина которых соответствует длине шахтного поля по простиранию. Горизонты, на которых расположены эти выработки, называются этажными.

Расстояние по вертикали между штреками, ограничивающими этаж, называется высотой этажа. Она колеблется от 30-40 до 80-100 м, а иногда достигает 200-250 м.

Высота этажа зависит от горно-геологических факторов. Если месторождение имеет выдержанные элементы залегания (форму, размеры, угол падения), то высоту этажа принимают большой; если эти элементы резко меняются – высоту этажа принимают минимальной.

За этот промежуток времени, в течении которого отрабатывают один этаж, нужно подготовить новый.

Учитывая вышеперечисленное для месторождения Гужумсай необходимо применить этажный способ подготовки. Высота этажа при этом должна быть 45 м.

Расчет безопасной толщины барьерного целика приблизительно может быть рассчитан по формуле, предложенной В.Д. Слесаревым:

$$h = \frac{\gamma^2}{(2\sigma_p)}, \quad (4.2)$$

где γ – удельный вес пород, Н/м³; l – пролет камеры, м; σ_p – предел прочности пород на растяжение, Па.

Для условий месторождения Гужумсай толщина барьерного целика составит $h=75$ м.

Этажи, как правило, разрабатывают сверху вниз, т.е. первым отработывают тот, который ближе к поверхности, затем следующий за ним.

В целях обеспечения независимой одновременной работы доставки и транспортирования руды необходимо использование так называемых концентрационных горизонтов, на которые перепускается руда с вышерасположенных промежуточных горизонтов. При этом транспорт руды к шахтному стволу производится только по концентрационным горизонтам конвейерами, а расположенные между ними промежуточные этажные горизонты служат для подготовки очистных блоков, вспомогательного транспорта (для перевозки людей, материалов и оборудования), проветривания и прокладки кабелей и трубопроводов. Транспортный концентрационный горизонт обычно обслуживает 2-4, а иногда и больше этажей. Срок службы его значительный, что дает возможность оборудовать горизонт капитально.

Рудоспуски, ведущие на концентрационный горизонт, проходят по рудному телу или в непосредственной близости от него. Один рудоспуск может обслуживать часть блока, весь блок или группу блоков. Обычно они не крепятся и могут иметь ответвления, чтобы сократить длину механизированной доставки. Рудоспуски служат бункерной емкостью между процессами доставки и транспортирования, в них происходит дополнительное измельчение рудной массы и усреднения ее качества.

Этаж по длине с помощью восстающих разбивают на выемочные очистные блоки. Восстающие обеспечивают доступ к расположенным на разных уровнях по высоте подготовительно-нарезных и очистным выработкам блока.

Границы между выемочными блоками смежных этажей бывают горизонтальными или наклонными. Расположены они несколько выше соответствующих этажных горизонтов, так как днище блока (временный целик) обычно обрабатывают вместе с запасами блока нижележащего этажа.

4.3. Система разработки месторождения

Система разработки характеризуется следующими основными технико-экономическими показателями:

1. Производительность труда забойного рабочего по системе с учетом подготовительно-нарезных работ, т/см ($\text{м}^3/\text{см}$);
2. Производительностью блока, т/мес. ($\text{м}^3/\text{мес.}$);
3. Потери руды, %;
4. Разубоживанием руды, %;
5. Расходом подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т ($\text{м}^3/1000 \text{ т}$) подготовленного запаса.

Также учитываются материально-трудовые затраты (у.е./т рудной массы) и удельные (на 1 т рудной массы) капиталовложения (у.е./год).

На выбор системы разработки в конкретных условиях влияют геологические, организационные и технические факторы, определяющими из них являются: форма залегания; мощность рудного тела; угол падения; тип и свойства боковых пород; газоносность и водоносность месторождения; глубина ведения горных пород; способы и средства механизации.

Правильно выбранная система разработки должна удовлетворять требованиям безопасности, интенсивности и экономичности разработки месторождения.

При выборе систем разработки для условий месторождения Гужумсай отбираем те, которые технически приемлемы в рассматриваемых условиях, за тем те из них, которые конкурентоспособны. И, наконец, из них выбираем одну наиболее эффективную.

Технически приемлемыми системами разработки для освоения месторождения Гужумсай подземным способом являются: система разработки с маганизинированием руды, система разработки подэтажными штреками, система разработки с этажным и подэтажным обрушением.

Из этих технически приемлемых систем разработки наиболее эффективным для условий месторождения Гужумсай является система разработки с магазинированием руды и система подэтажных штреков.

Системы разработки приняты с учетом горно-геологических условий и используемые на руднике.

Рудное тело месторождения типично жильные с крупным падением 60-90° характеризуются изменчивостью мощности, как по падению, так и простиранию, наличием большого числа разрывных нарушений и неравномерным распределением полезного компонента.

Рудовмещающими являются граносиениты и метаморфизированные песчано-сланцевые породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконов – 13-15. Объёмный вес руд:

- золотосодержащих – 2,65т/м³, золотосеребряных – 2,96 т/м³, средний – 2,71 т/м³, пород – 2,65 т/м³. Влажность руды и пород до 1%. Руды не склонны к слеживанию.

Распределение запасов по классам мощностей приведено в табл. 4.1 (приложение 3).

Для отработки рудное теломощностью до 5 м, как наиболее оптимальная, принята система с магазинированием руды и шнуровой отбойкой.

В зависимости от мощности рудного тела, система с магазинированием руды принимается в двух вариантах:

- для отработки участков рудное тело мощностью до 0,8 м – блоковое магазинирование без оставления целиков;
- для отработки участков рудное тело мощностью 0,8-5 м – камерное магазинирование с массовым расстрелом целиков на открытие камеры;

– для отработки рудное тело с целью охраны земной поверхности предусматривается система горизонтальными слоями с закладкой мощность этих рудных тел относится к классу от 0,8 до 3,0 м;

– для отработки рудных тел мощностью более 5 м предусматривается система разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды высота подэтажа – 10-15 м.

Удельные значения систем разработки в общем объеме добычи руды по месторождению приведены в табл. 4.2 (приложение 3).

Каждый из двух вариантов систем с магазинированием применяется в двух модификациях по способу доставки руды:

- с доставкой руды собственным весом выбросыпуском, а в случае безцеликовой выемки через люки, при рудной (штрековой) подготовки:

- со скреперной доставкой в кровле откаточных выработок при полевой (ортовой) подготовке. Параметры система разработки с магазинированием руды:

- длина блока по простиранию – 60 м;

- высота блока - 60 м;

- ширина блока – равно мощности рудное тело;

- толщина днища -5-7 м;

- толщина потолочины – 4-6 м;

- ширина междукамерных целеков – 6-8 м;

- расстояние между выпускными дучками - 4-5 м. Подготовка блоков к очистной выемки при системе с магазинированием руды заключается в проведении откаточного рудного или полевого штрека, ортов-заездов, блоковых восстающих на флангах, при штреков скреперования, выпускных дучек и воронок.

Отбойки руды – мелкошпуровая, с бурением восстающих шпуров телескопными перфараторами.

Параметры системы разработки с горизонтальными слоями с закладкой:

- длина блока по простиранию – 60 м;
- высота блока – 60 м;
- высота слоя -2,0-25 м;
- толщина надштрекового целика – 4,0 м.

Параметры системы разработки подэтажными штреками:

- длина блока по простиранию – 60 м;
- высота блока - 60 м;
- ширина блока – равна мощности рудное тело;
- ширина междукамерных целиков – 8 м;
- расстояние между погрузочными ортами – 10 м;
- высота подэтажа – 10-15 м.

Подготовка блоков к очистной выемки при системе подэтажных штреков состоит в проведении полевого откаточного штрека, материально-ходового восстающего, рудоспуска, ортов-заездов, блоковых восстающих, доставочного штрека с разгрузочной камерой рудоспусков, погрузочных ортов.

Отбойка руды предусматривается глубокими скважинами. Веера скважин располагаются в вертикальной плоскости и разбуриваются из подэтажных штреков. Отбита руда аккумулируется в траншейной подсечки на горизонте доставки и помощью погрузочно-доставочной машины ПТ-4 доставляется блоковому рудоспуску, по которому поступают на откаточный горизонт.

Эксплуатационные потери руды при принятой системах разработки будут вкладываться из не отбитой руды на контактах рудное тело с породой и отбитой руды, теряемой при выпуске разубоживание руды будет за счёт попадания пустых пород и некондиционных руд при отбойке и выпуске.

В результате расчётов потерь и разубоживания по классам мощностей элементам эксплуатационных блоков в зависимости от применяемых системами разработки средние по месторождению показатели потерь

определились на уровне 5,6 % и разубоживания -18 % эти величины потерь и разубоживания и приняты для расчёта эксплуатационных запасов.

В соответствии с принятыми системами разработки для параллельных сближенных в плане рудных тел целесообразно полевая подготовка с ортами – заездами, а для одиночных рудное тело – подготовка рудными штреками. Анализ взаимного расположения рудных тел в плане показал, что полевая подготовка целесообразна для 73% эксплуатационных блоков месторождения, а рудная штрековая – для 27%.

К подготовительным выработкам отнесены:

- полевые и рудные штреки $S_{вч}$ -5,9-6,2 м²;
- блоковые восстающие $S_{вч}$ - 4,0-6,6 м²;
- орты-заезды $S_{вч}$ -5,9-6,2 м²;
- штреки скреперная – 4,9 м²;
- доставочные штреки – 5,9 м²;
- рудоспуски – 4 м²;
- погрузочные орты – 5,9 м²;
- прочие выработки (погрузочные камеры рудоспуска, дучки, воронки и др.).

К нарезным выработкам отнесены:

- подсечные выработки;
- ходки в камеры из блоковых восстающих;
- вертикальные сбойки в камере;
- отрезные восстающие;
- траншейные подсечки.

Все выработки проходятся в основном, в крепких устойчивых породах без крепления, с креплением проходится до 30 % выработок, в том числе крепится:

- откаточные рудные штреки при безцеликовой выемке системой с магазинированием;

- в разбежку через 0,5-1,0 м с затяжкой и без затяжки кровли остальные горизонтальные выработки в местах структурных ослаблений;

- сплошной венцевой крепью при проходные восстающих обычным способом.

Для проходки откаточных выработок предусматривается буровая установка УБШ 207, погрузочная машина ППН-3Б, с перегружателем ПСК-1а.

Другие горизонтальные выработки проходятся с применением перфараторов ПП-54, ПП-63 и скреперных установок.

Проходка восстающих предусматривается с помощью проходческого комплекса КПВ-4 без крепления и обычным способом со сплошной венцевой крепью.

При определении объёмов горно-подготовительных выработок учитывалось возможность использования части геологоразведочных выработок на гор. 900, 840, 780, 720 и 600м при отработке запасов. Объём вновь проходимых подготовительно-нарезных выработок на 1000 т эксплуатационных запасов составляет 75,6 м³, в том числе подготовительных – 55,9 м³, нарезных – 19,7 м³.

При ведении очистных работ:

- при системе с магазинированием руды бурение шпуров для отбойки руды осуществляется телескопными перфараторами ПТ-4. Для доставки руды применяется скреперные установки с лебедками 30 ЛС, вибропитатели люки;

- при системе подэтажных штреков для бурения скважин используется станок НКР-100м. Для доставки машина ПТ-4.

Производительность очистных блоков и проходческих забоев определены на основании норм технологического проектирования предыдущих проектов.

Количество блоков и забоев в одновременной работе, а также годовая производительность по горной массе и руде рудника в целом и по видам горных работ приведены в таблице.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой её незначительной доли (до 30%) в расчётах отдельно не производится и включено в показатели системы с магазинированием руды. На поверхности, в районе посёлка Таджиковул, предусматривается строительство закладчатого комплекса. Годовая потребность в закладке определилось на уровне 9,5тыс.м³.

Объёмы на эксплуатационную разведку учтены в количестве 8-9 % от ГПР и включены в объёмы ГПР.

Среднесуточный расход воды для пылеподавления предусмотрены на уровне 700 м³/сут.

4.4. Факторы, влияющие на выбор параметров системы разработки

В качестве параметров системы разработки принимаются: размеры выемочного блока и его элементов; высота блока (этажа); высота подэтажа, слоя ширина и длина блока; ширина камер и целиков; толщина потолочины и основания блока; ширина рудовыпускных выработок и, соответственно, расстояние между ортами для доставки руды.

Многие параметры являются кратными числами по отношению к другим. В таких случаях необходимо соблюдать рациональную соподчиненность в выборе взаимосвязанных параметров, причем в одних случаях выбираются в первую очередь более крупные параметры, как, например, высота этажа; после этого определяются параметры составляющих частей — высота подэтажа (слоя) с учетом того, чтобы в этаже размещалось целое число подэтажей. В других случаях в первую очередь выбирают размеры составных частей, например камер и целиков, так как они в большей мере диктуются горно-техническими условиями, в первую очередь,

устойчивостью обнажения и целиков, а также условиями размещения рудовыпускных и доставочных выработок по ширине камеры или целика. В размер блока должно входить целое число камер и целиков. Далее везде имеется в виду соподчиненность выбора, т.е. параметр, выбираемый во вторую очередь, округляется с таким расчетом, чтобы укладывался без остатка в приоритетный параметр или был кратным ему.

При выборе параметров системы разработки нередко доминируют технические соображения, а именно, часть параметров целесообразно принимать максимальными, или наоборот, минимальными по техническим факторам.

Важнейший из параметров - высота блока. Высоту блока, а, следовательно, и высоту этажа при крутом падении залежи устанавливают с точки зрения данной системы разработки тогда, когда эта система доминирует в рассматриваемом этаже. Увеличение высоты этажа сокращает число этажных горизонтов и околоствольных выработок, а также проводимых в основаниях блоков выработок для выпуска и доставки руды, например при этажном принудительном обрушении. Кроме того, возрастает количество руды, приходящееся на один пункт выпуска, один пункт погрузки составов и т.п., что позволяет использовать более мощное оборудование.

С другой стороны, с увеличением высоты этажа, во-первых, повышаются расходы на поддержание выработок откаточных, рудовыпускных, восстающих и т.п., а также увеличивается срок их службы и длины восстающих. Этот недостаток особенно ощутим при неустойчивых породах и при повышенном горном давлении. За определенным значением он становится решающим даже при крепких рудах, если применяется этажный донный выпуск частые взрывания для ликвидации заторов приводят к преждевременному разрушению рудовыпускных выработок.

Во-вторых, увеличиваются также затраты времени на перемещение рабочих в блоке, возрастают расходы на доставку материалов и оборудования в забой.

В-третьих, в случае неправильного (непостоянство мощности и угла падения) залегания рудных тел, особенно тел маломощных, разведочные данные, получаемые при проходке этажных выработок, становятся менее надежными.

В-четвертых, если выпускают руду под налегающими обрушенными породами, то при углах падения залежи меньше 75° часть отбитой руды остается в потерях на лежащем боку, и эта часть тем больше, чем больше высота этажа. Для уменьшения этих работ проводят дополнительные работы, например, проходят выпускные выработки в лежащем боку на промежуточных уровнях, что повышает материально-трудовые затраты и не вполне устраняют повышенные потери руды.

Горно-технические условия, при которых указанные недостатки менее ощутимы, можно считать благоприятными для большой высоты этажа. Это очень крутое падение залежи, при котором меньше запас руды в этаже и значительно меньше срок поддержания выработок, а, кроме того, снижаются потери отбитой руды на лежащем боку; устойчивые породы и относительно небольшое горное давление; правильное залегание рудных тел; средняя мощность рудных тел или большая мощность, если это не вызывает повышенного горного давления, при этажном выпуске руды - хорошее ее дробление при отбойке.

Высота этажа кратна высоте подэтажа (слоя). Учтем, что этаж служит многие годы, а подэтажи могут быть различными в различных выемочных блоках. Поэтому очевидно, что по степени важности и долговременности в первую очередь необходимо выбрать высоту этажа, а затем подэтажа; последняя будет кратной величиной. Так при высоте этажа 80 м высота подэтажа может составлять 13,3 м, 16 м, 20 м, 26,6 м. У первичного же параметра величина может при его расчете изменяться непрерывно.

Помимо высоты этажа это же, как уже говорилось, относится, например, к расстоянию между ортами для погрузки и доставки руды; тогда "вторичной", Дискретной величиной будет размер блока по простиранию залежи, кратный

выбранному расстоянию между ортами. Например, при расстоянии между "ртами (по осям) 20 м, блок может иметь размер 40, 60 и 80 м.

Неблагоприятны для большой высоты менее крутое, падение, малая мощность и неправильное залегание рудных тел, неустойчивые руда и вмещающие породы, большое горное давление, крупная кусковатость отбитой руды в случае этажного выпуска.

Высота этажа, за отдельными исключениями, изменяется от 40-50 до 80-150 м, в зависимости от того, насколько благоприятны или, наоборот неблагоприятны условия и имеется тенденция к увеличению высоты этажа. В последующих главах даются методики оптимизации высоты блока с учетом того, какие из перечисленных факторов существенны при данной системе разработки, и оптимизации других параметров, специфичных для данной системы.

Общим в указанных случаях прослеживаются следующие зависимости увеличение параметра сокращает подготовительно-нарезные работы, но увеличивает затраты на поддержание выработок, а иногда и на доставку материалов и оборудования.

Соображения по численной оценке влияющих факторов изложены выше. Если не поддающиеся численной оценке факторы в каком-либо случае играют решающую роль, то следует выбирать величину параметра на основании инженерного опыта и практических данных.

Если величина изменяется дискретно, то определение оптимального ее значения возможно по методу вариантов, т.е. технико-экономическим сравнением вариантов с различным значением оптимизируемого параметра.

При возможности непрерывного изменения должна быть найдена зависимость критерия эффективности от оптимизируемого параметра. Если не удастся выразить искомую зависимость в аналитической форме, то можно первоначально воспользоваться методом вариантов: принять 4 (минимальное число точек, по которым можно строить кривую) варианта значения параметра, а затем соединить на графике полученные точки плавной кривой

(это называется графо-аналитическим методом). По этой кривой может быть найдено оптимальное значение параметра, соответствующее минимальному или максимальному значению критерия эффективности в зависимости от его содержания (например, затраты или прибыли).

При выборе системы разработки первоначально отбирают все системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях. Затем из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т.е. те системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям и не проигрывают ни по одному из других показателей. В итоге остаются (обычно две-три) конкурентоспособные системы, сравнение которых требует численных оценок. Наиболее выгодную из них определяют путем экономического сравнения между собой. При окончательном выборе учитываются дополнительные соображения, которые не могли получить численную оценку, такие как (сравнительно) более высокая безопасность, надежность, комфортность, концентрация горных работ, соответствие требованиям технического прогресса, возможности получения необходимого оборудования и т.п.

На многих рудниках задача экономических расчетов сводится к разграничению областей применения дешёвой и дорогой систем разработки в зависимости от содержания полезного компонента, изменяющегося на данном месторождении в широких пределах.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, условно делят на постоянные (учитываемые в любых случаях) и переменные, которые выдвигаются как ограничения в частных случаях, преимущественно неблагоприятных.

Постоянные факторы - устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы: возгораемость руд, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности; наличие над месторождением обводненных песков и глин; наличие в рудном теле

включений пустых пород или забалансовых руд; характер контактов залежи (в отношении их четкости и правильности); большая глубина разработки; отсутствие дешевых материалов для монолитной закладки, исключающее целесообразность применения систем с закладкой в ряде случаев; обособленное залегание небольших рудных тел. Сюда же можно отнести и ценность руды, учитываемую в экономическом сравнении систем.

Для действующего предприятия имеются дополнительные соображения в пользу системы разработки, включающую наиболее освоенную рудником прогрессивную технологию и механизацию работ. Да и для нового предприятия с переменными горнотехническими условиями существенным дополнительным доводом в пользу той или иной системы может оказаться однотипность технологии.

На рис. 4.1 (приложение 3) приведена система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков мелкошпуровым методом.

Повышение эффективности подземной разработки Чармитанского рудного поля возможно при использовании технологий, базирующихся на равных принципах, суть которых может быть формулирована следующим образом:

- изменение общего порядка выемки балансовых запасов руды системами подэтажных штреков;
- увеличение объемов отбойке за счет перехода от шпуровых зарядов к скважинам малого диаметра.

Подэтажная отработка жил дает возможность частичного magazинирования руды, высокопроизводительного способа комбинированной доставки отбитой руды (гравитация, отброс взрывом, доставка подэтажном и откаточным штрекам с помощью механизированных средств).

С целью улучшения количественных и качественных показателей отработки, вывода людей и механизмов из очистного пространства, создание безопасных условий работы предлагается комбинированные вариант системы разработки. Около 30% запасов блока перепускается на откаточный горизонт

подэтажным штрекам и рудоспускам, остальная часть – через орты – заезды. Бурильщик и скреперист находится в не очистного пространства. Выпуск руды производится слоями: сначала выпускается руда первого слоя на первый орт – заезда. По мере выпуска замагазинированной руды первого слоя на подэтажах 1-4 бурятся скважины и взрываются на всю высоту подэтажа наклонными слоями шириной 5 м (отбойка осуществляется в два приема по 2,5 м). К моменту полного выпуска первого слоя слой 4 подготовлен (обурен и отбит) для выпуска неразубоженной руды, которая подэтажам 2 и 3 скреперуется в рудоспуск. После выпуска руды четвертого слоя начинается выпуск замагазинирования второго слоя через орт заезд №2. Руда, выпущенная без вторичного разубоживания через второй и третий подэтажи, составляет около 30 % общего объема временно замагазинированной руды.

При выпуске временно замагазинированной руды необходимо соблюдать оптимальный режим последовательной отгрузки руды из ортов-заездов, с опережением времени развития сил разрушения боковых пород в обнажающейся части камеры.

При этом режиме, начиная с первого и кончая, последним взыскным отверстием, необходимо выпустить полностью руду до появления пустых боковых пород.

Наклонная поверхность не выпущенной руды опирается на острый гребень очередной под углом, близким к углу естественного откоса данной руды. По мере выпуска из следующих ортов-заездов наклонная поверхность не выпущенной руды как бы передвигается по простиранию к другому торцу блока. При этом угол наклона его к горизонту остается постоянным около 60-70°. При дальнейшем выпуске отслаивающиеся куски породы либо скатываются на фланг блока, либо остаются на поверхности рудной массы.

По сравнению с обычной системой с магазинированной рудой в этом варианте магазин подвижен: по мере продвижения фронта очистных работ он передвигается путем выпуска руды из крайних ортов-заездов. Такая

подвижность не позволяет руде слеживаться и в тоже время поддерживает вмещающие породы, что способствует улучшению количественных и качественных показателей выпуска.

Однако, не смотря на высокую трудоемкость нарезных работ система подэтажных штреков по сравнению с другими системами разработки жил отличается существенными преимуществами, главными из которых является безопасность и большой фронт очистной выемки, позволяющий развивать высокую скорость продвигания линии очистных забоев и главное, возможность вести разработку с оставлением не вынутыми не минерализованных участков жил или участков с непромышленным содержанием металла.

Комбинированная система разработки с подэтажной отбойкой, частичным магазинированием и выпуском отбитой руды слоями приведена на рис. 4.2 (приложение 3).

Нарезные работы заключаются в проходке из доставочного штрека погрузочных камер-заездов к рудному телу, траншейного штрека, который соединяет погрузочные камеры между собой и служит для образования траншейной подсечки и подэтажных буровых штреков.

Погрузочные камеры - заезды проходят через 8-12 м под углом $50-60^{\circ}$ к доставочному штреку, траншейный штрек – на уровне доставочного штрека или, из соображения сохранения козырька в погрузочных камерах при выпуске руды, на уровне их кровли. Расстояние между подэтажными буровыми штреками по вертикали 10-15 м.

Очистные работы в блоке начинают с образования отрезной щели на границе камеры с междукамерным целиком путем взрывания глубоких скважин на пройденный для этого отрезной восстающий. Отбойку руды в камере производят вертикальными слоями путем взрывания одного-двух комплектов веерных скважин, пробуриваемых из под этажных буровых штреков.

Выпуск руды ведут через траншею на погрузочные заезды, в которых она грузится и доставляется погрузочно-доставочными машинами к участковому рудоспуску, или перегружается в вагоны рельсовой откатки. После выемки камеры обрушают массовым взрывом потолочину и междукамерный целик. Система позволяет достичь неплохих показателей извлечения руды, так как удельный вес запасов в целиках, которые выпускают под обрушенными породами с разубоживанием, обычно не превышает 30⁰.

При этой системе обеспечиваются хорошие условия для проветривания очистных выработок.

Свежий воздух поступает на доставочный штрек и по наклонному съезду в подэтажные буровые штрек. Загрязненный воздух по восстающему в междукамерном целике выдаются на полевой доставочный штрек вышележащего горизонта и направляется в исходящую струю.

Особенностью системы по сравнению с обычными вариантами является то, что скреперные штреки, ниши и дучки заменены погрузочными заездами и выпускной траншеей. Это облегчает выпуск и доставку руды и позволяет резко (в 2-3 раза) повысить производительность труда забойных рабочих.

Между подэтажными выработками проходит наклонный съезд, который позволяет проходить их с самоходным оборудованием, а также доставлять на подэтажи самоходными машинами материалы, инструменты оборудование и людей и тем самым существенно снизить трудоемкость горных работ.

На рис. 4.3 (приложение 3) показана система разработки, основанная на использовании комплексов КПВ-1 для отбойки руды глубокими горизонтальными скважинами из восстающих, которая позволяет обеспечить производительность блока 90 т/смену при мощности рудных тел до 3 м. При этом производительность труда бурильщика достигает в среднем 23 м³/чел.-смену.

Сущность системы сводится к следующему. Блок установленных размеров ограничивается по простиранию блоковыми восстающими (2), которые проходятся с помощью проходческих комплексов КПВ-1 (3). По окончании проходки восстающих проходческие комплексы используются для бурения с полков горизонтальных скважин, их заряжения и коммутации взрывной сети.

Из восстающего пройденного посередине блока, для сокращения длины скважин, с полка комплекса КПВ-1 в обе стороны бурятся горизонтальные скважины (4) диаметром 56 мм.

Для сохранения восстающего по обе стороны от него оставляются целики толщиной 3м путем недозаряжения скважин на 4м от устья, эти целики взрывается в последнюю очередь.

Технологические схемы выпуска и доставки руды могут быть самыми различными: от наиболее простой, со скреперной доставкой, до надежной и маневренной – с использованием самоходных машин.

Коэффициент использования машин – 0,58. Производительность труда рабочего среднесменная добыча на 60-65⁰ выше, чем при схеме со скреперованием.

В целях совершенствования технологических процессов горных работ и системы разработки применительно к горно-геологическим условиям рудника предлагается наряду с системами с магазинированием руды увеличить объем отбойки системами: подэтажных штреков и систем с комплексами механизмов с перемещением по монорельсам. Внедрение данных систем разработки позволит:

- упростить конструкцию днища блока;
- сконцентрировать горные работы, внедрить циклично-поточную схему отбойки, выпуска и транспортирования руды;
- применить современное высокопроизводительное оборудование;
- обеспечить полноту выемки за счет повышения интенсивности выпуска руды из блоков;

- сократить до минимума использование ручного труда.

Предлагаемые технологии обработки блоков позволят применять малогабаритное самоходное оборудование и внедрить отбойку руды скважинами малого диаметра. Направление продвижения очистной выемки относительно элементов залегания рудной жилы – по простиранию.

4.4. Обоснование и выбор оптимальной схемы вскрытия месторождения

Гужумсай

Южной границей месторождения Гужумсай является Караулхана-Чармитинская зона разломов, восточной – граница площади месторождения Промежуточное, северная граница месторождения является продолжением (к западу) северной границы месторождений Промежуточное и Чармитан. С запада на восток оруденение прослежено на протяжении 1 500 м. В плане размещение рудных тел имеет форму трапеции общей площадью 1,2 км². Падение рудных тел крутое на северо-северо-запад (65-85°), мощности небольшие – от 0,7 м, до 2,0 м, в раздувах – до 3,2 м. В соответствии с морфологией рудных тел месторождение Гужумсай отнесено к III группе сложности по классификации ГКЗ. Нижней границей отработки является горизонт 420 м, до глубины которого распространяются разведанные запасы категорий С₁ и С₂. Рудные тела перекрыты мощной толщей наносов (40-120 м). Вышеуказанные горно-геологические и горнотехнические условия определяют подземный способ отработки.

Режим работы рудника следующий:

- количество рабочих дней в году - 305
- количество рабочих смен в сутки - 3
- продолжительность смены - 7,2 часа.

Производительность рудника по руде в 2009÷2010 г.г. (II этап) составит 430,0÷500,0 тыс. т. в год, с выходом на проектную мощность 550,0

тыс. т к 2011-му году. Производительность по горной массе составит 715,0 тыс. м³ в год.

При принятой производительности, равной 550,0 тыс. т руды в год, обеспеченность запасами рудника составляет 19 лет. С учетом строительства и затухания производительности на завершающей стадии отработки срок существования рудника составит 23 года.

Вскрытие месторождения предполагается осуществить двумя стволами: наклонным транспортным съездом (стволом) и вертикальным клетьевым стволом, что позволит обеспечить выдачу необходимых объемов руды и породы, а также решить вопросы доставки людей, материалов и оборудования, обеспечения запасных выходов и приемлемого режима вентиляции.

При выборе схемы вскрытия и места заложения вскрывающих выработок для отработки запасов рудников были учтены следующие факторы:

- широкое пространственное и в плане расположение рудных тел на большой площади;
- производительность рудников по горной массе;
- инженерно-геологические и горнотехнические условия отработки, тектоника;
- рельеф поверхности, наличие свободных участков, удобство подъездов;
- мощность покрывающих рыхлых пород;
- густая заселенность прилегающих к месторождению территорий.

Из-за последнего фактора часть запасов месторождения Гужумсай (ориентировочно 40-45%) возможно придется оставить в охранном целике под поселком. Судьбу этих запасов необходимо будет решить на следующих этапах освоения месторождения путем дополнительных проработок и организационных мероприятий (перенос строений из зоны влияния горных

работ, обработка запасов системами с закладкой, расчеты влияния подземных разработок на поверхность).

В ПТЭО при оценке промышленного освоения месторождения Гужумсай к разработке приняты все запасы, переданные на баланс комбината.

Наклонный ствол (съезд) сечением $17,6 \text{ м}^2$ в свету на прямолинейном участке ($20,7 \text{ м}^2$ - в свету на закруглениях) проходится с уклоном $0,141$ (8°) и служит для транспортировки руды на поверхность в автосамосвалах грузоподъемностью 28 тонн, доставки оборудования и материалов, а также выдачи исходящей струи воздуха.

Вертикальный ствол диаметром $5,5 \text{ м}$ в свету закладывается вне рудной зоны месторождения и служит для подъема (спуска) людей и подачи свежей струи воздуха в горные выработки.

С шагом по вертикали 60 м месторождение вскрывается квершлагами и откаточными штреками на горизонтах $840, 780, 720, 660, 600, 540, 480$ и 420 м . Выработки верхнего горизонта 840 м используются в качестве вентиляционных.

Через каждые 60 м по вертикали проходятся заезды на горизонты и петлевые погрузочные станции. Петлевые загрузочные станции сооружаются вначале на каждом горизонте (780 м и 720 м) из условий выхода рудника на проектную производительность $550,0$ тыс. т руды в год.

Нижние горизонты намечается вскрывать по два одновременно, причем нижний горизонт будет концентрационным, где будет сооружаться петлевая загрузочная станция, а с верхнего руда и порода по рудо-, породоспускам будет перепускаться на нижний в районе загрузочной станции. Такая схема вскрытия позволит уменьшить объемы горно-капитальных работ за счет уменьшения поперечного сечения квершлагов на промежуточных горизонтах, так как в районе движения подземных автосамосвалов до загрузочной станции квершлаг на концентрационном горизонте имеет наибольшее сечение.

Общий объем горно-капитальных работ составляет 419,6 тыс. м³. Из объема проектируемых выработок отдельно выделены объемы ГКР, проходимых до достижения проектной производительности – 203,52 тыс. м³ и оставшиеся объемы ГКР, проходимые после достижения проектной мощности – 216,08 тыс. м³.

Объёмы горно-капитальных работ приведены в табл. 4.3 (приложение 3).

Краткая характеристика проектируемых горно-капитальных выработок:

- наклонный транспортный ствол (съезд) проходится от поверхности с отметки 900 м до гор. 420 м. Длина ствола составляет 3930 м. Площадь поперечного сечения вчерне 19,5÷22,2 м² на прямолинейном участке и 22,8÷25,1 м² на закруглениях. Крепление – набрызгбетон, комбинированное – штанговая крепь с сеткой в кровле и набрызгбетон на ослабленных участках или монолитный бетон толщиной 250 мм в зонах разломов.

Вертикальный ствол проходится до горизонта 420 м и выполняет функции вспомогательного ствола, т.е. предназначен для спуска-подъема людей, оборудования и материалов, а также для подачи свежей струи воздуха в шахту. Ствол имеет диаметр в свету 5,5 м, оборудуется клетевым подъемом. Глубина ствола от поверхности до гор. 420 м составляет 520 м. Площадь поперечного сечения вчерне: 28,3 м². Крепление – монолитный бетон толщиной 250 мм.

Околоствольный двор – тупикового типа. Крепление бетонное или комбинированное.

Квершлагги проходятся площадью поперечного сечения 19,5 м² вчерне и крепятся набрызгбетоном или комбинированной крепью на участках структурных ослаблений.

Насосная станция с ЦПП сооружается на гор. 420 м у вертикального ствола. Крепление бетонное и набрызгбетонное. Водосборники – без крепления.

Камерные выработки – склады противопожарных материалов, участковые электроподстанции и др. сооружаются в районе вскрывающих выработок. Крепление – набрызгбетон или комбинированная крепь. Объемы приняты в соответствии с действующими типовыми проектами.

Исходя из горно-геологических и горнотехнических условий (устойчивые руды, угол падения 60-90⁰), опыта ведения очистных работ на смежном месторождении Чармитан, отработка рудных тел месторождения Гужумсай предусматривается камерная система разработки жил с подэтажной отбойкой руды (рис. 4.4, приложение 3) или системами разработки с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой.

При системе с подэтажной выемкой отбойка руды (рис. 4.4, приложение 3) производится скважинными зарядами. Удельный расход ВВ – 1,2-1,3 кг/м³. После выемки камерных запасов производится погашение целиков.

Операции на очистных, подготовительных и нарезных работах механизированы следующим оборудованием:

- бурение шпуров и скважин – буровыми установками Boomer 282, Boomer 281 (Simba H157, Simba Junior Special), ПБУ-80 (КБУ-50) и перфораторами ПП63, ПТ48А;

- доставка горной массы до наклонных съездов – погрузочно-доставочными машинами ST710, ST2D (в центральной части) и электровозами 7КР в вагонетках ВГ-1,2 (в Восточной части);

- крепление горных выработок – самоходной машиной НБК-2 и машиной для безопалубочного бетонирования СБ-67Б-2;

- проходка восстающих – проходческим комплексом КПН-4А (КПВ-6);

- зарядание шпуров и скважин – зарядной машиной «Ульба-400М», ручными зарядчиками «Курама-7» и «Вахш-5»;

- проветривание тупиковых забоев – вентиляторами местного проветривания ВМЭ-5 и ВМЭ-6.

Потери руды при принятых системах разработки составляют 10%.

Разубоживание руды по системе разработки с магазинированием руды (при прихвате пустых пород 0,3 м и вторичном разубоживании 8,0%) составляет 28%, по системам с подэтажной выемкой (при прихвате пустых пород 0,5 м и вторичном разубоживании 8,0%) – 23,6%.

Системы разработки рассчитаны для двух вариантов мощности рудных тел:

- мощность рудных тел до 1,5 м, в среднем 1,02 м;
- мощность рудных тел более 1,5 м, в среднем 1,77 м.

Удельный вес в добыче с магазинированием руды составляет 56 %, мелкошпуровой отбойкой – 44 %. Высота этажа составляет 60 м, ширина междукамерных целиков – 6 м, толщина потолочины 2-4 м, расстояние между выпускными отверстиями дучек 3-6 м в зависимости от мощности обрабатываемого рудного тела.

Схема подготовки рудных тел к очистной выемке – ортовая. Орты проходятся из полевых штреков через 60 м. Очистные блоки подготавливаются проходкой блоковых восстающих и комплекса нарезных выработок (скреперный и подсечной штреки, отрезные восстающие, сбойки, дучки, рудоспуски). Общий объем горнопроходческих работ на 1000 т эксплуатационных запасов составил 179,1 м³, в том числе подготовительных – 37,3 м³, нарезных – 141,8 м³. По вариантам системы разработки:

- при мощности рудных тел до 1,5 м: объем горнопроходческих работ на 1000 т эксплуатационных запасов – 231,4 м³, в том числе подготовительных – 66,7 м³, нарезных – 164,7 м³;
- мощность рудных тел более 1,5 м: объем горнопроходческих работ на 1000 т эксплуатационных запасов – 158,6 м³, в том числе подготовительных – 66,7 м³, нарезных – 91,9 м³.

Основной способ проходки горных выработок – буровзрывной.

Операции на очистных, подготовительных и нарезных работах механизуются следующим оборудованием:

- бурение шпуров и скважин – гидравлической буровой установкой Boomer 282, буровым станком НКР-100М и перфораторами ПП63 и ПТ48А;
- доставка горной массы – погрузочно-доставочными машинами ST710, ST2D, скреперными лебедками 17ЛС-2см и 30ЛС-2см;
- крепление горных выработок – самоходной машиной НБК-2 и машиной для безопалубочного бетонирования СБ-67Б-2;
- проходка восстающих – проходческим комплексом КРН-4А (КРВ-6);
- зарядание шпуров – ручными зарядчиками «Курама-7» и «Вахш-5»;
- проветривание тупиковых забоев – вентиляторами местного проветривания ВМЭ-5 и ВМЭ-6.

Перечень и количество принятого горношахтного оборудования приведены в

приложении Б.

Проектные потери и разубоживания руды, по вариантам системы разработки с отбойкой из магазина, составили соответственно 10 % и 25 %.

Расчетные показатели подготовительных, нарезных и очистных работ приводятся в табл. 4.4-4.6 (приложение 3).

Способ проветривания рудника – нагнетательный, так как применяются системы разработки с обрушение вмещающих пород. Схема проветривания - фланговая. Свежий воздух от вентиляторной по стволу «Вспомогательный» № 6-Г и вскрывающему квершлагу направляется в выработки откаточного горизонта, далее распределяется по рабочим местам очистных, нарезных и подготовительных работ. Исходящая струя воздуха по выработкам вышележащего горизонта и наклонному транспортному стволу (съезду) № 5-Г выдается на поверхность.

Расчетные параметры вентиляционной сети рудника составляют:

- $Q_{\min} = 107 \text{ м}^3/\text{с},$
- $Q_{\max} = 133 \text{ м}^3/\text{с},$

- $H_{\min} = 320$ даПа,
- $H_{\max} = 190$ даПа.

Расчетным параметрам соответствуют аэродинамические характеристики вентилятора ВОД-30.

Исходя из потребного количества воздуха для проветривания горных выработок, и в соответствии с принятой схемой вентиляции рудника в ПТЭО вентиляторная установка запроектирована на промплощадке ствола «Вспомогательный» 6-Г.

Вентустановка комплектуется одним осевым реверсивным вентилятором ВОД-30М с резервным двигателем. Производительность вентилятора в рабочей зоне составляет 50-230 м³, статическое давление 100/330 даПа, мощность синхронного привода 630 кВт. Нормальный режим работы вентустановки – на нагнетание.

Управление и работа вентустановки автоматизируется, постоянный обслуживающий персонал отсутствует.

В зимнее время подаваемый в шахту воздух подогревается до $t = +2^{\circ}\text{C}$ в калориферной, здание которой блокируется со зданием вентилятора.

Для предотвращения утечек воздуха надшахтное здание с копром герметизируется.

Вертикальный ствол «Вспомогательный» № 6-Г оснащается грузо-людской клетевой подъемной установкой, предназначенной для спуска-подъема по стволу людей, оборудования и материалов. Укомплектовывается подъемная установка машиной 2Ц-4х2,3 (МПБ 5-2-2) с электродвигателем мощностью 630 кВт, обеспечивающей выполнение операций по подъему-спуску людей и грузов с нижнего гор. 420 м при высоте подъема ~519,0 м.

Подъемная машина размещается в отдельном здании, над стволом строится надшахтное здание с копром.

На руднике горная масса и различные грузы перевозятся самоходными машинами с дизельным двигателем. К рудоспускам горная масса из очистных блоков и подготовительных забоев по горизонтальным горным

выработкам доставляется погрузочно-доставочными машинами ST710 грузоподъемностью 6,5 т. Из рудоспусков, как и на руднике Зармитан, горная масса установкой ВДПУ4-ТМ (производительность 800-900 т/час) загружается в подземный автосамосвал МТ431В грузоподъемностью 28,0 т и вывозится им по наклонному транспортному стволу (съезду) 5-Г на поверхность. Скорость передвижения самоходных машин по горным выработкам не превышает 12 км/час. Доставка материалов и перевозка людей по горным выработкам осуществляется:

- по стволу «Вспомогательный» № 6-Г – в грузолюдских клетях 1НВ3,1 грузоподъемностью 7,0 т и вместимостью 18 человек;

- по наклонному транспортному стволу (съезду) № 5-Г и горизонтальным выработкам - в самоходных машинах с дизельным двигателем типа 1В0М-А, ДЗ, ВВ и ВЛГ для перевозки соответственно различных грузов, топлива, взрывчатых веществ и людей.

Исходя из ожидаемого водопритока в горные выработки 130÷200 м³/час на нижнем гор. 420 м у ствола “Вспомогательный” № 6-Г запроектирована насосная станция главного водоотлива, которая оснащается тремя насосными агрегатами ЦНСА 180-600 производительностью 180 м³/час, напор 600 м вод. ст. Один насос находится в работе, второй – в резерве, третий – в ремонте. Насосный агрегат комплектуется электродвигателем мощностью 600 кВт. Шахтная вода откачивается насосными агрегатами на поверхность по двум нагнетательным водоотливным ставам диаметром 200 мм, проложенным в стволе. Работа насосной станции автоматизируется.

Шахтные воды неагрессивны к металлу, оборудование и арматура принимаются в нормальном исполнении.

В соответствии с ЕПБ насосная станция запроектирована с горизонтальным и наклонным ходками и водосборником, рассчитанным на четырехчасовой водоприток. К камере насосной станции примыкает подстанция (ЦПП).

4.5. Техничко-экономические показали оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай

Календарный план месторождения Гужумсай разработан на основе эксплуатационных запасов руды, разведанных по категориям C_1 и C_2 .

Рудное поле обрабатывается с юга на север от наклонного транспортного съезда (ствола) № 5-Г к стволу «Вспомогательный» № 6-Г.

Календарный план горных работ и добычи руды представлено в табл. 4.7 (приложение 3), а основные технико-экономические показатели в табл. 4.8 (приложение 3).

Основные выводы

1. На выбор режима работы расширяемого рудника оказывают влияние технические возможности существующего горного комплекса. Для обеспечения производительности рудника требуется замена вагонеток ВГ-1,2, ВГ-1,3 на более емкие. При переходе на вагонетку ВГ-2,2 и допустимых скоростях подъема по стволам принятая производительность может быть обеспечена при трехсменной работе по выдаче горной массы. Переход на двухсменный режим работы по выдаче руды сопряжен с переходом на вагонетку ВГ-4,0, колею 750 м, выработки большого сечения и другими, связанными с этими затратами.

2. Годовая производительность и срок существования рудника определяет основные размеры вскрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длины стволов шахт, околовствольных дворов и околовствольных выработок капитальных квершлагов, штреков, восстающих устанавливаются сроки вскрытия и подготовки этажей.

3. Для условий месторождения Гужумсай принята следующая схема вскрытия: строительство нового ствола «главный 2» и углубка ствола

«главный» до гор. 240 м; на флангах в районе ствола «вспомогательный» ведем строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефтовых восстающих.

4. Для месторождения Гужумсай необходимо применить этажный способ подготовки, высота этажа при этом должна быть 45 м.

5. Технически приемлемыми системами разработки для освоения месторождения Гужумсай подземным способом являются: система разработки с маганизинированием руды, система разработки подэтажными штреками, система разработки с этажным и подэтажным обрушением. Из данных систем разработки наиболее эффективным для условий месторождения Гужумсай является камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В магистерской диссертации на основе выполненных теоретических и аналитических исследований дано решение актуальной задачи по обоснованию оптимальной схемы вскрытия месторождения Гужумсай, обеспечивающего возможность дополнительного извлечения руд для Зармитанской золоторудной зоны.

Основные выводы и результаты выполненной работы заключаются в следующем:

1. Установлено, что подготовительные выработки, пройденные в массиве рудного штрека, больших деформаций крепи не претерпевают и находятся в устойчивом состоянии.

2. Подготовительные выработки, пройденные по верхнему слою в условиях трудно- и среднеобрушающихся пород кровли в ходе их эксплуатации, отличаются удовлетворительным состоянием. Установленные максимальные величины смещений пород кровли, почвы и боковых стенок примерно одинаковые и не превышают ≈ 450 мм, что не приводит к разрушению металлических арочных крепей, установленных в них.

3. Общая схема расчетов при выборе варианта вскрытия месторождения Гужумсай заключается в определении производственной мощности рудника, составлении схем вскрытия, определении сечения всех вскрываемых выработок, расчете капитальных затрат для каждого варианта вскрытия, установлении годовых эксплуатационных расходов и определении приведенных затрат с выбором варианта с наименьшими затратами.

4. Рассмотрены технологические схемы вскрытия и подготовки месторождения Гужумсай. Рекомендована методика расчета основных параметров рудника и выбора способа вскрытия.

5. На выбор режима работы расширяемого рудника оказывают влияние технические возможности существующего горного комплекса. Для обеспечения производительности рудника требуется замена вагонеток ВГ-1,2, ВГ-1,3 на более емкие. При переходе на вагонетку ВГ-2,2 и допустимых

скоростях подъёма по стволам принятая производительность может быть обеспечена при трехсменной работе по выдаче горной массы. Переход на двухсменный режим работы по выдаче руды сопряжен с переходом на вагонетку ВГ-4,0, колею 750 м, выработки большого сечения и другими, связанными с этими затратами.

6. Годовая производительность и срок существования рудника определяет основные размеры вскрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длины стволов шахт, окоlostвольных дворов и окоlostвольных выработок капитальных квершлагов, штреков, восстающих устанавливаются сроки вскрытия и подготовки этажей.

7. Для условий месторождения Гужумсай принята следующая схема вскрытия: строительство нового ствола «главный 2» и углубка ствола «главный» до гор. 240 м; на флангах в районе ствола «вспомогательный» ведем строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефтовых восстающих.

8. Для месторождения Гужумсай необходимо применить этажный способ подготовки, высота этажа при этом должна быть 45 м.

9. Технически приемлемыми системами разработки для освоения месторождения Гужумсай подземным способом являются: система разработки с маганизинированием руды, система разработки подэтажными штреками, система разработки с этажным и подэтажным обрушением. Из данных систем разработки наиболее эффективным для условий месторождения Гужумсай является камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аристов И.И., Лалак А.Г., Чумакин Р.В. Способы и показатели оценки полноты и качества отработки рудных тел на Чармитанском золоторудном месторождении // Горный вестник Узбекистана. – 2008. № 3. – С. 52-58.
2. Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С. К вопросу возможности отработки «сближенных рудных тел» Чармитанского жильного месторождения // Горный вестник Узбекистана. – 2007. № 2. – С. 53-56.
3. Меликулов А.Д., Мухитдинов Ш.Р. Анализ условий и факторов, влияющих на устойчивость подземных горных выработок шахт и рудников // Техника юлдузлари. Тошкент: №3, 2002. С. 65–70.
4. Отчет по научно-исследовательской практике на Зармитанской золоторудной зоне. Навои, 2010. – 67 с.
5. Кустов Л.М., Иноземцев С.Б. Укрепление золоторудной сырьевой базы – основа стабильного развития золотоизвлекательного комплекса НГМК // Горный вестник Узбекистана. – 2003. № 3. – С. 17-27.
6. Кучерский Н.И. Состояние и направления развития золотоизвлекательного комплекса Навоийского горно-металлургического комбината // Цветные металлы. – 2004. – № 6. – С. 49-55.
7. Кучерский Н.И. Основные направления производства в Навоийском горно-металлургическом комбинате // Горный журнал. Специальный выпуск. – Москва, 2002. С. 4–12.
8. Санакулов К.С. Вклад Навоийского комбината в региональное развитие и социальную стабильность // Горный вестник Узбекистана. – 2008. № 3. – С. 3-8.
9. Сытенков В. Н. Особенности освоения месторождений в рыночных условиях // Горный вестник Узбекистана. - 2006, № 2. - С. 12-17.
10. Сытенков В.Н. Воспроизводство интегрального ресурса горно-

промышленного комплекса как условие устойчивого развития региона
Горный вестник Узбекистана. –2007. № 1. – С. 13–16.

11. Шеметов П.А. К вопросу о повышении эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений сложного строения на современном этапе развития открытых горных работ // Горный вестник Узбекистана – 2005. № 2. – С. 54-59.

12. Кучерский Н. И. Состояние и направления развития золотоизвлекательного комплекса Навоийского горно-металлургического комбината // Цветные металлы. – 2004. – № 6. – С. 49-55.

13. Аристов И.И., Снитка Н.П. Совершенствование методики нормирования и учета потерь и разубоживания руды // Горный журнал. - №5, 2007. –С.73–76.

14. Жданкин Н.А., Жданкин А.А., Боев А.В. Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива // Горный журнал. - № 10, 1982. – С. 34-35.

15. Каримов М.Б. Худойназаров Х.Х. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород, вокруг стволов вертикальных шахт круглого сечения // Проблемы механики. - №2, 2002. – С. 37-40.

16. Элиманов К.К. СТ РК 1111-2002. Приборы геодезические. Номенклатура показателей. –Комитет по стандартизации, метрологии и сертификации Министерства индустрии и торговли /Госстандарт/ - 2002. – 9с.

17. Элиманов К.К. СТ РК 1112-2002. Нормируемые метрологические характеристики средств контроля и испытаний в составе горного производства. Форма и процедуры их метрологического обслуживания. Основные положения и правила. –Комитет по стандартизации, метрологии и сертификации Министерства индустрии и торговли /Госстандарт/ - 2002. – 7с.

18. Элиманов К.К. СТ РК 17.0.0.06-2002. Охрана недр. Маркшейдерское обеспечение горных работ. –Комитет по стандартизации,

метрологии и сертификации Министерства индустрии и торговли /Госстандарт/ - 2002. – 5с.

19. Инструкция по производству маркшейдерских работ на шахтах // Элиманов К.К., Ведяшкин А.С., Ли Р.В. и др. – Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела – 1998. – 187 с.

20. Ардашев К.А., Шик В.М., Рудаков В.А. Методика изучения трещиноватости осадочных пород применительно к решению задач управления горным давлением //В кн.: Труды по изучению вопросов трещиноватости пород в горном массиве, - сб. № 51, Л., изд.ВНИМИ, 1969, С.3-8.

21. Ведяшкин А.С., Элиманов К.К., Ли Р.В., Исаев К.О. Аппаратурное определение прочности закладочного массива в шахтных условиях /Горный журнал, № 5. –2001. – С. 38-40.

22. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. М., «Высшая школа», 1973, 287 с.

23. Панкратенко А. Н Технология строительства выработок большого поперечного сечения. М.,МГГУ, 2002. 271 с.

24. Михеев О.В., В. Г. Виткалов и др. Подземная разработка пластовых месторождений. Учебное пособие, М., МГГУ, 2001 г.

25. Глушко В.Т. и др. Устойчивость горных выработок. -Киев: «Наука. думка», 1973 -193 с.

26. Гузь А.Н. Основы теории устойчивости горных выработок. -Киев: «Наука. думка», 1977 -244 с.

27. Жданкин Н.А., Жданкин А.А., Боев А.В. Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива. Горный журнал, 1982, № 10. –С. 34-35.

28. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, склонных к горным ударам. Л., изд. ВНИМИ, 1980.

29. Панкратенко. А. Н. Технология строительства выработок большого поперечного сечения. М.: изд. МГГУ, 2002. – 271 с.
30. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 13-2-98. – СПб.: Гипроруда, 1993. ~ 234 с.
31. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1986. ~ 74 с.
32. Песвианидзе А.В. Расчет шахтных подъемных установок: Учеб. пособие для вузов / А.В. Песвианидзе. ~ М.: Недра, 1992. ~ 250 с.
33. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-95). Госгортехнадзор России: В 2 кн. Кн. 2. – М.: НПО ОБТ, 1996. ~ 214 с.
34. СНиП II-94-80. Строительные нормы и правила. Ч. II. Нормы проектирования. Глава 94. Подземные горные выработки. – М.: Стройиздат, 1982. ~ 30 с.
35. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. ~ М.: Недра, 1993. ~ 286 с.
36. Ушаков К.З. Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев. ~ М.: Недра, 1987.
37. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-95). Госгортехнадзор России: В 2 кн. Кн. 1. – М.: НПО ОБТ, 1996. 260 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

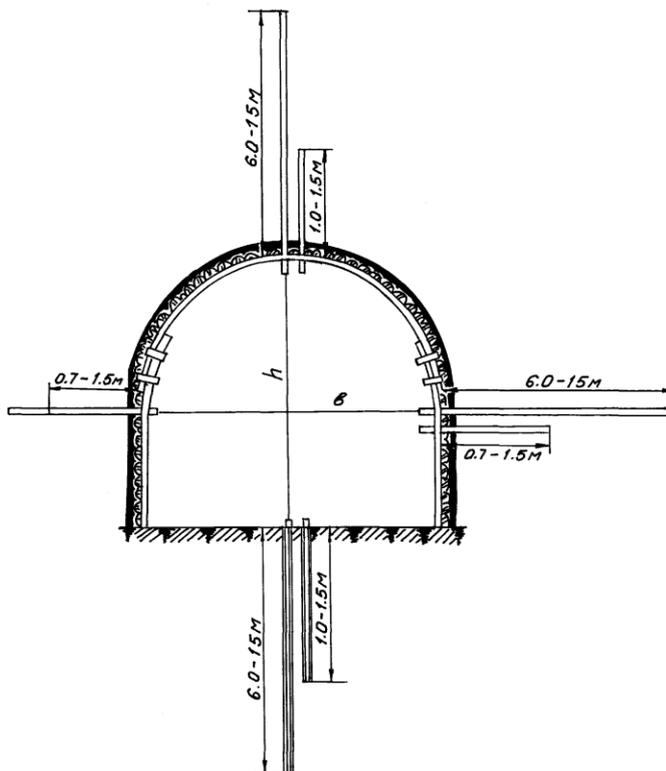
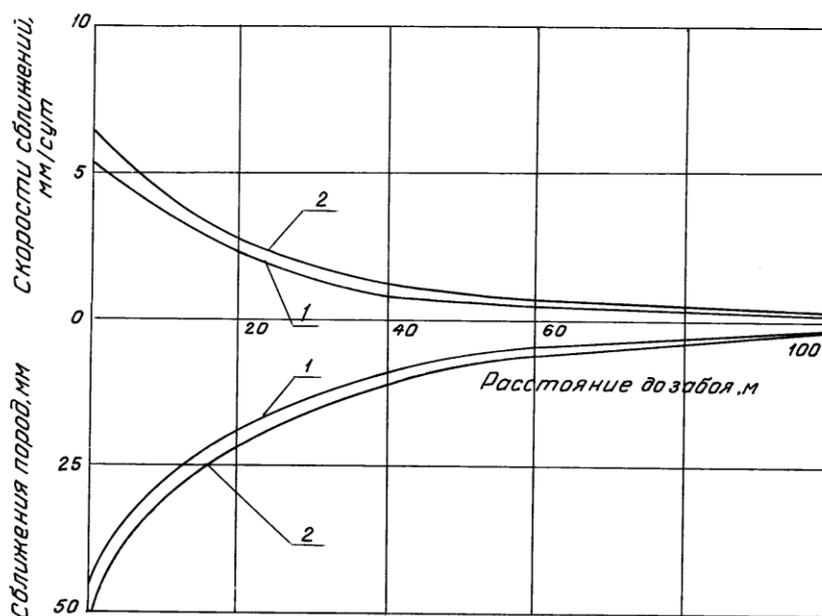
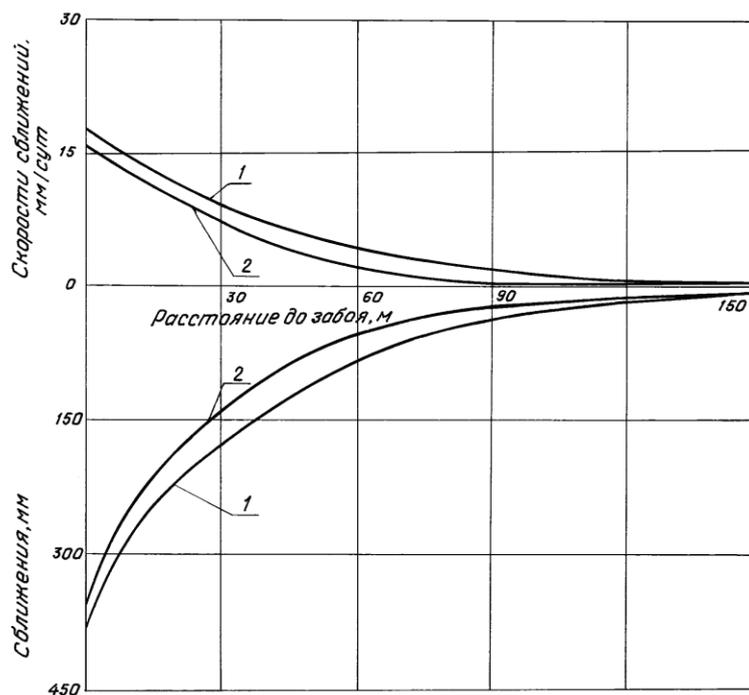


Рис. 2.1. Схема замерной станции



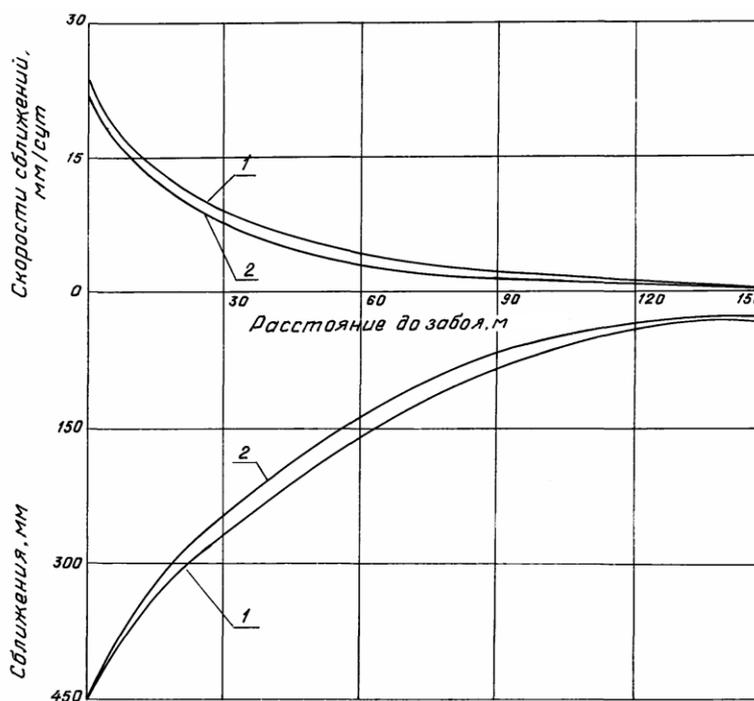
1 – почва и кровля; 2 – боковые стенки

Рис. 2.2. Графики сближений боковых пород и их скоростей в Зармитанской золоторудной зоне



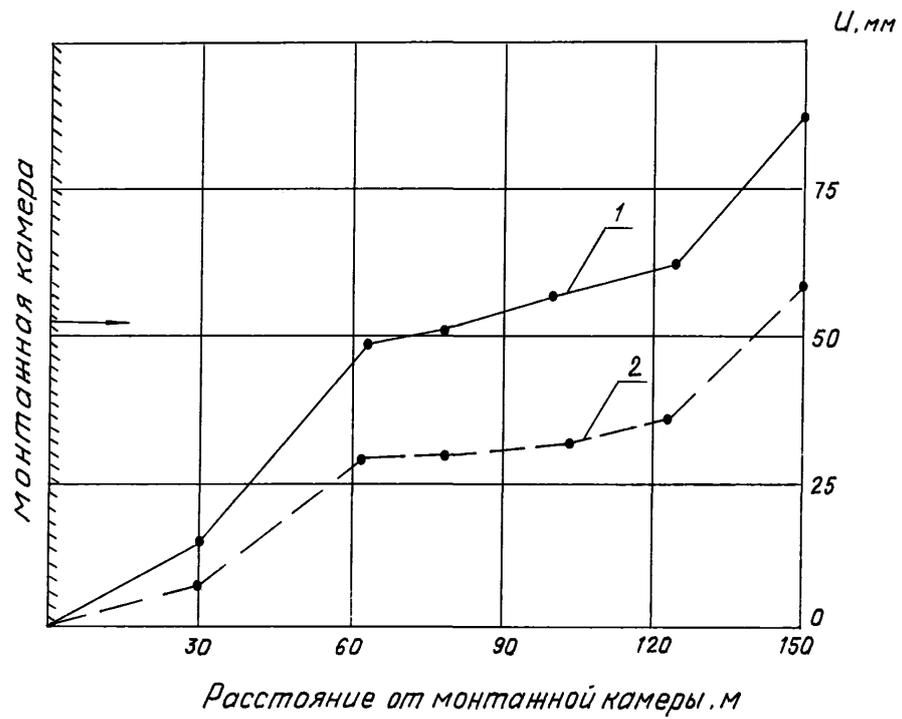
1 – почва и кровля; 2 – боковые стенки

Рис. 2.3. Графики сближений боковых пород и их скоростей в Зармитанской золоторудной зоне



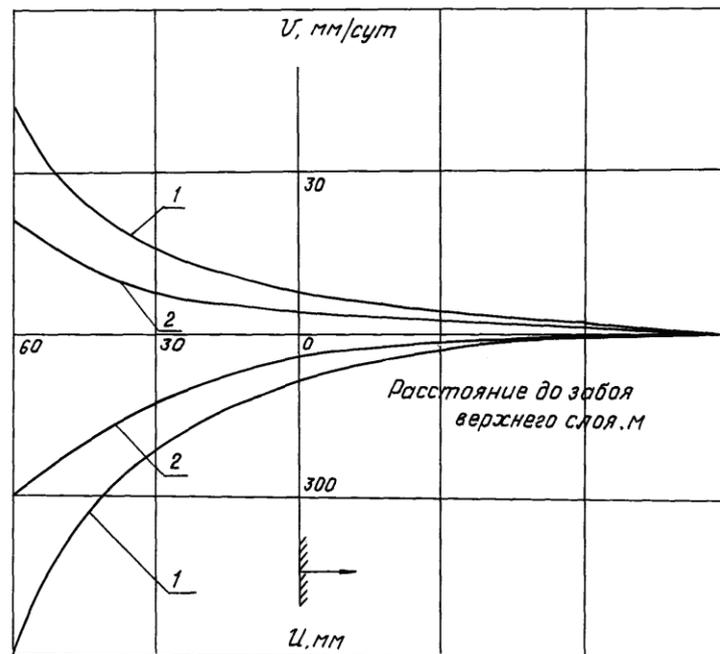
1 – почва и кровля; 2 – боковые стенки

Рис. 2.4. Графики сближений боковых пород и их скоростей в Зармитанской золоторудной зоне



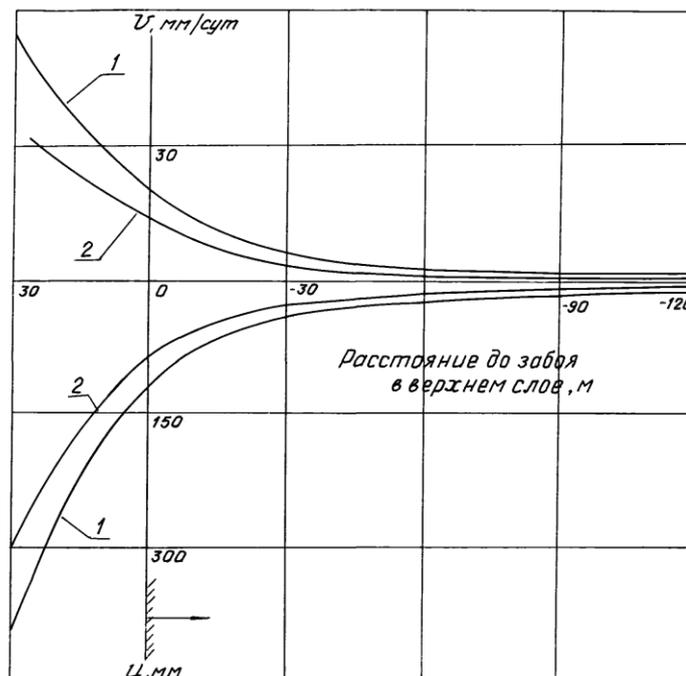
1 – сближение кровли и почвы; 2 – пучение почвы

Рис. 2.5 Графики смещений кровли и почвы



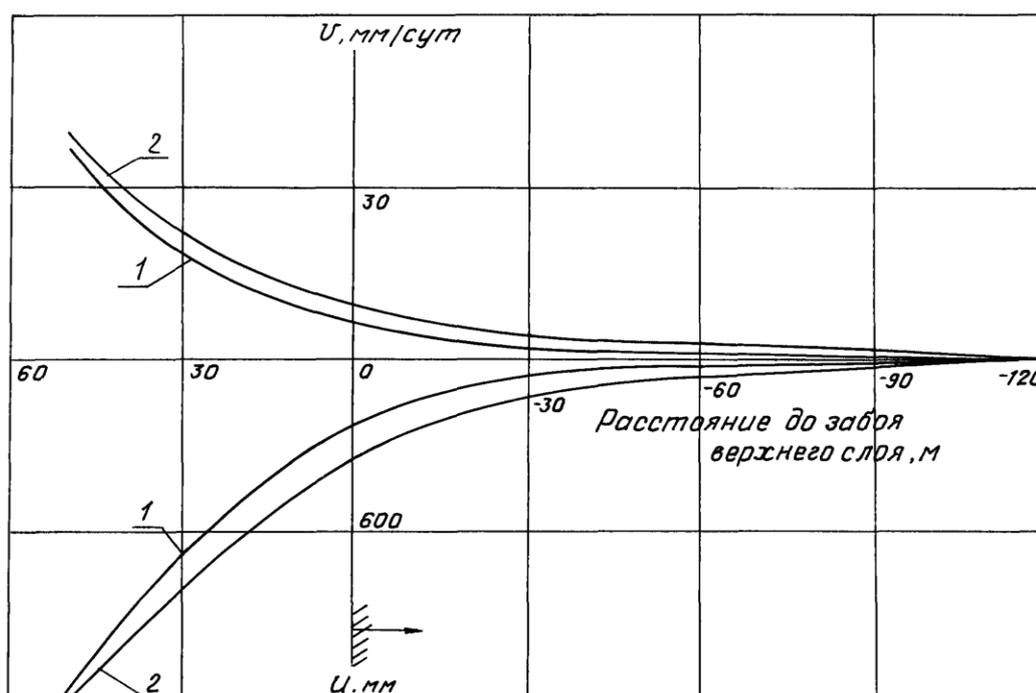
1 – кровля и почва; 2 – боковые стенки

Рис. 2.6. Графики сближений боковых пород и их скоростей



1 – почва и кровля; 2 – боковые стенки

Рис. 2.7. Графики сближений боковых пород и их скоростей, расположенном на глубине 90 м от земной поверхности



1 – почва и кровля; 2 – боковые стенки

Рис. 2.8. Графики сближений боковых пород и их скоростей на глубине 106 м от земной поверхности

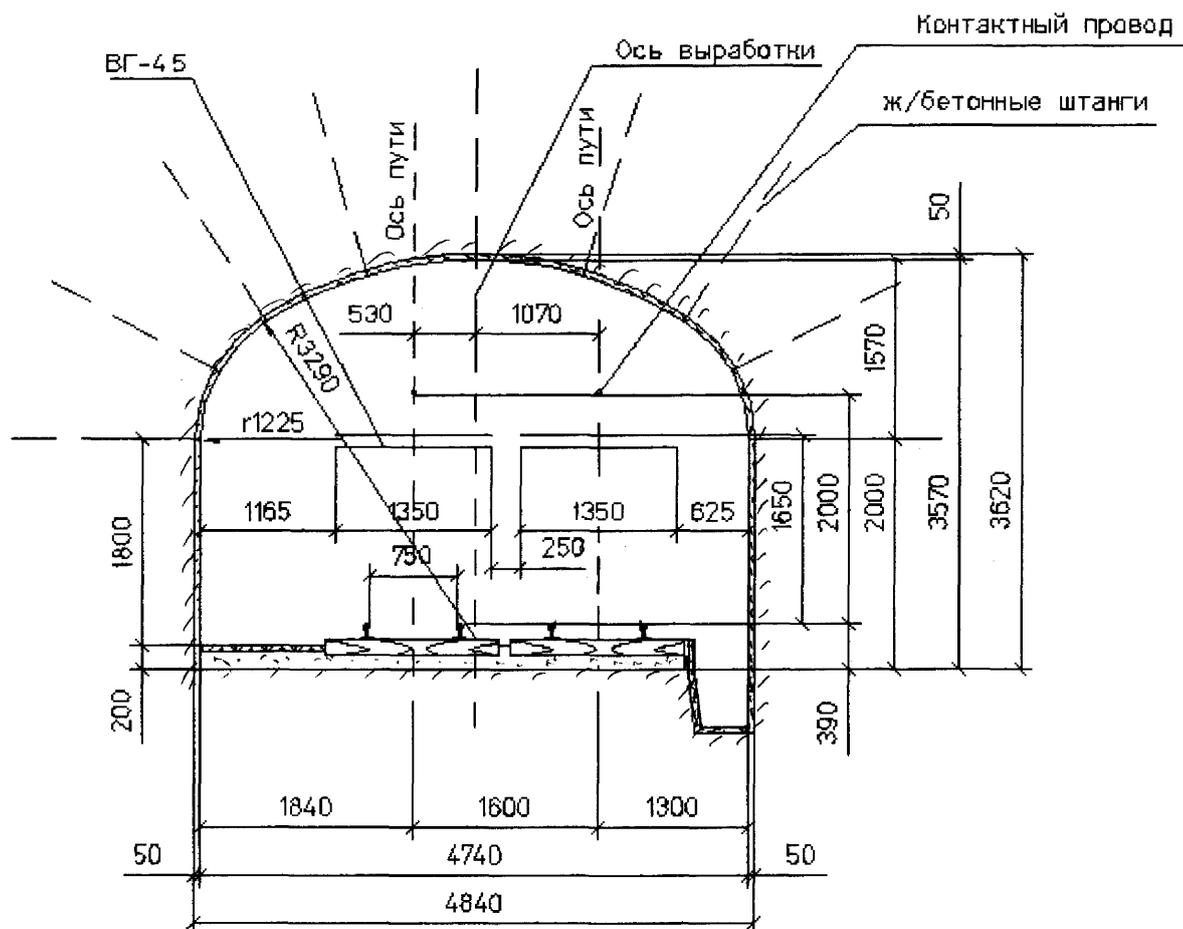


Рис. 3.1. Сечение горизонтальной выработки сводчатой формы

Таблица 3.1

Минимальное число выходов в зависимости от расстояния между горизонтами и протяженности рудного тела

Расстояние между штольнями или горизонтами по вертикали, м	Протяженность рудного тела, м	Минимальное число выходов
До 40	До 500	Один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
До 40	Более 500	Через каждые 500 м один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
40 – 70	До 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим подъемом
40 – 70	Более 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим

Более 70	До 1 000	подъемом, и через каждые 500 м – ходовой восстающий Один ствола один восстающий, оборудованные механическими подъемами
Более 70	Более 1 000	Два ствола, оборудованных механическими подъемами

Таблица 3.2

Размеры предохранительных берм

Категория охраны	Характеристика объекта охраны	Ширина бермы, м
I	Сооружения основного подъемного комплекса (стволы, копры, здания подъемных машин), основные вентиляционные шахтные стволы, слепые шахты, магистральные железные дороги, здания в четыре этажа и выше, русла больших рек и т. п.	20
II	Вспомогательные стволы шахт с копрами и подъемными машинами, капитальные рудоспуски, квершлагги, штольни, штреки, бытовые комбинаты, жилые и общественные здания в 2-3 этажа и т. п.	10
III	Борта действующих карьеров, сады, парки, шоссейные дороги, одноэтажные здания, подъездные рудничные железнодорожные пути и т. п.	5

Примечание. При проектировании крупных промышленных сооружений, капитальных стволов, шахт, расположенных в лежачем боку мощных крутопадающих залежей, имеющих значительную протяженность по простиранию и падению, ширину предохранительной бермы увеличивают до 50 м.

Таблица 3.3

Параметры шахтных вагонеток

Марка вагонетки	Емкость кузова, м ³	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Масса, кг
УВГ-0,7	0,7	600	850	1220	1250	488
УВГ-1,2	1,2	600; 750	1000	1300	1850	780
УВГ-1,3	1,3	600	880	1300	2000	610
УВГ-2,2	2,2	600; 750	1200	1300	2950	1518
УВГ-2,5	2,5	900	1240	1300	2975	1153

УВГ-4,0	4,0	900	1320	1600	3850	3860
УВГ-4,5	4,5	750; 900	1350	1550	3950	3850
УВГ-9,0	9,0	750; 900	1350	1550	7850	9000
УВГ-9,5	9,5	750; 900	1800	1600	7300	9350

Таблица 3.4

Параметры рудничных электровозов

Марка электровоза	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм
3КР-600	600	960	1400	2590
4КР	600	1000	1515	3120
	750; 900	1300	1515	3120
10КР2	600	1048	1500	4500
	750; 900	1348	1500	4500
14КР 2А	750; 900	1340	1550	4900
АК-2У	600	900	1180	2015
4,5АРП-2М	650; 750	1000	1350	3300
13АРП-1	900	1380	1515	5600

Таблица 3.5

Скипы для горнорудной промышленности типоразмера СН

Типоразмер скипа	Вместимость, м ³	Грузоподъемность, т		Размеры в плане, мм	Высота в положении разгрузки (условно), мм
		Руда	Порода		
1СН 4-2	4	8,8	–	1350×1350	7190
1СН 5-2	5	11	13	1440×1640	7110
1СН 7-2	7	16	–	1440×1640	9460
1СН 9,5-2	9,5	22	13	1680×1740	9730
2СН 11-2	11	25	15	1680×1740	12760
4СН 11-2	11	25	15	1740×1800	12510
3СН 15-2	15	35	20,5	1740×1800	16200
2СН 17-2	17	40	–	1700×1800	16960
3СН 17-2	17	40	–	1900×2350	15200
2СН 21,5-2	21,5	50	–	1900×2350	16220
				1900×2350	

Таблица 3.6

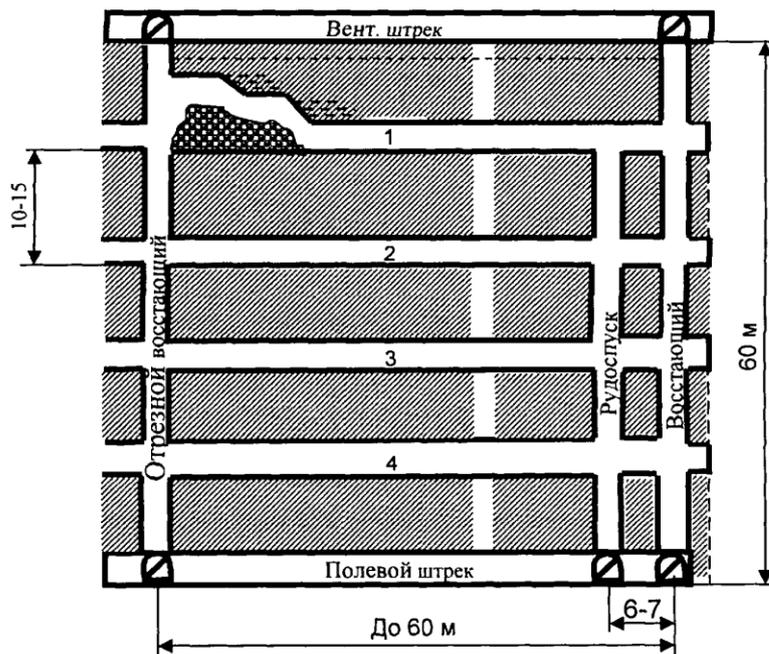
Технические характеристики ленточных конвейеров

Показатели	Тип конвейера			
	2ЛУ-120В	1ЛУ-120	КЛЗ-500ПМА	КЛ-600
Производительность, т/ч	1500	1200	500	600
Скорость движения ленты, м/с	3,15	2,5	2,26	2,6
Ширина ленты, м	1,2	1,2	1	1
Установленная мощность двигателей, кВт	4 x 250	2 x 250	75	150
Параметры конвейера, м:				
ширина	1,63	1,7	–	–
высота	1,087	1,18	–	–
длина	2600	2300	400	600
Масса, т	280	185	29	68
Стоимость (в ценах 1980 г.), тыс. сум.	175	120	–	–

Таблица 3.7

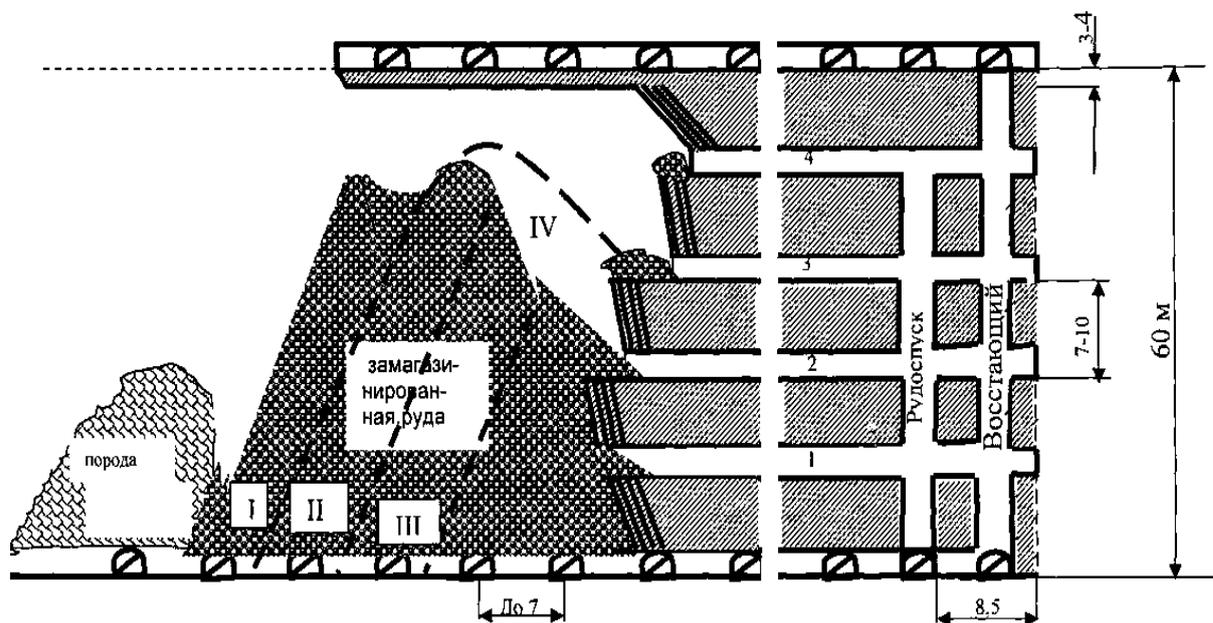
Технические характеристики подземных самосвалов

Показатели	МоАЗ-6401	МоАЗ-7405	АНФ (Франция)	Блоу-Нокс (Франция)	К-162 (Швеция)	К-501 (Швеция)	Торо25 Д (Финляндия)
Вместимость кузова, м ³	11	12,5	14	15,6	16	21	12,5–16
Грузоподъемность, т	20	22	25	26	21	50	27
Мощность двигателя, кВт	147	140	140	143	121	372	204
Максимальная скорость движения, км/ч	40	40	29,4	40	44	47	22
Преодолеваемый уклон, град	8	7–10	14	14	6	8,5	-
Радиус поворота, м:							
внутренний	3,5	3,5	3,35	3,2	2,9	3,65	4,9
внешний	7,5	7,59	7,35	7,65	6,95	8,17	8,95
Габариты, м:							
длина	8,31	8,61	8,5	8,56	8,5	10,2	9,69
ширина	2,85	2,85	2,85	3,31	3,05	3,3	3,04
высота	2,25	2,63	2,23	2,4	2,3	2,8	2,43
высота при разгрузке	4,28					5,65	5,5
Масса, т	17,8	19,5	17,2	19	15,5	29,7	25
Стоимость (в ценах 1980 г.), тыс. сум.	46	–	53	56	–	–	–



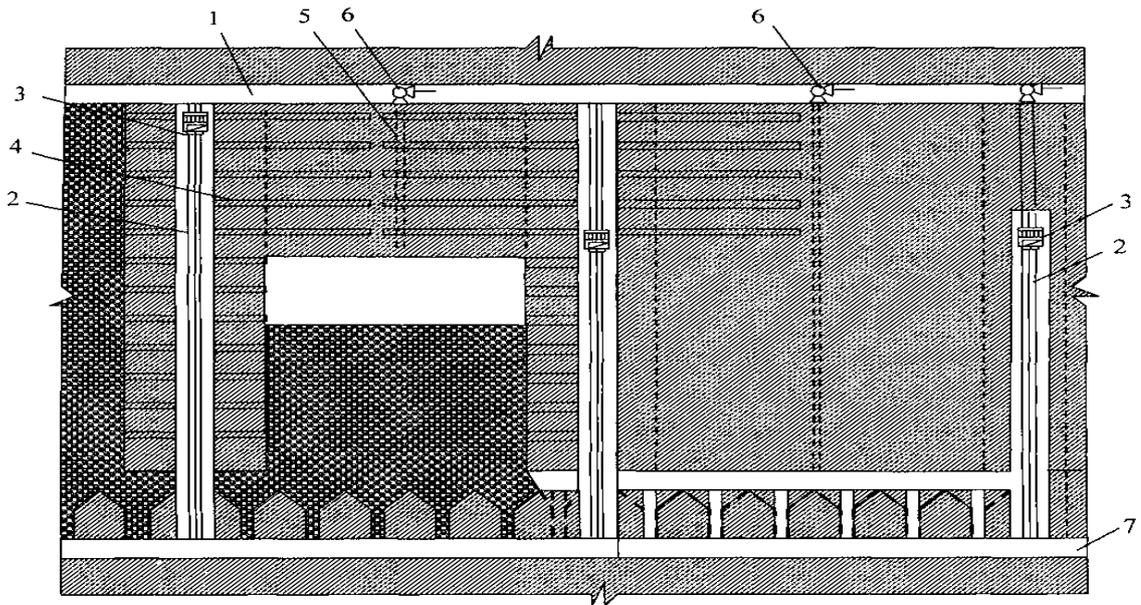
1-4 – подэтажные штреки

Рис. 4.1. Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков мелкошуровым методом



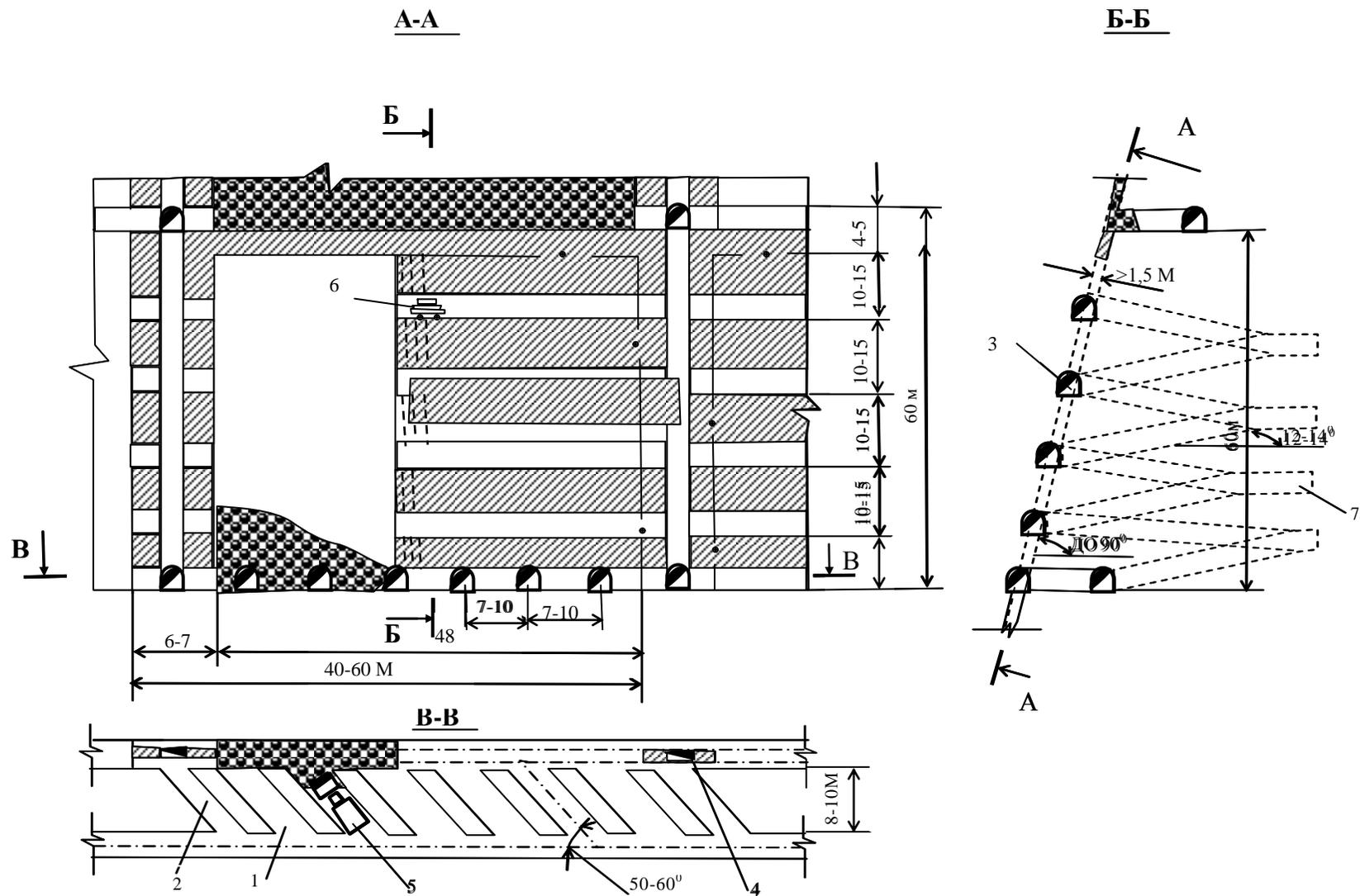
I-IV - слои выпускаемой руды; 1-4 - подэтажные штреки

Рис. 4.2. Комбинированная система разработки с подэтажной отбойкой, частичным ма­газинированием и выпуском отбитой руды слоями



1 - вентиляционный штрек; 2 - восстающий; 3 - проходческий комплекс КПВ-1; 4 - горизонтальные скважины; 5 - вентиляционная скважина; 6 - вентилятор; 7 - доставочный штрек

Рис. 4.3. Система разработки с использованием проходческого комплекса КПВ-1



1 – откаточный штрек, 2 – заезд, 3 – подэтажный штрек, 4 – блоковый восстающий, 5 – погрузочно-доставочная машина, 6 – буровой станок, 7 – наклонный съезд

Рис. 4.4. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды

Таблица 4.1

Распределение запасов по классам мощностей

Класс мощностей	Запасы промышленных руд %
до 0,8 м	4,0
от 0,81 м до 3,0 м	71,0
от 3,0 м до 5,0 м	18,0
более 5,0 м	7,0

Таблица 4.2

Удельные значения систем разработки в общем объеме добычи руды по месторождению

Система разработки	Класс мощностей	Удельный вес систем, %	Примечание
1. Система с магазинированием руды, в том числе: а) блоковое магазинирование без оставления целиков; б) камерное магазинирование с массовым расстрелом целиков;	до 5,0 м	90	шпуровая отбойка
	до 0,8 м	4	
	от 0,8 до 5,0 м	86	
	от 0,8 до 3,0 м	3	
2. Система горизонтальными слоями с закладкой.	более 5,0 м	7	скважинная отбойка
3. Система подэтажных шреков.			

Таблица 4.2

Производительность рудника на достижение проектной производительности

Наименование показателей	Производительность рудника					
	Годовая		Суточная		Сменная	
	тыс. м ³	тыс. т	м ³	т	м ³	т
1. Всего горной массы:	266,0	715,0	872,1	2 344,3	290,7	781,4
в том числе:						
• на подготовительных и нарезных работах	69,5	186,6	227,9	611,8	76,0	203,9
• на горно-капитальных работах	35,0	92,8	114,8	304,3	38,3	101,4
• на очистных работах	161,5	435,6	529,5	1 428,2	176,5	476,1
2. Всего руды:	203,7	550,0	667,9	1 803,3	222,6	601,1
в том числе:						

• из очистных забоев	161,5	435,6	529,0	1 428,2	176,3	476,1
• из подготовительных и нарезных забоев	42,2	114,4	138,9	375,1	46,3	125,0

Таблица 4.3

Объемы горно-капитальных работ

Наименование выработки	Длина, м		Площадь сечения в черне, м ²		Объем выемки, тыс. м ³	Примечание
	наклонного участка	горизонтального участка	на наклонном и горизонтальном участках	на закруглении		
На конец отработки						
1. Наклонный ствол (съезд) № 5-Г	3 449 1 060	320	19,5	22,8	77,0	L=3 769 м
2. Квершлаг гор. 840 м, в т. ч. на закруглении		3 040 130	19,5	22,8	59,71	
3. Квершлаг гор.780 м, в т. ч. на закруглении		2 530 70	19,5	22,8	49,57	
4. Квершлаг гор.720 м, в т. ч. на закруглении		2 070 70	19,5	22,8	40,60	
5. Квершлаг гор.660 м, в т. ч. на закруглении		1630 70	19,5	22,8	32,02	
6. Квершлаг гор.600 м, в т. ч. на закруглении		1600 70	19,5	22,8	31,43	
7. Квершлаг гор.540 м, в т. ч. на закруглении		1600 70	19,5	22,8	31,43	
8. Квершлаг гор.480 м, в т. ч. на закруглении		1600 70	19,5	22,8	31,43	
9. Квершлаг гор.420 м, в т. ч. на закруглении		1600 70	19,5	22,8	31,43	
Ствол «Вспомогательный» № 6-Г	530		28,3		15,0	Диаметр в свету 5,5м
Итого с учетом 5% на камерные выработки и т.п.					419,6	
На достижение проектной производительности						
1. Наклонный ствол (съезд) № 5-Г, в т. ч. на закруглении	1293,6 5,6	190	19,5	22,8	28,95	L=1483,6м
2. Квершлаг гор.840 м, в т. ч. на закруглении		3040 130	19,5	22,8	59,71	
3. Квершлаг гор.780 м, в т. ч. на закруглении		2530 70	19,5	22,8	49,57	
4. Квершлаг гор.720 м, в т. ч. на закруглении		2070 70	19,5	22,8	40,60	
Ствол «Вспомогательный» № 6-Г	530		28,3		15,0	Диаметр в свету 5,5м
Итого с учетом 5% на камерные выработки и т.п.					203,52	

Таблица 4.4

Основные показатели подготовительных работ

№	Наименование показателя	Значение
1.	Годовой объем подготовительных работ, тыс. м ³	20,0
	в том числе, эксплуатационной разведки (10%), тыс. м ³	7,0
2.	Удельный объем подготовительных работ на 1000 т эксплуатационных запасов, м ³	37,3
3.	Численность забойных рабочих на подготовительных работах и эксплуатационной разведке, чел./сут.	36
4.	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смен	1,82
5.	Расход основных материалов на 1м ³ горной массы:	
	- взрывчатые вещества (нобелит), кг	3,00
	- буровая сталь (55С-2), кг	0,38
	- твердые сплавы (ВК-8), г	7,26

Таблица 4.5

Основные показатели нарезных работ

№ п/п	Наименование показателя	Значение
1.	Годовой объем нарезных работ, тыс. м ³	49,5
2.	Выход руды из нарезных работ, т/ м ³	2,06
3.	Удельный объем нарезных работ на 1000мт эксплуатационных запасов, м ³	141,8
4.	Численность забойных рабочих на нарезных работах , чел./сут.	114
5.	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смен	2,19
6.	Расход основных материалов на 1м ³ горной массы:	
	- взрывчатые вещества (Нобелит), кг	3,00
	- буровая сталь (55С-2), кг	0,38
	- твердые сплавы (ВК-8), г	7,26

Таблица 4.6

Основные показатели очистных работ

	Наименование показателя	Значение
1.	Годовой объем очистных работ, тыс. м ³	161,5
2.	Выход руды из очистных работ, т/ м ³	2,7
3.	Годовая добыча руды из очистных работ, тыс. т	435,6
4.	Среднемесячная производительность блока:	
	• при мощности рудных тел до 1,5м, т	2400
	• при мощности рудных тел более 1,5м, т	3000
5.	Количество блоков в одновременной работе на расчетный год, в том числе:	23
	• при мощности рудных тел до 1,5м	13

Наименование показателя	Значение
• при мощности рудных тел более 1,5м	10
6. Численность горнорабочих очистного забоя, чел./сут.	138
7. Производительность труда горнорабочего очистного забоя:	
• при мощности рудных тел до 1,5м, т/смену	9,6
• при мощности рудных тел более 1,5м, т/смену	12,27
6. Расход основных материалов на 1м ³ горной массы:	
• лесоматериалы, м ³	0,003
• взрывчатые вещества (Нобелит), кг	1,50
• буровая сталь (55С-2), кг	0,25
• твердые сплавы (ВК-8), г	2,42

Таблица 4.7

Календарный план горных работ и добычи руды

Наименование участков, видов работ	Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	Общий объем работ		В том числе по годам строительства и эксплуатации					
		Горной массы, тыс. м ³	В т.ч. руды, тыс. т	II этап		III этап			
				2009-2010 гг.		2011 г.		Всего за 2012÷2020 гг.	
				Горной массы, тыс. м ³	В т.ч. руды, тыс. т	Горной массы, тыс. м ³	В т.ч. руды, тыс. т	Горной массы, тыс. м ³	В т.ч. руды, тыс. т
Капитальные		419,6	-	203,5	-	41,6	-	174,5	-
Подготовительные		249,5	-	49,5	-	20,0	-	180,0	-
Нарезные		578,6	1337,4	83,6	193,4	49,5	114,4	445,5	1029,6
Очистные		1887,8	5092,6	272,8	736,6	161,5	435,6	1453,5	3920,4
Итого	10508,6	3135,5	6430,0	609,4	930,0	272,6	550,0	2253,5	4950,0
Остаток запасов на 01.01.2021 г	4078,6								

Таблица 4.8

Основные технико-экономические показатели

Наименование показателя	Величина показателя			
	I - этап 2008	II - этап		III – этап, 2011 (на полное развитие)
		2009	2010	
1 Геологические балансовые запасы (они же промышленные) руды категории:				

Наименование показателя	Величина показателя			
	I - этап 2008	II - этап		III – этап, 2011 (на полное развитие)
		2009	2010	
• C ₁ , тыс. т			4 177,0	
• C ₂ , тыс. т			4 580,2	
Итого: C ₁ + C ₂ , тыс. т,			8 757,2	
В том числе:				
• C ₁ с мощностью руд до 1,5м (средняя мощность 1,02м), тыс. т			1 277,9	
• C ₁ с мощностью руд более 1,5м (средняя мощность 1,77м), тыс. т			2 899,1	
• C ₂ с мощностью руд до 1,5м (средняя мощность 1,02м), тыс. т			3 563,5	
• C ₂ с мощностью руд более 1,5 м (средняя мощность 1,77м), тыс. т			1 016,7	
2. Содержание в руде:				
Золото:				
В запасах категории C ₁ , г/т			10,6	
кг			44 165	
В запасах категории C ₂ , г/т			6,9	
кг			31 466	
В запасах категории C ₁ + C ₂ , г/т			8,8	
кг			75 631	
Серебро:				
В запасах категории C ₁ , г/т			12,8	
кг			53 300	
В запасах категории C ₂ , г/т			8,0	
кг			36 520	
В запасах категории C ₁ + C ₂ , г/т			10,5	
кг			89820	
3 Потери руды, %			10,0	
4 Разубоживание, %			25,0	
5 Эксплуатационные запасы руды, тыс. т.			10 508,6	
Содержание в руде:				
Золото, г/т			6,58	
кг			69 118	
Серебро, г/т			7,81	
кг			82 098	
6. Коэффициент крепости по шкале проф.М. М. Протодьяконова:				
• руды			10 -12	

Наименование показателя	Величина показателя			
	I - этап 2008	II - этап		III – этап, 2011 (на полное развитие)
		2009	2010	
• вмещающих пород	10 -12			
7 Объемная масса, т/м ³				
• руды	2,70			
• вмещающих пород	2,65			
8 Влажность руды, %	до 3,0			
9 Производительность рудника по руде, тыс. т в год			500,0	550,0
Содержание в руде:				
Золото, г/т			6,48	6,48
кг			3240	3 560
Серебро, г/т			9,0	8,88
кг			4500	4 880
• суточная, м ³			607,1	667,9
т			1639,3	1 803,3
10 Производительность рудника по горной массе:				
• годовая, тыс. м ³		207,9	241,8	266,0
тыс. т		559,0	650,0	715,0
• суточная, м ³		681,6	792,8	872,1
т		1832,8	2131,1	2 344,3
11 Режим работы				
• рабочих дней в году			305	305
• добычных смен в сутки			3	3
• продолжительность смены (на подземных работах)			7,2	7,2
12 Срок существования рудника, лет				23
12а Срок обеспеченности запасами рудника, лет				19
13 Высота этажа, м			60	60
14 Годовое понижение горных работ, м			13,3	19,4
15 Системы разработки с отбойкой из магазина и их удельный вес в добыче руды при: • мощности рудных тел до 1,5м (средняя – 1,02м), %			56	56

Наименование показателя	Величина показателя			
	I - этап 2008	II - этап		III – этап, 2011 (на полное развитие)
		2009	2010	
• мощности рудных тел более 1,5м (средняя – 1,77м), %			44	44
16 Производительность систем разработки при:				
• мощности рудных тел до 1,5м (средняя – 0,75м), т/мес.			2400	2400
• мощности рудных тел более 1,5м (средняя – 1,70м), т/мес.			3000	3000
17 Объем подготовительных и нарезных работ на 1000 т эксплуатационных запасов, м ³			179,1	179,1
в том числе по вариантам системы разработки с магазинированием руды при:				
• мощности рудных тел до 1,5м (средняя – 0,75м), м ³			203,5	203,5
• мощности рудных тел более 1,5м (средняя – 1,70м), м ³			148,0	148,0
18 Общий объем горно-капитальных работ (ГКР), тыс. м ³			203,52	216,08
19 Объем ГКР на 1000 т годовой добычи, м ³			218,8	23,1
20 Численность рабочих горного цеха, чел.			363	402
21 Производительность труда забойного рабочего:				
• на очистных работах, т/смен.			9,38	10,13
• на подготовительных и нарезных работах, м ³ /смен.			2,6	2,47
21 Производительность рабочего горного цеха:				
• по руде, т/смен.			4,20	4,48
• по горной массе, м ³ /смен.			2,03	2,17
22 Расход основных материалов на 1м ³ горной массы на очистных работах:				1,5

Наименование показателя	Величина показателя			
	I - этап 2008	II - этап		III – этап, 2011 (на полное развитие)
		2009	2010	
• ВВ, кг				0,003
• крепежный лес, м ³				0,25
• буровая сталь (55С-2), кг				2,42
• твердые сплавы (ВК-8В), г				
23 Расход основных материалов				
на 1м ³ горной массы на подготовительных и нарезных: работах				
• ВВ, кг				3,0
• крепежный лес, м ³				0,025
• буровая сталь (55С-2), кг				0,38
• твердые сплавы (ВК-8В), г				7,26