

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

На правах рукописи

УДК 622.249.5

Пардаев Феруз Шухратович

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Специальность **5А311601–«Разработка месторождений полезных
копаемых (по способам разработки)»**

Диссертация

на соискание академической степени
магистра

Научный руководитель

_____ доц. Мислибоев И.Т.

НАВОИЙ-2014

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Горный факультет
Кафедра «Горное дело»
2012-2014 учебный год

Магистрант: Пардаев Ф.Ш.
Научный руководитель: доц.
Мислибоев И.Т.
Специальность: 6Б 311601 –
«Разработка месторождений полезных
ископаемых (подземным способом)»

АННОТАЦИЯ МАГИСТЕРСКОЙ ДИССЕРТАЦИИ

В диссертационной работе рассмотрены вопросы обоснования технологии разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау. Технологические схемы проходки подготовительных горных выработок совершенствуются с учётом горно-геологических и горнотехнических условий месторождений, а также физико-механических свойств горных пород.

Для достижения поставленной цели в диссертационной работе изучены следующие вопросы: обоснование комбинированные разработки месторождения Мурунтау; определены конечные глубины открытой разработки; выбор оптимального варианта вскрытия шахтного поля; выбор и обоснование технологии подземной разработки.

На основе выполненных теоретических и аналитических исследований в диссертационной работе дано решение актуальной задачи совершенствования технологии разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау.

Цель работы состоит в обосновании технологии подземной разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау зависящей от напряженно-деформационного состояния массива горных пород и горнотехнической условий месторождения.

Идея работы заключается в том, что параметры технологии подземной разработки определяются с учётом видов горно-транспортных работ рудника и особенностей залегания рудных тел.

Для достижения поставленной цели в диссертационной работе решаются следующие основные **задачи**:

1. Обоснование комбинированные разработки месторождения Мурунтау.
2. Определение конечной глубины открытой разработки.
3. Выбор оптимального варианта вскрытия шахтного поля.
4. Выбор и обоснование технологии подземной разработки.

Объектом исследования является сложно-структурное месторождение Мурунтау и технология подземной разработки.

Научная новизна выполненных исследований заключается в

разработке методики выбора схем вскрытия шахтного поля и технологии подземной разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау.

Практическое значение работы состоит в определении технологии - подземной разработки для условий месторождения Мурунтау с первоначальной открытой добычей полезных ископаемых.

Апробация. Основные положения магистерской диссертации докладывались на Республиканских научно-технических конференциях проводимые в НГГИ и ТГТУ в 2012-2014 гг. и на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов в 2012-2014 гг. в г. Навоий.

Научный руководитель

Мислибоев И.Т.

Магистрант

Пардаев Ф.Ш.

**THE MINISTRY OF THE HIGHER AND AVERAGE VOCATIONAL
EDUCATION OF REPUBLIC UZBEKISTAN**

NAVOI STATE MINING INSTITUTE

**Mining faculty
Chair "Mining"
Misliboev I.T.
2012-2014**

**Master student: Pardaev F.S.
Supervisor of studies: docent.**

**The Speciality: 6B 311601 - «Working out
of mineral deposits (underground way)»**

THE SUMMARY OF THE MASTER THESIS

In dissertational to work questions a substantiation technology of working out of deep horizons of a deposit of Muruntau are considered. Technological pass schemes preparatory mountain developments are improved with the account of mountain-geological and mining conditions of deposits, and also physic mechanical properties of rocks.

For object in view achievement in dissertational work following questions are studied: a substantiation the combined workings out of a deposit of Muruntau; final depths of open-cast mining are defined; a choice of an optimum variant of opening of a mine field; a choice and a substantiation of technology of underground mining.

On the basis of the executed theoretical and analytical researches in dissertational work the decision of an actual problem of perfection of technology of working out of deep horizons of a deposit of Muruntau is given.

The work purpose consists in a substantiation of technology of underground mining of deep horizons of a deposit of Muruntau depended on an intense-deformation condition of a file of rocks and mountain-technical deposit conditions.

The idea of work consists that parameters of technology of underground mining are defined with the account of kinds of mountain-transport works of mine and features zalezh ore bodies.

For object in view achievement in dissertational work following primary goals dare:

1. Substantiation the combined workings out of a deposit of Muruntau.
2. Definition of final depth of open-cast mining.
3. Choice of an optimum variant of opening of a mine field.
4. Choice and substantiation of technology of underground mining.

Object of research is difficult-structural
Deposit of Muruntau and technology of underground mining.

Scientific novelty of the executed researches consists in working out of a technique of a choice of schemes of opening of a mine field and technology of underground mining of deep horizons of a deposit of Muruntau.

Practical value of work consists in technology definition - underground mining for conditions of a deposit of Muruntau with initial open-pit mining of minerals.

Approbation. Substantive provisions masters thesis were reported at Republican scientific and technical conferences spent in NSMI and TSTU in 2012-2014 and at scientific and technical conference of the presented students and masters in 2012-2014 in Navoi.

The supervisor of studies

Misliboev I.T.

Master student

Pardaev F.S.

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|---|-----------|
| ВВЕДЕНИЕ | 7 |
| ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННАЯ СОСТОЯНИЯ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ..... | 10 |
| 1.1 Краткая геологическая характеристика месторождения..... | 10 |
| 1.2 Анализ современного состояния разработки месторождения Мурунтау..... | 14 |
| 1.3 Совместное разработка карьерных и шахтных полей..... | 21 |
| ГЛАВА 2. ОБОСНОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ.... | 27 |
| 2.1 Исследование комбинированных схем вскрытия шахтного и карьерного полей с использованием подземных выработок..... | 27 |
| 2.2. Выбор схем вскрытия и транспорта при комбинированной разработке месторождения Мурунтау..... | 34 |
| 2.3. Обоснование схем сооружения и транспорта при проведении наклонного съезда..... | 52 |
| ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ..... | 75 |
| 3.1. Определение производственной мощности шахты..... | 75 |
| 3.2. Подготовка шахтного поля | 81 |
| 3.3. Система разработки..... | 84 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 90 |
| ЛИТЕРАТУРА..... | 92 |

ВВЕДЕНИЕ

Для полного обеспечения народного хозяйства минерально-сырьевыми ресурсами необходимо разработать и осуществить в горнодобывающей промышленности комплексные программы технического перевооружения и реконструкции производства, его обновления на базе новой техники и передовой технологии.

В основных направлениях экономического развития Республики Узбекистан, предусматривающих подъем экономики страны, особое место отводится ускорению научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности.

Горнодобывающая промышленность - одна из ведущих отраслей народного хозяйства, поставляющая сырье для цветной и черной металлургии, химической промышленности и промышленности строительных материалов.

Перед горнорудной промышленностью стоят задачи интенсификации добычи и переработки сырья при минимальных затратах и комплексном использовании недр.

С переходом на более глубокие горизонты открытый способ разработки становится все менее выгодным. Кроме того, при открытом способе и большой глубине разработки земная поверхность нарушается на длительное время на очень большой площади, как в результате самих работ, так и в связи с размещением пустых пород. С учётом условий разведанных месторождений можно считать, что в перспективе удельный вес подземного способа будет постепенно возрастать.

На подземных рудниках в настоящее время уже используется сотни различных типов машин с современными средствами контроля, управления и связи. Расширяется применение новейших технических средств, основанных на последних достижениях в области физики. Имеется широкая сеть сигнализации и связи.

Кроме того, для доступа к месторождению с поверхности и обеспечения возможности его отработки вынимают, перемещают и складывают в отвалы пустые породы, объем которых, как правило, в несколько раз превышает объем добываемого полезного ископаемого. Золотосодержащее месторождение Мурунтау является типичным примером такого характера. Параметры открытых горных работ увеличиваются с каждым годом. Размеры карьера Мурунтау на данный момент времени в плане составляют 3,5x2,5 км, а глубина превышает 450 м и продолжает интенсивно увеличиваться. При этом понижение открытых горных работ на значительную глубину привело к: сокращению рабочей зоны; уменьшению параметров рабочих площадок; увеличению объема вскрышных работ; увеличению расстояния транспортирования; ухудшению санитарно-гигиенических условий и др. В связи с этим представляется весьма актуальным рассмотрение технологии подземной разработки золотосодержащего месторождения Мурунтау, на больших глубинах.

Цель работы состоит в обосновании технологии подземной разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау зависящейся от напряженно-деформационного состояния массива горных пород и горно-технической условий месторождения.

Идея работы заключается в том, что параметры технологии подземной разработки определяются с учётом видов горно-транспортных работ рудника и особенностей залегания рудных тел.

Для достижения поставленной цели в диссертационной работе решаются следующие основные **задачи**:

5. Обоснование комбинированные разработки месторождения Мурунтау.

6. Определение конечной глубины открытой разработки.

7. Выбор оптимального варианта вскрытия шахтного поля.

8. Выбор и обоснование технологии подземной разработки.

Объектом исследования является сложно-структурное

месторождение Мурунтау и технология подземной разработки.

Научная новизна выполненных исследований заключается в разработке методики выбора схем вскрытия шахтного поля и технологии подземной разработки глубоких горизонтов месторождения Мурунтау.

Практическое значение работы состоит в определении технологии - подземной разработки для условий месторождения Мурунтау с первоначальной открытой добычей полезных ископаемых.

Апробация. Основные положения магистерской диссертации докладывались на Республиканских научно-технических конференциях проводимые в НГГИ и ТГТУ в 2012-2014 гг. и на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов в 2012-2014 гг. в г. Навоий.

ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

1.1. Краткая геологическая характеристика месторождения

Структура месторождения. Главным структурным элементом района месторождения является Тасказганская антиклиналь, простирающаяся в целом в субширотном направлении на протяжении 45 км. Складка на своем протяжении неоднократно ундулирует, и осевая плоскость ее претерпевает изгибы как по падению, так и по простиранию. В пределах месторождения простирание шарнира складки изменяется от северо-восточного (70°) в западной части до субширотного (95°) в восточной, здесь же, крыло Тасказганской антиклинали осложнено многочисленными складчатыми нарушениями более высоких порядков, имеющих характер плавных перегибов. В центральной и юго-восточной частях месторождения отмечается несколько узких антиклинальных складок, в ядрах которых залегают секущие, крутопадающие кварцевые жилы. Оси этих складок вытянуты в субширотном направлении (параллельно жилам) в размерах крыльев невелики (25-50 м). Длина по простиранию их соизмерима с длиной кварцевых жил образование их, по видимому, генетически связано образованием кулисообразно расположенных трещин отрыва, впоследствии залеченных кварцем. Из всех разрывных нарушений наиболее важную роль в структуре рудного поля (месторождения) играют ограничивающие его с юга и севера Южный и Структурные разломы. Южный разлом расположен в южной части месторождения и прослежен более чем на 7 км. В пределах месторождения разлом имеет северо-восточное простирание и крутое ($70-75^{\circ}$) южное падение и представляет собой систему сближенных кулисообразных швов, зон будинажа смятия и дробления. Общая

мощность зоны южного разлома достигает 120-150 м. По характеру перемещений Южный разлом является взбросом с амплитудой перемещений порядка 500 м. Структурный разлом расположен несколько севернее шарнира Тасказганской антиклинали и представляет собой серию мелких сближенных трещин сбрососдвигового характера сопровождающихся зонами дробления и перетиранья пород. Простирается разлом в широком направлении, падает на север под углом 70 -75 гр. Амплитуда перемещений по разлому не превышает 100 м. Трещинная тектоника в блоке между Южным и Структурным разломами проявилась весьма интенсивно. По морфологическим признакам тектонические трещины разделены на три типа: отслоение, отрыва и скола.

Северо-восточный разлом представляют крутопадающую ($70 -80^{\circ}$) систему сближенных кулисообразных швов, зон будинажа, смятия и дробления, мощностью от 10 до 150 м.

Широтный разлом расположен в северной части месторождения и прослежен более чем на 3 км. Мощность разлома 1-3 м, выражен зоной дробления и перетиранья пород. Падение на юг под углом $65-70^{\circ}$. По характеру перемещений разлом является сбросо-сдвигом с амплитудой перемещения по нему в пределах 100-150 м.

Меридиальный разлом прослеживается в центральной части месторождения более чем на 1 км. Мощность разлома 1-2 м. Падение смесителя разлома $280^{\circ}<60-65^{\circ}$. Амплитуда перемещений более 100 м, выполнен, в основном, глиной трения и брекчиями, сцементированными поздними карбонатами.

Мурунтау штокверковое месторождение приуроченное в основном на пологом южном крыле Тасказганской антиклинали в тектоническом ослабленном блоке, заключенном между вышеописанным Южным и Структурными разломами. Важнейшие особенности штокверка-линейная

ориентировка главных жил, взаимно перпендикулярные размещения подавляющего большинства прожилков и крупные размеры многих из них. Кварцевые жилы простираются в широтном направлении и падают на юг под углами 30-75 гр. Протяженность их 250-400 м. Кварцевые прожилки (средняя мощность 5-15 см) имеют пологое падение, местами залегают горизонтально, согласно со слоистостью и сланцеватостью вмещающей толщи встречаются и крутопадающие прожилки, а так же участки со сложными по морфологии кварцевыми жилами. Сульфидные (арсенопирит - пиритовые) крутозалегающие прожилки мощностью 1 - 2 см ориентированные в субширотном направлении и характеризуются выдержанностью простираения и падения. Основная масса богатых рудных тел совпадает с кулисообразно расположенными кварцевыми жилами. Положение их контролируется субширотными разрывами крутого южного падения по результатам опробования в пределах штокверка выделены три разобщенные рудные залежи (зоны), вытянутые в субширотном направлении. Рудные залежи разделены между собой неупорядоченно расположенными некондиционными и слабооруденелыми породами. Главным структурным элементом всех трёх рудных залежей является секущие крутопадающие жилы, локализующиеся в трещинах отрыва и группирующиеся в субширотные системы. Мощность жильных систем изменяется от 0 до 100 м. Общее падение рудных залежей составляет 15-30 градусов.

Месторождение Мурунтау представлено крутопадающим рудным телом, прослеженным от поверхности до глубины около 2 км. В результате тектонических процессов отдельные блоки месторождения были оторваны от основного рудного тела и сместилась от него в сторону, погрузившись на глубину 500-600 м и более. Добыча полезного ископаемого принципиально возможна не только на основном рудном теле но и на его

отдельных блоках. Поэтому все запасы месторождения могут рассматриваться в качестве потенциальной сырьевой базы горно-перерабатывающего предприятия.

Первая рудная залежь расположена в западной и северо-западной части месторождения и ограничена с востока Меридиональным разломом, а с юго-востока - Северо-восточным разломом. По размерам она является самой крупной. Промышленные руды прослежены по простиранию на 1200 - 1300 м, ширина изменяется от 400 до 700 м. По падению рудная залежь прослежена на глубину 1500 м и более.

Вторая рудная залежь расположена в северо-восточной части месторождения и ограничена с запада Меридиональным разломом, а с юго-востока - вторым Северо-восточным разломом. Мощность залежи по простиранию изменяется от 15-25 до 280 м, с глубиной изменение незначительное. По простиранию прослежена до 800-1000 м. Промышленные руды в основном приурочены к ее крутопадающей части, распространяющейся на глубину 1000-1350 м.

Третья рудная залежь расположена в юго-восточной части месторождения и отделена от других рудных залежей Меридиональным и вторым Северо-восточным разломами. По простиранию залежь прослежена с небольшими перерывами на 1100-1300 м, по падению на глубину до 350 м. Мощность залежи колеблется от 15 до 150 м. Морфологические особенности всех трёх рудных залежей находятся в прямой зависимости от кондиции на руду. Распределение оруденения внутри рудных залежей очень не равномерное. Средний коэффициент рудоносности по месторождению для подсчёта балансовых руд составляет 0.74.

Гидрогеологические условия месторождения. Подземные воды на площади Мурунтауского месторождения вскрыты в естественных

условиях на глубине 32-144 м, что соответствует абсолютным отметкам 370—550 м. Такая разница в глубине залегания подземных вод объясняется строением самой поверхности. В результате дренирующего действия горных выработок (шахты «Мурунтау») снижение уровней произошло до 100 м и более, уровень подземных вод отмечается на глубине 47-165 м, что соответствует абсолютной отметке 261-525 м. На карьере имеет развитие два водоносных горизонта. Первый - техногенный, распространен в виде «верховодки» и связан с потерей воды, из водосборных устройств для заправки поливных машин водопроводящих коммуникаций. Второй - естественный проявляется в фильтрации подземных вод по зонам разломов.

1.2. Анализ современного состояния разработки месторождения

Мурунтау

В 1967 году по результатам разведки был проведен подсчет запасов месторождения. В настоящее время ведется дополнительная разведка флангов и глубоких горизонтов месторождения.

Промышленная разработка месторождения Мурунтау началась в 1967 году открытым способом.

Открытый рудник «Мурунтау» выполняет задачу добычи золотосодержащей руды и поставки ее на гидрометаллургический завод № 2 (ГМЗ № 2). В состав открытого рудника входят два экскаваторных участка, два буровых участка, участок погрузки руды на завод, взрывной участок, энергоцех, цех по ремонту горного оборудования, участок КИПиА и связи, центральная лаборатория гамма-активационного анализа, участок АСУ, ремонтно-эксплуатационный участок.

Карьер вскрыт траншеями внутреннего заложения, три из которых служат для технологического автотранспорта, а четвертая - размещения наклонных конвейерных комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ).

Товарная руда доставляется автосамосвалами на два прикарьерных перегрузочных пункта, а затем железнодорожным транспортом до ГМЗ № 2. Забалансовая руда и порода вывозится на соответствующие склады и отвалы комплексом ЦПТ (65 %) или автосамосвалами (35%). В настоящее время горные работы ведутся в контурах IV очереди строительства карьера (приложение 4).

В карьере Мурунтау в настоящее время применяется система разработки: по классификации В.В. Ржевского - углубочно-поперечная, двухбортовая (УП-Д); по классификации Е.Ф. Шешко - система разработки с перевозкой вскрыши на внешние отвалы; по классификации Н.В. Мельникова - транспортная, вскрыша транспортными средствами перемещается на внешние отвалы.

На открытом руднике Мурунтау производится селективная выемка полезного ископаемого. Выемка производится по сортовым планам, на которых отмечаются сорта руды: забалансовая руда, минерализованная горная масса и порода.

На очистной выемке четыре экскаватора. На вскрышных работах десять экскаваторов из них 4шт - ЭКГ-12,5; 2шт - ЭКГ-15; 2шт - ЭКГ-10; 1шт - ЭКГ-8и; 1шт - ЭКГ-8ус; 2шт - Caterpillar 5230.

На руднике Мурунтау существует отставание вскрышных работ, которое устраняется путем ввода новых типов высокопроизводительного оборудования.

Исходя из параметров применяемого оборудования и условий безопасности работ на открытом руднике Мурунтау принято:

- высота разрабатываемых уступов составляет 10-15 м;
- ширина рабочей площадки колеблется в пределах 50-100 м и в среднем составляет 70-80 м;
- бермы безопасности 10-20 м;
- транспортные бермы 30 м;
- угол погашения капитального борта 29-30°.

Параметры карьера на данный момент:

- производительность по горной массе 36 млн. м³/год;
- понижение фронта работ на уступе составляет 10 м/год;
- текущий коэффициент вскрыши равен 5,4 м³/м³;
- ширина карьера 3,3 км;
- длина карьера 2,5 км;
- глубина 440-460 м;
- объем чаши карьера свыше 1,0 млрд. м³;
- отработано на ГМЗ № 2 руды 0,5 млрд. т.

На карьере Мурунтау применяется комбинированный транспорт. В связи с особенностями горно-геологического строения (крутонаклонная и ограниченная в плане) высокой селективностью руд и их отдельным складированием по сортам наиболее целесообразным является применение автомобильного транспорта. Но в связи с большой глубиной разработки месторождения и значительным расстоянием транспортирования (5,5 км) резко снижаются его технико-экономические показатели. В связи с чем с 1984 года осуществлен переход на циклично-ленточную технологию с использованием конвейерного транспорта. Вскрышные породы доставляются автосамосвалами, через дробильно-перегрузочные пункты поступают на наклонные конвейеры, расположенные в крутой траншее под углом 15°, далее через магистральные и отвальные поступают на отвалообразователь, где производится их укладка на отвал. Годовая производительность двух конвейерных подъёмников составляет 20-25 млн. м³/год.

Краткая характеристика шахты Мурунтау

Шахта «Мурунтау» расположена в северо-западной части месторождения вблизи карьерного поля.

На месторождении Мурунтау подземная разработка не ведётся, в связи с разработкой месторождения открытым способом.

Основными задачами шахты являются: геологическая разведка

месторождения Мурунтау, в том числе флангов и глубоких горизонтов; дренаж водоносных горизонтов; осушение месторождения.

В состав зданий и сооружений шахты входят: ремонтная мастерская; ЛБК; компрессорная; слесарская мастерская; насосная; разгрузочный бункер (опрокид); рудный отвал; породный отвал; склад; гараж; стволовая; копер; здания подъёмной установки; подстанция.

Шахтное поле вскрыто двумя флангово расположенными стволами (ствол 1-1 и ствол 1-главный) глубиной 580 м и 570 м. Шахта имеет три горизонта: +128 м, +78 м, 0,0 м расположенных соответственно на глубине 439 м, 489 м и 567 м.

Горизонты соединены между собой участковыми запасными выходами — восстающими и бремсбергами. Общая длина вертикальных выработок используемых в качестве запасных выходов составляет 1228 м (ств. 1-1 - 570м; ств. 1-гл. - 580м; восст. 2-0 - 78м).

Общая длина горизонтальных выработок - 110000 м из них используется для передвижений людей и поддержания в рабочем состоянии - 13 102 м (гор. +128 м - 3759 м; горизонт + 78 м - 2875 м; горизонт 0,0 м - 6468 м).

Спуск в шахту и подъём на поверхность людей, породы, материалов и оборудования производится по стволам 1-1 и 1-главный.

Ствол 1-1 оборудован двумя клетями 41КН-3,6. Обмен вагонеток производится комплексом оборудования СТН 4.00.00.000. Ствол 1-1 оборудован подъёмной двухбарабанной машиной 2ЦЗ,5х1,7А. Ствол 1-гл. оборудован двухбадьевым подъёмом бадьями БПС -3/1600. Подъёмная двухбадьева машина 2ЦЗ,5х1,7А. Ствол 1-гл. используется для:

- спуска - подъёма людей на горизонт 0,0 м;
- спуска и подъёма негабаритных технических грузов и оборудовании;
- выдачи горной массы с горизонта 0,0 м.

Рудничный водоотлив выполнен согласно техническому проекту АТ -

7171 по типовому проекту «Южгипрошахт» ТП 401-21-27.

Выработки стационарного водоотливного комплекса расположены на горизонте +78 м у ствола 1-1 и состоят из насосной камеры, совмещенной с ЦПП, ходков и четырёх водосборников объемом 500 м³ каждый, закрепленных бетоном.

Водопроток по шахте составляет 170 м³ /час. Шахтные воды :ор.+128 м дренируются по скважинам в водосборники гор. +78 м. С гор.0,0 м из двух водосборников объемом 800 м³ каждый насосами ЦНС-300/120 по трубам $d=108$ мм вода перекачивается в водосборники гор.+78 м. На время очистки водосборников на гор.0,0 м смонтирована временная насосная станция в руддворе ствола 1-1 с двумя насосами ЦНС-300/120 ; со всасами установленными в зумпфе ствола 1-1.

В насосной камере главного водоотлива установлено три насоса ЦНС-300/600 ($Q=300$ м³/час, $H=600$ м, мощность двигателя 800 кВт.), которые выдают воду на поверхность по двум трубопроводам $d=273$ мм. Проектом предусмотрена откачка воды из зумпфа ствола 1-гл. в водосборник гор.0,0 м гидроэлеватором Г-600. Водоснабжение подземных горных выработок производится по трубопроводам $d=159-57$ мм для производства буровых работ, пылеподавления и пожаротушения.

Проветривание горных выработок шахты запроектировано центральной схеме главной вентиляционной установкой (ГВУ) двумя вентиляторами ВОД-21 (первый - в режиме нагнетания, второй - в резерве для реверсирования с диаметром колеса 2100 мм, $Q=25-120$ м³/сек, $P=110-365$ кгс/м², мощность двигателя СД-13-42-8=500 кВт).

Проветривание тупиковых горизонтальных выработок производится нагнетательным способом осевыми вентиляторами местного проветривания ВМ-6 (СВМ-6) производительностью до 6 м³/сек, мощность электродвигателя 14 кВт.

Одновременно работают следующие оборудования в забоях: на бурении шпуров находятся два забоя, в каждом по два перфоратора ПП-

63; на отгрузке горной массы - два забоя, в каждом работает по одному погрузчику ППН-3 и один перегружатель ПСК-1; на бурении разведочных и дренажных скважин - два забоя, в каждом по одному станку НКР-100М. При этом необходимое количество сжатого воздуха $V=170 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Транспортировка горной массы, материалов, перевозка людей в подземных горных выработках и шахтной поверхности производится шахтными электровозами К-10 (10К). Сцепной вес составляет 100 кН.

Для перевозки материалов и технических грузов предусмотрены платформы. Питание электровозов обеспечивается через контактную сеть от тяговых преобразовательных подстанций типа АТН-500-275.

Исходя из требований «ЕПБ» к подземному транспорту, для выполнения проектных объемов горных работ, потребное количество электровозов составляет:

- гор. + 128 м-две в работе;
- гор. +78 м - две в работе, один в резерве;
- гор. 0,0 м - три в работе, один в резерве;
- «нагора» - два в работе.

Перспектива дальнейшей разработки месторождения Мурунтау

При дальнейшей разработке месторождения Мурунтау по мере развития открытых горных работ горно-геологические условия в карьере Мурунтау практически не меняются, а горнотехнические - ухудшаются, что связано главным образом с увеличением глубины карьера и сокращением ресурса рабочего пространства.

До глубины 175 м карьер Мурунтау относится к категории мелких, до глубины 460 м - к категории средних, до глубины 575 м - к категории глубоких и более 575 м - к категории сверхглубоких карьеров.

По адаптационному развитию технологического транспорта карьер Мурунтау делится на четыре этапа. На первом этапе развития (1967-1984г) технологический транспорт карьера был представлен автомобильным транспортом, адаптация которого шла по пути наращивания количества и

грузоподъемности автосамосвалов. Адаптационные возможности автомобильного транспорта были исчерпаны после того, как глубина карьера превысила 150 м.

Второй этап развития технологического транспорта характеризовался внедрением в 1984 году конвейерного транспорта с переходом на циклично-поточную технологию работ. Адаптация этой технологии к изменяющимся горнотехническим условиям осуществлялась за счет организации транспортирования конвейерами двух сортов горной массы (адаптация к селективной разработке месторождения), формирования временных накопительно-догрузочных складов (адаптация к режиму работы циклического и поточного звеньев технологии), применения грохотильных, грохотильно-дробильных и дробильных перегрузочных пунктов (адаптация к качеству взрывного рыхления горных пород).

На третьем этапе развития технологического транспорта карьера предусматривается введение в состав конвейерного транспорта автономных модулей перегружателей с крутонаклонными (до 40°) конвейерами (адаптация к увеличению глубины карьера) в комплексе с компактными дробильными перегрузочными пунктами (адаптация к сокращению размеров рабочих площадок), горизонтальными и слабонаклонными конвейерами (адаптация к перемещению зон интенсивного ведения работ).

Четвертый этап характеризуется применением в рабочей зоне карьера автономного выемочно-погрузочного оборудования (адаптация к ограниченному ресурсу выработанного пространства) и автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20% (адаптация к увеличению угла откоса борта карьера).

Определение конечной глубины открытой разработки

Конечную глубину карьера можно определить по упрощенной расчетной формуле проф. Б.П. Боголюбова, учитывающей только

горизонтальную мощность залежи, углы откосов бортов карьера и величину граничного коэффициента вскрыши.

$$H = 0.5K_{из}MK_{гр} \operatorname{tg}\beta \quad (1)$$

$$H = 0,5 * 0,97 * 185 * 12,2 * \operatorname{tg}40^{\circ} = 918\text{м}$$

где $K_{из}$ - коэффициент извлечения руды;

M - мощность залежи;

$K_{гр}$ - граничный коэффициент вскрыши;

β - угол откоса борта карьера.

Разработку месторождения Мурунтау можно разделить на три этапа:

Верхняя часть месторождения отрабатывается открытым способом (первый этап освоения месторождения), альтернатива которому в рассматриваемом случае отсутствует. В настоящее время фактическая глубина карьера составляет 440-450 м, а перспективная оценивается 900-1000 м. При этом часть запасов месторождения не попадает в контуры карьера и остается за его пределами на глубине 400 м как вблизи так и на расстоянии 1,0-2,0 км от борта. Для отработки этих запасов перспективен открыто-подземный способ разработки (второй этап освоения месторождения). Таким комбинированным способом возможна отработка обособленных частей месторождения до глубины 800-1200 м. Затем будет осуществлен переход на подземный способ разработки (третий этап освоения месторождения). Разработка техногенных месторождений образовавшихся в результате складирования забалансовой руды, золотосодержащих вскрышных пород и других отходов горно-перерабатывающего производства, может быть выделена в отдельный этап освоения месторождения.

Отработка месторождения Мурунтау открытым способом ориентировочно будет вестись на протяжении 60-70 лет (при среднем темпе понижения горных работ 15м/год). Реализация открыто-подземного способа разработки может быть начата через 40-50 лет после начала освоения месторождения.

1.3 Совместное разработки карьерных и шахтных полей

При комбинированной разработке создаются наиболее благоприятные условия для совместного решения вопросов вскрытия карьерного и шахтного полей. При этом особенно перспективными являются варианты с комплексным использованием подземных выработок. Этому способствует, во-первых, необходимость сооружения подземных транспортных коммуникаций при вскрытии нижних горизонтов карьеров, во-вторых, наличие вблизи некоторых действующих карьеров подземных дренажных комплексов (комбинаты КМА и Казахстана), в-третьих имеющиеся стволы подземных рудников (например, в Кривбассе).

Возможны две принципиальные схемы совместного вскрытия: с использованием объединенного подземного транспортного комплекса и с комплексным использованием лишь вспомогательных подземных выработок. Тем самым при совместном вскрытии карьерных и шахтных полей подземные выработки могут выполнять подъемно-транспортные, вспомогательные и вентиляционные функции. В этом случае капитальные затраты только на сооружение стволов сокращаются на 10-15%, соответственно уменьшаются на 1-2 года сроки строительства подземного комплекса.

На Лениногорском полиметаллическом комбинате (Тишинский рудник) использовали штольни для загрузки карьерных автосамосвалов рудой из подземных забоев для последующего транспортирования ее на обогатительную фабрику. При этом затраты на транспортирование 1 т. руды снизились с 0,63 до 0,42 руб. На Андреевском карьере Лениногорского комбината подземные выработки использовали для подвода к рабочим уступам воздушных, водяных и электрических магистралей.

На многих карьерах, особенно в гористой местности, успешно функционируют подземные транспортные комплексы с капитальными

рудоспусками (комбинат «Апатит», Тырнаузский ВМК, Алтын-Топканский рудник и др.).

Для предотвращения обмерзания рудоспуска и смерзания руды в нем применяют нагнетательное проветривание подогретой струей воздуха. Это также предотвращает попадание газов от взрывных работ из карьера в подземные выработки.

В зависимости от горно-геологических условий и совмещения работ во времени (K_t) и пространстве ($K_{пр}$) при определении технико-экономических показателей предлагается использовать и учитывать следующие технологические особенности открытых работ: изменение конструктивных параметров карьера за счет изменения направления грузопотока в сторону рудо- и породоспусков; упрощение организации работ и параметров транспортирования горной массы по подземным выработкам (изменение дальности, типа оборудования, организации добычных работ); отвалообразование в зоне обрушения, а также организации добычных работ в зоне влияния подземного рудника; отработки открыто-подземного яруса с внутренним отвалообразованием; использование части вскрышных пород для закладки подземных пустот; применение специальных систем разработки с использованием самоходного погрузочно-транспортного оборудования, перемещаемого вокруг рудоспусков, а также элементов геотехнологии.

Для условий Гайского карьера в зависимости от количества и места расположения рудо- и породоспусков дальность перевозок примерно в 2,5 раза уменьшилось по сравнению с комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом.

При себестоимости перевозок 8-10 у.е. за 1 т. км и продолжительности применения рассматриваемой схемы в течение 10-20 лет снижение себестоимости добычи 1 т. руды по карьере составит от 10 по 15%. Снижение затрат будет тем больше, чем меньше дальность транспортирования и больше срок применения данной схемы.

В связи с изменением направления грузопотоков к рудо- и породоспускам в рабочей зоне на предельном борту параметры транспортных берм могут быть уменьшены в расчете только на однорядное движение вспомогательного транспорта. Кроме того, может быть использовано спиральное расположение съездов, а бермы безопасности могут быть совмещены с транспортными съездами (с приданием им соответствующего угла).

Разность объемов вскрыши за счет совмещения транспортных берм с бермами безопасности и придания последним соответствующего уклона по сравнению с обычной схемой развития работ составляет от 2-3 до 10-12% общих объемов вскрыши. Например, для условий Сарбайского карьера при переходе на эту технологическую схему угол погашения борта был увеличен с 40 до 45°, а объем вскрыши при этом сократился на 100-110 млн. м³ в интервале глубин от 300 до 600 м. За счет этого себестоимость добычи была снижена на 15%.

При комплексном решении вопросов вскрытия и отработки карьерного и шахтного полей необходимо рассмотреть возможность складирования вскрышных пород в зоне обрушения. Особенно это целесообразно при совмещении работ в горизонтальной плоскости. При объеме добычи на шахтах Кривбасса около 30 млн. т это позволяет ежегодно экономить от 6 до 15 га земли.

Опыт ГОКов Кривбасса, Гороблагодатского рудника и других доказал, что в зоне обрушения можно складировать до 30-50% годовых объемов вскрыши с сокращением территории под отвалы на десятки гектаров для каждого ГОКа.

Помимо положительных факторов, при комбинированной разработке в период производства открытых работ непосредственно в зоне влияния подземных проявляются и отрицательные: трудная организация работ, осуществление более сложного комплекса мероприятий по технике безопасности. Вследствие этого эксплуатационные затраты по карьере

возрастают на 5-30%. Аналогичное изменение затрат наблюдается при отработке карьером целиков подземного рудника (Гороблагодатский рудник НТМК). Обычно одновременное ведение открытых и подземных работ позволяет увеличить объем производства на 25-30%.

В зависимости от места расположения очистных блоков и горно-геологических условий месторождения подземные работы при комбинированной разработке также имеют ряд особенностей: необходимость учета воздействия массовых взрывов в карьере на устойчивость подземных выработок; более строгий расчет устойчивых параметров очистных камер и целиков; выбор схемы проветривания с учетом активной аэродинамической связи через зону обрушения; использование карьерного оборудования для обуривания очистных блоков; ввод из карьера по штольням под землю самоходного оборудования для выдачи горной массы или обслуживания подземных забоев; использование дробленых пород карьера для заполнения подземных пустот; применение методов искусственного формирования зон обрушения.

При погашении пустот под уступами карьеров расчет параметров массовых взрывов обычно ведется с учетом устойчивости потолочин, обеспечивающих безопасные условия размещения буровых станков, а также надежности прорыва налегающих пород и полноты заполнения погашаемых пустот.

Проектом массового взрыва в бортах или под дном карьера должны быть предусмотрены мероприятия, предотвращающие выброс горной массы из зон взрыва. Примеры выброса пород при массовых взрывах в бортах карьеров известны на Лениногорском руднике, карьерах Высокогорского рудоуправления и других.

Применение при открытой разработке циклично-поточной технологии с механическим дроблением скальных вскрышных пород позволяет частично использовать их для заполнения отработанных очистных камер. Для повышения плотности закладки добавляют около 30% хвостов мокрого

магнитного обогащения (коэффициент усадки составляет 10-12%).

При комбинированной разработке богатых руд под землей обычно применяют системы с закладкой, а при разработке относительно малоценных руд применение твердеющей закладки вызывает дополнительные затраты, поэтому на железных рудниках следует использовать системы с массовым принудительным обрушением.

Рассмотрим схему горных работ на примере Райского месторождения медно-никелевых руд. Это месторождение с целью ускоренного наращивания объема производства с 1961 года отрабатывают комбинированным способом - одновременно карьером и подземным рудником. Руды и вмещающие породы крепкие и устойчивые. Подземные заботы отделены от карьера барьерным целиком высотой не менее 60 м. Отработка производится по камерной системе с последующей твердеющей закладкой. Комплекс подземных выработок обеспечивает развитие горных работ, дренирует верхнюю часть месторождения.

ГЛАВА 2. ОБОСНОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ

2.1. Исследование комбинированных схем вскрытия шахтного и карьерного полей с использованием подземных выработок

Вскрытие является сложнейшим вопросом, который не поддается ни нормированию, ни другой формализации. В то же время по данному вопросу накоплен значительный опыт, требующий описания и обобщения для дальнейшего его использования.

При совместной разработке месторождений открытым и подземным способами создаются благоприятные условия для вскрытия карьерного и шахтного полей подземными выработками. Поэтому схемы совместного вскрытия с использованием подземных выработок часто и довольно эффективно применяют для каждого нового месторождения при комбинированной разработке.

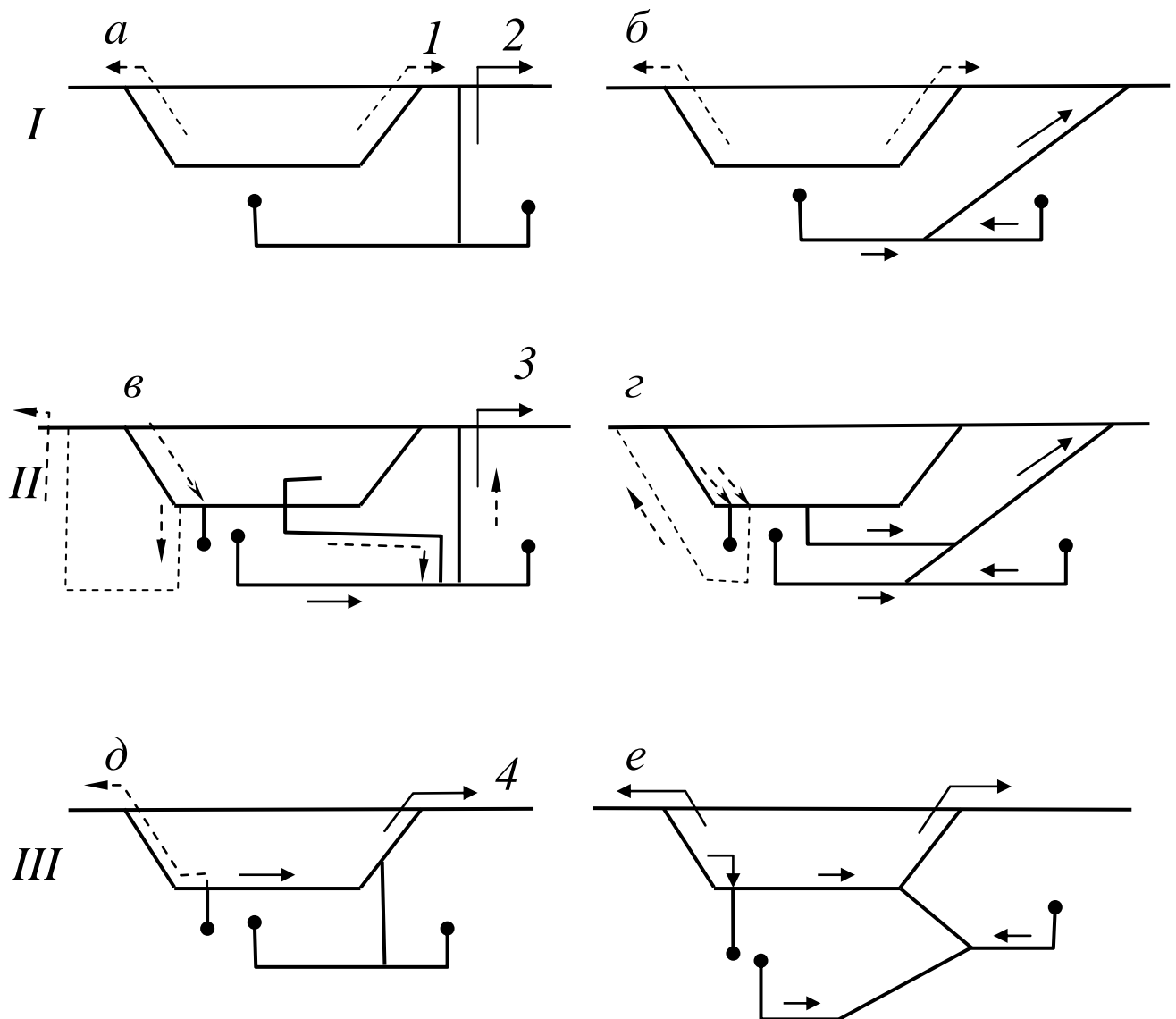
Подземные выработки позволяют ввести на глубокие горизонты карьера новый вид транспорта без остановки действующих коммуникаций. Использование подземных выработок на карьерах для транспортировки горной массы позволяет освободить борта карьеров от стационарных транспортных сооружений (станций и др.), сократить до минимума расстояние транспортирования горной массы от забоя до перегрузочного пункта, создать благоприятные условия для сборочного и магистрального транспорта.

В случае использования капитальных рудоспусков совмещается процесс перемещения горной массы с ее резервированием. Подземные транспортные выработки на нижних горизонтах карьера возможно частично или полностью использовать для подземной доработки запасов месторождения.

Недостатками использования подземных выработок являются значительные объемы работ, сроки их выполнения и большие капитальные затраты. Поэтому основной задачей данных исследований является поиск

путей дальнейшего повышения эффективности эксплуатации комбинированных схем вскрытия карьерных полей с использованием подземных выработок, компенсация недостатков этого способа вскрытия, снижения объемов, сроков работ и капитальных затрат на них.

В целом представление о схеме и способе вскрытия начинается с их понятия. Вскрытие рудного поля создает транспортную связь рабочих горизонтов с пунктами приема горной массы (погашение горизонтов). Эта связь создается посредством проведения в карьере или вблизи него горных выработок для размещения транспортных коммуникаций. В отдельных случаях разработку месторождения и перемещение грузов могут производить без проведения вскрывающих выработок.



2.1. Варианты совместного вскрытия карьерного и шахтного полей с использованием подземных выработок.

I – раздельное вскрытие вертикальными (а) и наклонными (б) стволами; II – совмещенное вскрытие комплексами вертикальных (в) и наклонных (г) стволов; III – частично совмещенное вскрытие с проведением из карьера вертикальных (д) и наклонных (е) стволов; 1 – выдача руды из открытых работ; 2 – то же из подземных работ; 3 – совместная выдача руды; 4 – выдача руды через карьер с перепуском.

Известны различные классификации способов вскрытия. В основу этих классификаций положены следующие признаки вскрываемых горных выработок: вид или способ образования (траншеи, полу траншеи, подземные выработки); положение относительно конечного контура карьера (внешнее или внутреннее); стационарность (стационарные, полустационарные, временные); число обслуживаемых горизонтов (отдельные, групповые, общие) и другие.

В основу классификации может быть положен только один из этих признаков, следовательно, остальные должны иметь вспомогательное значение. Например, способ вскрытия определяется в первую очередь видом вскрываемых выработок.

Большинство указанных признаков скорее характеризует способы вскрытия отдельных зон карьера (групп горизонтов), а не карьерного поля в целом. Обычно для вскрытия крупного и сложного карьерного поля используют горные выработки различных видов в самом разнообразном их сочетании. Поэтому правильнее и проще классифицировать способы вскрытия не карьерного поля в целом, а отдельных горизонтов или их групп. С точки зрения авторов, лучшее представление о вскрытии карьерного поля дает схема вскрытия. Комбинированные схемы вскрытия шахтных и карьерных полей с использованием подземных выработок представляют собой частичное или полное соединение наземных и подземных вскрываемых выработок. При этом под полным соединением подразумевается соединение и совместное использование схем вскрытия карьерного и шахтного полей, а под частичным - соединением схем вскрытия карьерного поля с частью подземных выработок шахтного поля с выходом транспортных путей на поверхность через карьер. К комбинированным же относят и

раздельные схемы, когда транспортные схемы независимы, а вспомогательные выработки используются совместно для карьерного и шахтного полей.

Анализируя представленные на рис. 2.1 варианты схемы вскрытия, следует отметить следующее.

Варианты *a - г* представляют именно соединение схем вскрытия, являющихся оптимальными для карьерного и шахтного поля в отдельности. Комбинация элементов схем в данном случае не имеет места. Комбинация осуществляется лишь при ведении технологических процессов благодаря возможности изменять направление транспортных потоков в сторону карьера или обратно.

Следовательно, в существующих вариантах совместного вскрытия карьерного и шахтного полей комбинация схем используется довольно слабо и этому вопросу серьезное внимание не уделяется. Объяснить подобное положение можно следующим образом. Поскольку под комбинированной разработкой в принятом в технической литературе смысле понимается ведение работ при совмещении двух способов (открытого и подземного), то и вскрытие полей, способствующее такому совмещению, вполне соответствует решению поставленных задач. Отсюда нет надобности в поиске комбинации схем вскрытия карьерного и шахтного полей.

Между тем применение комбинированных схем вскрытия (а не соединения схем) открывает путь совершенствованию комбинированного способа разработки, так как в этом заложены новые возможности улучшения транспортных схем и систем разработки смежной (переходной) зоны эксплуатируемого месторождения.

В связи с возникновением данного вопроса необходимо раскрыть эти новые возможности по вскрытию карьерного и шахтного полей. Речь идет о создании таких схем вскрытия рудных полей, которые были бы больше приспособлены к разработке переходной зоны месторождения. Вполне понятно, что подобные схемы будут отличаться от существующих своим от-

ступлением от традиционных схем. Такое отступление не должно вызывать дополнительных осложнений, поскольку всякий оптимальный способ вскрытия, даже для всего месторождения, определяется прежде всего характеристикой отдельных зон отработки. На практике для вскрытия различных зон карьерного и шахтного полей обычно используют различное сочетание разных видов выработок. Использование стабильной схемы вскрытия для всех зон месторождения не является оптимальным вариантом.

То, что комбинированная схема вскрытия должна представлять собой нетрадиционную схему с более экономичными результатами их применения, чем существующие варианты схем, подтверждают отдельные примеры из практики с использованием для вскрытия верхних горизонтов шахтного поля неспециальных выработок - карьерных дренажных или вентиляционных стволов. Число подобных вариантов вскрытия рудных зон при комбинированной разработке месторождения может быть значительно увеличено за счет сочетания отдельных элементов традиционных схем вскрытия карьерного и шахтного полей.

В существующих вариантах вскрытия карьерных и шахтных полей подземные выработки используют в основном для повышения эффективности отработки нижних горизонтов карьерного поля. Но возможен вариант вскрытия, когда подземные выработки будут способствовать повышению эффективности отработки верхних горизонтов шахтного поля при транспортировке горной массы через карьер. То есть вариант может быть с обоюдным использованием одних и тех же выработок, что значительно снижает капитальные затраты на их проведение.

Представление об уровне существующих вариантов вскрытия рудных полей при комбинированной разработке можно получить, если исследовать, за счет таких факторов обеспечивается эффект в данных вариантах и каким образом можно его повысить. Изучим эти вопросы, являющиеся, по сути, ответом на поставленные в данном разделе задачи определения путей совершенствования схем вскрытия рудных полей при комбинированной

разработке.

В вариантах *в, з* (рис. 2.1), представляющих соединение двух полных схем вскрытия карьерного и шахтного полей, основным фактором обеспечения эффекта (достоинств) является возможность изменять направления потоков руды по карьере и шахте.

Благодаря этому значительно повышается производительность и снижается стоимость добычи по технологическим процессам (технологический эффект). Однако этот технологический эффект не может в значительной степени компенсировать большие объемы капитальных работ, высокие затраты и длительный срок сооружения подземных выработок. Степень такой компенсации зависит, с одной стороны, от получаемого технологического эффекта, а с другой - от объема и сложности системы подземных выработок в схеме вскрытия. А в данных вариантах система подземных выработок представляет полную схему вскрытия шахтного поля с дополнением подземными выработками карьерного поля.

Технологический эффект, т.е. улучшение показателей по технологическим процессам (по отбойке, погрузке, перемещению руды в очистном пространстве и др.) является следствием совершенства самой схемы вскрытия. Кроме того, степень компенсации недостатков варианта вскрытия во многом определяется объемом подземных выработок, который может быть намного сокращен, если в варианте вскрытия были заранее предусмотрены возможности использования вспомогательных выработок (дренажные карьерные стволы, вентиляционные выработки и др.) для транспортировки добытой руды из смежной зоны. Технологический эффект может быть выше, если для вскрытия смежной зоны не приспособлять систему выработок, пройденных для отработки шахтного поля в целом, а задавать выработки с учетом наиболее эффективной отработки смежной зоны.

Приспособление существующих выработок, вскрывающих шахтное поле в целом, не всегда является лучшим вариантом для отработки смежной

зоны в связи с тем, что, соединяя две схемы вскрытия (карьерного и шахтного полей), мы не имеем возможности дополнительно оптимизировать систему вскрытия по каждой зоне. Однако, если идти от обратного порядка (сначала выбрать оптимальную систему выработок для обрабатываемой зоны), то можно рассчитывать и на лучший вариант технологи и ее разработки. В этом случае необходимо лишь учесть, не осложнит ли вскрытие смежной зоны общую схему вскрытия шахтного поля (смежная зона является частью именно шахтного поля, переходящей в карьерное).

Приведем пример оптимальной системы вскрытия смежной зоны (без проверки оптимальности варианта относительно всего шахтного поля). С точки зрения наиболее полного использования технологического оборудования (выемочного и транспортного) наиболее эффективным вариантом является вскрытие смежной зоны рудоспусками, через которые вся руда, добываемая по всей высоте зоны, перепускается на стационарный (не переносимый) концентрационный горизонт, где затем дробится и подается на поверхность кратчайшим путем конвейерами. В этом случае конвейеры загружаются полностью ввиду суммирования рудопотоков из карьерной и шахтной части смежной зоны. Наиболее полно загружаются и все забойные машины, а все технологические процессы приближаются к единому непрерывному процессу. Отсюда появляется возможность для выбора наиболее производительной системы разработки и компенсации тем самым больших капитальных затрат на проведение подземных выработок при вскрытии зоны.

Таким образом, на основе проведенных исследований комбинированных схем вскрытия карьерных и шахтных полей можно сделать следующие выводы:

путь совершенствования схем вскрытия рудных полей при комбинированной разработке лежит через оптимизацию системы вскрывающих выработок для смежной зоны по конструктивным параметрам единых технологических систем;

эффективность способа вскрытия всего месторождения при комбинированной разработке во многом определяется способом вскрытия смежной зоны;

просто соединение отдельных схем вскрытия карьерных и шахтных полей, имеющее место в теории и практике комбинированной разработки месторождений, обеспечивает небольшой эффект при больших объемах горно-капитальных работ, значительных затратах и не всегда компенсирует последние;

совершенствование вскрытия смежной зоны вполне возможно (есть отдельные примеры из практики), и оно оказывает значительное влияние на эффективность обрабатываемого месторождения в целом.

2.2. Выбор схем вскрытия и транспорта при комбинированной разработке месторождения Мурунтау

Выбор схемы вскрытия и транспорта. Окончательный выбор рациональной технологической схемы вскрытия месторождения является весьма важной задачей, от решения которой зависит возможность достижения принятых в проекте технико-экономических показателей. Поиск наилучших вариантов вскрытия заключается в оптимизации не отдельных элементов, а всей схемы в целом. Поэтому в состав оптимизируемых параметров должны входить вскрывающие выработки с учетом элементов транспорта и систем разработки при комбинированном способе добычи руд.

Комбинированная разработка месторождений производится по схемам совмещения открытых и подземных работ, обусловленных конкретными горно-геологическими условиями. С учетом этого приведем выбор схем для конкретного крутопадающего месторождения Мурунтау.

При подобной взаимосвязи работ вскрывающие выработки глубоких горизонтов должны располагаться с учетом следующих факторов:

- 1) расположение выработок должно быть в центре тяжести запасов руд

двух залежей с расчетом наиболее полного использования выработок;

2) выработки должны располагаться на достаточном расстоянии от карьеров с целью сведения сдвижений пород к минимуму;

3) вскрывающие выработки должны обеспечить минимальное расстояние

транспортировки горной массы;

4) вскрывающие выработки должны способствовать эффективной отработке как открытой части залежей, так и смежных частей (первых горизонтов подземной части залежей) участков за пределами карьерного поля;

5) необходимо обеспечить эффективную вентиляцию и дренаж рабочих зон.

Этим требованиям при разработке прибортовых запасов месторождения Мурунтау удовлетворяют несколько схем вскрытия:

1. Карьеры отрабатывают четырьмя зонами (первая - до глубины 550 м, вторая - со 550 до 950 м,). Вскрытие верхней зоны карьера осуществляют, исходя из принятой транспортной экскаваторной технологической схемы разработки с использованием автомобильного транспорта, внутренними траншеями. С целью интенсификации добычи руд выездные траншеи делают временными, а подготовку горизонтов поперечной. Вторую (нижнюю) зону вскрывают рудоспусками, соединяемыми с наклонными конвейерными стволами. Наклонные стволы проходят с уровня третьего и шестого горизонтов подземного рудника и соединяют с рудоспусками. квершлагами. Назначение наклонных стволов: с третьего горизонта - выдача породы, с шестого горизонта - выдача руды. Кроме этого, в соответствии с проектным вариантом проходят клетевой и вентиляционный стволы, а также наклонную транспортную выработку.

Наклонные стволы имеют пары не конвейерные линии для выдачи руд и пород из двух различных залежей. Подобное размещение конвейерных линий обеспечивает максимальное их использование во времени, дает возможность концентрировать работы по выдаче вскрыши, добыче и по ремонту

линий, позволяет взаимно изменять назначение линий, сделав каждую из них рудопородной.

Дробление некондиционных кусков породы производят на карьере после грохочения У устья породоспуска. До грохочения вскрышные породы подвергают сегрегации благодаря перепуску их через породоскаты, соединяющие вскрышные уступы с породоспусками. Дробление некондиционных кусков руды производят. В подземных камерах после грохочения рудной массы.

2. Карьеры отрабатывают двумя зонами - до 550 м глубины (первая зона) и со 550 до 950 м глубины (вторая зона). Вскрытие верхней зоны карьера осуществляют, исходя из принятой транспортной экскаваторной технологической схемы разработки, с использованием автомобильного транспорта внутренними траншеями. Вторую (нижнюю) зону вскрывают рудоспусками, соединяемыми с наклонными скиповыми стволами, выходящими и на борт карьера. Наклонные скиповые стволы проходят до третьего горизонта шахтного поля. Руду и вскрышные породы перепускают через рудоспуски и породоспуски до скипового подъема, а затем поднимают на борт карьера, где перегружают на автосамосвалы и подают до места разгрузки - обогатительной фабрики или отвала.

Карьеры каждой залежи в этом случае имеют свои подъемы с выходом на борт карьера в их торцах. количество наклонных скиповых стволов по два на карьер (породный и рудный). Кроме того, проходят транспортный уклон, клетевой и вентиляционный стволы. Транспортный уклон проходят до третьего горизонта с последующей углубкой по мере вскрытии нижележащих этажей.

3. Проектный вариант, который в данном случае принимается как базовый. Приведенные схемы разработки и вскрытия м представлены на рис. 2.2.

Обоснование и определение основных параметров технологической схемы при выбранном варианте вскрытия.

При определении способов вскрытия карьерного и шахтного полей

проектировщик невольно сталкивается с необходимостью параллельного выбора технологической схемы разработки месторождения и связанных с ней основных параметров. Поэтому эти вопросы имеют принципиальное значение для выбора схем вскрытия.

В предыдущих разделах монографии в целом описан подход к этим вопросам, начиная от определения границ карьера, углов борта карьера, видов транспорта и т.д. Однако необходима конкретизация определения основных параметров технологической схемы при выбранном варианте вскрытия.

В определении величин параметров технологической схемы в данном случае важное значение имеет влияние особенностей комбинированного способа разработки. Так, особенности комбинированной разработки позволяют эффективно отрабатывать месторождение при увеличенных углах бортов карьера. За счет увеличения углов бортов карьера и транспортировки отбываемой горной массы вниз (с некоторой глубины карьера) расширяются контуры карьера по глубине. Углы бортов карьера принимаем по нормам технологического проектирования с учетом физико-механических свойств руд и вмещающих пород. При этом руководствуемся методическими указаниями по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров ВНИМИ.

Величина принятых углов приведена в проекте и составляет $25 - 28^\circ$ для рыхлых отложений и $36 - 40^\circ$ для скальных пород. Однако в соответствии с новой схемой вскрытия (которую в данном случае мы принимаем) при совмещении транспортных и предохранительных берм углы погашения борта в среднем увеличиваются на 60 . Здесь увеличение углов погашения борта карьера происходит исключительно за счет технологических параметров (в частности, по транспорту), поэтому нет необходимости делать пересчет углов на устойчивость бортов.

В этом случае средний угол бортов карьера будет равен $38 - 44^\circ$, что при описанном порядке отработки карьерного поля приведет к изменению ее

параметров: длина карьера по верху составит 1580 м, ширина 700 м.

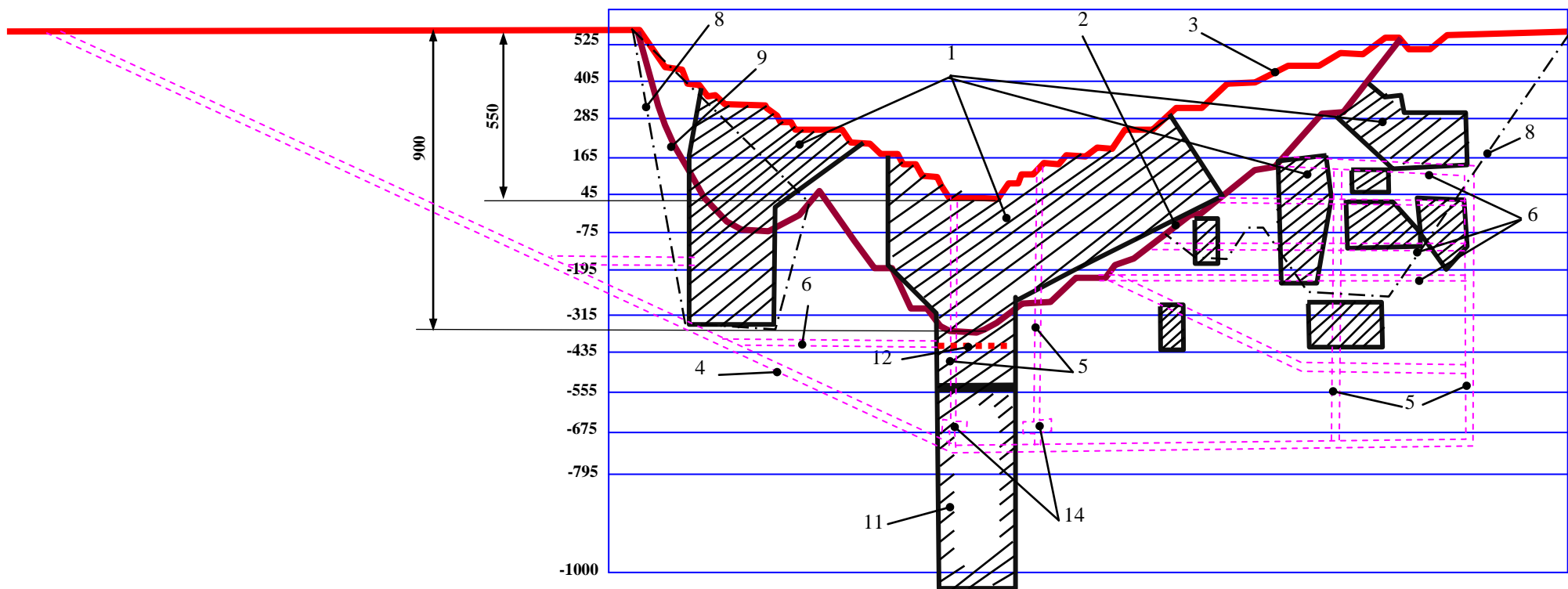


Рис. 2.2. Схема комбинированной отработки месторождения с использованием подземных выработок при полном совмещении работ: 1 - рудное тело; 2 - предельный контур карьера; 3 - контур карьера текущей отработки; 4 - наклонный ствол; 5 - рудопуски; 6 - откаточные выработки; 7 - подземные очистные блоки; 8 - контур зоны обрушения; 9 - контур зоны обрушения; 9 - контур воронки обрушения; 10 - отвал вскрышных пород в зоне обрушения; 11 - прогнозируемое рудное тело; 12 - открыто-подземный ярус; 13 - слепой ствол; 14 - камеры подземных дробилок

Глубина карьера увеличится на 105 м и составит 365 м. Это позволит уменьшить разнос бортов карьера, а следовательно, снизить объем вскрышных работ на 720 тыс.м³/год.

Определение максимально возможной производительности карьера по полезному ископаемому рассматривается в зависимости от системы разработки. Известно, что в нашем случае предусматривается разработка карьерного поля двумя зонами:

I зона - до глубины 550 м разработку осуществляют транспортной системой с выдачей руды и вскрыши автосамосвалами, при этом применяют систему разработки с поперечной подготовкой горизонтов и продольным подвиганием фронта работ по простиранию;

II зона - с глубины 550 м до 950 м разработку ведут комбинированным способом с перепуском руды и вскрыши через подземные выработки и применением автомобильного (на карьере) и конвейерного (по наклонным стволам шахт) транспорта.

Для удобства в данном разделе мы рассматриваем лишь параметры технологической схемы по I зоне. Эти же вопросы по II зоне выделены нами для следующего разд. 4, так как комбинированный способ требует более системного разъяснения с разбивкой вопросов на отдельные группы.

Таким образом, для I зоны карьера нами принята система разработки поперечными заходками и продольным подвиганием фронта работ с обеспечением более равномерного распределения объемов пустых пород за весь срок работы карьера и возможности достижения большой производительности карьера по полезному ископаемому.

При определении производительности карьера здесь можно воспользоваться принципом определения производительности по максимальной интенсивности развития горных работ. Для получения максимально возможной производительности карьера по полезному ископаемому необходимо развивать горные работы с максимальной интенсивностью на глубину и в горизонтальном направлении по

простирацию, т.е. с максимально возможными значениями скорости углубки карьера H_{max} и скорости подвигания по простиранию поперечного вскрышно-добычного фронта работ. Способы определения скорости углубки карьера разработаны А.И.Арсентьевым .

Значение скорости подвигания горных работ по простиранию при принятой системе разработки будет зависеть от условий залегания месторождения и определяться скоростью подвигания забоя первоначального котлована, или скоростью подвигания забоя по' отработке пропластка пустых пород. Определение значения этого показателя общеизвестно. Описанный метод основан на установлении возможной производительности карьера при двух возможных крайних случаях максимальной интенсивности развития работ - односторонней и многосторонней. Одностороннее развитие работ заключается в подготовке горизонта путем заложения первоначального котлована длиной ℓ_0 в торце карьера и в развитии работ с максимальной интенсивностью в глубину и по простиранию. Многостороннее развитие заключается в одновременной подготовке горизонта несколькими первоначальными котлованами (определение числа котлованов приведено ниже) и развитии работ с максимальной интенсивностью на глубину и по простиранию. В обоих крайних случаях развития работ рабочие площадки вкрест простирания постоянны и равны нормальной их ширине. Рабочие площадки по простиранию в случае одностороннего развития постоянны, угол откоса рабочего борта карьера по простиранию φ_B также имеет постоянное значение.

При многостороннем развитии горных работ для получения максимально возможной интенсивности необходимо выполнить следующие условия развития работ. К моменту подготовки нижележащего горизонта в карьере с некоторым числом котлованов необходимо полностью отработать запасы полезного ископаемого вышележащего i -го горизонта, т.е. продолжительность отработки запасов вышележащего i -го горизонта t_1 должна равняться продолжительности подготовки нижележащего $(i+1)$ -го

горизонта $t_{i+1}; t_i = t_{i+1}; t_{i+1} = t_{i+2}$ и т.д. Подготовка горизонта в карьере с n -м числом котлованов должна производиться одновременно.

В соответствии с данным методом определение' максимально возможной производительности карьера по полезному ископаемому предполагает наличие следующих исходных данных и расчетных показателей системы разработки:

L_i - длина распространения полезного ископаемого на каждом горизонте (для рассматриваемого месторождения практически это длина горизонта), м;

Q_i - запасы полезного ископаемого на каждом горизонте, т;

m_i - средневзвешенная горизонтальная мощность залежи на каждом горизонте (или суммарная), М;

тип экскаватора в карьере и его производительность,

ℓ_o - длина первоначального котлована при подготовке выемке, м;

h_{max} - максимальная скорость углубки карьера, м/год;

ℓ_{max} - максимальная скорость подвигания по простиранию поперечного вскрышно-добычного фронта работ, м/год;

T - продолжительность подготовки горизонтов, год;

$q_{i,max}$ - максимальная производительность добычного забоя на каждом горизонте, т/год,

$$q_{i,max} = \ell_{max} m_i h v, \quad (2.1)$$

где h -высота уступа, м; v - объемная масса полезного ископаемого, т/м³,

q_i^l -объем добычи полезного ископаемого из котлована подготовки каждого горизонта в карьере,

$$q_i^l = m_i \ell_o h. \quad (2.2)$$

Количество добычных забоев и котлованов подготовки при одновременной работе для случая многосторонней интенсивности развития работ может быть определено следующим образом:

$$T = Q_i / K q_{i,max}. \quad (2.3)$$

откуда

$$K = Q_i / T_{i,\max} \quad (2.4)$$

Упростив выражение (2.4), получим окончательную формулу для определения количества добычных забоев

$$K = L_i / T_{\max} \quad (2.5)$$

Число K не округляют до целого, поскольку далее необходимо округлять число котлованов подготовки, по числу добычных забоев в соответствующем варианте

$$n = K / 2. \quad (2.6)$$

Число n округляют до целого в большую сторону. Усреднение (стабилизация) производительности карьера по полезному ископаемому показано на графике нарастающих объемов руды во времени $P = f(T)$. С помощью описанного метода определена максимально возможная производительность по полезному ископаемому I зоны карьера месторождения Мурунтау.

В проекте разработки месторождения Мурунтау производительность карьера составляет X млн. т/год. По рассматриваемому методу максимально возможная производительность, карьера по полезному ископаемому составит X^t млн. т/год. На погрузочных работах в карьере принят в основном экскаватор типа ЭКГ-12.

В соответствии со схемой вскрытия II зона охватывает участок глубиной 250 - 550 м, отработка которого ведется с перепуском руды и породы вниз через рудоспуски.

В соответствии с производительностью карьера по руде в условиях месторождения Ушкатын-III необходимо иметь два рудоспуска и один резервный, а с учетом отдельного перепуска пород вскрыши и руды число рудо-и породоспусков должно быть равно шести. Тогда из условий оптимальных расстояний для транспорта они расположатся по сетке: через 400 м по простиранию месторождения и через 240 м вкrest простирания.

Отработку II зоны по предложенному варианту следует начать с расширения двух крайних по простиранию рудо- и породоспусков. Отработку по периметру рудо- и породоспусков целесообразно вести по методу ГлориХолл до слияния верхних слоев двух забоев, которые в данном случае представляют как бы два карьера в карьере.

После слияния верхних слоев забоев во II зоне работы ведут, как в I зоне, т.е. с поперечной подготовкой и параллельным перемещением фронта работ по флангу. Однако при необходимости интенсификации разработки этот порядок работы можно изменить следующим образом. По флангам карьера проходят рудо- и породоскатыс верхнего слоя II зоны по рудо- и породоспусков. По данным спускам перепускают всю отбиваемую горную массу по простиранию и вкрест простирания.

С целью маневрирования транспортных и погрузочных средств по фронту карьера (по торцам) создают концентрационные горизонты. Через каждые четыре уступа. Это позволяет по высоте четырех уступов пройти рудо и породоскаты для перепуска отбиваемой руды или вскрышных пород на концентрационный горизонт. Затем руду и породу перепускают через фланговые спуски. При такой системе работ могут широко использоваться погрузочно-доставочные машины, которые будут свободно конкурировать с применяемым традиционным погрузочным и доставочным оборудованием на карьерах (экскаваторы и самосвалы). При данной схеме разработки мы располагаем оптимальными условиями для работы погрузочно-доставочных машин: расстояние откатки 400 - 600 м, движение главным образом по горизонтали, концентрация объемов работ и т.д.

Погашение рудо- и породоскатов производят начиная с уровня рудо- и породоспусков. Это позволяет сохранять стабильными углы перепускных выработок даже при их погашении, с той лишь разницей, что погашаемые участки будут иметь ступенчатую форму.

Таким образом, система разработки II зоны карьера делится на элементы, имеющие разные назначения, а именно передовой забой отрабаты-

вается методом Глори-Холл и имеет назначением углубку и создание условий для развития фронта работ в верхней части зоны и для образования скатов, верхняя часть зоны отрабатывается поперечными заходками и продольным фронтом, что позволяет вести отработку при необходимых параметрах системы разработки и легко ими варьировать.

Комбинированная разработка по описанной схеме дает возможность обеспечить концентрацию открытых горных работ при отработке уступов группами и, повышение коэффициента использования добычного оборудования; сократить объемы вскрыши и сохранить часть площадей земли за счет ведения открытых горных работ с более крутым результирующим углом рабочего борта, чем при обычной технологии; снизить расходы на транспортировку руды за счет применения единой транспортной схемы для открытых и подземных работ.

Отработка подкарьерных запасов двух первых горизонтов. Пройденные ранее выработки для вскрытия 11 зоны карьера (рудо- и породоспуски), а также выработки (штреки) близлежащего рудника 1 могут быть эффективно использованы при отработке подкарьерных запасов. В данном случае комбинированный способ позволяет включать комбинации элементов открытой и подземной разработки с! максимальным использованием отработанного очистного пространства для размещения пустых пород посредством закладки подземных камер и образования внутренних отвалов в карьере.

Кроме того, ранее пройденные выработки могут быть использованы для отработки законтурных и при контурных залежей открыто-подземным способом. Эти запасы могут разрабатываться из пройденных выработок с выдачей руды в зону карьера и с последующей закладкой выработанного пространства прямо из карьера сухой закладкой (породой). В этом случае два первых горизонта шахтного поля могут быть отработаны методом, который представляет развитие системы Глори-Холл.

Технологическая схема отработки при этом представляет следующее: в пределах двух первых горизонтов горные работы начинают с нарезки днища

и отрезной щели (рис. 3.4). Отрезная щель разделяется из восстающего, пройденного из крайних рудо- и породоспусков горизонта подсечки. Рудо- и породоспуски поэтапно расширяют до необходимых параметров отрезной щели. Массив железомарганцевых руд в рабочем борту щели (яруса) обуливают со дна карьера буровым станком и из подземных буровых выработок другим буровым станком. Отбитую руду с яруса перепускают по откосу, а из карьера - по рудоспуску на основной подземный транспортный горизонт. Внутренний отвал I возводят со стороны нерабочего борта яруса. Устойчивость высоких крутых уступов обеспечивается монолитными и крепкими кварцитами и вмещающими породами на этом уровне, а также породной и рудной пригрузкой за счет внутреннего отвала II и регулированием выпуска отбитой руды IV. Для предохранения от разрушения при взрывных работах и возведения внутреннего отвала на днище оставляют породнорудную подушку III. В воронках днища, по которым прекращен выпуск руды, оборудуют мощные изолирующие перемычки. Внутренний отвал можно возводить из вскрышных пород как данного карьера, так и близлежащего.

Это значит, что если по данной технологической схеме отработать часть подкарьерных запасов (который по времени разработки опережает месторождения Мурунтау на 4 - 5 лет), то на нем можно было бы создать внутренний отвал. Тогда перепускаемые через породоспуски вскрышные породы могли бы поступать во внутренний отвал близлежащего карьера, при этом значительно сократились бы предусмотренные расходы на транспортировку вскрыши. Вообще, указанной системой разработки можно отрабатывать не только запасы ниже отметки дна карьера, но и в отметках горизонтов, входящих полностью или частично в контур карьера. В связи с этим нам представляется важным учесть следующее положение.

На примере конкретных горно-геологических условий мы показали возможность эффективной отработки запасов месторождения Ушкатын-III как железомарганцевой, так и свинцово-цинковой частей. Эта возможность

появляется при комбинированной (открыто-подземной) разработке месторождения и при взаимной увязке схем вскрытия, транспорта и систем разработки карьерных и шахтных полей двух рудников. Без такого подхода самостоятельные проектные решения по каждому объекту, что имеет место в настоящее время (Когда проекты составлены разными организациями при весьма слабой связи решения), приведут к значительному снижению народнохозяйственного эффектов и осложнению работ.

Для подтверждения этого достаточно одного примера: запроектировав высокоэффективную камерную систему для подземной разработки по одному из объектов, институт "Казгипроцветмет" впоследствии вынужден был внести поправки в проект, намного снижающие показатели первоначальных решений, и перейти на системы разработки с твердеющей закладкой.

Дробление, подъем вскрыши и руды. При вскрытии II зоны карьера подземными выработками большое значение имеет выбор места расположения комплекса рудоподготовки для конвейерного транспорта подготовка горной массы для конвейеризации сводится к дроблению ее в щековых или конусных дробилках до соответствующих размеров.

В зависимости от места сооружения дробильные комплексы бывают:

а) поверхностные (полустационарные), устанавливаемые в карьере над рудоспусками;

б) подземные, располагаемые в подземных камерах под рудоспусками.

В этом случае поверхностные дробильные комплексы в отличие от известных при различных схемах циклично-поточной технологии сооружают на постоянном месте, связанном с расположением карьерных рудоспусков.

Сооружение подземных дробильных комплексов у рудоспусков связано с некоторыми объемами горно-капитальных работ. Необходимо иметь камерные выработки, иногда довольно значительных размеров.

Отличие подземного дробильного комплекса у рудоспуска от околоствольных дробильных комплексов в том, что здесь отсутствуют некоторые

выработки, связанные с подземным транспортом, и, как результат, дано иное конструктивное оформление камерных выработок.

Работа и загруженность дробилки в подземных камерах отличаются большой равномерностью. Аккумулирующая емкость в виде рудоспуска компенсирует неравномерную работу карьерного транспорта и погрузочных механизмов. В этих условиях можно принимать минимальный коэффициент резервной пропускной способности дробилки. Создаются также предпосылки для автоматизации внутришахтного транспорта.

Целесообразность сооружения того или иного комплекса и места его расположения окончательно определяется путем технико-экономического анализа. Оценка затрат на сооружение и эксплуатацию дробильного комплекса включает также капитальные вложения на строительство и текущие расходы на дробление руды. В результате анализа факторов, определяющих размер учитываемых затрат, видно, что в основном на экономические показатели механического дробления горной массы влияет типоразмер дробилки. Специальные расчеты показали, что сооружение комплекса, оборудованного одной дробилкой, всегда дешевле, чем сооружение комплекса с двумя или несколькими дробилками меньших размеров. Поэтому для условий месторождения Ушкатын-III нужно принять две отдельные дробильные установки - для пород вскрыши (крупную) и для руды (меньшую).

Математически условия выбора дробилки выражаются следующими неравенствами:

$$d_{cp.i} \leq K_1 B, Q_d \geq K_2 A, \quad (2.7.)$$

где $d_{cp.m}$ - крупность среднего минимального куска руды, мм; K_1 -- коэффициент запаса ширины приемного отверстия дробилки, обычно $K_1 = 0,8$; B - ширина приемного отверстия дробилки, мм; Q_d - годовая производительность дробилки, т; K_2 - коэффициент резерва пропускной способности дробилки; A - годовая производительность карьера, т.

Коэффициент резерва пропускной способности подземного

дробильного комплекса рекомендуется принимать в зависимости от емкости рудоспуска в пределах 1,25 - 1,5. Для нашего случая $K_2 = 1,25$.

Гранулометрический состав горной массы, определяющий размер среднего максимального куска, имеет важное значение при выборе типоразмера. Горная масса в карьере отличается повышенным содержанием крупных фракций, что предопределяет возможность применения дробилок с шириной приемного отверстия 900 мм и выше. При оценке гранулометрического состава руды и породы необходимо иметь в виду, что в подземную дробилку куски поступают несколько меньших размеров (за счет измельчения в перепуске), чем в поверхностную дробилку, куда горная масса идет непосредственно из забоя.

Обычно дробилки по производительности выбирают исходя из условия пропуска всей горной массы; поступающей в рудоспуск или породоспуск. Такой подход нельзя считать рациональным, так как в горной массе содержится большое количество кусков размером, не превышающим 300 мм, т.е. меньше ширины разгрузочной щели. Эта часть горной массы проходит через дробилку, как через течку, без какого-либо изменения фракционного состава. В нашей технологической схеме, где перепускные выработки являются одним из основных элементов системы, доля фракций, подлежащих дроблению, будет значительно занижена, так как одним из назначений перепускных выработок является дополнительное дробление крупных кусков горной массы.

Нормальные условия конвейерного транспорта или скипового подъема ограничивают размеры кусков в пределах 250 - 300 мм. Рекомендуемая технологическая система разработки после перепуска руды позволяет получить до 75 - 80 % фракций размером меньше 300 мм. Следовательно, в дробилках измельчается до 25 % фракций из общего перепускаемого объема горной массы.

Для классификации руды и породы перед дробилками устанавливают виброгрохоты-питатели типа СВГ-1. За счет отсева мелких фракций

виброгрохотом-питателем производительность дробильного комплекса увеличивается. Например, для шахт Кривого Рога, Урала, Куэбасса отсев фракций ниже -300 мм позволяет увеличить производительность дробильной установки на 40 - 50 %.

По капитальным затратам произведена экономическая оценка целесообразности сооружения дробильных комплексов над рудоспуском в карьере или в подземных условиях (под рудоспуском). в табл. 7.3 приведены объемы горно-капитальных работ и стоимости дробильных комплексов, сооружаемых у рудоспуска. Исходными материалами для расчета объемных и стоимостных показателей служат проектные и фактические данные различных горнорудных районов страны. Среднегодовая производительность комплексов в карьере определена с учетом времени на демонтаж и монтаж их при переносе на нижележащий концентрационный горизонт.

Объем дробильных камер (m^3) под рудоспуском может быть также определен по формуле

$$V_{\hat{A}.\hat{E}}^D = 5,35\hat{A}_\phi 2500, (2.8)$$

где B_{III} - ширина приемного отверстия щековой дробилки.

Стоимость одного подземного дробильно-грохотильного комплекса (тыс. руб.) можно выразить следующим образом:

$$\hat{A}_{\hat{A}} = 0,49\hat{A}_\phi - 90. (2.9)$$

Анализ капитальных затрат на сооружение дробильных комплексов свидетельствует о том, что комплексы со щековыми дробилками 1200x1500, 1500x2100 мм для производительности карьера 5 - 10 млн. т при сооружении их как в карьере, так и подземных выработках почти равноценны. С ростом производительности карьера (до 15 - 30 млн. т) экономичнее сооружать конусные дробилки в карьере; приближается к ним по показателям щековая дробилка 1500x2100 в подземной камере.

Устройство дробильных комплексов в карьере должно быть увязано с технологией горных работ. При прочих равных условиях сооружение

подземных комплексов под рудоспусками предпочтительней, поскольку значительно упрощается организация работ в карьере.

Таким образом, во II зоне карьера должна действовать технологическая схема экскаватор - самосвал (а частично 'просто гравитационный способ перемещения по наклонной поверхности) - карьерный рудоспуск подземная дробильная установка - горизонтальный и подъемный наклонный конвейер - аглокомбинат. В условиях рекомендуемой системы разработки и при повышенных углах откоса бортов карьера могут успешно конкурировать с экскаваторами и самосвалами погрузочно-доставочные машины с емкостью ковшей 3 м³ и более. Отработка карьера по данной технологической схеме, как было отмечено, начинается с глубины 120 м. Руду и породы вскрыши перепускают в подземные дробильные установки, а затем выдают по наклонным конвейерным стволам соответственно на рудоподготовительный комбинат и в отвал.

Дальность транспортирования, км по поверхности по подземным выработкам Стоимость транспортирования 1 т руды и 1 м³ породы, руб. автотранспортом до рудоспуска погрузочно-доставочной машиной перепуск в подземные выработки транспорт конвейерный до рудоподготовительного комплекса до отвала в том числе по наклонному стволу всего при схеме с рудоспусками и рудо скатами. Объем проходческих работ, м³. Длина стволов (общая), пог.м. Общие капитальные затраты, тыс.руб.

Рассмотренный круг вопросов (на конкретном примере) позволяет дать рекомендации по всем основным проблемам разработки месторождения в Виде следующих положений:

1. Региональное использование особенностей месторождения Мурунтау для комбинированной разработки связано с решением комплекса вопросов по вскрытию, транспорту и системам отработки карьерного и шахтного полей.

2. Эффективность комбинированного способа разработки проявляется через взаимосвязь параметров вскрытия, транспорта и систем разработки

карьерного и шахтного полей на одном месторождении.

3. При комбинированной разработке месторождения взаимосвязь параметров вскрытия и технологии разработки двоякого рода в одних случаях улучшает показатели работ, в других - влияет на показатели отрицательно. Поэтому выбор рациональных схем вскрытия и технологии разработки заключается во включении в схемы таких элементов связей, которые позволили бы компенсировать отрицательное влияние параметров на показатели разработки.

4. Разделение карьерного поля на отдельные зоны разработки дает возможность вести отработку месторождения при более выгодном сочетании элементов вскрытия, транспорта и системы разработки, когда можно получить максимальную компенсацию отрицательного влияния на показатели работ. То есть имеющий место переподем горной массы (как следствие сочетания элементов схем) компенсируется определенными положительными явлениями - повышением интенсивности отработки при увеличении производительности оборудования и др.

5. Целесообразность разработки с разделением на зоны объясняется следующим образом: при прямой зависимости технологии работ отдельных зон тесная взаимосвязь между элементами технологических процессов существует лишь в пределах зоны, что позволяет точнее определять параметры для более узкого круга зависимостей. При этом мы имеем возможность снижать степень отрицательного влияния определенных факторов на показатели работ, например глубины разработки.

6. Производительность карьера при отмеченном способе разработки повышается примерно на 30 - 35 %; себестоимость работ снижается (по вскрышным работам на 8 у.е., на 1 м³, по добыче - до 30 у.е. на 1 т.руды). в целом приведенные затраты по предложенному способу разработки месторождения на 20 % ниже, чем по проектному (базовому) варианту.

7. Кроме отмеченных преимуществ комбинированной разработки описанным методом следует отметить его значительное влияние на

показатели отработки нижней подземной части месторождения проведенные капитальные выработки для вскрытия и отработки комбинированным способом карьерного поля могут быть в дальнейшем с успехом использованы для отработки шахтного поля, избавив тем самым от специальной подготовки и затрат на это. Через заданные перепускные выработки могут осуществлять сухую.

2.3. Обоснование схем сооружения и транспорта при проведении наклонного съезда

Техническая характеристика наклонного съезда и условия проходки.

Запасы руд за контуром карьера Мурунтау сосредоточены в шести зонах: Северо-восточной, Восточной, Северной, Южной и Западной месторождения Мурунтау и зоне месторождения Мютенбай.

По величине общих запасов Восточная зона является наиболее крупной, так как в ней сосредоточено 38,7% от всех запасов золота за контуром карьера. Восточная зона представляет собой восточный фланг залежи №4 месторождения Мурунтау. Орудинение развивается здесь в интервале глубин +315 ÷ -400 м. Золоторудная минерализация в основном контролируется системами кулисообразных мелких трещин. Основная часть золота приурочена к метасоматическим брекчиям замещения, возникших в зонах трещиноватости и дробления.

Горный породы слагающие Восточную зону, представлены кварц-полевошпатовыми метаалевролитами с прослоями слюдисто-кварцевых сланцев мощности от 0,5м до 4 м. Породы залегают с падением на восток, северо-восток под углом 5° до 20° . Во вмещающих породах развиты субширотные крутопадающие зоны разломов, трещиноватости. Коэффициент крепости горных пород по шкале проф. Протоdjяконова изменяется от 12 до 16. На месторождении развиты безнапорные трещинные воды, циркулирующие в метаморфизованной песчано-сланцевой толще пород. Наиболее обводненными являются породы, приуроченные к зонам

тектонических нарушений и участкам повышенной трещиноватости. Трасса наклонного съезда проходится по устойчивым породам, поэтому крепление выработок не предусматривается. Наклонный съезд №1 предусмотрен с существующего гор. 0,0 м до +78 м

Конвейерный транспорт - угол наклона 12° , протяженность съезда 1160 м. Наклонный съезд предназначен в основном для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, а также для транспортировки горной массы, для подачи свежей струи и удаления исходящей струи с забоев на гор. +78 м, а затем в чашу карьера.

Наклонный съезд №2 предусмотрен аналогично наклонному съезду №1 с существующего гор. 0,0 м до +78 м. Протяженность наклонного съезда 580 м, угол наклона до 12° . Наклонный съезд предназначен для транспортировки минерализованной горной массы с гор. +78 м на существующий гор. 0,0 м, до выхода с бортом карьера и оснащается конвейерной линией с установкой конвейера 1Л1000-01 длиной 580 м. Производительность конвейера – 120 т/час, ширина ленты - 1000 мм, мощность привода – 90 кВт.

Технологическая схема скоростной проходки наклонных съездов.

Проходку необходимо вести двумя наклонными съездами одновременно. Для этого требуется внедрить скреперный полок над натяжной секцией конвейера.

Организация работ цикличная. Режим работы трехсменный. Продолжительность смены 7,2 ч. Рабочая неделя непрерывная. Циклограммой предусматривается выполнение двух циклов в сутки.

Наклонный съезд №2. Способ проходки буровзрывной. Доставка горной массы от забоя непосредственно на конвейер скреперной лебедкой. Совмещение проходческих и вспомогательных операций во времени осуществлять вспомогательной группой: доставка материалов в призабойную часть; откачка воды; наращивание коммуникаций и т.д. Проходку вентиляционных сбоек производить со стороны наклонного съезда №2 через

60м., соответственно шаг наростки конвейера 60м.

Наклонный съезд №1. Способ проходки буровзрывной. Доставка горной массы от забоя до перегрузочного узла – скреперной лебедкой. Перегрузка горной массы погрузмашиной ППН-1 с ближайшей сбойки на конвейер, далее в рудоспуск, в вагоны и откатка электровозом к стволу 1-гл. Расстояние между сбойками 60м, соответственно шаг переноски перегрузочного узла тоже 60м, при этом наклонного съезда №2 должен опережать. Совмещение проходческих и вспомогательных операций во времени осуществлять вспом.группой: доставка материалов в призабойную часть; уборка породы на перегрузочном узле; откачка воды; настилка рельсового пути; наращивание коммуникаций и т.д.

Исходя из вышеизложенного, основные операции проходческого цикла механизуются следующим горным оборудованием:

- бурение шпуров- горизонтальные шпуры бурятся с ручными перфораторами ПП-63 (УТ-29А) с пневмоподдержками ЛКР-Т, ЛКР-ТЗ или установкой УПБ-1Б.

- зарядание шпуров – патронированными ВВ – вручную.

- доставка горной массы – скреперными лебедками 55ЛС-2СМ и 30ЛС-2СМ.

- транспортировка горной массы производится ленточным конвейером по наклонному съезду №2 до рудоспуска (гор.0,0м).

- проветривание проходческих забоев - вентиляторами местного проветривания ВМЭ-5 с заборами воздуха из общешахтной вентиляционной сети.

Доставка и транспортировка минерализованной горной массы из проходческого забоя наклонного съезда №2.

Из проходческих забоев наклонного съезда №2 и сбойки между параллельными съездами взорванная (разрыхленная) горная масса доставляется скреперованием к конвейерной линии, по которой она транспортируется на гор.0,0м (рудоспуск), где грузится в вагонетки и

отвозится электровозным транспортом к стволу 1-Гл для выдачи на поверхность.

При этом из забоя наклонного съезда №2 горная масса доставляется непосредственно к конвейерной линии скреперной лебедкой 55ЛС-2СМ которая устанавливается на специальном полке над конвейером. Максимальная дальность скреперования этой лебедки до 80 м, и соответствие с этим производят перенос полка со скреперной лебедой вверх по наклонному съезду и наращивание ленточного конвейера, учитывая расположения сбоек между съездами.

Из забоев сбоек горная масса скреперуется лебедками 30ЛС-2СМ к скреперной дорожке лебедки 55ЛС-2СМ, которая уже затем доставляет её к конвейерной линии.

Водо - воздуходо снабжение проходческих работ.

Потребителями сжатого воздуха при ведении проходческих работ являются перфораторы ПП-63 (УТ-29А), а также распорные колонки для ручных перфораторов ЛКР-Т и ЛКР-ТЗ.

Максимальный расход сжатого воздуха этими механизмами с учетом их работы в соответствии с циклограммой проходческих работ не превышает $15 \div 20 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Для обеспечения этим количеством сжатого воздуха пневмопотребителей на проходческих работах, а также учитывая в последующим расход сжатого воздуха пневмопотребителями на геологоразведочных работах по наклонному съезду прокладывается воздухопровод из труб $\text{Ø}159 \times 4,5 \text{ мм}$.

При ведении проходческих работ вода расходуется при бурении шпуров перфораторами, а, также на пылеподавление (полив выработки перед взрыванием шпуров и навала породы в забое переел ее уборкой, на пылеподавление в местах перегрузки и скреперования горной массы и др.) . максимальный расход воды на бурение и пылеподавление около $9 \text{ м}^3/\text{час}$.

На всем протяжении трубопроводы заземляются.

Буровзрывные работы

Буровзрывные работы производятся по паспорту БВР №1.

Вентиляция

Расчет проветривания по фактору от взрывных работ при нагнетательном способе. Расчет производим по формуле В.Н. Воронина для наиболее протяженной тупиковой выработке

где: S – площадь поперечного сечения выработки в свету (для вентиляции), $12,5 \text{ м}^2$;

t – время проветривания, 30 минут;

k – коэффициент, учитывающий обводненность (до $5 \text{ м}^3/\text{час}$) выработки, 0,6;

A – количество одновременного взрываемого ВВ, 54,0 кг

b – газовость ВВ, 40 л/кг;

L – длина тупиковой выработки 340 м;

p – коэффициент утечек (потерь) воздуха, для прорезиненных труб $\varnothing 0,5 \text{ м}$ в свету составит 1,30.

$$Q_3 = \frac{2.25 \times 12,5 \times \sqrt{0,6 \times 54,0 \times 40 \times 340^2}}{60 \times 30 \times \sqrt{12,5 \times 1,30^2}} = \frac{3.31 \text{ м}^3}{\text{МИН}}$$

Проверяем минимальную скорость передвижения воздуха по выработке

$$v = Q_3 / S_{\text{св}} = 3.31 / 12.5 = 0.26 \text{ м/с} > 0.25 \text{ м/с}$$

Определим потребную подачу (производительность) вентилятора

$$Q_{\text{в}} = p Q_3 = 1.30 \times 0.26 = 3.3 \text{ м}^3/\text{с}$$

Рассчитываем напоры, которые должны создать вентилятор

$$H_{\text{в}} = H_{\text{с}} + H_{\text{м}} + H_{\text{д}}, \text{ Па,}$$

Где: $H_{\text{с}} = p R Q_3^2$ – статическое давление вентилятора;

$H_{\text{м}} = 0,2 H_{\text{с}}$ – местные потери напора;

$H_{\text{д}} = V_{\text{т}}^2 \gamma / 2$ – динамическое давление;

γ – плотность воздуха, равная $1,2 \text{ кг/м}^3$;

$$R=6.5 \alpha L/d_r^5 = 6,5 \times 45 \times 10^{-5} \times 340/0,5^5 = 63,65 \text{ Н с}^2/\text{м}^4;$$

$A=45 \times 10^{-5}$ – коэффициент аэродинамического сопротивления прорезиненного трубопровода;

$L = 340$ м – длина прорезиненного трубопровода.

Определим скорость движения воздуха в трубопроводе

$$V_T=4Q_3/\pi d_T^2, \text{ м/с} = 4 \times 2,27/3,14 \times 0,5^2=11,56 \text{ м/с} (18 \text{ м/с})$$

$$H_c = 1,3 \times 63,65 \times 2,27^2=426,38 \text{ Па}$$

$$H_M=0,2 \times 426,28=85,28 \text{ Па}$$

$$H_D=11,56^2 \times 1,2/2 = 80,18 \text{ Па}$$

$$H_B=426,38+85,28+80,18 = 591,84 \text{ Па} = 59,18 \text{ даПа.}$$

Расчетные параметрам удовлетворяют характеристики осевого вентилятора ВМЭ-5.

Техническая характеристика вентилятора ВМЭ-5

| Наименование | Ед.изм. | Количество |
|-------------------------------|-------------------|------------|
| 1. Вентилятор ВМЭ-5 | | |
| - диаметр колеса | мм | 500 |
| - производительность | м ³ /с | 1,8÷3,65 |
| - статическое давление | Па | 2000 |
| 2. Электродвигатель 2ВРМ132М2 | | |
| - мощность | кВт | 13 |
| - напряжение | в | 380/660 |
| - частота вращения | об/мин | 3000 |

Существующая сеть горных выработок, по которым к наклонным съездам подается свежий воздух. За счет общешахтной депрессии свежий воздух доставляется по наклонным съездам №1 и №2 и по сбоям между парными наклонными съездами поступает в наклонный съезд №2. Из вышеперечисленных уклонов воздух забирается вентиляторами местного проветривания и по прорезиненным трубам диаметром в свету 500 мм непосредственно в тупиковые забои при проходке последних.

Календарный график сооружения наклонных съездов

При протяженности наклонных съездов №1 – 580 м, №2 – 580 м продолжительность строительства составила более 9 месяцев. Сооружение наклонных съездов производится параллельно 3-4 забоями (включая сбойки),

то средняя скорость проходки планируется больше 122 м/мес.

Основные виды магистрального транспорта рудных шахт и область их применения.

В настоящее время, особенно на зарубежных рудниках, уделяется большое внимание созданию новых высокоэффективных видов магистрального транспорта рудных шахт: трубопроводного, пневматического, гидравлического, контейнерного, монорельсового и др.

Однако эти виды транспорта находятся в стадии разработки и опытно-промышленных исследований, поэтому, в первую очередь, необходимо в практической деятельности ориентироваться на традиционные виды магистрального транспорта рудных шахт: автомобильный, электровозный и конвейерный.

Ниже приводятся достоинства и недостатки указанных видов магистрального транспорта рудных шахт:

ДОСТОИНСТВА

НЕДОСТАТКИ

Автомобильный транспорт

| | |
|--|---|
| Высокая маневренность и мобильность. Возможность транспортирования горной массы на подъем до 6-8 ⁰ . Удобство отработки изолированных рудных залежей и доработки нижних горизонтов в связи с простотой устройства заездов. Возможность транспортирования крупнокусковой руды. | Загрязнение атмосферы выхлопными газами. Большой штат водителей и ремонтных рабочих. Трудность обслуживания, ремонта и заправки ГСМ. Большой износ шин и высокая их стоимость. Экономически выгодны только относительно небольшие расстояния транспортирования. |
|--|---|

Электровозный транспорт

| | |
|---|--|
| Высокая экономическая эффективность при больших объемах перевозок и больших расстояниях транспортирования. Возможность транспортирования крупнокусковых абразивных руд с любыми физико-механическими свойствами. Экологический чистый вид транспорта. | Большой объем горнокапитальных работ при проходке транспортных выработок. Цикличность погрузочно-разгрузочных операций. Большой объем путевых работ и их трудоемкость. Большая разветвленность транспортных коммуникаций и сетей электроснабжения. |
|---|--|

Конвейерный транспорт

| | |
|--|--|
| Равномерность и непрерывность потока. Возможность транспортирования горной массы на подъем до 16 ⁰ . Независимость производительности от длины транспортирования. Высокая | Необходимость предварительного дробления крупнокусковых руд и пород. Большой износ лент и сложность их замены. Прямолинейность конвейерной линии. Взаимозависимость всех звеньев |
|--|--|

| | |
|--|--|
| производительность труда на транспорте. Возможность полной автоматизации процесса. | конвейерной системы. Установка смонтированного конвейера загромождает выработку, затрудняет механизацию ремонтных работ и ухудшает вентиляцию. |
|--|--|

В зависимости от схем вскрытия и подготовки месторождений, а также условий работы магистрального транспорта рудных шахт технологические схемы перемещения руды от забоя до ствола шахты можно систематизировать в три группы:

1-я группа – технологические схемы перемещения руды с наличием сборочного транспортного горизонта. Применяют при вскрытии и отработке месторождений с концентрационными горизонтами, на которых сосредотачивается общешахтный грузопоток с перепуском на него руды с промежуточных горизонтов или непосредственно из очистных блоков. В этих условиях работа магистрального транспорта практически не зависит от применяемых систем разработки.

2-я группа – технологические схемы с «глубоким вводом» магистрального транспорта при системах разработки с открытым выработанным пространством. Условия эксплуатации магистрального транспорта при системах разработки с открытым выработанным пространством. Условия эксплуатации магистрального транспорта близки к открытым работам (погрузка транспорта ведется из навала отбитой руды, открытое пространство создает хорошие условия для маневра транспорта и т.д.).

3-я группа – технологические схемы с «глубоким вводом» магистрального транспорта при системах разработки с площадным выпуском руды.

Характеризуется, как правило, подэтажным вскрытием и отработкой месторождения, применением систем разработки с наличием выработок днища блока, при которых процесс погрузки горной массы в транспортные средства совмещается с процессом выпуска руды из блока.

На отечественных рудниках основным видом магистрального

транспорта является электровозная откатка на основе применения троллейных электровозов и глухих вагонеток.

Характерной особенностью магистрального транспорта за рубежом является многообразие применяемых транспортных средств, из которых основными являются: локомотивный, конвейерный и автомобильный.

Электровозный транспорт

Электровозный транспорт является основным видом магистрального транспорта отечественных рудных шахт.

Подземный электровозный транспорт представляет собой систему, состоящую из следующих элементов:

- подвижного состава, включающего в себя шахтные вагонетки и другие транспортные средства;
- тяговых агрегатов (электровозы, дизелевозы и др.)
- рельсового пути со средствами погрузки;
- приемно-разгрузочных пунктов со средствами разгрузки.

На отечественных рудных шахтах в основном в качестве тяговых агрегатов используются контактные электровозы типа К10 и К14 со сцепным весом соответственно 10 и 14 кН, выпускаемые Александровским машиностроительным заводом (табл 2.1.)

Таблица 2.1.

Параметры отечественных электровозов

| Наименование показателей | Тип электровоза | |
|-------------------------------|-----------------|------|
| | К10 | К14 |
| Конструктивная скорость, км/ч | 8 | 10 |
| Габариты, мм: | | |
| - длина | 5200 | 5750 |
| - ширина | 1050 | 1350 |
| - высота | 1650 | 1656 |
| Масса, т | 10 | 14 |

Контактная сеть служит для питания двигателей контактных электровозов от тяговых подстанций со стандартным напряжением 275 В.

Электровозная откатка применяется в основном в выработках с уклоном

0,005 ‰.

Применяемые в настоящее время на рудниках типы рельсов, конструкции верхнего строения пути, а также средства сигнализации и блокировки обеспечивают безопасные условия эксплуатации локомотивных составов со скоростью до 8-10 км/ч.

В качестве транспортных средств используются рудничные вагонетки различной конструкции емкостью от 2 до 10 м³ с ориентацией на широкое применение глухих вагонеток типа ВГ (табл. 2.2.)

Вагонетки типа ВГ-4,5 и ВГ-9,0 выпускаются Пермским заводом горношахтного оборудования; ВГ-2,0 – Киселевским заводом; ВГ-2,2 – Усольским заводом горного оборудования (Россия); ВГ-10 – Днепропетровским заводом горношахтного оборудования (Украина).

Разгрузка шахтных глухих вагонеток в околоствольных дворах в зависимости от технологической схемы движения составов производится круговым опрокидывателями с пропуском электровоза (типа ОКЭ) и без пропуска электровоза (типа ОК). Барабан опрокидывателя, в котором могут размещаться одна или две вагонетки, при помощи электропривода и фрикционной передачи вращающего момента от приводных роликов совершает полный оборот. В этот период осуществляется разгрузка вагонеток. Опрокидыватели могут работать в автоматическом режиме или управляться оператором дистанционно. Их изготавливает Днепропетровский завод горношахтного оборудования.

Таблица 2.2.

Основные параметры шахтных вагонеток

| Наименование показателей | Типы вагонеток | | | | | |
|-----------------------------|----------------|--------|--------|--------|-------|---------|
| | ВГ-0,2 | ВГ-2,2 | ВГ-4,5 | ВГ-9,0 | ВГ-10 | ВГ-4,0А |
| Вместимость, м ³ | 2 | 2,2 | 4,5 | 9 | 10 | 4 |
| Грузоподъемность, т | 5 | 5,5 | 13,5 | 23 | 25 | 12 |
| Жесткая база, мм | 1000 | 1000 | 1250 | 4000 | 4000 | 1250 |
| Габариты, мм: | | | | | | |

| | | | | | | |
|-------------|------|------|------|------|------|------|
| - длина | 3220 | 2950 | 4100 | 8000 | 7300 | 4750 |
| - ширина | 1250 | 1200 | 1350 | 1350 | 1800 | 1350 |
| - высота | 1200 | 1300 | 1550 | 1550 | 1600 | 1550 |
| - Масса, кг | 1510 | 1450 | 3920 | 8710 | 8815 | 4715 |

В настоящее время произведена модернизация типоразмерного ряда опрокидывателей с диаметрами барабана 2,5; 2,8 и 4 м для разгрузки вагонеток с глухим кузовом вместимостью от 0,7 до 10 м³.

Скорость движения локомотивосоставов, как груженых, так и порожних, не превышает 5-7 км/ч.

На зарубежных рудниках в качестве тяговых агрегатов в основном используют троллейные электровозы со сцепным весом 30-45 кН. На крупных рудниках применяются электровозы со сцепной массой 40-65 кН с тиристорным управлением напряжения постоянного тока (250, 300, 500, 600В).

Аккумуляторные электровозы применяются в основном на рудниках, опасных по газу и пыли.

Наряду с контактными и аккумуляторными электровозами в качестве тяговых агрегатов применяются дизельные локомотивы и тепловозы.

Наиболее широко на зарубежных рудниках применяют электровозы, выпускаемые фирмами «АСЕА», «ЛКАБ» (Швеция); «Гудмен», «Крейтон», «Дженерал электрик» (США) и др.

Таблица 2.3.

Локомотивы зарубежных фирм

| Фирма-изготовитель | Вид питания | Сцепной вес, кН | Максимальная скорость, км/ч | Напряжение | Габариты, мм | | |
|---------------------|------------------------|-----------------|-----------------------------|------------|--------------|--------|--------|
| | | | | | длина | ширина | высота |
| «Гудмен» | Контактный привод | 45 | 40 | 1400 | 8000 | 2010 | 2775 |
| «Таркмастер» | Аккумуляторные батареи | 14 | 16 | | 5855 | 2134 | 1730 |
| «Клейтайн» | То же | 11 | 16 | | 2400 | 1250 | 1580 |
| «Механоэкспорт» 14А | Контактный привод | 15 | 12 | 550 | 6000 | 1200 | 1650 |

| | | | | | | | |
|----------------------|-------|---|----|-----|------|------|------|
| «Механоэкспорт» 7 | То же | 7 | 12 | 550 | 4110 | 1200 | 1650 |
|----------------------|-------|---|----|-----|------|------|------|

На зарубежных рудниках в качестве транспортных средств при использовании электровозной откатки на концентрационных горизонтах в последнее время наметилась традиция замены глухих вагонов на саморазгружающиеся.

Саморазгружающиеся вагоны имеют различное конструктивное исполнение: с кузовом, состоящим из отдельных шарнирно установленных на раме частей; откидным днищем или откидным бортом; кузовом, оборудованным днищем с колесными парами, откидывающимися полностью.

Кузов вагонетки фирмы «Kord Corp» («Корд»), США состоит из двух шарнирно соединенных с рамой частей, на боковых стенках каждой из которых установлены ролики. При прохождении разгрузочного устройства происходит последовательное опрокидывание обеих частей при наезде роликов на направляющие.

В последние годы стали широко применяться вагонетки с донной разгрузкой и днищем, шарнирно прикрепленным к передней торцевой стенке (типа КМГБ шведской фирмы «ЛКАБ») и с донной разгрузкой (типа «ОК» шведской фирмы «АББ»).

На ряде рудников работа транспорта полностью автоматизирована. На руднике «Кируна» (Швеция) на гор. -775 м транспорт руды осуществляется локомотивосоставами грузоподъемностью 460 т, состоящими из 460 т, состоящими из 18 вагонеток с донной разгрузкой и электровоза со сцепной массой 65 т с тиристорным управлением. Работа транспорта полностью автоматизирована. Что позволило довести коэффициент использования оборудования до 90% (против 50% при ручном управлении), на 50% сократить потребность в рабочей силе. Кроме того, резко сократился травматизм на транспорте.

Всего в эксплуатации находится пять локомотивосоставов, управляемых дистанционно с центрального пункта, оборудованного

телевизионными установками. Когда состав заходит к месту погрузки, срабатывает реле отключения питания, состав останавливается и включается система погрузки.

Автомобильный транспорт

В настоящее время автомобильный транспорт при подземной разработке рудных месторождений после локомотивной откатки занимает ведущее место.

К сожалению, в странах СНГ горным машиностроением для подземных работ выпускается один тип автосамосвала МоАЗ (Могилевский завод) в двух модификациях с дизельным двигателем Ярославского моторного завода. В связи с этим на многих рудниках используются автосамосвалы зарубежных фирм.

Таблица 2.4.

Технические характеристики автосамосвалов МоАЗ

| Мощность двигателя, кВт | МоАЗ 7405-86 | МоАЗ 6401-585 |
|------------------------------------|--------------|---------------|
| Грузоподъемность, т | 140 | 147 |
| Вместимость кузова, м ³ | 22 | 20 |
| Скорость движения, м/ч | 12,5 | 11 |
| Преодолеваемый уклон, град | До 40 | До 40 |
| Габариты, мм: | 7-10 | 8 |
| - длина | 8610 | 8310 |
| - ширина | 2850 | 2850 |
| - высота | 2630 | 2250 |
| Масса, т | 19,5 | 17,8 |

Наиболее крупными фирмами-изготовителями подземных автосамосвалов за рубежом являются: «Вагнер», «Гетман», «Элмак», все США; «Кируна трак», «Атлас Копко», все Швеция; «ГХХ Шторкраде», Германия; «АНЕ», Франция; «Тамрок», Финляндия.

Грузоподъемность автосамосвалов изменяется от 3-5 до 40-50 т. Фирмой «ГХХ Шторкраде» выпускаются рудничные автосамосвалы грузоподъемностью 12,15,20,25,40 и 50 т.

Автосамосвалы зарубежных фирм имеют различное конструктивное исполнение, что обуславливает возможность выборе наиболее экономичной

модели, учитывающей конкретные горно-геологические условия обрабатываемых месторождений.

Фирмой «Лермет» (Польша) выпускается транспортная машина ЦБЮ предназначенная для перемещения горной массы от загрузочных средств при работе в сложных условиях.

Машина состоит из тягача и грузовой части, соединенных между собой шарниром с двумя степенями свободы.

Кузов состоит из стационарной емкости, подвижной емкости, передвижной стенки и заднего клапана. Предусмотрена возможность перемещения подвижной емкости и передвижной стенки относительно стационарной емкости.

Фирмой «Атлас Копко» разработаны подземные автосамосвалы марок НТ12/50 и НТ16/50, оснащенные транспортером, при работ которого горная масса постоянно встряхивается и уплотняется, что обеспечивает 100% заполнение кузова машины. Конструкция транспортера позволяет не поднимать кузов при его разгрузке, что дает возможность использовать самосвалы в выработках малого сечения.

Фирма «ГХХ Штеркраде» выпускает низкопрофильные самосвалы серии МК с задней разгрузкой, а также автосамосвалы с выдвигным кузовом грузоподъемностью 3,5-55 т.

Фирмой «Кируна трак» разработана система тягачей со съемными контейнерами (система «Комби»).

Типичными примером применения технологических схем перемещения руды с использованием автомобильного транспорта в качестве магистрального могут служить свинцовые рудники США (штат Миссури).

На руднике «Бьюик» 45% добываемой руды транспортируется к скиповому стволу 36-тонными автосамосвалами, которые загружаются в забое погрузчиками. На погрузке обычно работает бригада, состоящая из одного водителя колесного погрузчика и двух водителей автосамосвалов.

Таблица 2.5.

**Технические показатели отдельных видов подземных автосамосвалов,
выпускаемых в США, Швеции и Германии**

| Фирма-изготовитель, марка | Мощность двигателя, кВт | Грузо-подъемность, т | Скорость, км/ч | Внешний радиус поворота, м | Габариты, м | | | Масса, т |
|---------------------------|-------------------------|----------------------|----------------|----------------------------|-------------|--------|--------|----------|
| | | | | | длина | ширина | высота | |
| США | | | | | | | | |
| «Вагнер» МТ | | | | | | | | |
| 411-30 | 101 | 11,0 | 48 | 5,4 | 7,0 | 1,9 | 1,8 | 11,9 |
| 433-30 | 207 | 20,0 | 27 | 9,0 | 10,0 | 3,6 | 2,3 | 25,7 |
| «Эймко» | | | | | | | | |
| 980-Т13 | 104 | 11,8 | 10 | 6,0 | 6,2 | 2,0 | 1,9 | 8,8 |
| 985-Т15 | 138 | 13,6 | 32 | 7,0 | 6,8 | 2,4 | 2,3 | 10,2 |
| «Элмак» | | | | | | | | |
| 5-413 | 61 | 4,9 | 35 | 4,6 | 5,4 | 1,5 | 1,6 | 5,2 |
| 22-4А | 186 | 21,7 | 35 | 3,7 | 8,1 | 2,8 | 1,9 | 21,2 |
| «Гетман» | | | | | | | | |
| 644 | 62 | 5,0 | 24 | 4,6 | 6,2 | 2,0 | 2,0 | 6,8 |
| 1248 | 102 | 11,0 | 34 | 5,8 | 7,3 | 2,1 | 2,1 | 9,5 |
| Швеция | | | | | | | | |
| «Волво» | | | | | | | | |
| 861 | 108 | 16,5 | 35 | 15 | 9,4 | 2,5 | 2,9 | 13,2 |
| 5350 | 140 | 20,0 | 35 | 14,9 | 9,5 | 2,5 | 4,2 | 15,5 |
| «Кируна Тракт» | | | | | | | | |
| К250-14 | 177 | 35,0 | | 6,82 | 8,56 | 3,0 | 2,7 | |
| К501-28 | 386 | 50,0 | | 9,98 | 10,4 | 3,47 | 3,12 | |
| «Атлас Копко» НТ 16/150 | 139 | 16,0 | 23 | 8,2 | 7,5 | 2,15 | 2,3 | 10,1 |
| «Коккум Ландсверк 41413» | 155 | 18,0 | 30 | 12,0 | 9,1 | 2,5 | 3,3 | 14,9 |
| Германия | | | | | | | | |
| ГХХ «Штеркраде» | | | | | | | | |
| A12 | 1,02 | 12,0 | 28,9 | 7,9 | 3,3 | 1,83 | 1,77 | 14,0 |

| | | | | | | | | |
|-----|-----|------|------|------|------|-----|-----|------|
| A20 | 136 | 20,0 | 27,2 | 8,6 | 8,8 | 2,2 | 2,4 | 16,8 |
| 32 | 170 | 32 | 29,1 | 9,6 | 9,7 | 2,6 | 2,0 | 27,0 |
| 40 | 323 | 40 | 25,0 | 10,6 | 11,7 | 3,6 | 2,7 | 40,0 |

На руднике «Магмонт» руда в камере грузится колесными погрузчиками в прицепы (емкость кузова 20 м³), присоединенные к тягачам «Вабко 229Н». Руда перевозится к главному рудоподъемному стволу, оборудованному 20-тонными скипами, и, проходя через дробильный комплекс, оснащенный щековой дробилкой «Пайониэр» с приемным отверстием 1000x1200 мм, поступает в бункер руды.

На руднике «Флетчер» и «Брасин Крик» на погрузке и откатке используются комплексы, состоящие из одного колесного погрузчика типа «Катерпиллер Е631» с ковшом емкостью 4,6 м³ и двух тягачей «Катерпиллер» с прицепом «Раум» (кузов вместимостью 21,1 м³).

На шахтах Джекказганского комбината автомобильный транспорт работает в комплексе с ковшовыми погрузчиками «Катерпиллер 980М». Среднесуточная производительность комплекса 1000-3200 т при сменной производительности труда рабочего 50-60 м³.

Одним из перспективных направлений в развитии автомобильного транспорта за рубежом является замена дизельных двигателей электрическим путем внедрения подземных троллейбусов.

Применение троллейбусов позволяет не только резко сократить расход топлива, но и повысить скорость движения и уменьшить расходы на вентиляцию выработок. Возможность этих машин перемещаться во выработкам с уклоном 12° со скоростью 24 км/ч существенно расширяет область использования автотранспорта.

Конвейерный транспорт

На отечественных рудниках конвейерный транспорт имеет весьма ограниченное применение.

При расстояниях транспортирования свыше 150-200 м применяются в

основном ленточные конвейеры.

Факторами, ограничивающими широкое внедрение конвейерного транспорта, являются:

- необходимость предварительного дробления руды в подземных механических дробилках, так как ленты надежно работающие на крупнокусковой руде, промышленностью не выпускаются;
- сравнительно небольшой срок службы ленты;
- сложность монтажных работ по ремонту и замене ленты;
- необходимость прямолинейной трассировки выработок;
- трудности с организацией транспортировки различного сорта руд.

Конвейеризация магистрального транспорта рудных шахт имеет пока сравнительно ограниченную область применения, однако опыт рудников США, Канады, Японии, Франции и других стран подтверждает перспективность этого направления.

Конвейерный транспорт применяется при высоких грузопотоках, хотя на практике производительность конвейерных магистралей изменяется в широких пределах. Так, на медном руднике «Лейкшор» США, производительность конвейерной системы составляет 7,2 тыс.т/сутки, а на марганцевом руднике «Весселс» ЮАР – 1015 т/ч.

В настоящее время за рубежом интенсивно разрабатываются технологии и техника погрузочно-транспортных комплексов на базе конвейерного транспорта в поточно-автоматическом режиме. Работы ведутся в двух направлениях – создание и внедрение передвижных малогабаритных дробильных установок и дробление добытой руды в полустационарных легко транспортируемых питателях-дробилках. Примером самоходной дробилки может служить специальная дробилка фирмы «Игл Крешер», США. Это щековая дробилка производительностью 453 т/ч с размером приемного отверстия 914x1016 мм и мощностью двигателя 112 кВт. Дробилка смонтирована на гусеничном ходу. Руда в дробилку поступает посредством подачи отгрохоченного продукта из виброгрохота питателем. Ширина

разгрузочного конвейера, куда поступает дробленый продукт и отгрохоченная мелочь, составляет 1219 мм. Размер дробленного продукта – 203 мм.

На основании исследований работы магистрального транспорта отечественных рудных шахт и теоретических проработок выполнен функционально-стоимостной анализ технико-экономических показателей работы основных видов транспорта (автомобильного, электровозного и конвейерного).

Составлен алгоритм расчета по оптимизации параметров транспортной системы рудника и рациональной области применения электровозного, автомобильного и конвейерного видов транспорта.

Сортировку значений приведенных затрат осуществляли при разбивке значений (требуемой годовой добычи горизонта) Q на интервалы с величиной 50-100 тыс.т/год.

Выходными параметрами являлись: тип транспорта, тип погрузочного устройства, интенсивность потока обслуживания одного погрузочного пункта, длина транспортирования, скорость передвижения транспортного средства, число погрузочных пунктов, время на разгрузку с простоями и маневрами, затраты на эксплуатацию погрузочного пункта, затраты на простой транспортного средства, капитальные затраты на один погрузочный пункт и одно транспортно средство, число часов работы системы в году.

Как показали расчеты, автомобильный транспорт рационально применять при сравнительно небольших длинах транспортирования до 500-600 м и грузопотоках до 1,5-2 млн т/год, электровозный транспорт – при больших длинах транспортирования, а конвейерный – при грузопотоках свыше 4 млн т/год и практически не ограниченных длинах транспортирования.

Выбор вида подземного транспорта основного грузопотока.

Согласно заданию на проектирование для выбора подземного транспорта основного грузопотока при отработке запасов опытно-промышленного блока рассматриваются три варианта подземного транспорта

на производительность по руде 200000 т/год:

- вариант 1 – автомобильный транспорт,
- вариант 2 – рельсовый транспорт,
- вариант 3 – конвейерный транспорт.

Автомобильный транспорт

Схема автомобильного внутришахтного транспорта представлена на чертежах П-289571-ГМ и П-289572-ГМ.

При данном виде транспорта руда от очистных забоев при помощи вновь приобретаемых электровоза К-10У и вагонеток с боковой разгрузкой ВБ-5 доставляются до рудоспуска, расположенного в районе пересечения квершлага 3281 и сбойки 3282 горизонта 0,00м. Вагонетки разгружаются в рудоспуск при помощи разгрузочной кривой.

Из рудоспуска руда посредством вибрационной доставочно-погрузочной установки ВДПУ-4ГМ («Сибирячка») подается в кузов шахтного автосамосвала МТ-2000. Погрузка руды из рудоспуска в автосамосвал установкой ВДПУ-4ГМ осуществляется на погрузочной станции автотранспортного уклона 78/0 расположенный на 12 м ниже выработок горизонта 0,0м . Далее руда автосамосвалами МТ-2000 по уклону 78/0 и штольне 78/1 транспортируется на поверхность на уступ карьера с отметкой 75,0 м в расходный склад, где перегружается на карьерный автотранспорт. Длина автомобильного уклона 730 м, угол наклона 8° . Общая длина выработок (включая участок штольни 78-1 протяженностью 60 м), по которым руда автотранспортом вывозится на поверхность, составляет 790 м.

Доставка сухого закладочного материала с поверхности к очистным блокам осуществляется по штольне 78-1 с помощью погрузочно-доставочной машины (ПДМ) TORO-6.

Пустая порода, образующаяся при проведении проходческих работ, по гор. 0,0 м перевозится в вагонетках ВГ-2,2 существующим на руднике внутришахтным рельсовым электровозным транспортом, а затем подъемной установкой по стволу 1-1 выдается на поверхность.

Для удаления шахтной воды с погрузочной станции уклона 78/0 запроектирован зумпфовый водоотлив с погружным насосом НЗП который перекачивает шахтную воду в водоотливную канавку горизонта 0,0м

Технические данные применяемого оборудования по варианту 1 – автомобильный транспорт приведены в табл. 9.

Таблица 2.6.

Технические данные применяемого оборудования по варианту 1
– автомобильный транспорт

| <i>Обозначение, тип</i> | <i>Наименование, характеристика</i> | <i>Кол., шт.</i> | <i>Масса единицы, кг</i> | <i>Завод (фирма) - изготовитель</i> |
|-------------------------|---|------------------|--------------------------|--|
| MT-2000 | Автосамосвал шахтный грузоподъемность 20 т, мощность двигателя 300 л.с. | 2 | 20500 | Фирма «Atlas Сорсо», Швеция |
| TORO-6 | Погрузочно-доставочная машина грузоподъемность 6,7 т, мощность двигателя 201 л.с. | 2 | 18000 | Фирма «SANDVIK», Финляндия |
| ВДПУ-4 ТМ («Сибирячка») | Вибрационная доставочно-погрузочная установка, мощность 22 кВт | 1 | 5000 | ОАО «Востокмашзавод», Казахстан |
| К-10У | Электровозный шахтный сцепной вес 10 т, колея пути 750 мм | 1 | 10000 | ОАО «Александровский машзавод», Россия |
| ВБ-5 | Вагонетка шахтная с боковой разгрузкой, грузоподъемность 5 т, колея пути 750 мм | 30 | 2050 | ОАО «Киселевский машзавод», Россия |

Рельсовый транспорт

Схема рельсового внутришахтного транспорта представлена на чертежах П-289573-ГМ и П-289574-ГМ. При данном виде транспорта руда из очистных забоев при помощи вновь приобретаемых электровозов К10-У и вагонеток ВБ-5 с боковой разгрузкой доставляется до рельсового уклона 78/0, по которому затем с помощью шахтной подъемной установки с

машиной Ц-2,5х2 груженные вагонетки поднимаются по рельсовому уклону 78/0 до штольни 78/1. Протяженность рельсового пути 725 м, угол наклона выработки 20°.

По штольне 78-1 вагонетки ВБ-5 с рудой электровозами К10-У вывозятся на поверхность на уступ карьера с отметкой 75,0 м, где посредством разгрузочной кривой разгружаются в расходный склад, в котором затем руда перегружается на карьерный автотранспорт.

Сухой закладочный материал с поверхности к очистным блокам доставляется по штольне 78-2 погрузочно-доставочной машиной TORO-6.

Выдача пустой породы на поверхность при ведении проходческих работ на гор 0,00 м производится существующим внутришахтным рельсовым электровозным транспортом в вагонетках ВГ-2,2 с последующим подъемом ее на поверхность по стволу 1-1.

Шахтная вода из штольни 78-0 и рельсового уклона 78/0 удаляется самотеком по водоотливной канавке гор. 0,00м.

Таблица 2.7.

Технические данные применяемого оборудования по варианту 2
– рельсовый транспорт приведены в

| <i>Обозначение, тип</i> | <i>Наименование, характеристика</i> | <i>Кол., шт.</i> | <i>Масса единицы, кг</i> | <i>Завод (фирма) - изготовитель</i> |
|-------------------------|--|------------------|--------------------------|--|
| Ц-2,5х2 | Машина шахтная подъемная. Диаметр барабана 2000мм, мощность двигателя 200 кВт. | 1 | 45570 | ОАО «Донецкгормаш», Украина |
| TORO-6 | Погрузочно-доставочная машина грузоподъемность 6,7 т, мощность двигателя 201 л.с. | 2 | 18000 | Фирма «SANDVIK», Финляндия |
| К-10У | Электровозный шахтный сцепной вес 10 т, колея пути 750 мм | 1 | 10000 | ОАО «Александровский машзавод», Россия |
| ВБ-5 | Вагонетка шахтная с боковой разгрузкой, | 30 | 2050 | ОАО «Киселевский машзавод», |

| | | | | |
|--|---|--|--|--------|
| | грузоподъемность 5 т, колея пути 750 мм | | | Россия |
|--|---|--|--|--------|

Конвейерный транспорт

Схема рельсового внутришахтного транспорта представлена на чертежах П-289575-ГМ и П-289576-ГМ.

При данном виде транспорта руда из очистных забоев при помощи вновь приобретаемых электровоза К-10У и вагонеток с боковой разгрузкой ВБ-5 доставляется до рудоспуска, расположенного в районе пересечения квершлага 3281 и сбойки 3283 гор. 0,0м. Вагонетки разгружаются в бункер рудоспуска при помощи разгрузочной кривой.

Из рудоспуска руда посредством ВДПУ-4 ТМ («Сибирячка») подается на ленточный конвейер №1 (марки 1Л1000-01), установленный в конвейерном уклоне 78-1. Погрузка руды на этот конвейер осуществляется в нижней части конвейерного уклона 78/0, расположенной на 12 метров ниже выработок гор. 0,0м. Ленточный конвейер №1(длиной 580 м) транспортирует руду по уклону 78/0 к штольне 78-1, на ленточный конвейер №2 (марки 1Л1000-01и длиной 580м), который транспортирует руду уже на поверхность, на уступ карьера с отметкой 75,0м в расходный склад, где она перегружается на карьерный автотранспорт. Длина конвейерного уклона 550 м, угол наклона выработки 12⁰. Общая длина конвейерной линии составит 1160м.

Доставка сухого закладочного материала с поверхности к очистным блокам осуществляется по штольне 78-2 с помощью погрузочно-доставочной машины TORO-6 . При ведении проходческих работ перевозка пустой породы по гор.0,0м осуществляется существующим внутришахтным рельсовым электровозным транспортом в вагонетках ВГ-2,2 с последующим подъемом ее на поверхность по стволу 1-1.

Для удаления шахтной воды с конвейерного уклона 78/0 и штольни 78-1, на погрузочной станции уклона 78/0 предусмотрен зумпфовой водоотлив с погружным насосом НЗП, который перекачивает шахтную воду в

водоотливную канавку гор. 0,0м.

Необходимо отметить, что в последующем, при увеличении производительности рудника, для конвейерного транспорта необходимо устройство дробильной камеры со щековой дробилкой.

Таблица 2.8.

Технические данные применяемого оборудования по варианту 3
– конвейерный транспорт

| <i>Обозначение, тип</i> | <i>Наименование, характеристика</i> | <i>Кол., шт.</i> | <i>Масса единицы, кг</i> | <i>Завод (фирма) - изготовитель</i> |
|--------------------------|---|------------------|--------------------------|---|
| 1Л1000-01 | Конвейер ленточный №1, напольный, жесткий. Длина 580м. Ширина ленты 1000мм, N _{дв} =90 кВт | 1 | 48390 | ОАО «Краснолучский машзавод», Украина |
| 1Л1000-01 | Конвейер ленточный №2, напольный, жесткий. Длина 580м. Ширина ленты 1000мм, N _{дв} =90 кВт | 1 | 48390 | ОАО «Краснолучский машзавод», Украина |
| TORO-6 | Погрузочно-доставочная машина грузоподъемность 6,7 т, мощность двигатель 201 л.с. | 2 | 18000 | Фирма «SANDVIK», Финляндия |
| ВДПУ-4 ТМ («Сибирячка») | Вибрационная доставочно-погрузочная установка, мощность 22 кВт | 1 | 5000 | ОАО «Востокмашзавод», Казахстан |
| К-10У | Электровозный шахтный сцепной вес 10 т, колея пути 750 мм | 1 | 10000 | ОАО «Александровский машзавод», Россия |
| ВБ-5 | Вагонетка шахтная с боковой разгрузкой, грузоподъемность 5 т, колея пути 750 мм | 30 | 2050 | ОАО «Киселевский машзавод», Россия |
| НЗП | Насос заливочный, погружной, подача 55 м ³ /час, напор 15м, мощность 5,2 кВт. | 2 | 112 | ОАО «Красный металлист» г.Конотоп, Украина. |

ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

3.1 Определение производственной мощности шахты

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.

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:

-факторы 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;

- факторы горно-технические, устанавливающие способ вскрытия, размеры шахтных полей и порядок их отработки, систему разработки и размеры их основных элементов, число одновременно разрабатываемых этажей;

- факторы организационно-технические, включающие техническую оснащенность рудника и средства механизации горных пород, число рабочих дней и смен в году, скорость проходки горнокапитальных и подготовительных выработок.

Годовая производительность рудника по горнотехническим условиям

Годовая производительность рудника по интенсивности разработки месторождения определяется по формуле (применяется в основном при разработке наклоннозалегających и крутопадающих месторождений):

$$A_{\max} = VS\gamma K_n / K_k$$

Где, V - годовое понижение очистной выемки по вертикали в среднем по всей рудной площади месторождения, м/год (приложение 1);

S - рудная площадь месторождения Мурунтау, отведенная для подземного рудника, м²;

γ - объемная масса руды, т/м³;

K_n - коэффициент извлечения руды из месторождения; K_k - коэффициент изменения качества руды, $K_n = 1 - P$ (P - коэффициент разубоживания при добыче).

Здесь, необходимо учесть влияние мощности и угла падения рудного тела на величину годового понижения, при помощи поправочного коэффициента.

$$A_{\max} = 30 * 185875 * 2,6 * 0,97 / 0,9 = 15625892 \text{ т/год} = 6009958 \text{ м}^3/\text{год}$$

*Годовая производительность в связи с запасами полезного
ископаемого и сроком существования горного предприятия*

Определив возможную производительность предприятия по горнотехническим условиям, следует рассмотреть этот вопрос в связи со сроком существования предприятия. Нецелесообразно строить крупное предприятие на небольшом месторождении с коротким сроком существования и длительным сроком строительства горного предприятия. Экономически выгодно, чтобы в течение срока существования предприятия была использована полностью та часть капитальных вложений, которую нельзя переместить на другие предприятия после того, как месторождение будет выработано, или использовать на месте для других целей. Можно поэтому говорить об экономически целесообразных сроках существования предприятия. Очевидно, срок существования предприятия может быть определен из следующего выражения

$$T=Q/A_э$$

отсюда

$$A_э = Q/T$$

$$A_э=500000000/40= 12500000 \text{ т/год}$$

где $A_э$ - годовая производственная мощность в связи с запасами полезного ископаемого и сроком существования горного предприятия, т/год;

Q - запасы полезного ископаемого на месторождении, т; T - экономически целесообразный срок существования подземного рудника, годы .

Установление годовой производительности рудника входящего в состав горно-металлургического комбината. Годовая производительность подземного рудника в тех случаях, когда предполагается сочетание рудника с предприятиями, совместно разрабатывающими это месторождение и перерабатывающими руду -карьер Мурунтау, СП «Зарафшан-Ньюмонт», ГМЗ-2, рассчитывается не только по горнотехническим возможностям, но и с учетом производственных мощностей действующих (строящихся) предприятий (Рис. 3.1).

В данном случае, производительность подземного рудника должна соответствовать требованию

$$A_{гмз} \approx A_0 + A_n$$

где

$A_{гмз}$ - потребность гидрометаллургического завода по руде, т/год;

A_0 — производительность карьера Мурунтау, т/год;

A_n - производительность подземного рудника, т/год.

Здесь, необходимо иметь в виду, что со временем производительность карьера Мурунтау будет уменьшаться, в связи с угасанием открытой разработки

$$A_0 \longrightarrow \min$$

следовательно $\longrightarrow A_n \text{ ----- } A_{гмз}$

Если производительность шахты не обеспечивает потребность завода то необходимо вовлекать в эксплуатацию несколько шахт.

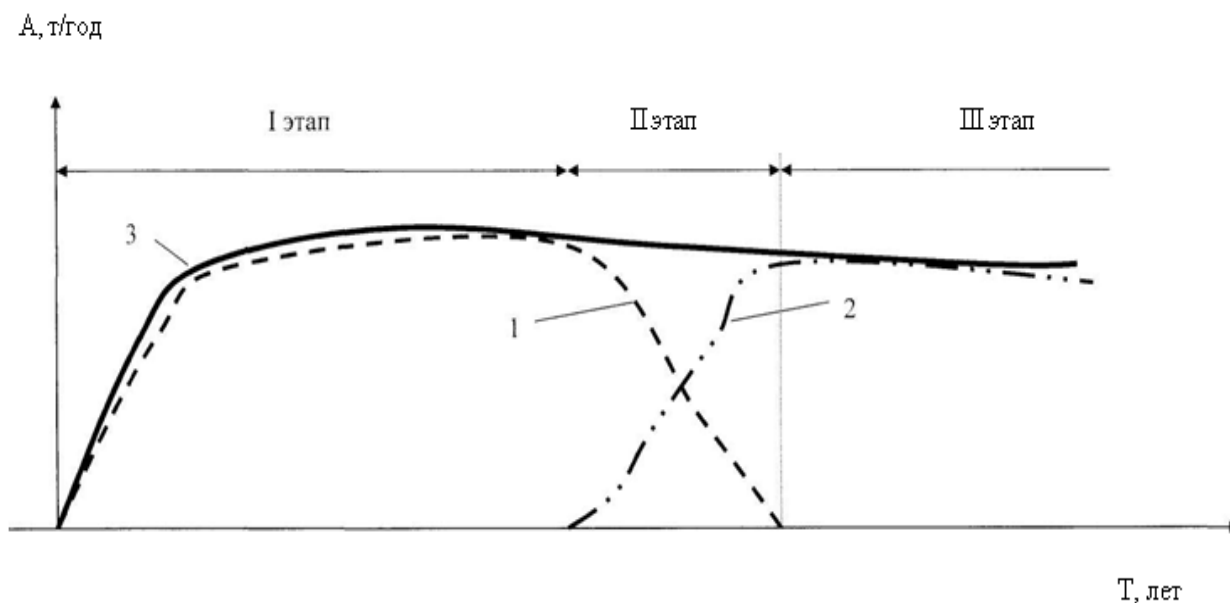


Рис. 1 Зависимость производственных мощностей карьера шахты и завода

- 1 - производственная мощность открытого рудника; 2 - производственная мощность подземного рудника;
3 - потребность ГМЗ №2 по руде.

Экономически целесообразная производительность подземного рудника

Известно, что с увеличением производительности предприятия эксплуатационные расходы на единицу продукции, как правило, снижаются. Почти пропорционально росту производительности рудника снижаются затраты по водоотливу и общерудничные накладные. Уменьшаются, но не в прямой пропорции, расходы по откатке, подъему, вентиляции, ремонту и поддержанию выработок, освещению и обслуживанию поверхности шахт. Остаются неизменными на 1 т. руды или изменяются очень мало расходы на подготовительные работы и очистную выемку.

С увеличением производительности рудника и фиксированных запасах месторождения возрастают также абсолютная величина капитальных вложений и их погашение на 1 т. добытой руды. В этой связи увеличивать проектную производительность подземного рудника экономически целесообразно до тех пор, пока снижение эксплуатационных расходов на 1 т. продукции не будет перекрываться ростом погашения капитальных затрат и полная себестоимость 1 т. продукции не начнет возрастать.

Экономически целесообразная или «оптимальная» производительность подземного рудника отвечает наиболее благоприятному сочетанию эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат, т.е. максимальной их сумме.

Задачу определения оптимального значения $A_{оп}$ впервые решил М.И. Агошков предположив в качестве критерия оптимальности показатель «минимальная себестоимость». Им было установлено, что полная себестоимость 1 т. руды, как сумма эксплуатационных расходов и погашения (амортизации) капитальных затрат, может быть выражена формулой:

$$C = C_1 A + C_2 / A + C_3, \text{ у.е./т}$$

где

C_1 - численный коэффициент, характеризующий степень изменения переменной части амортизации капитальных затрат в зависимости от годовой производительности рудника;

C_2 - численный коэффициент, характеризующий степень изменения переменной части эксплуатационных расходов в зависимости от годовой производительности рудника (рудничный транспорт, подъем, водоотлив, сжатый воздух, общерудничные и общешахтные расходы);

C_3 - сумма постоянных расходов и амортизации капитальных затрат на 1 т. добычи, не зависящих от годовой производительности и срока существования подземного рудника.

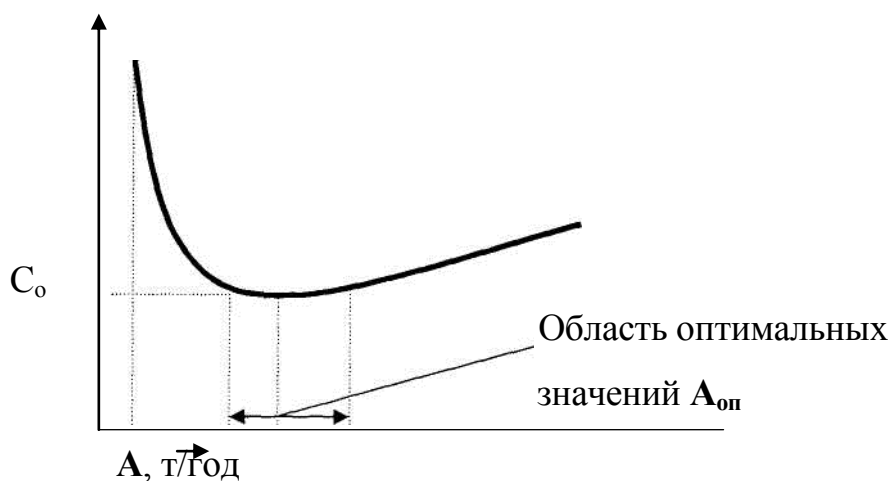
Наибольшее снижение себестоимости наблюдается при достижении определенного уровня производительности рудника, который принято называть оптимальным $A_{оп}$. При значении $A=A_{оп}$ снижение себестоимости добычи 1 т. руды прекращается. Дальнейшее увеличение годовой производительности сопровождается ростом себестоимости. Типичный характер изменения себестоимости добычи 1 т. полезного ископаемого в зависимости от роста годовой производительности рудника представлен на рис. 3.2. М.И. Агошков считает, что практический интерес представляет не столько сама величина оптимальной годовой производительности $A_{оп}$, сколько область оптимальных значений $A_{оп}$. В ее пределах должно приниматься искомое значение $A_{оп}$ с учетом ряда дополнительных факторов.

Нахождение оптимального значения A_0 по себестоимости 1 т. продукции и тем более по величине народнохозяйственного эффекта представляет очень сложную технико-экономическую задачу. Ее решение становится возможным при проектировании горно-рудного комплекса, а также при уточнении годовой производительности во время эксплуатации месторождения. Для оценки же месторождений по результатам геологоразведочных работ, когда нет еще достаточных и достоверных данных, годовую производительность рудника рекомендуется

рассчитывать по горным возможностям.

Оптимальная производительность может быть рассчитана на этот период упрощенно по формуле, исходя из балансовых запасов месторождения и экономической оптимальной продолжительности отработки месторождения.

C , у.е./т



$0,85 A_{оп} \quad A_{оп} \quad 1,25 A_{оп}$

Рис. 3.2. Влияние годовой производительности горного предприятия A на себестоимость добычи 1 т. полезного ископаемого C .

3.2 Подготовка шахтного поля

Подготовкой шахтного поля называют определенный порядок проведения выработок, осуществляемый после вскрытия шахтного поля и обеспечивающий возможность подготовки выемочных полей.

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 1000т 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, обеспечивалось 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 и 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 месторождение Мурунтау необходимо применить этажный способ подготовки. Высота этажа при этом должна быть 75 м.

С учетом существования карьера и сложных горно-геологических условий верхний этаж может оставляется в качестве защиты т.е. создается предохранительная «подушка» (барьерный целик).

Расчет безопасной толщины барьерного целика между карьером и подземными работами приближенно может быть рассчитан по формуле, предложенной В.Д. Слесаревым:

$$h = \gamma l^2 (2\sigma_p)$$

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

Для условий месторождения Мурунтау 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 (например одну или две доставочные выработки), 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 отрабатывают вместе с запасами блока нижележащего этажа.

3.3. Система разработки

Понятие «система разработки» включает определенный порядок ведения очистных и подготовительных работ, способ проветривания и поддержания очистных выработок, а также способ подготовки рудного массива к извлечению и непосредственно его извлечение из блока.

Система разработки должна наиболее полно обеспечить выполнение основных требований, предъявляемых ко всей технологии добычи руды, таких как:

- безопасность работ и соблюдение необходимых санитарно-гигиенических условий на всех рабочих местах;
- недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания полезных ископаемых;
- исключение выборочной («хищнической») отработки месторождений только с богатой рудой или особо легкими условиями работ, что может привести к безвозвратным или непосредственно высоким потерям балансовых запасов;
- минимальные издержки производства и максимальная производительность труда на добыче руды;
- комплексное использование месторождения т.е. возможность выемки (добычи) всех типов руд, составляющих это месторождение;
- возможность охраны месторождения от затопления, обводнения, пожаров и от воздействия других факторов,

снижающих качество полезных ископаемых в этом месторождении или осложняющих его отработку.

Система разработки характеризуется следующими основными технико-экономическими показателями:

1. производительностью 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/1000т ($\text{м}^3/1000\text{т}$) 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 работ; способы и средства механизации.

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

При выборе системы разработки для условий месторождения Мурунтау отбираем те, которые технически приемлемы в рассматриваемых условиях, затем те из них, которые конкурентоспособны. И наконец, из них выбираем одну наиболее эффективную.

К технически приемлемым системам разработки для освоения месторождения Мурунтау подземным способом подходят: этажно-камерная система разработки, система подэтажных штреков, камерная система с последующей закладкой, система с этажным и подэтажным обрушением.

Из этих технически приемлемых систем разработки наиболее

эффективным и подходящим для условий месторождения Мурунтау является этажно-камерная система разработки с последующей закладкой и система с этажным обрушением.

Этажно-камерную систему разработки с последующей закладкой можно применить на втором этапе освоении месторождения.

Этажно-камерная система разработки с последующей твердеющей закладкой применяется, главным образом, при добыче ценных руд или при невозможности обрушения поверхности и в сложных горно-геологических условиях. Системы с закладкой относительно дороги, но при правильной технологии обеспечивают малые потери и разубоживание руды.

При этажно-камерной системе разработки залежи отрабатывают камерами с оставлением целиков, которые погашаются после закладки, руду отбивают скважинами, пробуренными из этажных штреков.

В начале в камере формируют отрезную щель, на которую затем отбивают руду вертикальными слоями. Доставка руды по очистному пространству самотечная. Выпускают руду через выработки в основании камеры. Часть руды иногда можно магазинировать.

По окончании выемки руд производят заполнение очистного пространства твердеющей закладочной смесью, затем целики погашают. В качестве закладочного материала можно применять, вскрышные породы карьера, хвосты гидро-металлургического завода, горные породы, получаемые при проходке.

Вертикальная высота этажа в зависимости от применяемого оборудования колеблется от 30 до 100 м. Длина камер равна 50-70 м, ширина равна 20-40 м. Ширина междукамерных целиков 8-15 м. Толщина потолочины 5-10 м.

Систему разработки с этажным обрушением можно применить на третьем этапе освоения месторождения. Наибольшая производительность труда по руднику при подземной добыче руд может быть достигнута при этой системе разработки.

Основным признаком систем с обрушением является то, что очистное

пространство поддерживается только в период образования камер или щелей для обрушения основной части блока.

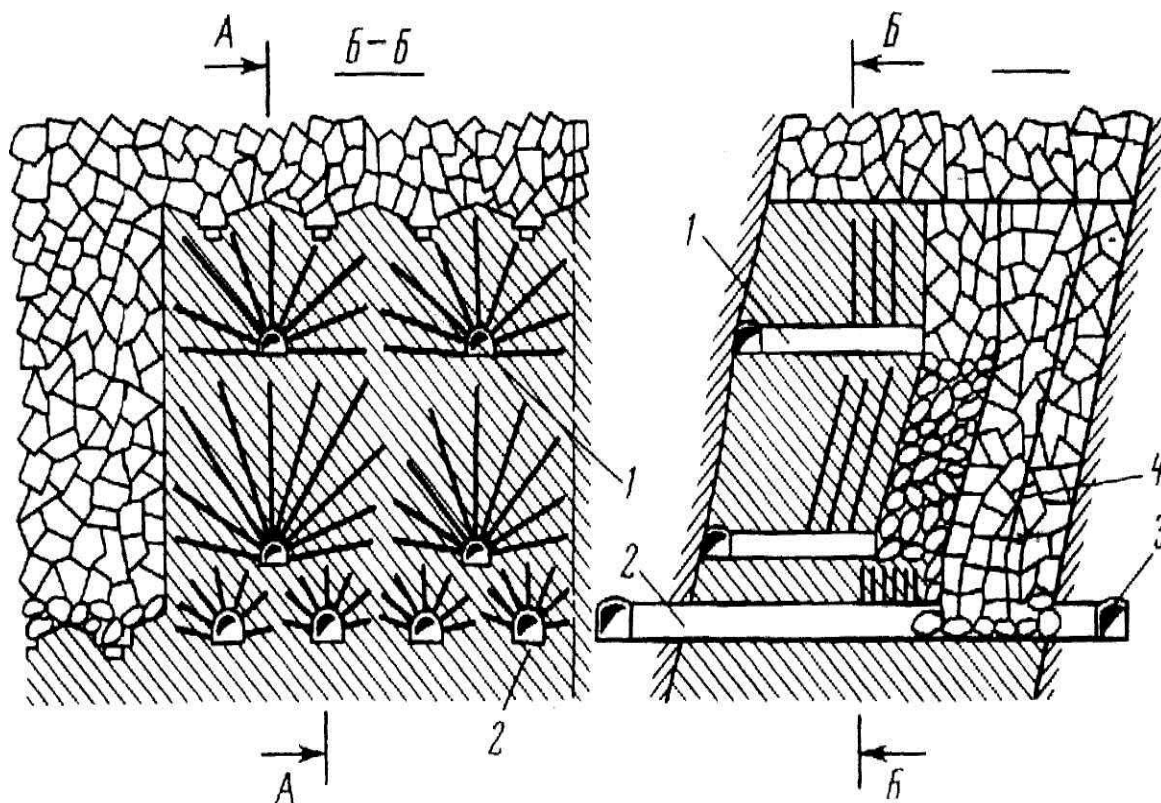
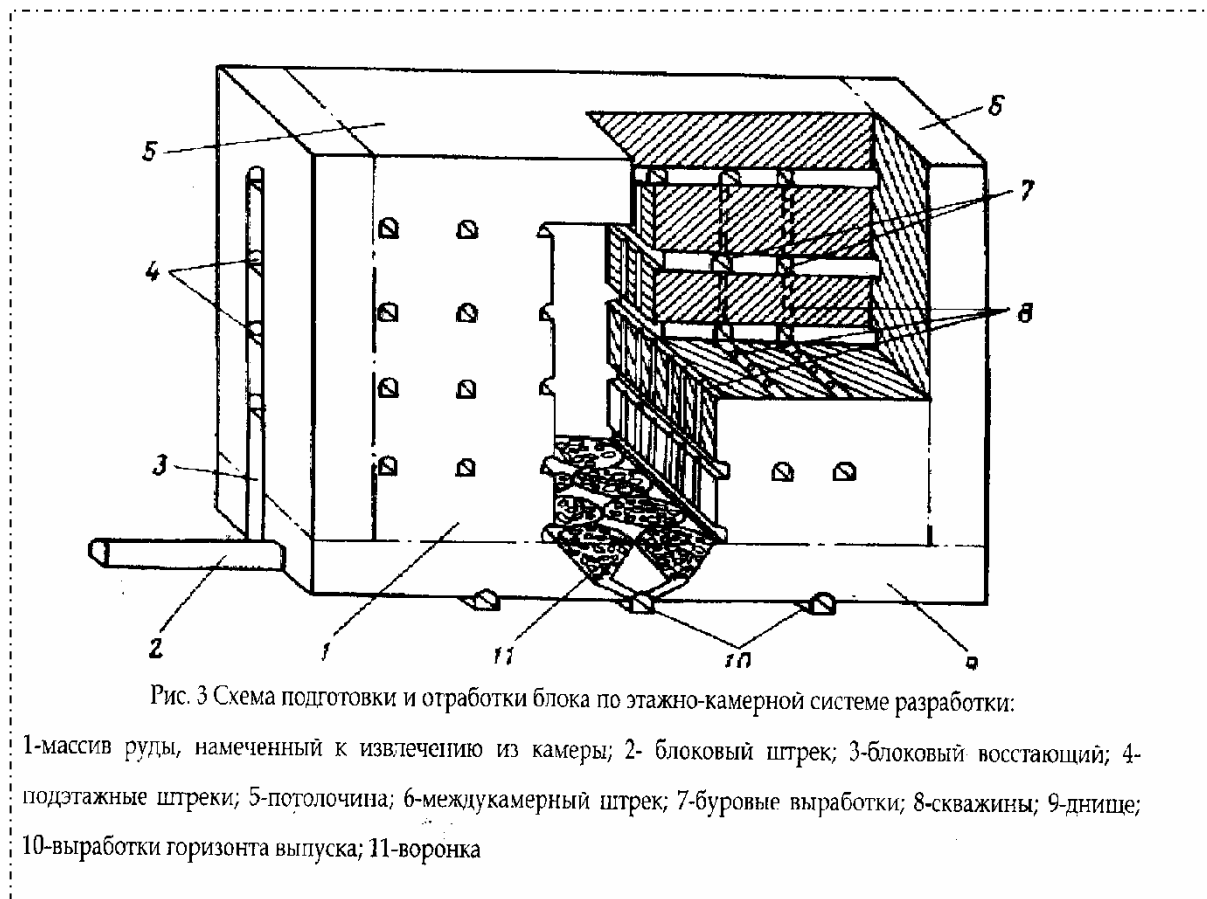


Рис 3.3. Система разработки с этажным обрушением со сплошной выемкой: 1-буровая выработка; 2-доставочная выработка; 3-вентиляционный штрек; 4-контур отрезной цели

Общие особенности систем сводятся к тому, что руду обрушают на полную высоту этажа и выпускают через выработки в основании блока; руда не должна слеживаться; обычная высота этажа 70-80 м; ширина блока не превышает 40-50 м; этаж должен быть разделен по длине на выемочные поля приблизительно одинакового размера, состоящие каждое из нескольких блоков.

Подготовка блока заключается в проходке выработок откаточного горизонта, горизонта выпуска, бурового горизонта, а также в образовании компенсационной камеры и разбурировании массива скважинами. Ширина компенсационной камеры колеблется от 5 до 10 м.

После образования компенсационной камеры обрушают всю остальную часть блока и ведут интенсивный выпуск руды.

Потери и разубоживание

При разработке рудных месторождений никогда не извлекают руду в чистом виде, т. е. с тем содержанием полезного компонента и точно в том количестве, в котором она находится в подлежащих обработке балансовых запасах месторождения. Часть балансовых запасов руды по различным причинам безвозмездно остается в недрах и называется потерями руды. В то же время всегда происходит разубоживание руды, т. е. снижение содержания полезного компонента в добытой рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды.

Эксплуатационные потери руды в массиве происходят из-за оставления руды в неизвлекаемых целиках внутри очистных блоков, у штреков и восстающих, вблизи мест завалов, затоплений и пожаров, а так же у контактов рудных залежей из-за невозможности точно повторить при очистной выемке изменчивые контуры рудных тел. Эксплуатационные потери отбитой руды имеют место при прекращении выпуска руды из

блока, когда разубоживание налегающими обрушенными породами становится чрезмерным; при застревании руды на лежащем боку из-за неровностей или недостаточного для самотечного перемещения наклона контакта руды с породами; при попадании рудной мелочи через настил в закладку; при транспортировании руды из-за просыпи на путях, в местах перегрузок и складирования.

Коэффициент изменения качества рудной массы при добыче

$$K_k = 1 - P$$

$$K_k = 1 - 0,1 = 0,9$$

P - коэффициент разубоживания при добыче

Коэффициент извлечения руды

$$K_n = 1 - \Pi$$

$$K_n = 1 - 0,03 = 0,97$$

П - коэффициент потери руды

Коэффициент выхода рудной массы при добыче

$$K_d = K_n / K_k$$

$$K_d = 0,97 / 0,9 = 1,077$$

Исходя из вышеизложенных на втором этапе освоения месторождения (открыто-подземный) для подземной разработки можно применить система разработки этажно-камерная с последующей закладкой.

На третьем этапе освоения месторождения можно применить систему разработки с этажным обрушением. Так как на третьем этапе в связи с прекращением открытой разработки отпадает необходимость поддержания дневной поверхности и требуется увеличить производительность подземного рудника до потребности завода.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе на основе выполненных теоретических и аналитических исследований дано решение актуальной задачи подземной разработки месторождения Мурунтау.

Основные результаты полученные при выполнении исследований, заключаются в следующем:

1. Установлено, что отработку прибортовых запасов месторождения целесообразно вести подземным способом.

2. Геологоразведочные работы Мурунтауского рудного поля показывают, что месторождение Мурунтау представлено крутопадающим рудным телом, прослеженным от поверхности до глубины около 2 км. В результате тектонических процессов отдельные блоки месторождения были оторваны от основного рудного тела и сместились от него в сторону, погружившись на глубину 500-600 м и более. Добыча полезного ископаемого принципиально возможна не только на основном рудном теле но и на его отдельных блоках. Поэтому все запасы месторождения могут рассматриваться в качестве потенциальной сырьевой базы горно-перерабатывающего предприятия.

3. Глубина карьера Мурунтау увеличивается с каждым годом и возможности открытой разработки исчерпывают себя. В связи с этим для дальнейшей разработки месторождения необходимо внедрить и подземную добычу руды.

4. Разработана методики выбора схем вскрытия и технология транспортировки руды.

5. Установлено, что на втором этапе освоения месторождения (открыто-подземный) для подземной разработки можно применять система разработки этажно-камерная с последующей закладкой. На третьем этапе освоения месторождения можно применить систему разработки с этажным обрушением. Так как на третьем этапе в связи с прекращением открытой

разработки отпадает необходимость поддержания дневной поверхности и требуется увеличить производительность подземного рудника до потребности завода.

ЛИТЕРАТУРА

1. Н.И. Кучерский. Основные направления развития производства на Навоийском Горно-металлургическом комбинате.// Горный журнал - 2002 специальный выпуск.
2. А.Б. Каждан, Л.П., Кобахидзе. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1985.
3. В.Н. Сытенков, У.М. Абдуллаев. Разработка сценария развития карьера «Мурунтау» на длительную перспективу.// Горный журнал - 2002 специальный выпуск.
5. В.И. Голомолзин. Определение мощности и сроков службы шахт горнорудной промышленности. М., «Недра», 1972.
6. М.Л. Жигалов, С.А. Ярунин. Технология, механизация и организация подземных горных работ. М., «Недра», 1990.
7. В.Н. Семевский. Основы проектирования рудников. М., «Недра», 1968.
11. А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, Н.И. Устинов. Проектирование шахт. М., «Недра», 1985.
12. А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, И.Л. Ченяк. Процессы подземных горных работ. М., «Недра», 1982.
13. В.Р. Именитов. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., «Недра», 1984.
14. М.Н. Слепцов, Р.Ш. Азимов, В.Н. Мосинец. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. М., «Недра», 1986.
15. В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Фидоренко. Горное дело. М. «Недра», 1987.
16. В.Г. Яцких, Л.А. Спектор, А.Г. Кучерявый. Горные машины и комплексы. М, «Недра», 1984.
17. В.К. Шехурдин. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. М., «Недра», 1985.

18. С.С. Резниченко. Математическое моделирование в горной промышленности. М., «Недра», 1981.

19. С.С. Резниченко, А.А. Ашихмин. Математические методы и моделирование в горной промышленности. М., МГГУ, 1997.

20. Интернет-сайты:

http://www.elibrary.ru/menu_info.asp – научная электронная библиотека

<http://mggu.da.ru> – Московский государственный горный университет

<http://search.yahoo.com/bin/search?p=mining+journal> – Mining Journal

<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813> - Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering

<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813/res/index-en.html> - Research Projects

<http://www.rsl.ru> – Российская государственная библиотека (бывшая Ленинская)

http://www.rsl.ru/r_frame.asp?http://www.edd.ru – Электронные копии литературы