

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ  
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«МАГНИТОГОРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМ. Г.И. НОСОВА»

На правах рукописи



**ИВАШОВ АРТЁМ НИКОЛАЕВИЧ**

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ И  
ОБЪЕДИНЕННОЙ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПРИ  
ОСВОЕНИИ ГРУППЫ СБЛИЖЕННЫХ МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)  
25.00.21 – Теоретические основы проектирования горно-технических систем

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научные руководители -  
профессор, доктор технических наук  
Калмыков Вячеслав Николаевич,  
доцент, кандидат технических наук  
Гоготин Алексей Анатольевич

Магнитогорск – 2017

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|                                                                                                                                           |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Введение.....                                                                                                                             | 4   |
| 1. Состояние изученности вопроса, цель и задачи исследований .....                                                                        | 10  |
| 1.1 Анализ геологических, горнотехнических, экономико-географических условий и опыта освоения групп сближенных рудных месторождений ..... | 10  |
| 1.2 Принципы проектирования горнотехнических систем и критерии эффективности освоения медноколчеданных месторождений в группе .....       | 34  |
| 1.3 Анализ научно-методических основ отработки группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой .....                      | 40  |
| 1.4 Цель, задачи и методы исследований .....                                                                                              | 46  |
| Глава 2. Методика исследований. Обоснование исходных данных .....                                                                         | 50  |
| 2.1 Конструирование технологических схем освоения группы сближенных месторождений.....                                                    | 50  |
| 2.2 Методика расчета производственной мощности подземного рудника по горным возможностям при эксплуатации отдельного месторождения .....  | 55  |
| 2.3 Определение основных технико-экономических показателей по системам разработки.....                                                    | 66  |
| 2.4 Методика определения оптимальной производственной мощности рудника .....                                                              | 76  |
| Выводы по 2 главе.....                                                                                                                    | 101 |
| Глава 3. Обоснование параметров горнотехнической системы при освоении сближенных медно-колчеданных месторождений .....                    | 103 |
| 3.1 Определение оптимальной производственной мощности горнорудного предприятия при освоении медноколчеданного месторождения .....         | 103 |

|                                                                                                                                                                                                             |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 3.2 Обоснование комплекса оборудования .....                                                                                                                                                                | 114 |
| 3.3 Обоснование целесообразности освоения группы месторождений одной горнотехнической системой и места расположения главной промышленной площадки при освоении группы месторождений подземным способом..... | 116 |
| 3.4 Исследование факторов, влияющих на последовательность ввода месторождений в группу .....                                                                                                                | 124 |
| 3.5 Обоснование оптимальной последовательности отработки месторождений в группе .....                                                                                                                       | 129 |
| Выводы по 3 главе.....                                                                                                                                                                                      | 135 |
| Глава 4. Техничко-экономические рекомендации по отработке группы сближенных месторождений.....                                                                                                              | 137 |
| 4.1 Алгоритм определения эффективной последовательности освоения месторождений в группе .....                                                                                                               | 137 |
| 4.2 Обоснование порядка отработки группы месторождений для условий медноколчеданных месторождений Южного Урала.....                                                                                         | 141 |
| Выводы по 4 главе: .....                                                                                                                                                                                    | 149 |
| Заключение .....                                                                                                                                                                                            | 150 |
| Список литературы .....                                                                                                                                                                                     | 153 |

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Анализ состояния минерально-сырьевой базы России свидетельствует, что значительная часть балансовых запасов меди в рудах (около 40%) сосредоточена в меденосных районах Урала, причем ведущим горно-геологическим типом руд считается медноколчеданный. Отоработка медноколчеданных месторождений ведется преимущественно подземным способом. По локальному расположению рудные тела месторождений расположены, преимущественно, сближено, группами от трех до шести и распределены на расстоянии до 20 - 30 км друг от друга. В настоящее время освоение месторождений ведется без достаточного обоснования рациональной последовательности ввода отдельных залежей в эксплуатацию, базируясь исключительно на объемах и ценности руд. Соединение месторождений в группу для освоения объединенной горно-технической системой позволяет снизить затраты на вскрытие и отработку месторождений, залегающих в непосредственной близости, сократить сроки ввода в эксплуатацию запасов, оптимизировать затраты на строительство и эксплуатацию поверхностного комплекса и обогатительной фабрики.

Решение научно-практической задачи по совершенствованию подземной геотехнологии и разработке методики проектирования освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала объединенной горно-технической системой весьма актуально и позволит обосновать рациональные параметры геотехнологии и обеспечить планомерный ввод в отработку группы сближенных месторождений, снизив капитальные и эксплуатационные затраты при их освоении, повысить в целом эффективность освоения недр.

В связи с этим **целью работы** является обоснование рационального порядка ввода в эксплуатацию отдельных залежей сближенных медноколчеданных месторождений и разработка методики выбора

оптимальной производственной мощности горнотехнической системы для их освоения.

**Идея работы** состоит в формировании объединенной горнотехнической системы для освоения группы сближенных месторождений медноколчеданных руд с выбором рационального порядка ввода залежей в эксплуатацию и оптимальной производственной мощности горного предприятия с учетом ценности запасов отдельных залежей и расстояний между ними.

**Объект исследований** – подземная технология разработки группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала.

**Предмет исследований** – параметры геотехнологии и горнотехнических систем при разработке группы сближенных медноколчеданных месторождений.

**Задачи исследований:**

- анализ опыта освоения группы сближенных месторождений, оценка влияния геологических, горнотехнических, экономико-географических факторов на параметры горнотехнических систем;
- выявление зависимостей технико-экономических показателей подземных геотехнологических процессов от типа оборудования, систем разработки, величины запасов, свойств руд и пород;
- анализ опыта проектирования горнотехнических систем и критериев оценки эффективности освоения рудных месторождений;
- обоснование производственной мощности объединенной горнотехнической системы освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений и условий ее достижения;
- разработка алгоритма и методики выбора и обоснования рациональных параметров объединенной горно-технической системы при освоении запасов группы сближенных медноколчеданных месторождений;
- апробация геотехнологии и методики выбора параметров объединенной горнотехнической системы для освоения группы сближенных

медноколчеданных месторождений Урала, технико-экономическая оценка рекомендаций.

**Методы исследований.** В работе использован комплексный подход, который включает анализ и обобщение мирового и отечественного опыта проектирования и освоения группы медноколчеданных месторождений; экономико-математическое моделирование освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений подземным способом; технико-экономический анализ; статистическую обработку экспериментальных данных.

**Основные положения, выносимые на защиту:**

1. Целесообразность формирования объединенной горнотехнической системы освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала определяется идентичностью минерального состава и физико-механических свойств руд, морфологии рудных тел, геологического строения и расположением месторождений на расстоянии не более 30 км друг от друга.

2. При освоении группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала объединенной горнотехнической системой с единой промплощадкой и обогатительной фабрикой, ее оптимальное расположение определяется совокупной ценностью извлекаемых запасов месторождений и расстоянием между ними. Вблизи базового, наиболее ценного месторождения, обогатительная фабрика располагается, если отношение извлекаемой ценности базового и всех других месторождений группы более 1,5, при меньшем значении этого соотношения, фабрику необходимо располагать в центре тяжести совокупной ценности извлекаемых запасов.

3. Рациональный порядок ввода в эксплуатацию месторождений группы зависит от расстояния месторождения до обогатительной фабрики и извлекаемой ценности запасов каждого месторождения группы. Если расположить сближенные месторождения группы в ряд по мере убывания извлекаемой ценности, то при отношении расстояния от фабрики до  $i$ -того

месторождения ( $l_i$ ) и от фабрики до  $i-1$  месторождения ( $l_{i-1}$ ) не более 2, первоначально вводится в эксплуатацию месторождение с большей ценностью, в противном случае предпочтение ввода в эксплуатацию отдается месторождению, расположенному ближе к фабрике.

4. Оптимальная производственная мощность объединенной горнотехнической системы достигается при использовании при разработке каждого месторождения погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с емкостью ковша, определенной по формуле  $V_K = -0,2576 \cdot A_r^2 + 3,7182 \cdot A_r - 0,8909, \text{м}^3$ , где  $A_r$  – годовая производственная мощность рудника по руде на данном месторождении, млн.т., и округленной в большую сторону ближайшего в типоразмерном ряду ПДМ.

**Достоверность научных положений**, результатов исследований, выводов обеспечивается представительностью и надежностью исходных данных, подтверждается сходимостью данных аналитических расчетов с показателями работы предприятий.

#### **Научная новизна:**

- установлены зависимости: максимального количества блоков в одновременной отработке от особенности геологического строения и технологии добычи; оптимальной производственной мощности рудника от геологических параметров месторождения; рациональной емкости ковша ПДМ, капитальных затрат на строительство зданий и сооружений от производственной мощности рудника;

- разработана методика выбора оптимальной производственной мощности объединенной горнотехнической системы освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений, отличающаяся учетом последовательности ввода месторождений в эксплуатацию и горно-геологических факторов каждого отдельного месторождения, и определены условия обеспечения этой производственной мощности за счет подбора порядка отработки запасов, с учетом этих факторов, и оптимальной емкости ковша ПДМ;

- обоснован алгоритм выбора рационального места расположения объединенной промплощадки с обогатительной фабрикой и последовательности ввода в эксплуатацию отдельных медноколчеданных месторождений группы с учетом пространственного расположения месторождений и извлекаемой ценности запасов каждого из них.

**Практическая значимость** работы заключается в разработке рекомендаций по выбору порядка подземной отработки группы сближенных медноколчеданных месторождений и обоснованию их параметров с учетом стоимости вовлекаемых в освоение запасов и расстояния между месторождениями.

**Личный вклад автора** состоит в установлении зависимостей оптимальной производственной мощности горнотехнической системы от особенностей горно-геологических условий залегания месторождений в группе; разработке алгоритма обоснования параметров подземной геотехнологии, выбора рационального места размещения обогатительной фабрики и порядка освоения запасов группы медноколчеданных месторождений.

**Апробация работы.** Результаты работы докладывались и обсуждались на семинаре кафедры РМПИ МГТУ им. Г.И. Носова (г. Магнитогорск, 2017 г.); Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (г. Москва, МИСиС, 2015 - 2017 гг.); Международных конференциях «Комбинированная геотехнология» (г. Магнитогорск, МГТУ им. Г.И. Носова, 2015, 2017 гг.); 72, 73 и 74 международных научно-технических конференциях «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (г. Магнитогорск, МГТУ им. Г.И. Носова, 2014 - 2017 гг.).

**Публикации.** Материалы диссертации опубликованы в 7 работах, в том числе 3 статьи в рецензируемых журналах, включенных в перечень ВАК РФ.

**Объем и структура диссертационной работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, списка литературы из 108 наименований и изложена на 165 страницах, содержит 53 рисунка, 30 таблиц.



**Автор глубоко признателен** научным руководителям работы доктору технических наук, профессору В.Н. Калмыкову и кандидату технических наук, доценту А.А. Гоготину за консультации и поддержку на протяжении всей работы.

Автор выражает искреннюю благодарность коллективу кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» за ценные замечания по работе.

## **1. СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ**

### **1.1 Анализ геологических, горнотехнических, экономико-географических условий и опыта освоения групп сближенных рудных месторождений**

В работе [24] отмечается, что колчеданные руды являются ведущим промышленно-генетическим типом медных руд Урала, на базе которых фактически работает вся уральская медная промышленность.

Анализ расположения медноколчеданных месторождений показал, что они, как правило, залегают группами на незначительном удалении друг от друга.

Так в Уральском регионе можно выделить четыре основные группы Учалинскую, Сибайскую, Гайскую и Бурибайскую. Отработка месторождений в пределах данных групп осуществлялась выборочно, на первоначальном этапе осваивались запасы, расположенные на небольших глубинах от земной поверхности открытыми горными работами, затем переходили на подземный способ добычи. Основные промышленные площадки расположены у базовых месторождений, с которых начиналось освоение запасов открытым способом, при этом основным фактором на данном этапе являлась глубина залегания полезного ископаемого, последующие перспективы развития предприятия, как правило, не рассматривались. Как показывает практика освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений строительство обогатительной фабрики (центральной промышленной площадки) целесообразно рядом с месторождением с наибольшей стоимостью запасов в связи с тем, что отработка руд данного месторождения принесет наибольшую прибыль за кратчайший промежуток времени за счет сокращения затрат на транспорт. При освоении небольших рудных залежей в группе наиболее оптимален последовательный ввод их в отработку в связи со снижением

первоначальных затрат и малыми сроками отработки месторождения. [1,16, 18-21] Освоение крупных месторождений потребует иного подхода в связи с длительным сроком освоения запасов группы и значительным колебанием стоимости основных полезных компонентов. Гибкий график ввода в отработку объектов должен позволить оставить рентабельность предприятия на одном, оптимальном, уровне, независимо от изменения котировок тех или иных металлов на LME.

Анализ динамики стоимости металлов на LME за 2008-2017 годы (рисунок 1.1) [7,34-38,105,107] показал относительную стабильность, цена на медь варьирует в интервале от 6425 до 8000 \$, на цинк – 1700 - 2100 \$.

а

Динамика цен на медь (LME.Copper, USD за тонну)



б

Динамика цен на цинк (LME.Zinc, USD за тонну)



Рисунок. 1.1. - Графики изменения стоимости добываемых металлов за период 2008-2017 гг.: а – медь; б – цинк.

За исключением обвала рынка во второй половине 2008 года, когда цена на медь составила 2568 \$ на цинк – 1000 \$, что напрямую связано с ипотечным кризисом, следствием явилось снижение спроса и производительности ряда горно-обогатительных предприятий и ростом котировок в 2009-2010 гг. до уровня 10081 \$ по меди и 2500\$ по цинку, в связи с увеличением спроса до насыщения рынка.

Приведенные выше группы состоят из следующих месторождений:

- Учалинская группа: Учалинское, Ново-Учалинское, Озерное, Западно-озерное, Узельгинское, Талганское, Чебачье, Молодежное;

- Сибайская группа: Ново-сибайское, Камаганское, Майское, Восточно-Семеновское.

- Бурибайская: Юбилейное, Подольское, Октябрьское;

- Гайская: Гайское, Осеннее, Весеннее, Летнее, Джусинское (таблица 1.1). [1,2,13,52,62,68,72,76,81,82,86,88,97,104]

Такое разделение на группы осуществлялось исходя из их географического расположения и схожести основных рудообразующих минералов таких как: пирит, халькопирит, сфалерит, борнит, галенит, блёклая руда, барит, золото, малахит, азурит, германит, магнетит, ковеллин, халькозин и нерудных минералов: кварц, серицит, хлорит, кальцит.

Таблица 1.1 - Основные горно-геологические характеристики рассматриваемых медноколчеданных месторождений  
Урала

| №<br>п/п           | Месторождение                | Глубина<br>залегания, м | Мощность, м | Угол<br>падения,<br>градусы | Запасы,<br>тыс.т. | Длина по<br>протирани<br>ю, м | Количество<br>рудных тел | Содержание полезных<br>компонентов . |      |      |
|--------------------|------------------------------|-------------------------|-------------|-----------------------------|-------------------|-------------------------------|--------------------------|--------------------------------------|------|------|
|                    |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          | %                                    |      |      |
|                    |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          | Cu                                   | Zn   | S    |
| Учалинская группа  |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          |                                      |      |      |
| 1                  | Учалинское                   | 120-560                 | 5-120       | 80-85                       | 32061             | 2500                          | 1                        | 1                                    | 4,6  | 42   |
| 2                  | Ново-Учалинское              | 625-1050                | 65-70       | 40-70                       | 113970            | 1000                          | 2                        | 0,74                                 | 2,7  | 35   |
| 3                  | Озерное                      | 132-510                 | 5-50        | 65-80                       | 5839              | 600                           | 10(4)                    | 2,71                                 | -    | 35   |
| 4                  | Западно-Озерное              | 30-500                  | 10-180      | 0-20                        | 50832             | 1300                          | 14                       | 0,75                                 | 1,94 | 42   |
| 5                  | Узельгинское                 | 114-640                 | 13-122      | 1-40                        | 51706             | 2350                          | 27(11)                   | 1,1                                  | 1,7  | 30   |
| 6                  | Талганское                   | 100-270                 | 1-30        | 5-20                        | 2887              | 1120                          | 6                        | 3,9                                  | 5,2  | 40   |
| 7                  | Чебачье                      | 342-412                 | 5,6-33,7    | 5-30                        | 15068             | 1200                          | 21(2)                    | 2,7                                  | 11,7 | 35   |
| 8                  | Молодежное                   | 70-480                  | 2-80        | 20-80                       | 15900             | 600                           | 6                        | 3,55                                 | 1,27 |      |
| Сибайская группа   |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          |                                      |      |      |
| 1                  | Ново-Сибайское               | 300-710                 | 10-80       | 45-55                       | 19313             | 500                           | 1                        | 1,49                                 | 2,55 | 42   |
| 2                  | Камаганское                  | 40-280                  | 10-40       | 0-40                        | 4600              | 1500                          | 12                       | 2                                    | 1,7  | 34   |
| 3                  | Майское                      | 45-210                  | 5-18        | 0-50                        | 1059              | 600                           | 8                        | 1,6                                  | 4,5  | 7    |
| 4                  | Восточно-семеновское         | 50-390                  | 3-18        | 60-80                       | 1643              | 1000                          | 21                       | 0,4                                  | 4,8  | 18   |
| Бурибайская группа |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          |                                      |      |      |
| 1                  | Юбилейное                    | 305-1265                | 7-54        | 0-70                        | 98550             | 1108                          | 12                       | 1,49                                 | 2,55 | 43,2 |
| 2                  | Подольское (Северная залежь) | 80-200                  | 1-48        | 5-20                        | 4460              | 700                           | 15(1)                    | 2                                    | 1,7  |      |
| 3                  | Октябрьское                  | 145-550                 | 10-50       | 10-35                       | 4790              | 600                           | 64                       | 1,6                                  | 4,5  |      |
| Гайская группа     |                              |                         |             |                             |                   |                               |                          |                                      |      |      |
| 1                  | Гайское                      | 110-1700                | 3-100       | 50-75                       | 644900            | 2000                          | 39                       | 1,23                                 | 0,34 | 38   |
| 3                  | Весеннее                     | 50-520                  | 5-86        | 50-80                       | 6929              | 1100                          | 10                       | 2,47                                 | 1,92 | 39   |
| 4                  | Летнее                       | 80-300                  | 1-10        | 5-40                        | 6314              | 1200                          | 8                        | 2,07                                 | 1,16 | 38   |
| 5                  | Джусинское                   | 6-820                   | 5-75        | 60-90                       | 6931              | 1500                          | 18                       | 2,7                                  | 0,33 | 44,8 |

В зависимости от агрегатного состояния рудных и нерудных минералов и их соотношения на месторождении выделяются руды двух типов: сплошные и вкрапленные. Минералогический состав их идентичен, между типами руд существуют постепенные переходы.

Помимо меди, цинка, золота, серебра и серы руды данных месторождений также содержат такие полезные компоненты как: свинец, барий, мышьяк, калий, натрий, магний, кальций, железо, кадмий, селен, теллур, висмут, сурьма, индий, галлий, германий, стронций, молибден, олово, никель, кобальт.

По физико-механическим свойствам пород рассматриваемых месторождений, породы разделены на три группы: субвулканические, жильные и эффузивные породы; пирокластические и лавокластические породы; гидротермально-измененные породы. Средние значения физико-механических свойств пород и руд приведены в таблицах 1.2-1.5.

Таблица 1.2 - Физико-механические свойства субвулканических, жильных и эффузивных пород

| Показатели                          | Порфирит  |             |                    |                      |           |
|-------------------------------------|-----------|-------------|--------------------|----------------------|-----------|
|                                     | дацитовый | андезитовый | андезито-дацитовый | андезито-базальтовый | кварцевый |
| Объемный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,69      | 2,75        | 2,75               | 2,85                 | 2,73      |
| Удельный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,75      | 2,81        | 2,81               | 2,91                 | 2,80      |
| Пористость, %                       | 2,10      | 2,20        | 2,37               | 2,23                 | 2,38      |
| Коэффициент крепости                | 15        | 14,5        | 11,8               | 11,8                 | 14,1      |
| Водопоглощение, %                   | 0,155     | 0,182       | 0,130              | 0,550                | 0,155     |
| Абразивность                        | 2,57      | 1,80        | 1,71               | 1,15                 | 1,63      |
| Сопротивление сжатию, МПа           | 182,0     | 169,0       | 144,0              | 91,8                 | 109,0     |
| Сопротивление растяжению, МПа       | 18,2      | 15,8        | 16,6               | 11,9                 | 16,2      |
| Сцепление, МПа                      | 30,4      | 24,9        | 24,4               | 17,5                 | 20,5      |
| Модуль упругости, МПа               | 44900     | 46800       | 41300              | 48500                | 43500     |
| Коэффициент Пуассона                | 0,292     | 0,328       | 0,350              | 0,260                | 0,320     |
| Коэффициент структурного ослабления | 0,5-0,7   | 0,5-0,6     | 0,4-0,             | 0,3-0,5              | 0,4-0,5   |

Таблица 1.3 - Физико-механические свойства пирокластических и лавокластических пород

| Показатели                          | Породы                               |                |                                          |
|-------------------------------------|--------------------------------------|----------------|------------------------------------------|
|                                     | Туф агломератовый андезито-дацитовый | Туф псамитовый | Кластолава андезито-дацитового порфирита |
| Объемный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,75                                 | 2,72           | 2,77                                     |
| Удельный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,81                                 | 2,77           | 2,33                                     |
| Пористость, %                       | 2,54                                 | 2,03           | 2,03                                     |
| Коэффициент крепости                | 14,8                                 | 11,6           | 14,3                                     |
| Водопоглощение, %                   | 0,25                                 | 0,35           | 0,17                                     |
| Абразивность                        | 1,64                                 | 1,65           | 1,85                                     |
| Сопротивление сжатию, МПа           | 127                                  | 46,3           | 144                                      |
| Сопротивление растяжению, МПа       | 12,7                                 | 9,5            | 15,6                                     |
| Сцепление, МПа                      | 19,7                                 | 10,51          | 23,4                                     |
| Модуль упругости, МПа               | 51100                                | 53300          | 46600                                    |
| Коэффициент Пуассона                | 0,28                                 | 0,26           | 0,29                                     |
| Коэффициент структурного ослабления | 0,2-0,5                              | 0,2-0,4        | 0,4-0,5                                  |

Таблица 1.4 - Физико-механические свойства гидротермально-метасоматических пород и руд

| Показатели                          | Породы                                      |                           |                          | Руда |
|-------------------------------------|---------------------------------------------|---------------------------|--------------------------|------|
|                                     | Туф ломератовый, гидротер-мально измененный | Карбонат-хлорит-кварцевые | Хлорит-серицит-кварцевые |      |
| Объемный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,74                                        | 2,73                      | 2,71                     | 3,1  |
| Удельный вес, г/см <sup>3</sup>     | 2,81                                        | 2,79                      | 2,77                     |      |
| Пористость, %                       | 2,65                                        | 2,11                      | 2,13                     |      |
| Коэффициент крепости                | 10,2                                        | 10,7                      | 12                       | 10,8 |
| Водопоглощение, %                   | 0,14                                        | 0,22                      | 0,25                     |      |
| Абразивность                        | 1,17                                        | 0,97                      | 1,6                      |      |
| Сопротивление сжатию, МПа           | 84,9                                        | 54,7                      | 93,7                     | 108  |
| Сопротивление растяжению, МПа       | 11,1                                        | 8,28                      | 9,53                     |      |
| Сцепление, МПа                      | 15,2                                        | 9,96                      | 12,2                     |      |
| Модуль упругости, МПа               | 50300                                       | 53000                     | 47500                    |      |
| Коэффициент Пуассона                | 0,3                                         | 0,29                      | 0,3                      |      |
| Коэффициент структурного ослабления | 0,2-0,4                                     | 0,2-0,3                   | 0,3-0,5                  |      |

Таблица 1.5 - Запасы медноколчеданных месторождений Урала

| № п/п | Месторождение                | Запасы, тыс.т. |      |      |
|-------|------------------------------|----------------|------|------|
|       |                              | Руда           | Медь | Цинк |
| 1     | Учалинское                   | 32061          | 321  | 1475 |
| 2     | Ново-Учалинское              | 113970         | 237  | 866  |
| 3     | Озерное                      | 5839           | 869  | 0    |
| 4     | Западно-Озерное              | 50832          | 240  | 622  |
| 5     | Узельгинское                 | 51706          | 353  | 545  |
| 6     | Талганское                   | 2887           | 1250 | 1667 |
| 7     | Чебачье                      | 15068          | 866  | 3751 |
| 8     | Молодежное                   | 15900          | 1138 | 407  |
| 9     | Ново-Сибайское               | 19313          | 478  | 818  |
| 10    | Камаганское                  | 4600           | 641  | 545  |
| 11    | Майское                      | 1059           | 513  | 1443 |
| 12    | Восточно-семеновское         | 1643           | 128  | 1539 |
| 13    | Юбилейное                    | 98550          | 478  | 818  |
| 14    | Подольское (Северная залежь) | 4460           | 641  | 545  |
| 15    | Октябрьское                  | 4790           | 513  | 1443 |
| 16    | Гайское                      | 644900         | 394  | 109  |
| 17    | Весеннее                     | 6929           | 792  | 616  |
| 18    | Летнее                       | 6314           | 664  | 372  |
| 19    | Джусинское                   | 6931           | 866  | 106  |

Наибольшее распространение имеют хлорит-серицит-кварцевые породы, являющиеся рудовмещающими. Они характеризуются высокими выходом керна и крепостью, но относятся к ограниченно устойчивым, вследствие обладания свойствами поглощения влаги и постепенного разупрочнения при их обнажении.

Рассматриваемые месторождения характеризуются существенно различными значениями горно-геологических параметров - угла падения, мощности и глубины залегания.

Девять месторождений относятся к крутопадающим (Учалинское, Ново-Учалинское, Озерное, Молодежное, Восточно-Семеновское, Юбилейное,



Гайское, Осеннее, Весеннее, Джусинское), количество рудных тел варьируется от 1 до 64, запасы так же изменяются в широких пределах от 1 млн т.(Майское) до 644 млн.т. (Гайское). Глубина залегания большинства месторождений не превышает 600-700 м, однако три из них отличаются значительной глубиной залегания рудных тел: Ново-Учалинское – 1050 м; Юбилейное – 1265 м; Гайское – 1700м.

Большая часть оставшихся запасов рассмотренных медноколчеданных месторождений подлежит подземной разработке.

Согласно [55], общими признаками медно-колчеданных месторождений Урала являются расположение группами в рудных районах, приуроченных к определенным вулканогенным структурам, медно-цинковый состав и массивное сложение руд, линзовидная форма и согласное положение рудных тел.

Проведенное картирование показало возможность территориального группирования медноколчеданных месторождений Урала при их освоении, так они размещаются группами от 3 до 8 с расстоянием между ними в пределах 3-60 км (рисунок 1.2).

Как правило, главная промышленная площадка, на которой располагается обогатительная фабрика, и большинство вспомогательных производств приурочена к базовому месторождению, отработка которого осуществлялась на первоначальном этапе открытым способом. Так при освоении Учалинской группы основная промышленная площадка размещается на одноименном месторождении в г. Учалы (рисунок 1.2 а), разработка его запасов на первоначальной стадии осуществлялась карьером, после чего последовательно вводились в отработку месторождение им IX партсъезда (отработанное карьером Объединённый в 1980 г.), Узельгинское, Молодежное и Талганское. Доставка рудной массы до обогатительной фабрики осуществляется железнодорожным транспортом. В настоящее время ведутся работы по освоению Ново-Учалинского и Озерного месторождений. Западно-озерное месторождение частично было отработано карьером,

вскрытые им запасы медноколчеданных руд частично окислились и их переработка в настоящее время методами флотации не позволяет добиться необходимого процента извлечения полезных компонентов. Отработка запасов группы осуществляется ОАО «Учалинский ГОК». Исключением является месторождение Чебачье, освоение которого с 2006 года осуществляет ОАО «Александринская горнорудная компания». [2]

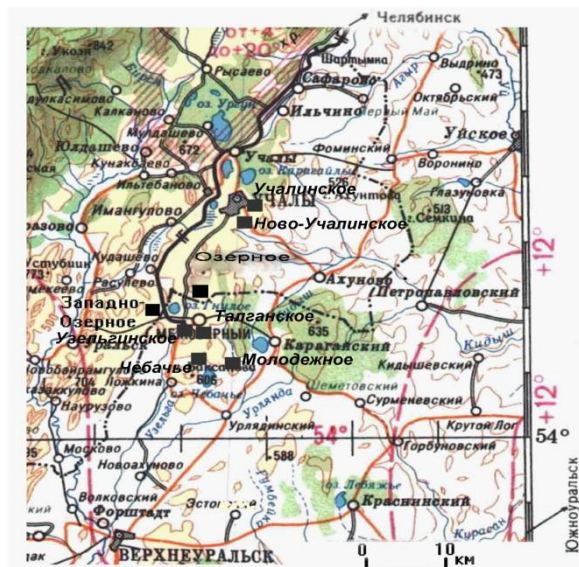
Разработка Сибайской группы месторождений начиналась так же с одноименного месторождения открытым способом ЗАО «БМСК». После чего вводились в отработку запасы Нижней Залежи, а затем Камаганского участка. Восточно-Семеновское и Майское месторождения осваивались параллельно ОАО «БШПУ» подземным способом. [68]

Месторождения Бурибайской группы так же осваиваются двумя горнодобывающими предприятиями, так Юбилейное месторождение отрабатывается ОАО «Башкирская медь», а Октябрьское – ЗАО «Бурибайский ГОК». Лицензия на отработку Подольского месторождения принадлежит ОАО «Башкирская медь», в настоящее время разрабатывается проектная документация на его разработку. [12]

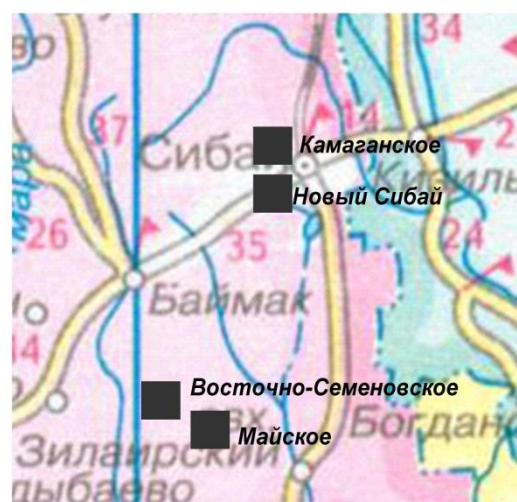
Месторождения Гайской группы эксплуатируются ОАО «Гайский ГОК» и ЗАО «Ормет», начало разработки приурочено к одноименному месторождению, которое частично отработано карьером, после чего последовательно были введены Весеннее и Летнее в настоящее время их освоение ведется открытым способом. Джусинское месторождение разрабатывается обособленно ЗАО «Ормет», комбинированным способом. [44]

Как показывает практика, переработка руд при освоении месторождений группы, несмотря на схожий генетический тип руд, осуществляется на различных площадках, что негативно сказывается на себестоимости концентрата.

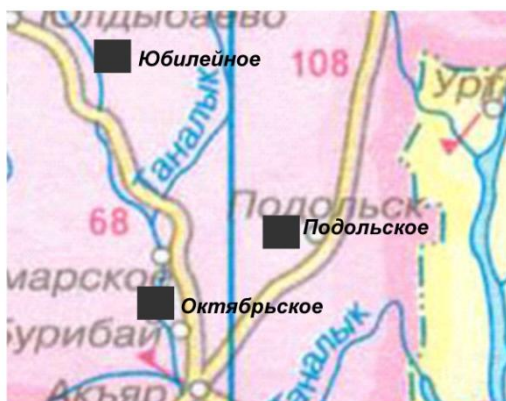
а



б



в



г

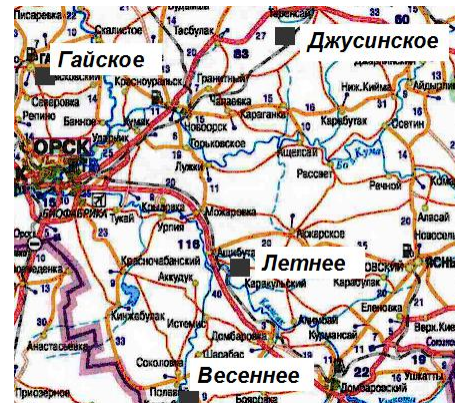
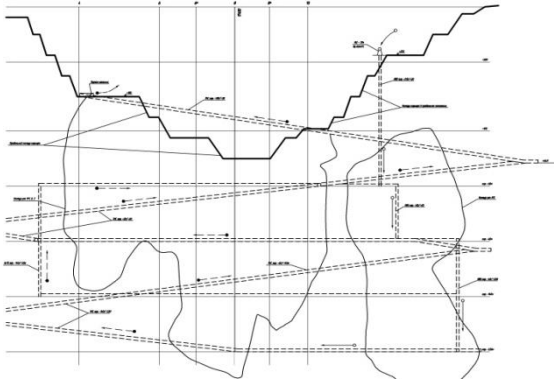


Рисунок 1.2 – Обзорные карты с расположением групп месторождений: а – Учалинская группа; б – Сибайская группа; в – Бурибайская группа; г – Гайская группа.

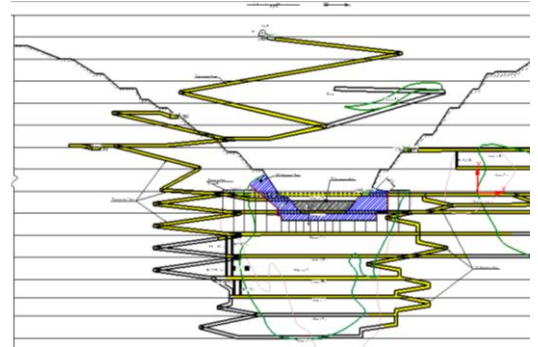
По классификации Обручева В.А. [63] рассматриваемые медноколчеданные месторождения идентичны по всем группам признаков: минералогическим, генетическим и морфологическим. Различия месторождений заключаются в количестве рудных тел, объеме запасов, занимаемой площади и элементах залегания (таблица 1.1).

Часть рассматриваемых месторождений (Учалинское, Западно-Озерное, Молодежное, Камaganское, Гайское, Весеннее, Летнее, Джусинское) частично отработаны карьерами глубиной до 350 м, прибортовые же и придонные запасы дорабатываются подземным способом, что наложило свой отпечаток на способы их вскрытия (рисунок 1.3).

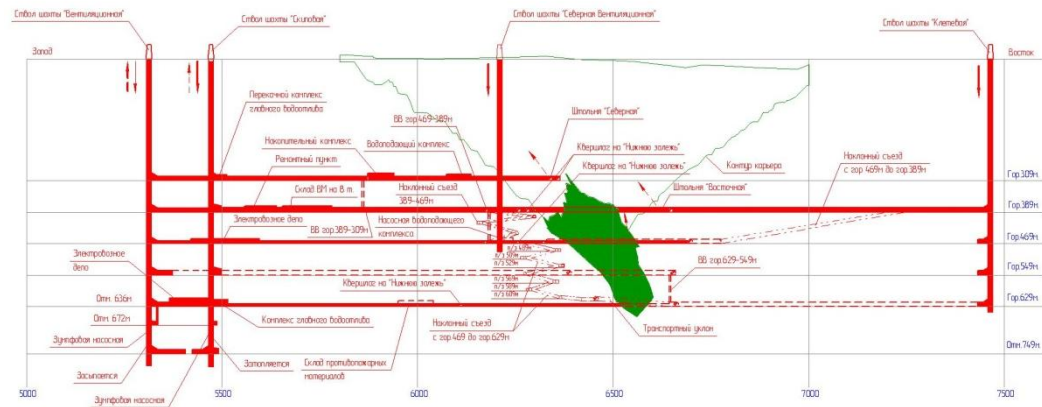
а



б



в



г

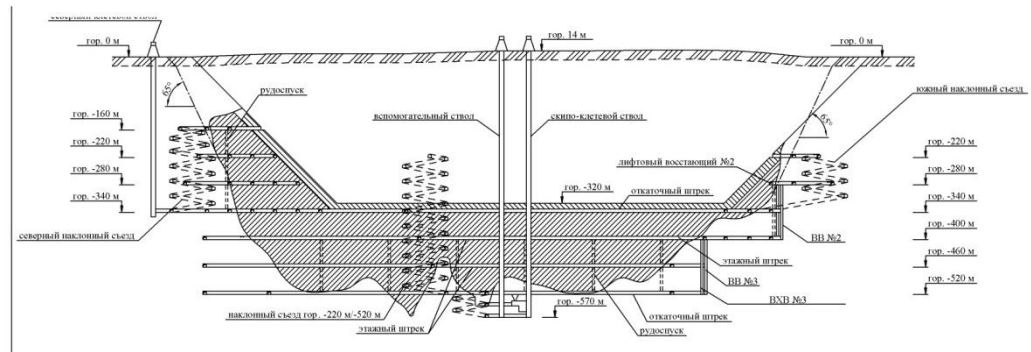


Рисунок 1.3 – Схемы вскрытия месторождений с использованием выработанного пространства карьера: а – Камаганское; б - Молодежное; в - Сибайское; г - Учалинское

Так при отработке месторождений Камаганское, Молодежное и Джусинское, выдача рудной массы на поверхность осуществляется посредством самоходной техники, при этом вскрытие производится наклонными стволами из выработанного пространства карьеров, такое решение было обусловлено, прежде всего, незначительными законтурными запасами, глубиной залегания и возможностью обеспечить сохранность

карьерных съездов (рисунок 1.3 а, б). Данные схемы позволили осуществить быстрый ввод в отработку запасов месторождений и совмещение процесса отработки и строительства рудника, что в свою очередь благотворно отразилось на инвестиционной привлекательности проектов

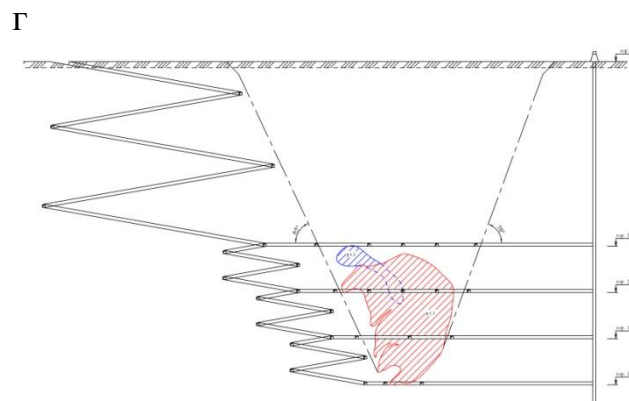
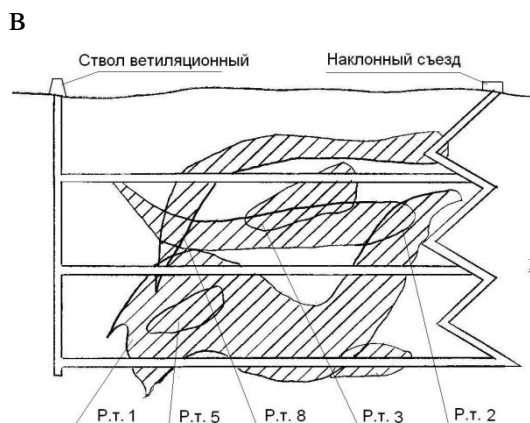
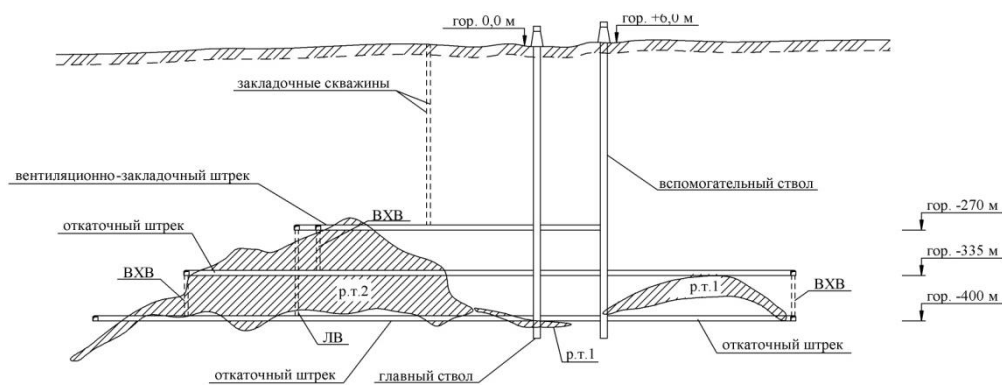
При освоении же крупных, крутопадающих месторождений комбинированным способом, таких как Учалинское, Сибайское, Гайское, использование выработанного пространства карьера осуществляется только на период перехода от открытого к подземному способу добычи и доработки прибортовых запасов, в связи с ростом затрат на транспорт горной массы при увеличении глубины добычи (рисунок 1.3 в, г). По этой причине после окончания отработки переходной зоны выдача руды осуществляется по вертикальным стволам со скиповым типом подъема, а наклонные стволы используются для вспомогательных нужд в том случае если поддержание карьерного пространства не требует значительных затрат.

Часть рассмотренных месторождений подлежит отработке только подземным способом, такие как Ново-Учалинское, Узельгинское, Чебачье, Талганское, Майское, Восточно-Семеновское и т.д., это связано в первую очередь с глубиной залегания рудных тел и небольшим углом падения некоторых из них (рисунок 1.4).

Как правило, в этом случае вскрытие осуществляется группой стволов, один из которых является рудовыдочным. Они, как правило, делятся на вертикальные и наклонные.

Так при освоении пологозалегающих месторождений для выдачи рудной массы применяются вертикальные стволы с клетевым или скиповым типом подъема (рисунок 1.4 а, б).





При этом, вскрытие может осуществляться как двумя так и группой достигающей 6-7 стволов, что обусловлено необходимостью быстрого ввода в эксплуатацию месторождения с минимальной производственной мощностью и постепенным ее наращиванием, посредством ввода новых рудовыдочных выработок.

На части месторождений вскрытие осуществляется наклонными рудовыдочными и вертикальными вспомогательными стволами (рисунок 1.4 в, г), как правило, они отличаются небольшими запасами и крутым падением. При этом, для выдачи рудной массы в подавляющем большинстве случаев используются автосамосвалы с дизельным приводом. Применение данного комплекса механизации позволяет осуществить быстрый ввод в отработку запасов верхних горизонтов месторождения и параллельно осуществлять строительство рудника, что позволяет снизить капитальные затраты и как следствие повысить инвестиционную привлекательность месторождения.

При отработке ряда зарубежных месторождений Швеции и ЮАР широкое применение нашли вертикальные конвейерные установки типа ROCKETLIFT. При доработке нижних горизонтов крутопадающей залежи шахтой им. Артема Криворожского бассейна вместо углубки скипового ствола было предложено использовать вертикальные конвейеры, что позволило сократить сечения рудовыдочных выработок и снизить энергопотребление подъемной установки. [28,108]

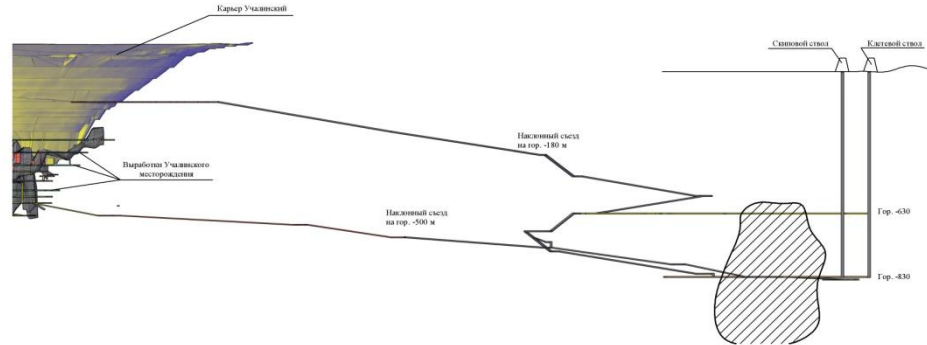
Так существует ряд месторождений, вскрытие которых осуществлялось посредством выработок, пройденных с горизонтов действующих рудников, (Ново-Учалинское, Талганское, Камаганское). Данное технологическое решение обусловлено близостью запасов, так называемых месторождений спутников (рисунок 1.5).

Для вскрытия Ново-Учалинского месторождения были использованы выработки Учалинского подземного рудника (рисунок 1.5 а) и пройдены два наклонных ствола с гор. -180 м – вентиляционный и с гор. -500 м – рудовыдачной, что позволило обеспечить быстрый ввод в эксплуатацию запасов на первоначальной стадии, выдачу исходящей струи при доработке запасов месторождения и запуске скипового ствола. [86]

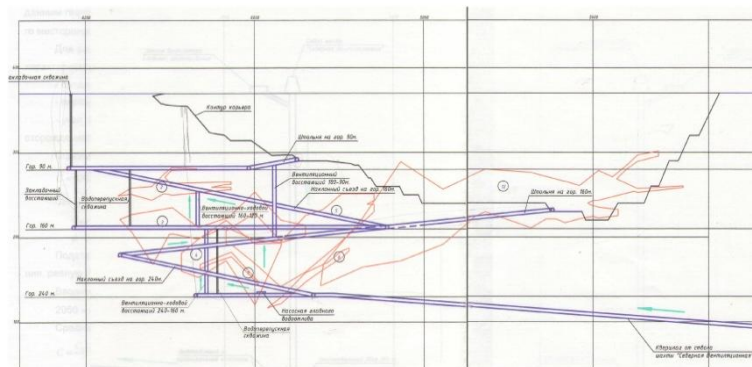
Использование выработок Узельгинского подземного рудника при освоении Талганского месторождения позволило значительно сократить капитальные затраты на строительство и осуществить его быстрый ввод в

эксплуатацию. При этом выдача рудной массы осуществлялась по главным вскрывающим выработкам рудника, отвод отработанного воздуха производился по вентиляционной скважине. [81]

а



б



в

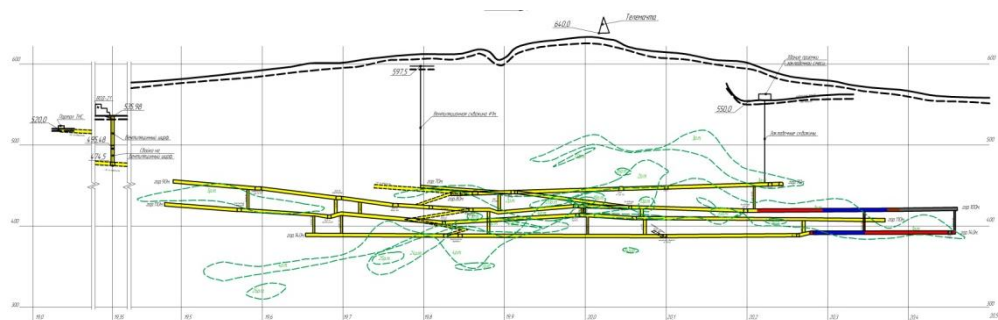


Рисунок 1.5 – Схемы вскрытия месторождений с земной поверхности:  
а – Ново-Учалинское; б - Камаганское; в – Талганское

При освоении Камаганского месторождения были задействованы выработки Сибайского подземного рудника для подвода свежей вентиляционной струи к месту ведения горных работ, что позволило снизить объем горно-капитальных работ, исключить капитальные затраты на строительство главной вентиляторной установки в карьерном пространстве, обеспечить комфортные условия труда.



Как показывает практика, совместная отработка месторождений находящихся на незначительном расстоянии может позволить сократить капитальные затраты на строительство рудника, и обеспечить его быстрый ввод в эксплуатацию, что несомненно положительно отразится на инвестиционной привлекательности объекта строительства.

Так же стоит отметить, что в большинстве случаев добыча, а в некоторых случаях и выдача на поверхность медноколчеданных руд осуществляется самоходной техникой с дизельным приводом, а это с одной стороны позволяет повышать производительность труда забойного рабочего, с другой – производит загрязнение шахтного воздуха выбросами выхлопных. В качестве альтернативы, для выдачи рудной массы, возможно, рассмотреть использование самоходные машины с электрическим приводом (троллейбусы). Данный тип оборудования, активно эксплуатируемый на руднике Кируна Швеция, позволяет снизить себестоимость доставки рудной массы за счет использования электроэнергии вместо дизельного топлива, а так же обеспечить более благоприятные условия труда в связи с отсутствием выбросов в шахтную атмосферу и снизить поперечные сечения вскрывающих выработок.

Одним из важных аспектов, влияющих на развитие горнодобывающих предприятий, является производственная мощность рудника или шахты. В настоящее время ее расчет осуществляется на основании норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки в соответствии с которыми годовую производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° рекомендуется определять исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении [59, 61]:

$$A = \frac{vK_1K_2K_3K_4S\gamma(1-P)}{(1-P)}, \quad (1.1)$$

где  $v$  – среднее годовое понижение уровня выемки, м;  $S$  – средняя величина рудной площади этажа, тыс.м<sup>2</sup>;  $K_1 K_2 K_3 K_4$  – поправочные

коэффициенты к величине годового понижения, в соответствии с углом падения, мощности рудных тел, применяемых систем разработки и числа этажей, находящихся одновременно в работе;  $\gamma$  - плотность руды, т/м<sup>3</sup>; П, Р – коэффициенты, учитывающие соответственно потери и разубоживание руды.

Годовую производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения до 30° рекомендуется определять по формуле [60,101]:

$$A = S\psi(K_1 \frac{a_1}{S_1} + K_2 \frac{a_2}{S_2} + \dots + K_n \frac{a_n}{S_n}), \quad (1.2)$$

где S – горизонтальная эксплуатационная площадь рудных залежей в пределах шахтного поля, м<sup>2</sup>;  $\psi$  - коэффициент использования рудной площади;  $K_1 K_2 K_n$  – удельный вес применяемых систем разработки, доли ед.;

$S_1 S_2 S_n$  – площади блоков, находящихся в одновременном выпуске при данных системах разработки, м<sup>2</sup>;  $a_1 a_2 a_n$  – производительность применяемых систем разработки, тыс.т/год.

Данные зависимости используются для расчета производственной мощности месторождений исходя из рудных площадей, о чем свидетельствует использование, в первом случае показателя годового понижения горных работ, а во втором - горизонтальной эксплуатационной площади рудных залежей, так для рассматриваемых месторождений значения годовой производственной мощности приведены в таблице 2

Таблица 1.6 – Фактическая и расчетная производственная мощность рудников Южного Урала

| № п/п | Месторождение   | Годовая производственная мощность, млн.т/год |           |
|-------|-----------------|----------------------------------------------|-----------|
|       |                 | Фактическая                                  | Расчетная |
| 1     | Учалинское      | 1,1                                          | 0,8       |
| 2     | Ново-Учалинское | -                                            | 2,5       |
| 3     | Озерное         | 0,6                                          | 0,4       |
| 4     | Западно-Озерное | -                                            | 1,6       |
| 5     | Узельгинское    | 2,7                                          | 2,1       |
| 6     | Талганское      | 0,45                                         | 0,5       |
| 7     | Чебачье         | 0,9                                          | 0,7       |

|    |                              |     |     |
|----|------------------------------|-----|-----|
| 8  | Молодежное                   | 0,6 | 0,4 |
| 9  | Ново-Сибайское               | 0,8 | 0,7 |
| 10 | Камаганское                  | 0,2 | 0,3 |
| 11 | Майское                      | 0,2 | 0,2 |
| 12 | Восточно-семеновское         | 0,3 | 0,3 |
| 13 | Юбилейное                    | 2,6 | 1,5 |
| 14 | Подольское (Северная залежь) | -   | 0,4 |
| 15 | Октябрьское                  | 0,2 | 0,2 |
| 16 | Гайское                      | 6   | 4   |
| 17 | Весеннее                     | 0,5 | 0,5 |
| 18 | Летнее                       | 0,2 | 0,2 |
| 19 | Джусинское                   | 0,2 | 0,2 |

В настоящее время в большинстве случаев годовую производственную мощность рассчитывают по горным возможностям и принимают максимально возможную, однако при этом данные формулы не учитывают тип того или иного комплексов механизации, применяемых на предприятии, и возможность интенсификации ряда процессов при отработке запасов месторождения, что подтверждает данные, приведенный в таблице 1.6. Так при освоении относительно крупных месторождений значения фактической и расчетной годовой производственной мощности разнятся до 80 %, при этом Гайский подземный рудник планирует выход производительность в 8 млн. т/год что в два раза превысит расчетную.

Совместное вскрытие и разработка групп медноколчеданных месторождений одной горно-технической системой, стало возможно и целесообразно только в современных условиях, когда были созданы и внедрены мощные высокопроизводительные средства основного и вспомогательного подземного транспорта, механического дробления, выдачи руды на поверхность, шахтного водоотлива и проветривания и применения высокоэффективной технологии подземной добычи [11].

Около 75-80 % запасов крупных месторождений отрабатываются камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства

твердеющими смесями, которые позволяют снизить показатели потерь и разубоживания, это обусловлено возможностью использования высокопроизводительного самоходного оборудования при выполнении основных производственных процессов и высокой стоимостью металла (рисунок 1.6).

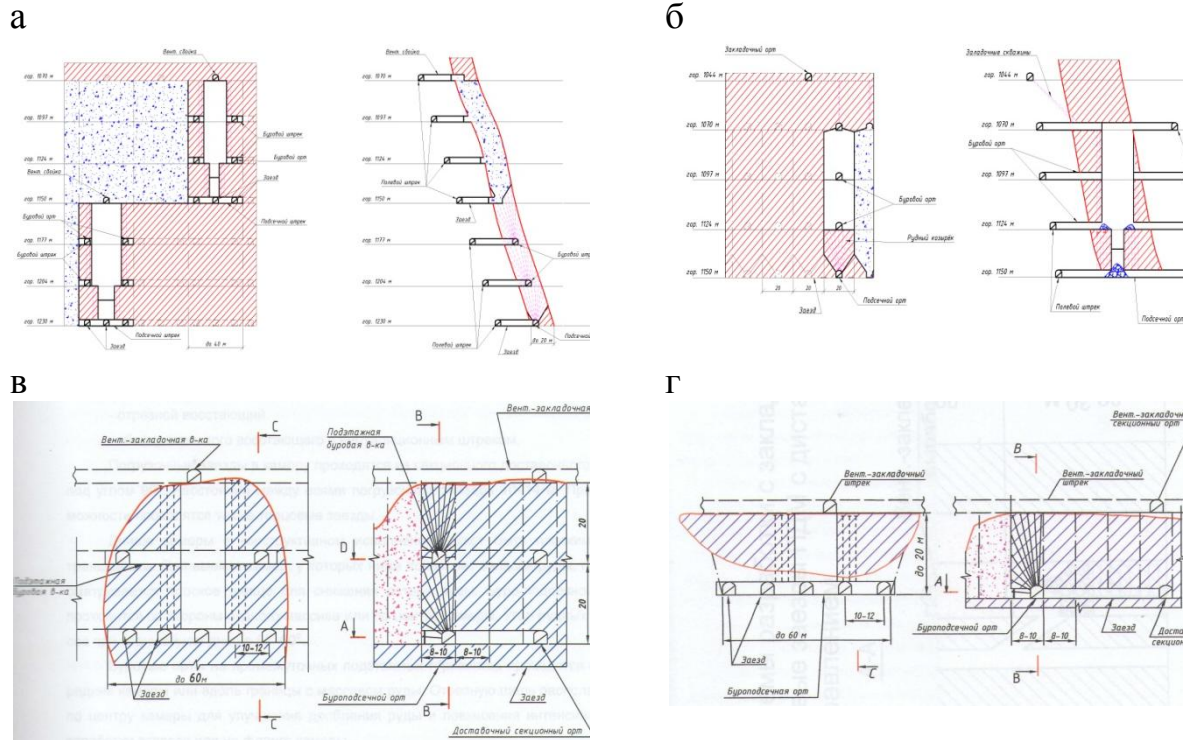


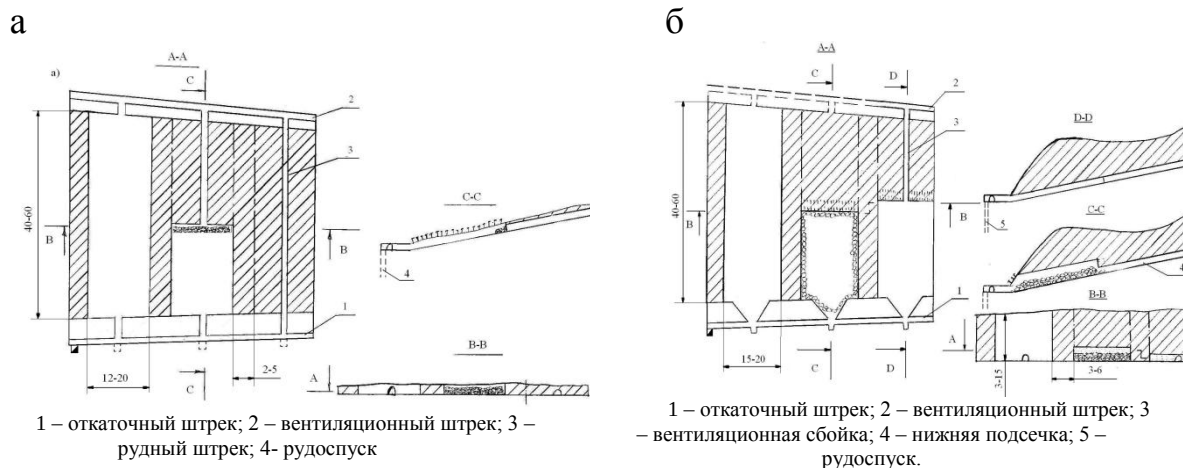
Рисунок 1.6. – Камерные системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства: а - с обойкой руды из подэтажей, траншейным днищем и расположением камер по простиранию; б - вкрест простирания; в – с плоским днищем; г – с отбойкой руды с горизонта доставки

Применение камерных систем разработки с отбойкой рудной массы из подэтажей при отработке крутопадающих месторождений предопределяет деление рудных тел на основные горизонты высотой от 40 до 80 м и буровые подэтажи – по 20-25 м (рисунок 1.6 а, б, в). При пологом залегании месторождения и мощности до 20 м отбойка основных запасов производится с доставочного горизонта (рисунок 1.6 г). Длина камеры при расположении ее по простиранию рудного тела не должна превышать 50-60 м для предотвращения разубоживания при частичном самообрушении пород висячего бока, ширина варьируется мощностью залежи, но не должна

превышать 20-25 м. исходя из условий устойчивости ее кровли. При расположении камер в крест простирания мощностью рудного тела варьируется ее длина. Для выпуска рудной массы может использоваться как траншейное, так и плоское днище. Закладочные работы осуществляются с вышележащего горизонта, по специально пробуренным скважинам подаётся твердеющая смесь, при этом нормативная прочность нижнего, несущего, слоя должна быть не менее 5 МПа, для предоставления обрушений при подработке искусственного массива.

Часть периферийных участков, а так же небольшие рудные тела или маломасштабные месторождения, при условии, что безопасная глубина разработки не превышает глубину залегания или отсутствию на земной поверхности зданий и сооружений отрабатывается системами с обрушением вмещающих пород (рисунок 1.7).

В подавляющем большинстве случаев освоения данных участков осуществляется камерно-столбовыми системами разработки при пологом залегании рудных тел и системами с магазинирование рудной массы в очистном пространстве, которые можно применять только на месторождениях не склонных к эндогенным пожарам.



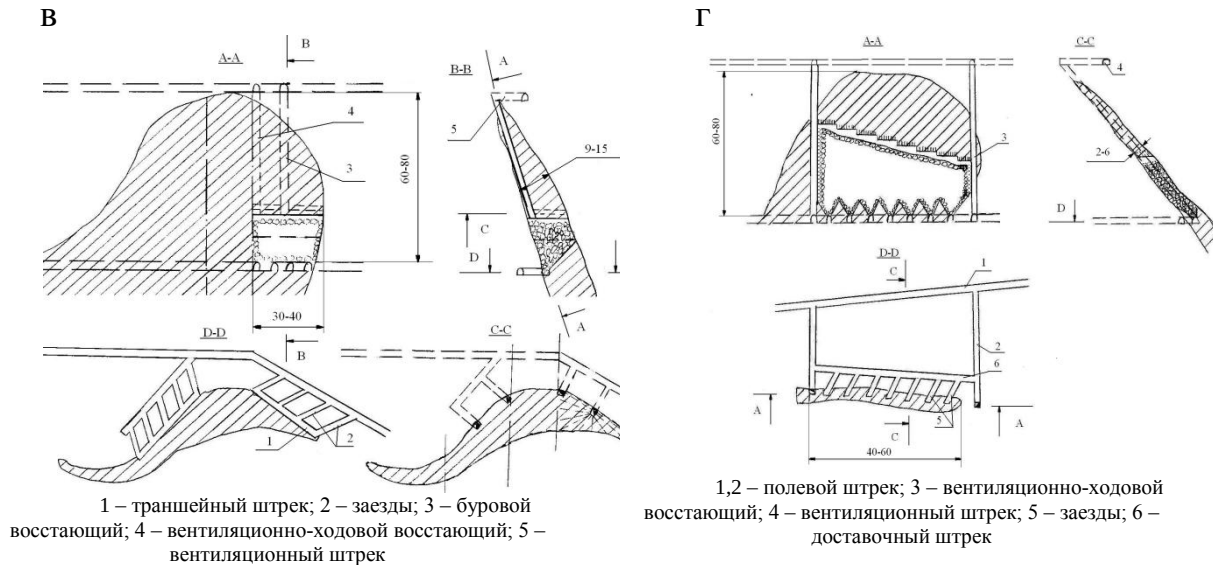


Рисунок 1.7. – Системы разработки, применяемые для отработки периферийных участков и небольших локальных рудных тел: а – камерно-столбовая; б - камерно-столбовая с частичным магазинированием рудной массы; в, г – с магазинированием руды в очистном пространстве

Камерно-столбовые системы разработки используются при мощности рудных тел от 2-15 м. Длина камеры при этом может варьироваться от 30 до 60 м в зависимости от ширины рудного тела. Между камерами оставляются ленточные целики для предотвращения проникновения отбитой руды в выработанное пространство соседней камеры, которые в дальнейшем отрабатываются (рисунок 1.8), ширина целиков принимается 3-5 м в зависимости от высоты камеры.

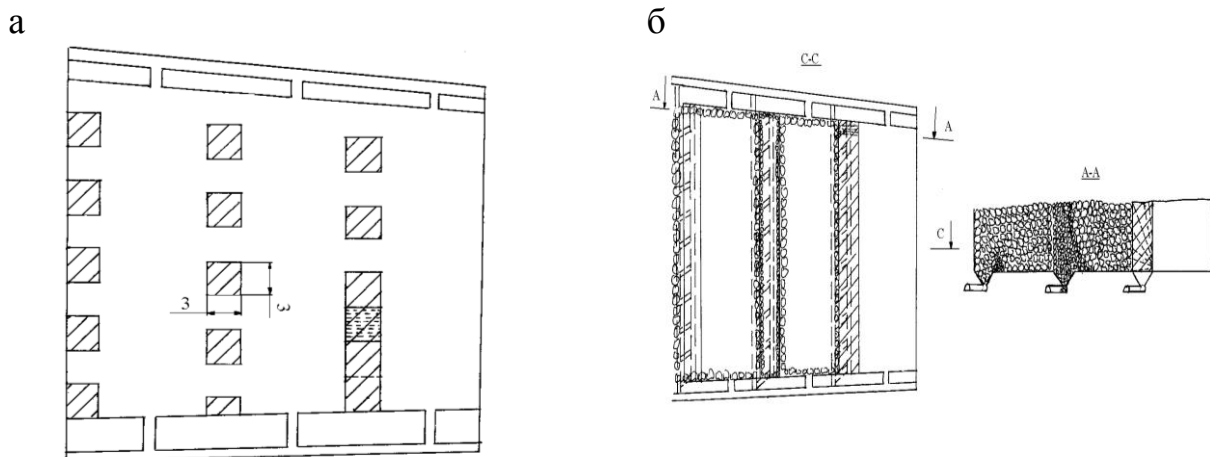


Рисунок 1.8 – Схема доработки ленточных целиков после отработки запасов камеры: а – при мощности рудного тела до 3 м; б – при мощности свыше 3 м

Использование систем разработки с магазинированием рудной массы в очистном пространстве осуществляется в том случае, если мощность рудного тела не превышает 15 м, а угол падения залежи варьируется в пределах от 60 до 90 градусов. Выпуск донный, днище камеры траншейное. Отбойка запасов камеры осуществляется мелкошпуровым способом, в том случае если мощность рудного тела превышает 8-9 м применяется скважинная отбойка при этом по центру камеры проводят буровой восстающий из которого с подвесного полка производится обурирование основных запасов.

Применение данных систем разработки позволяет в ряде случаев добиться наибольшей полноты выемки запасов месторождения за счет освоения периферийных и выклинивающихся участков рудных тел, а так же снизить затраты на ведение закладочных работ, в частности на прокладку дополнительных веток закладочного пульпопровода и установку пневматических врезок или поршневых насосов для доставки смеси по горизонтальным участкам. Так же они предпочтительны при освоении запасов небольших рудных залежей в связи с сокращением капитальных затрат на строительство поверхностного закладочного комплекса.

В связи с применением в подавляющем большинстве случаев систем разработки с заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой довольно таки остро встают вопросы по ее составам и технологии приготовления на поверхностных закладочных комплексах (ПЗК).

На всех рудниках применяется мельничная технология (рисунок 1.9) приготовления закладочных смесей. Ее отличительной особенностью является применение мельниц, которые выполняют следующие функции:

- измельчают до необходимой степени исходный заполнитель (щебень различной крупности) и благодаря этому обеспечивают получение нерасслаивающихся, пластичных смесей;

- измельчают малоактивные компоненты вяжущего (доменный граншлак), благодаря чему существенно увеличивается их гидравлическая активность;

- являются смесителем, в котором перемешиваются все компоненты (цемент, шлак, заполнитель и вода) и получается однородная закладочная смесь.

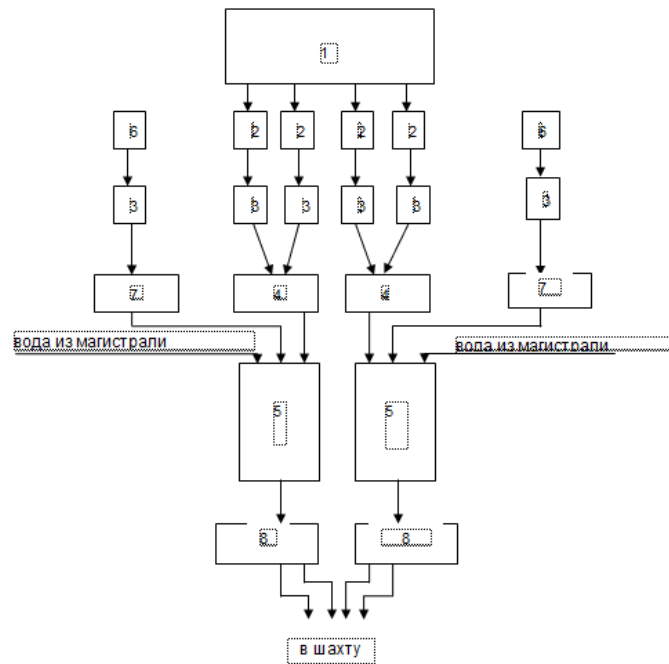


Рисунок 1.9 - Технологическая схема ПЗК: 1 – площадка для приема шлака, заполнителя; 2 – расходные бункера шлака, заполнителя; 3 – дозаторы; 4 – ленточные конвейера; 5 – мельницы; 6 – расходные бункера цемента; 7 – шнековые конвейера; 8 – ванны для приема закладочной смеси; 9 – бак для закладочной смеси; 10 – грязевой насос

Основное отличие в рецептуре приготовления закладочных смесей на различных рудниках - использование различных видов инертных заполнителей, в подавляющем большинстве случаев применяется диабаз или известняк. На Гайском подземном руднике в качестве инертного заполнителя используются отвальные хвосты обогащения, доставляемые до ПЗК гидротранспортом, предварительно частично обезвоженные на гидроциклонах до необходимой влажности, что позволило получить самую низкую себестоимость 1 м<sup>3</sup> закладочной смеси в регионе. Это связано в первую очередь в отказе от дорогостоящей стадии дробления материала и его



доставки автосамосвалами до ПЗК. Так же положительным аспектом является утилизация отходов переработки руд в выработанных пространствах и как следствие снижение экологических платежей. [8,56,83,84,89]

Анализ опыта освоения запасов группы месторождений позволяет сделать следующие выводы:

1. Идентичность минерального состава и физико-механических свойств руд, морфологии рудных тел, геологического строения месторождений и при расстоянии между ними до 30 км позволяет их рассматривать как группу сближенных месторождений и отрабатывать объединенной горнотехнической системой.

2. Как правило, при отработке месторождений в группе применяются идентичные технологии добычи, характеризующиеся схожестью конструкций систем разработки, использованием аналогичного оборудования, близостью достигнутых показателей эффективности горных работ, что обеспечивает возможность оперативного маневра оборудованием, упрощает вопросы обслуживания.

3. Широко практикуется использование одной обогатительной фабрики, размещаемой либо в центре тяжести запасов, либо вблизи наиболее богатого и наибольшего по объему запасов месторождения, это позволяет существенно снизить затраты на обогатительный передел.

4. Совместное вскрытие группы близлежащих месторождений широко применяется при неблагоприятном рельефе поверхности и идентичном минералогическом типе руд.

5. Освоение группы месторождений даст возможность использования отходов производства для целей строительства и добычи, а формируемых пустот – для размещения отходов добычи и переработки, позволяет снизить площади земель, отторгаемых для размещения отходов и хвостохранилищ.

6. В условиях плановой экономики вопросы рационального порядка отработки месторождений в группе, как правило, не ставились. При

рыночной экономике эффективное освоение, полученных в лицензионное использование месторождений, невозможно без обоснования последовательности вовлечения в разработку.

7. При освоении медноколчеданных месторождений наибольшее распространение получили камерные системы разработки с закладкой и применением мощного самоходного доставочного оборудования.

## **1.2 Принципы проектирования горнотехнических систем и критерии эффективности освоения медноколчеданных месторождений в группе**

Основной целью при проектировании рудников является минимизация капитальных и эксплуатационных затрат при условии сокращения сроков его строительства при заданной производственной мощности [102].

Ознакомление с нормами технологического проектирования, методическими рекомендациями и научными трудами по проектированию подземных рудников показывает, что вопросы группирования и рациональной последовательности ввода месторождений в разработку не рассматривались. Указывается, что для маломасштабных месторождений, с большими пространственными размерами, оптимизируются размеры шахтных полей и прорабатывается порядок ввода на основе технико-экономических расчетов.

Основными задачами проектирования являются выбор и определение оптимальных параметров рудника, таких как запасы и качество руды в контурах рудного поля, производственная мощность рудника и срок его отработки, способ и схемы вскрытия, системы разработки и вид применяемого горного оборудования, технологическая характеристика добываемой рудной массы, объем горно-капитальных работ, срок строительства рудника и достижения им проектной производственной мощности. Кроме этого обосновываются такие технико-экономические показатели горнодобывающего

предприятия, как величина капитальных затрат на строительство рудника и доведение его до проектной производственной мощности, производительность труда, себестоимость добычи руды и готовой продукции, прибыль от реализации готовой продукции, уровень механизации и автоматизации, эффективность капиталовложений, срок окупаемости, уровень рентабельности производства [27,57,66,67,77,102].

Анализ ситуации в недропользовании свидетельствует о формировании в настоящее время крупных холдингов, когда горнотехническая система представляют собой комплекс предприятий и производств, эксплуатирующих не одно, как это было ранее, а несколько месторождений, как правило, одинакового сырьевого направления, расположенных в пределах транспортной доступности средствами промышленного транспорта предприятия. В связи с этим вопросы эффективности освоения всего куста месторождений становится актуальным. [26]

При неустановленной структуре горнодобывающего предприятия задачи проектирования расширяются до определения следующих параметров горнотехнических систем [25]:

- тип, количество и размеры горного предприятия;
- способ разработки;
- производственная мощность;
- срок существования;
- схемно-планировочные решения;
- геотехнология и технические средства разработки полезных ископаемых;
- технико-экономические показатели освоения георесурсов.

При решении оптимизационных проектов, каким является проект обоснования последовательности ввода месторождений группы и плановых задач горного производства, применяют следующие три критерия, согласно методическим рекомендациям по оценке инвестиционных проектов [53,90]:

1. Чистый дисконтированный доход (ЧДД), интегральный эффект,

суммарная дисконтированная прибыль, чистая современная стоимость (NPV);

2. Индекс доходности (PI), индекс прибыльности, рентабельность капитальных вложений;

3. Внутренняя норма доходности (ВНД), предельно допустимая ставка кредита или нормы дисконта, внутренняя ставка прибыли (IRR).

В настоящее время существует ряд методик, позволяющих оценить экономическую эффективность подземной разработки, базирующихся на показателях: приведенных затрат [58], рентабельности [48], прибыли [70, 106] и критериях экономической эффективности инвестиционных проектов [79].

В.А. Щелкановым [103] предложено оценку экономических факторов производить по следующим показателям:

• Приведенные затраты ( $Z_i$ ):

$$Z_i = C_i + E \sum_{t=1}^n K_i ; \quad (1.3)$$

• Суммарные приведенные затраты ( $\sum_{t=1}^T Z_i$ ) на строительство ( $\sum_{t=1}^n K_i$ ) и эксплуатацию ( $\sum_{t=1}^T C_i$ ) предприятия (с учетом фактора времени):

$$\sum_{t=1}^T Z_i = \sum_{t=1}^T C_i + \sum_{t=1}^n K_i ; \quad (1.4)$$

• Суммарная приведенная прибыль предприятия ( $\sum_{t=1}^T \Pi_i$ ):

$$\sum_{t=1}^T \Pi_i = \sum_{t=1}^T \Pi_i - \sum_{t=1}^T Z_i , \quad (1.5)$$

где  $\Pi_i$  – приведенные доходы (ценность продукции за рассматриваемый период).

В случае если рассматриваемые варианты существенно различны, то оценку капитальных затрат и их распределение можно произвести, как

считает В.С. Хохряков [95], по суммарным приведенным затратам с учетом фактора времени. При этом ежегодные капиталовложения и эксплуатационные затраты должны быть приведены к одному периоду оценки, так как ценность общественно полезной продукции (величина годовых доходов) меняется ежегодно.

$$Z_{\text{п}} = Z_{\text{т}} * K_{\text{п.з}} \quad (1.6)$$

где  $Z_{\text{т}}$  – текущие затраты;

$K_{\text{п.з}}$  – коэффициент приведения затрат.

Коэффициент приведения затрат  $K_{\text{п.з}}$  в формуле (1.4) рассчитывается:

• для прошлых затрат

$$K_{\text{п.з}} = \left( \frac{1+E_{\text{н.н}}}{K_{\text{с}}} \right)^{t_{\text{с}}-i}, \quad (1.7)$$

• для будущих затрат

$$K_{\text{п.з}} = \left( \frac{K_{\text{с}}}{1+E_{\text{н.н}}} \right)^{T-i}, \quad (1.8)$$

где  $E_{\text{н.п}}$  – норматив для приведения разновременных затрат к одному моменту (среднее численное значение  $E_{\text{н.п}} = 0,08$ );  $K_{\text{с}}$  – коэффициент ежегодного снижения удельных капиталовложений на строительство предприятия и добычу руды: для эксплуатационных затрат  $K_{\text{с}} = 0,96 \div 0,98$ , для капитальных затрат  $K_{\text{с}} = 0,94 \div 0,96$ ;  $t_{\text{с}}$  – год приведения затрат;  $i$  – рассматриваемый год прошлых затрат;  $T$  – рассматриваемый год будущих затрат.

В случае, если варианты отличаются не только величиной и временем затрат, но и значением дохода, что полностью относится к подземной разработке месторождения, В.С. Хохряков [95] предлагает производить оценку по приведенной прибыли с учетом фактора времени. Для повышения точности результатов расчета, ценность получаемой продукции в будущих периодах, а также будущие затраты рекомендуется определять по перспективным ценам [58].

Член-корр. Д.Р. Каплунов считает, что оптимальной следует признавать такую технологическую схему, которая обеспечивает получение максимальной прибыли при наименьших затратах всех видов ресурсов и минимальном ущербе для окружающей среды. В данном случае целесообразно использовать критерий, представляющий собой максимум совокупного дисконтированного эффекта [51].

В соответствии с рекомендациями К.Н. Трубецкого, норму дисконта рекомендуется для разного класса задач принимать в зависимости от уровня риска технических решений [91,92]:

1 класс –  $E_d = 12\%$  - для задач размещения оборудования на действующем предприятии;

2 класс -  $E_d = 14\%$  - для решений о расширении программы деятельности предприятия;

3 класс –  $E_d = 18\%$  - для реализации новых проектов;

4 класс –  $E_d = 25\%$  - для реализации новых проектов за рубежом.

Согласно «Методическим рекомендациям по оценке инвестиционных проектов» [64] важнейшим показателем эффективности проекта является чистый дисконтированный доход (другие названия – ЧДД, интегральный эффект, Net Present Value, NPV) [69] – накопленный дисконтированный эффект за расчетный период. ЧДД рассчитывается по формуле:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \frac{1}{(1 - E)^t}, \quad (1.9)$$

где  $R_t$  – результаты достигнутые на  $t$ -ом шаге развития;  $Z_t$  – затраты (включая капитальные) на том же шаге;  $T$  – горизонт расчета, т.е. длительность оцениваемого срока;  $E$  - норма дисконта, доли единиц.

Индекс доходности представляет собой отношение суммы приведенных эффектов к величине суммы дисконтированных капиталовложений:

$$\text{ИД} = \frac{1}{K} \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \frac{1}{(1 + E)^t}, \quad (1.10)$$

где  $K$  – капитальные затраты;  $Z_t$  – затраты без капиталовложений.

Индекс доходности характеризует сравнительную рентабельность инвестиций в различных вариантах, особенно в тех случаях, когда они различаются по срокам реализации. В случае если индекс доходности меньше 1 оцениваемый вариант не рентабелен.

Внутренняя норма доходности определяется как норма дисконта ( $E_{вн}$ ), при которой чистый дисконтированный доход равен нулю, т.е. величина приведенных эффектов равна величине приведенных капитальных вложений:

$$\sum_t^T \frac{(R_t - Z_t)}{(1 + E_{вн})^t} = \sum_t^T \frac{K_t}{(1 + E_{вн})^t} \quad (1.11)$$

где  $Z_t$  – затраты на  $t$ -ом шаге при условии, что в них не входят капитальные вложения;  $E_{вн}$  – норма дисконта равная внутренней норме дохода.

Согласно [29], норма доходности лежит в основе цены финансовых инструментов, опосредствующих движение реального капитала. Рыночная стоимость финансовых активов свидетельствует о степени привлекательности вложений в инвестиционный товар.

Сроком окупаемости («простым» сроком окупаемости, payback period) [47] называется продолжительность периода от начального момента до момента окупаемости. При оценке эффективности срок окупаемости, как правило, выступает только в качестве ограничения:

$$PP = n, \text{ при котором } I = \sum_{n=1}^N CF_n, \quad (1.12)$$

где  $I$  – первоначальные инвестиции в проект.

Существующие методики оценки эффективности горнотехнической системы, основанные на приведении или дисконтировании затрат (прибыли, дохода), позволяют определить конечный, суммарный эффект от подземной разработки месторождения. Однако, следует учитывать динамику изменения стоимостных показателей на различных этапах функционирования

горнотехнической системы в течение всего срока ее существования. Это позволит оценить срок окупаемости проекта, темп роста дохода на различных этапах и характеризовать инвестиционную привлекательность проекта.

### **1.3 Анализ научно-методических основ отработки группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой**

Современное состояние минерально-сырьевого сектора в сфере рудных (металлических) полезных ископаемых характеризуются рядом негативных факторов как:

- значительное истощение запасов и ухудшение качества руд на эксплуатируемых месторождениях;
- превышение темпов добычи рудных полезных ископаемых над темпами прироста запасов;
- большое число низкорентабельных месторождений на государственном балансе запасов;
- высокий уровень риска разработки новых месторождений.

Одно из направлений решения указанных проблем – повышение инвестиционной привлекательности малорентабельных месторождений, основанное на новом подходе к формированию объекта оценки, и совершенствование методики экономической оценки применительно к новому объекту.

В качестве нового объекта оценки может рассматриваться группа территориально-сближенных месторождений рудного (металлического сырья) на базе единого производственного комплекса. Такой подход позволяет включить в совместную отработку высокорентабельных и низкорентабельных месторождений и позволяет достичь снижения суммарных капитальных, организационных и технологических издержек.

Согласно исследованиям Кабирова В.Р., Рейшахрит Е.И. [40] применение подхода, основанного на рассмотрении группы территориально-сближенных месторождений в качестве объекта экономической оценки



позволит решить задачу повышения инвестиционной привлекательности минерально-сырьевого комплекса. Для определения показателей оценки инвестиционной привлекательности разработки группы территориально-сближенных месторождений был проведен анализ, который позволил выявить следующее: наиболее полную и точную оценку могут дать показатели чистого дисконтированного денежного потока, внутренней нормы доходности, срока окупаемости, общий показатель возврата и коэффициент дисконтированной стоимости.. Разработанные показатели учитывают возможные сценарии развития группы территориально-сближенных рудных (металлических) месторождений, основанные на смешанном или параллельном варианте освоении месторождений.

В работах авторов предложена трактовка понятия «группа территориально-сближенных месторождений» как единого объекта экономической оценки при совместной разработке месторождений, для которых может быть создана единая инфраструктурная база для освоения, и промышленная разработка которых экономически целесообразна при соответствующем уровне развития экономики и техники [39].

Исследования Э.Ю. Мещерякова, А.А. Гоготина [16,18-21] посвящены обеспечению эффективной отработки маломасштабных месторождений. Развитие горнотехнической системы при освоении группы медноколчеданных месторождений может осуществляться по следующим вариантам: последовательное освоение месторождений; последовательно-параллельная отработка месторождений; параллельно-последовательная их отработка; параллельная отработка всех месторождений.

Проведенный анализ целей инвесторов горнодобывающей промышленности показал, что проектирование подземной разработки маломасштабных месторождений в современных условиях возможно лишь при обеспечении быстрой окупаемости капитальных вложений с наименьшими затратами. Достижение вышеуказанных условий

инвестирования может быть обеспечено за счет последовательного освоения месторождений в группе.

Минимального срока окупаемости при минимуме затрат можно добиться начиная разработку с тех месторождений для строительства рудника при которой потребуется наименьший объем горно-капитальных работ. К таким можно отнести месторождения частично отработанные карьером. Также искомого эффекта можно добиться, начиная разработку с месторождений с наивысшей извлекаемой ценностью руд и запасами руд.

Таким образом, выходим на ряд принципов формирования и развития горнотехнических систем на базе маломасштабных медноколчеданных месторождений, определяющих стратегию эффективного освоения последних.

1. Идентичность маломасштабных медноколчеданных месторождений по минералогическим, генетическим и морфологическим признакам, а также, территориальная их группировка позволяет формировать единую горнотехническую систему для освоения группы месторождений.

2. Строительство единой промышленной площадки и, при необходимости, обогатительной фабрики целесообразно близ базового месторождения, определяемого наименьшим сроком строительства рудника для его эксплуатации и наибольшей стоимостью запасов, получаемой производством объема руд месторождения на их извлекаемую ценность.

3. Полная или частичная относительно быстрая окупаемость капиталовложений в строительство промплощадки и рудника за счет полученного дохода от разработки базового месторождения, позволит перейти к последовательному освоению следующих месторождений группы.

4. Количество осваиваемых месторождений в группе определяется собственником, исходя из исходных условий финансирования (собственный капитал или банковские кредиты) и руководствуясь искомыми технико-экономическими показателями.

Для обоснования количества маломасштабных месторождений в составе горнодобывающего предприятия, требуется разработка инструмента для обоснования параметров горнотехнической системы и определения ее технико-экономических показателей. [65]

В работах Э.Г. Кассандрова, Р.Т. Мамахатовой [50] установлено, что совместная отработка группы сближенных месторождений, в основном, небольших по запасам полезного ископаемого и нерентабельных для индивидуального освоения, может давать значительный экономический эффект при использовании единой обогатительной фабрики и централизации управления. Эффект достигается за счет уменьшения амортизационных отчислений и административно-хозяйственных расходов, связанных с обогащением руды.

Месторождения, включаемые в совместную отработку, должны удовлетворять следующим требованиям:

- первоначальный состав группы предварительно уточняется по соответствию геолого-эксплуатационных параметров отдельных месторождений оценочным (браковочным) кондициям. Минимально-промышленное содержание оценочных кондиций, рассчитанное для условий индивидуальной отработки, не должно быть меньше среднего содержания в недрах, т.е. должно обеспечить, по крайней мере, безубыточную работу рудника;
- очередность включения в разработку отдельных месторождений должна обеспечивать получение максимальной прибыли за весь срок работы ГОКа;
- стоимость перевозки руды на единой обогатительной фабрики (ЕОФ) за весь период работы рудника должна быть меньше затрат, необходимых для строительства собственной обогатительной фабрики (СОФ).

В исследованиях Самсонова Н.Ю., Ягольницера М.А. [74,75] предложено, что функционирование и свойства групповой разработки золоторудных месторождений пространства  $[M_1 \dots M_i]$  на базе общей

золотоизвлекающей фабрики – «кустовой» обогатительной фабрики (ЗОФ – КОФ) в виде ресурсной и товарной матриц представлены на рисунке 1.10.

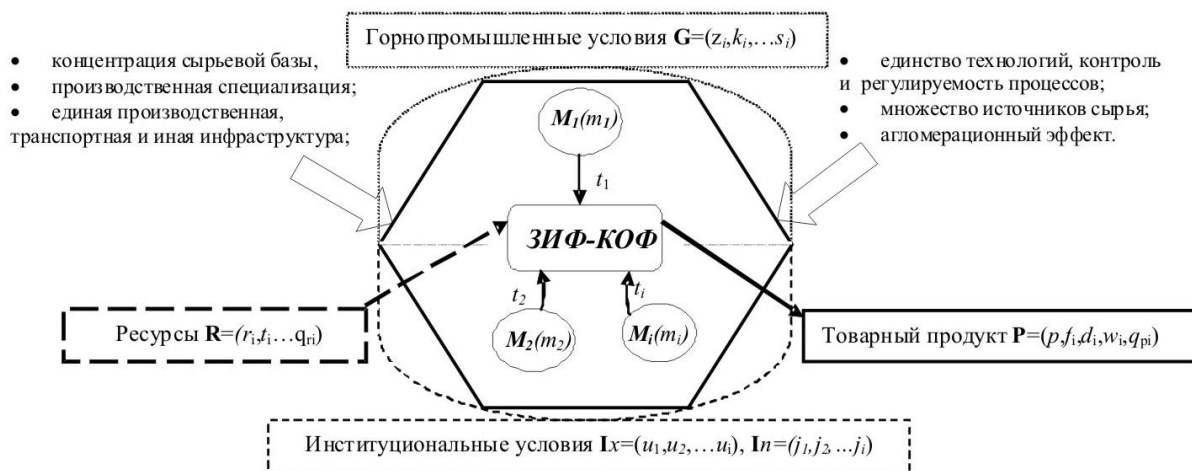


Рисунок 1.10 – Блок-схема функционирования и свойств проекта групповой разработки малых и средних золоторудных месторождений на основе ЗИФ-КОФ

В основе подхода лежит пообъектный принцип  $M \in [M_1 \dots M_i]$ , позволяющий рассматривать золотосодержащие участки как единую группу в пределах естественных границ территории залежи, а также планировать и организовывать их освоение в его пределах с учетом возможностей транспортной, перерабатывающей и иной инфраструктуры, кадровых и иных ресурсов.

Для ресурсной матрицы  $R$  векторы-столбцы описывают ресурсный набор для некоего месторождения. Векторы-строки представляют однородные параметры всей группы месторождений. Каждое  $i$ -е ресурсное звено матрицы  $R$  может быть представлено комбинированным вектором  $R=(r_i, t_i, \dots q_{ri})$ , где,  $r_i, t_i$  - стоимость ресурсов  $r, t$  (материалы, стоимость рабочей силы и др.) используемых при переработке руды и в производстве промпродукта, а  $q_{ri}$  - итоговая общая стоимость всех потребляемых ресурсов. Этот вектор отражает определенное количество и/или удельный расход ресурсов на производство единицы продукции (золота) в продуктивном узле ЗИФ-КОФ [5]. Разработка каждого  $M_i$ -го месторождения группы имеет затраты на добычу с него руды ( $m_i$ ) и транспортировку ее до ЗИФ ( $t_i$ ).

В работах Потехина Г.Н., Черникова И.В. [98-100] при отработке месторождений группой карьеров для определения рационального порядка вовлечения отдельных карьеров в эксплуатацию рекомендовано руководствоваться следующими технологическими критериями:

- скорость углубки и скорость подвигания фронта работ в границах отдельных карьеров в зависимости площади рудных тел и заданной производительности отдельного карьера и горнодобывающего предприятия в целом;
- распределение вскрышных и добычных объемов на вовлеченных в разработку карьерах по годам, с учетом выполнения заданной производительности предприятия по руде, при снижении, по возможности, пиковых объемов вскрышных работ;
- расстояние транспортирования руды от действующих карьеров до обогатительной фабрики.

Таким образом, в настоящее время достаточно подробно изучены вопросы отработки группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой, сформированы требования к месторождениям, которым они должны удовлетворять, установлены принципы по объектной оценки месторождений при включении их в группу с учетом возможности добывающей, транспортной и перерабатывающей инфраструктур горнотехнической системы, разработаны технологические критерии группирования на примере открытого способа разработки. Показано, что одним из направлений повышения инвестиционной привлекательности освоения сближенных месторождений является их объединение в группы для совместной отработки и оценка как единого объекта, с учетом всех влияющих факторов.

Все выше изложенные подходы применимы и к освоению группы медноколчеданных месторождений, но требуют детальной проработки именно технологические аспекты эксплуатации их подземным способом в связи с невозможностью применения на месторождениях группы идентичные

технологии добычи из-за большого разнообразия горно-геологических условий.

#### **1.4 Цель, задачи и методы исследований**

По состоянию минерально-сырьевой базы России на 2013 г. значительная часть балансовых запасов меди (40%) сосредоточена в меденосных районах Урала, причем ведущим геолого-промышленным типом считается медноколчеданный.

Анализ состояния сырьевой базы горных предприятий, отрабатывающих медноколчеданные месторождения Урала, показал наличие территориального группирования последних в количестве трех-восьми, расположенных на расстоянии от нескольких до десятков километров друг от друга. Группы месторождений чаще осваиваются одним горным предприятием, хотя имеются случаи отработки их разными компаниями. Месторождения могут существенно различаться по своим запасам, ценности, размерам, содержанию полезных компонентов и условиям залегания рудных тел, поэтому ввод в эксплуатацию каждого объекта должен производиться с учетом совокупного влияния на параметры и показатели проектируемого или действующего горнорудного предприятия.

Основополагающими факторами выбора первичного месторождения и, как следствие, месторасположения главной промплощадки, как показывает практика, являются ценность, объем запасов и глубина от поверхности, все остальные факторы имеют подчиненное значение.

Поэтому предпочтение на первоначальном этапе отдаются освоению запасов месторождений, подлежащих открытому способу добычи, без рассмотрения вариантов вовлечения в эксплуатацию, месторождений, находящихся в непосредственной близости. Так в Учалинской группе месторождений сначала было отработано месторождение им. XVIII партсъезда, и только потом началось строительство Узельгинского

подземного рудника, для вскрытия верхних горизонтов которого можно было использовать выработанное пространство карьера.

Методика расчета производственной мощности горнотехнической системы, порядка ввода месторождений в разработку, эксплуатирующей группу разобщенных территориально месторождений, отсутствует, не представляется возможным также учесть тенденции рынка сырья, исходя из чего необходимо составление методических рекомендаций по определению оптимальной производительности всего горнодобывающего комплекса, последовательности освоения месторождений, что позволит повысить эффективность и инвестиционную привлекательность горных предприятий.

В условиях рыночной экономики, когда последовательность освоения минеральных объектов и объем добычи задается недропользователем в соответствии с задачей достижения максимальной эффективности реализации имеющихся рудных ресурсов в кратчайшие сроки, необходим принципиально иной подход к определению производственной мощности горного предприятия, работающего на сырьевой базе группы месторождений: он должен предусматривать не только плановое вовлечение в эксплуатацию близлежащих месторождений, но и учитывать факт нарастания объемов на уже функционирующих объектах.

Для выбора рационального порядка ввода месторождений в эксплуатацию, определения мощности горного предприятия необходимо провести оценку применяемых методов расчета объемов добычи рудников, их соответствия современному уровню ведения горных работ и теории проектирования. Сравнение проектной и фактической производственной мощности рудников Уральского региона выявило несоответствие проектных и фактических показателей интенсивности работ. Основа для роста производственной мощности – это использование более производительного добычного оборудования, применение другого порядка отработки, введение дополнительных фронтов работ, что не может быть учтено зависимостями, предлагаемыми нормами проектирования для расчета данного параметра.

Значения базовых показателей: для крутопадающих месторождений – величина годового понижения, а для пологих – коэффициент использования рудной площади, не в полной мере соответствуют современным условиям и требуют уточнения.

Анализ методов определения основных параметров горнотехнических систем при освоении отдельных месторождений свидетельствует о том, что имеющиеся надежные методики обоснования производственной мощности горнотехнической системы, сроков отработки, качества добываемого ископаемого на основе таких показателей, как производительность и число блоков в одновременной отработке, позволяющих учесть не только особенности геологического строения, технологии добычи и порядка отработки, но и уровень механизации технологических процессов. Данные подходы вполне приемлемы и для обоснования параметров горнотехнической системы при проектировании освоения группы месторождений, выборе порядка и очередности ввода их в эксплуатацию. Поэтому задача обоснования основных параметров добывающего и перерабатывающего предприятия сводится к определению такого совокупного количества блоков в отработке для группы месторождений, которые обеспечивают получение наибольшего эффекта по сравнению с раздельной выемкой запасов.

Таким образом, разработка методики проектирования освоения запасов группы медноколчеданных месторождений Урала одной горнотехнической системой является актуальной научно-практической задачей, ее решение позволит обосновать параметры горнотехнических систем, реализация которых обеспечит повышение эффективности использования недр за счет оптимальной производственной мощности и рационального порядка эксплуатации месторождений.

**Цель работы:** обоснование рационального порядка ввода в эксплуатацию отдельных залежей сближенных медноколчеданных месторождений и



разработка методики выбора оптимальной производственной мощности горнотехнической системы для их освоения.

**Идея работы** состоит в формировании объединенной горнотехнической системы для освоения группы сближенных месторождений медноколчеданных руд с выбором рационального порядка ввода залежей в эксплуатацию и оптимальной производственной мощности горного предприятия с учетом ценности запасов отдельных залежей и расстояний между ними.

**Объект исследований** – подземная технология разработки группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала.

**Предмет исследований** – параметры геотехнологии и горнотехнических систем при разработке группы сближенных медноколчеданных месторождений.

**Задачи исследований:**

- анализ опыта освоения группы сближенных месторождений, оценка влияния геологических, горнотехнических, экономико-географических факторов на параметры горнотехнических систем;
- выявление зависимостей технико-экономических показателей подземных геотехнологических процессов от типа оборудования, систем разработки, величины запасов, свойств руд и пород;
- анализ опыта проектирования горнотехнических систем и критериев оценки эффективности освоения рудных месторождений;
- обоснование производственной мощности объединенной горнотехнической системы освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений и условий ее достижения;
- разработка алгоритма и методики выбора и обоснования рациональных параметров объединенной горно-технической системы при освоении запасов группы сближенных медноколчеданных месторождений;
- апробация геотехнологии и методики выбора параметров объединенной горнотехнической системы для освоения группы сближенных медноколчеданных месторождений Урала, технико-экономическая оценка рекомендаций.

## **ГЛАВА 2. МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ. ОБОСНОВАНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ**

### **2.1 Конструирование технологических схем освоения группы сближенных месторождений**

Анализ опыта работы предприятий показывает, что в настоящее время при освоении запасов группы сближенных медноколчеданных месторождений не всегда обосновывается рациональная последовательность их ввода в отработку. Как правило, на первоначальной стадии более востребованными являются месторождения под открытые горные работы в связи с небольшими сроками строительства рудника и более высоким качеством добываемого полезного ископаемого по сравнению с подземным способом добычи. После этого они дорабатываются другим способом. Освоение же крупных месторождений подземным способом начинается при исчерпании запасов открытого способа разработки и такой переход всегда имеет вынужденный характер.

Определение производственной мощности в большинстве случаев осуществляется по горным возможностям, исходя из размеров рудного поля месторождения, вне зависимости от того, сколько их находится в непосредственной близости от главной промышленной площадки, либо исходя из потребности обогатительной фабрики.

Такой подход предполагает на первоначальном этапе выбор базового месторождения, к которому будет приурочена обогатительная фабрика и основная промышленная площадка. Как правило выбор осуществляется по критерию максимума чистого дисконтированного дохода и индекса доходности.

Для более достоверной оценки сроков отработки месторождения при расчете балансовых запасов необходимо вводить поправочные коэффициенты в соответствии с категорией их разведанности. Так при категории А предусматривается изучение запасов с высокой детальностью,

что обеспечивает возможную ошибку не более  $\pm 10-15\%$ . Категория В характеризуется несколько меньшей детальностью и вероятна ошибка в подсчете запасов этой категории  $\pm 15-30\%$ . Категория  $C_1$  характеризуется изученностью лишь в общих чертах. Ошибка подсчета таких запасов  $\pm 30-50\%$ . Точность подсчета запасов перспективных, категория  $C_2$ , предварительно оцененных, составляет обычно от  $\pm 50$  до  $80\%$ .

Таким образом, расчет балансовых запасов можно произвести по следующей формуле:

$$B_3 = Z_a \cdot k_1 + Z_b \cdot k_2 + Z_{c1} \cdot k_3 + Z_{c2} \cdot k_4 \quad (2.1)$$

где,  $Z_a$ ,  $Z_b$ ,  $Z_{c1}$ ,  $Z_{c2}$  — запасы по категориям А, Б,  $C_1$ ,  $C_2$ , млн. т;  $k_1$ ,  $k_2$ ,  $k_3$ ,  $k_4$  — поправочные коэффициенты исходя из разведанности запасов ( $k_1 = 0,9-0,85$ ;  $k_2 = 0,85-0,7$ ;  $k_3 = 0,7-0,5$ ;  $k_4 = 0,5-0,2$ ).

При отработке группы месторождений необходимо учитывать цели инвесторов горнодобывающей отрасли:

1. Долгосрочное функционирование горнодобывающего предприятия с постоянными показателями роста дохода на всех этапах разработки. В этом случае инвестор согласен с большим сроком окупаемости капиталовложений и меньшими темпами роста дохода.

2. Максимально быстрое освоение запасов месторождения с максимальным темпом роста дохода на всех этапах разработки. Для достижения поставленной цели допускается достаточно продолжительный период окупаемости капиталовложений.

3. Быстрая окупаемость капитальных вложений с наименьшими затратами при освоении месторождений.

Для долгосрочного функционирования предприятия необходимы большие запасы месторождений, по этой причине при долгосрочной отработке группы месторождений прибыль будет минимальной. При максимально быстром освоении запасов инвестор столкнется с необходимостью повышенных капиталовложений и эксплуатационных затрат, что не всегда возможно. Быстрая окупаемость капитальных вложений

при наименьших затратах на строительство рудника в большинстве случаев не позволит получить максимальный доход в наикратчайшие сроки. Таким образом эффективность освоения запасов при рассмотрении эксплуатации группы месторождений одной горнотехнической системой будет зависеть от объема добычи и следовательно, динамики его набора в процессе разработки, которые должны обосновываться в соответствии с пожеланиями инвестора.

Исходя из чего на стадии обоснования производственной мощности предприятия при отработке сближенных месторождений группы необходимо обосновать последовательность ввода в отработку запасов того или иного месторождения с корректировкой производственной мощности горнотехнической системы. Возможны следующие схемы развития горных работ (рисунок 2.1): последовательное, последовательно-параллельное и параллельное.

Согласно принятым схемам вовлечения и эксплуатации месторождений, последовательный порядок предполагает последовательный ввод месторождений и их совместную работу до исчерпания всех запасов. При эксплуатации одной горнотехнической системой вариант характеризуется возможностью капитализации, небольшими одновременными объемами инвестиций, большим сроком эксплуатации. Производственная мощность принята по базовому месторождению (рисунок 2.1, а).

Последовательно-параллельный порядок ввода предполагает последовательный ввод месторождений в подгруппах и параллельное ведение подгрупп. Возможно производство горных работ одной горнотехнической системой, возможно независимыми горными предприятиями.

При параллельно-последовательном порядке освоения, в подгруппах месторождения вводятся параллельно, а подгруппы отрабатываются последовательно, что увеличивает срок эксплуатации месторождения при достаточно высокой производственной мощности.

Параллельный порядок предполагает одновременное строительство и ввод месторождений в разработку и последующую параллельную работу в течение проектных сроков. Характеризуется большими одновременными капитальными вложениями, необходимостью иметь собственные обогатительные фабрики при эксплуатации разными недропользователями и максимальными объемами добычи для варианта освоения одной горнотехнической системой (рисунок 2.1, г).

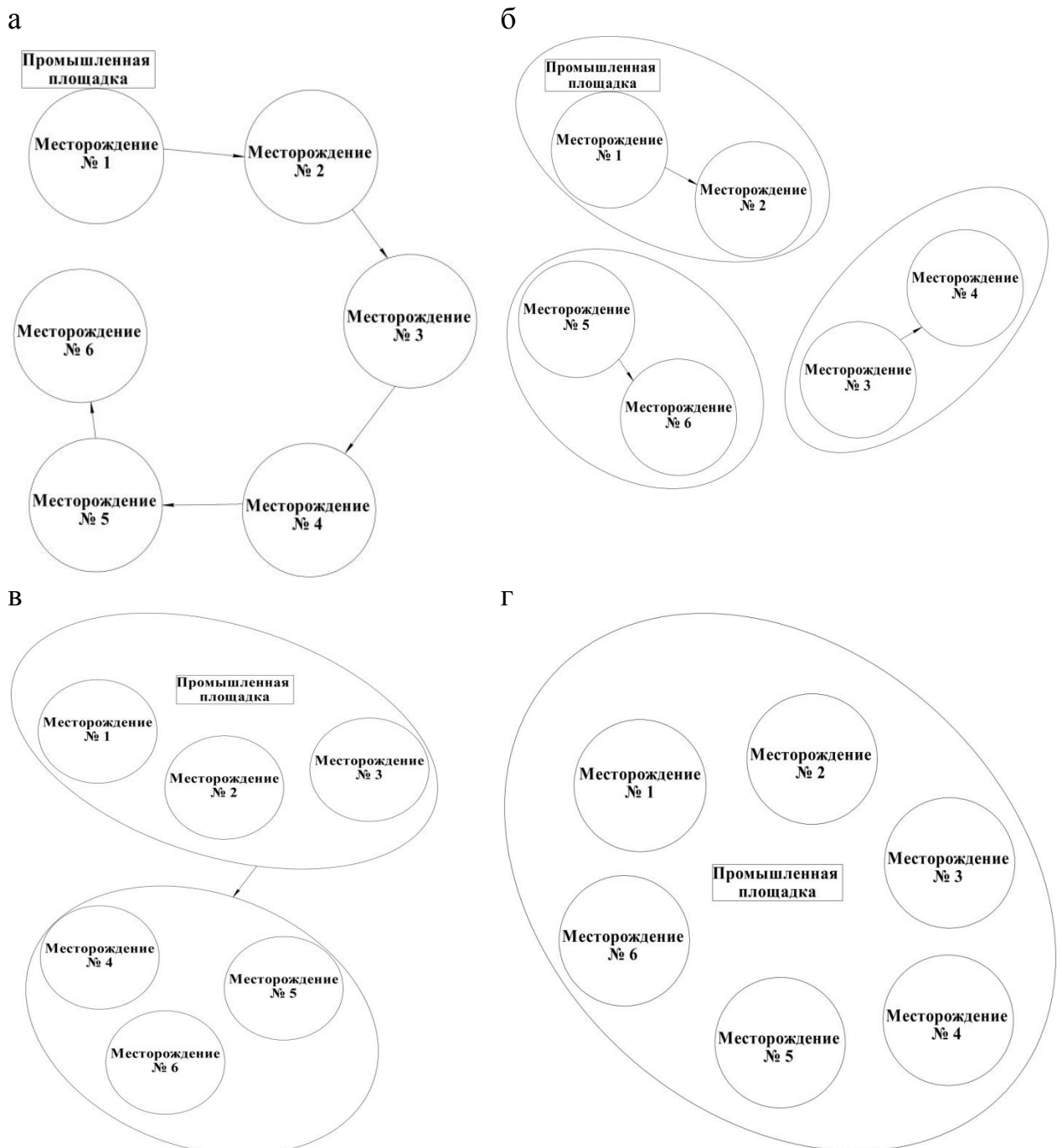


Рисунок 2.1 - Варианты развития горных работ при освоении группы сближенных медноколчеданных месторождений: а - последовательное; б -

последовательно-параллельное; в – параллельно-последовательно; г – параллельное

Данные варианты последовательности освоения месторождений в группе удовлетворяют той или иной цели инвесторов. При этом необходимо учитывать ряд следующих требований, которые позволят повысить эффективность горнотехнической системы в целом.

1. При любом порядке освоения запасов группы месторождений, мощностей, направленных на переработку полезного ископаемого, должно быть достаточно в течение всего периода эксплуатации запасов, а так же необходимо чтобы производительность рудников удовлетворяла условию полной загруженности обогатительной фабрики. В том случае, если рассматриваются последовательно-параллельная и параллельно-последовательная схемы производственная мощность рудника должна учитывать необходимость восполнения выбывающих мощностей в полном объеме для 100% загрузки фабрики.

2. Расположение промышленной площадки при вариантах б, в, г, (рисунок 2.1) может быть как в центре тяжести запасов при синхронном вводе месторождений первой очереди, так и у базового при условии их последовательного ввода в отработку.

3. Комплексы механизации, используемые при освоении группы месторождений, должны быть однотипные и взаимозаменяемые с возможностью их переброски с одного рудника на другой.

Конструирование технологических схем освоения запасов группы сближенных месторождений показало, что выбор оптимальной производственной мощности горнотехнической системы в составе группы рудников и обогатительной фабрики необходимо осуществлять в следующей последовательности.

1. Расчет оптимальной производственной мощности рудника исходя из максимального ЧДД, полученного при освоении месторождения.

2. Обоснование места расположения главной промышленной площадки.

3. Обоснование оптимальной производительности горнотехнической системы и последовательности освоения сближенных месторождений в группе из условия получения максимального ЧДД.

## **2.2 Методика расчета производственной мощности подземного рудника по горным возможностям при эксплуатации отдельного месторождения**

В настоящее время существуют две основные методики определения производственной мощности горного предприятия исходя из его горных возможностей [59]. В первом случае рассматриваются месторождения с углом падения от 90 до 30 градусов (1.9) и основным критерием при этом является годовое понижение фронта горных работ. Расчет данного параметра в рамках одного этажа осуществляется по следующей зависимости:

$$h_{\Gamma} = \frac{H_{\text{эт}}}{t_{\text{отр}}} \quad \text{или} \quad h_{\Gamma} = \frac{A_{\text{год}}}{S_{\text{ср}} \cdot \gamma}, \quad (2.2)$$

где,  $H_{\text{эт}}$  – высота отрабатываемого этажа, м;  $t_{\text{отр}}$  – срок отработки этажа, годы.

При этом срок отработки этажа во многом будет зависеть от производительности блока и запасов полезного ископаемого этажа:

$$t_{\text{отр}} = \frac{Q_{\text{эт}}}{A_{\text{бл}} \cdot n}, \quad (2.3)$$

где,  $Q_{\text{эт}}$  – запасы этажа, тыс. т;  $A_{\text{бл}}$  – производительность блока, тыс. т/год;  $n$  – количество одновременно отрабатываемых блоков в пределах этажа.

$$Q_{\text{эт}} = \frac{L_{\text{пр}} \cdot H_{\text{эт}} \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha}, \quad (2.4)$$

где,  $m$  – мощность рудного, м;  $\gamma$  – плотность рудной массы, т/м<sup>3</sup>;  $\alpha$  – угол падения рудного тела, градусы.

Исходя из чего:

$$t_{\text{отр}} = \frac{L_{\text{пр}} \cdot H_{\text{эт}} \cdot m \cdot \gamma}{\sin \alpha \cdot A_{\text{бл}} \cdot n} \quad (2.5)$$

$$h_{\Gamma} = \frac{\frac{H_{\text{эт}}}{L_{\text{пр}} \cdot H_{\text{эт}} \cdot m \cdot \gamma}}{\frac{\sin \alpha \cdot A_{\text{бл}} \cdot n}{L_{\text{пр}} \cdot m \cdot \gamma}} = \frac{\sin \alpha \cdot A_{\text{бл}} \cdot n}{L_{\text{пр}} \cdot m \cdot \gamma} \quad (2.6)$$

Тогда производственная мощность рудника:

$$A = \frac{A_{\text{бл}} \cdot n \cdot N \cdot K_y \cdot K_m \cdot K_c \cdot (1 - \Pi)}{(1 - P)} \quad (2.7)$$

Число одновременно обрабатываемых блоков в пределах этажа ( $n$ ) и количество этажей ( $N$ ), находящихся в одновременной отработке, необходимо находить исходя из условий максимума для различных горно-геологических условий.

Во втором случае рассматриваются месторождения с углом падения менее 30 градусов и основным показателем, влияющим на годовую производственную мощность месторождения, является коэффициент использования рудной площади ( $\psi$ ) (1.7) который так же напрямую зависит от количества блоков находящихся в одновременной отработке.

$$\psi = \frac{S}{S_{\text{бл}} \cdot n}, \quad (2.8)$$

где  $S$  – площадь рудного тела,  $\text{м}^2$ ;  $S_{\text{бл}}$  – площадь блока (панели),  $\text{м}^2$ ;  $n$  – количество блоков находящихся в одновременной отработке.

Данный показатель является статистическим, полученным более 30 лет назад, и в настоящее время требует уточнения. Аналогичный подход использован в работах [101, 25], и зависимость, предложенная В. А. Шестаковым, имеет вид:

$$A = P_z N \phi K_p, \quad (2.9)$$

где  $P_z$  – производительность забоя,  $\text{т/год}$ ;  $N$  – количество блоков или камер, в которых одновременно ведутся очистные работы;  $\phi$  – коэффициент, учитывающий добычу из подготовительно-нарезных забоев;  $K_p$  – коэффициент резерва.



Данная зависимость схожа с предложенной нормами технологического проектирования для крутопадающих месторождений, в ней так же определяющими факторами являются производительность забоя, их количество, в этом случае отпадает необходимость учитывать количество горизонтов, на которых ведутся горные работы.

Исходя из вышесказанного, можно выделить два основных фактора, оказывающих влияние на годовую производственную мощность горного предприятия - количество очистных блоков и их производительность, которая в свою очередь будет зависеть от применяемого комплекса механизации.

Максимальное количество блоков, находящихся в отработке, определяется исходя из:

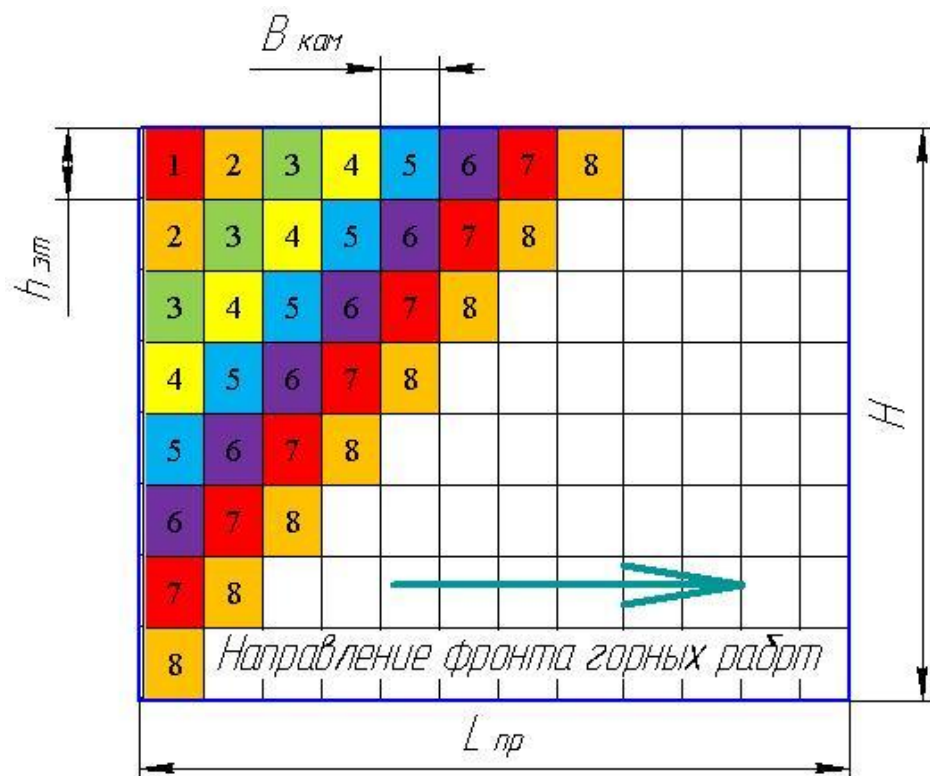
- величины фронта горных работ, который в свою очередь во многом будет зависеть от расположения вскрывающих выработок;
- способа вскрытия месторождения, одним ярусом или несколькими;
- взаимного влияния рудных тел при их отработке.

Можно выделить три основных условия, для которых должен осуществляться расчет максимального количества блоков при крутом падении рудных тел. [15,41]

1. Рудное поле выдержано по мощности, длине по простираанию и падению, отработка рудных тел оказывает взаимное влияние друг на друга.

Так при длине шахтного поля от 500 м до 1 км. в большинстве случаев применяется фланговое расположение вскрывающих выработок и, как следствие, направление фронта горных работ от одного фланга к другому (рисунок 2.2. а), в остальных случаях направление фронта работ более рационально от центра к флангам (рисунок 2.2. б)

а



б

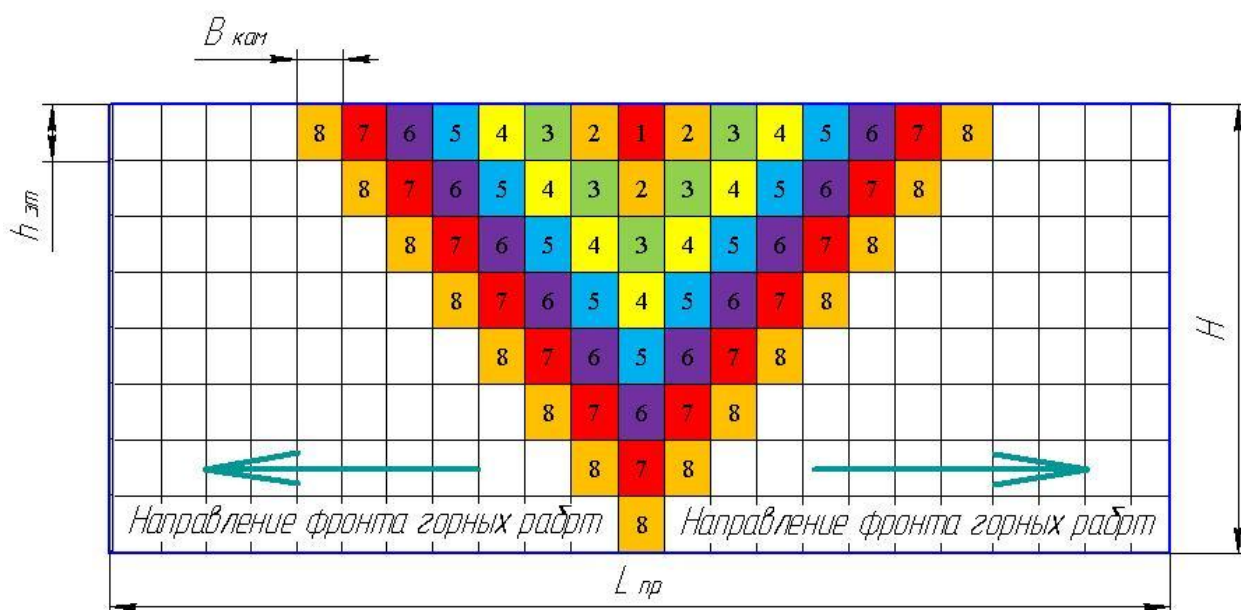


Рисунок 2.2 – Схемы к расчету числа блоков в одновременной отработке при использовании систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород: а - при фланговом расположении вскрывающих выработок; б - при центральном или диагональном расположении вскрывающих выработок.

При отработке запасов месторождения полезных ископаемых системами разработки с закладкой шахтное поле делят на блоки, которые,

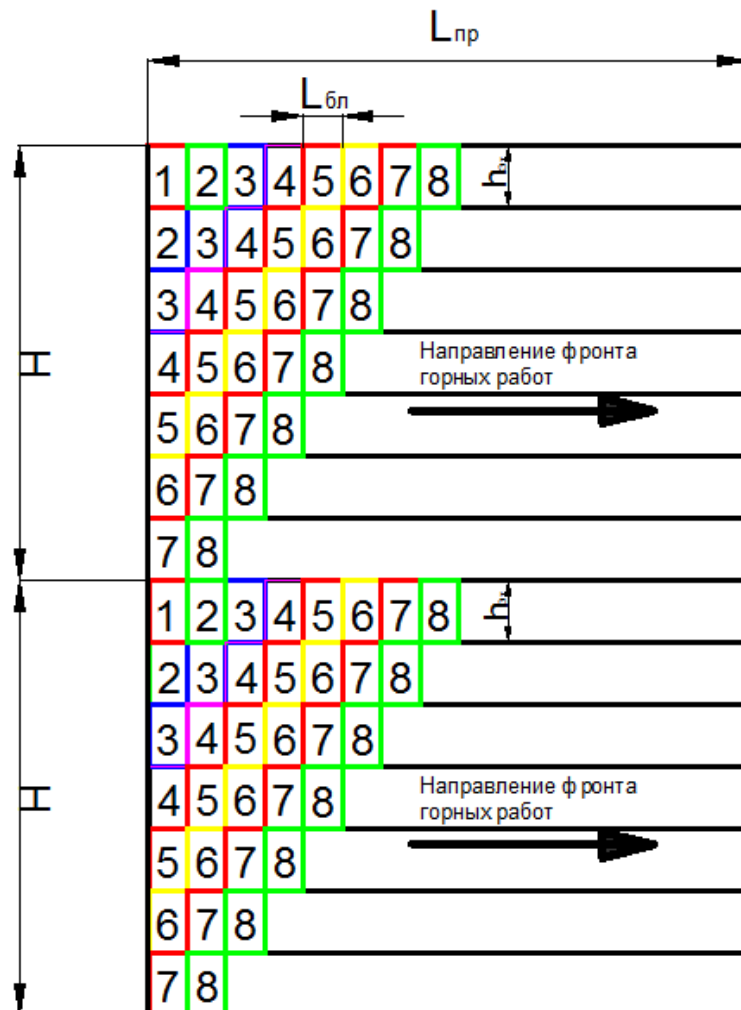
как правило, в свою очередь состоят из пяти камер. Обработка месторождения начинается с блока № 1, камеры в блоке обрабатываются в цифровом порядке (рисунок 2.3). С каждым вновь запускаемым горизонтом увеличивается количество одновременно обрабатываемых блоков.



Рисунок 2.3 - Варианты очередности обработки камер в блоке

При ярусном вскрытии месторождения, используя системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства, появляется возможность увеличить максимальное количество блоков и тем самым повысить годовую производственную мощность рудника (рисунок 2.4).

а



б

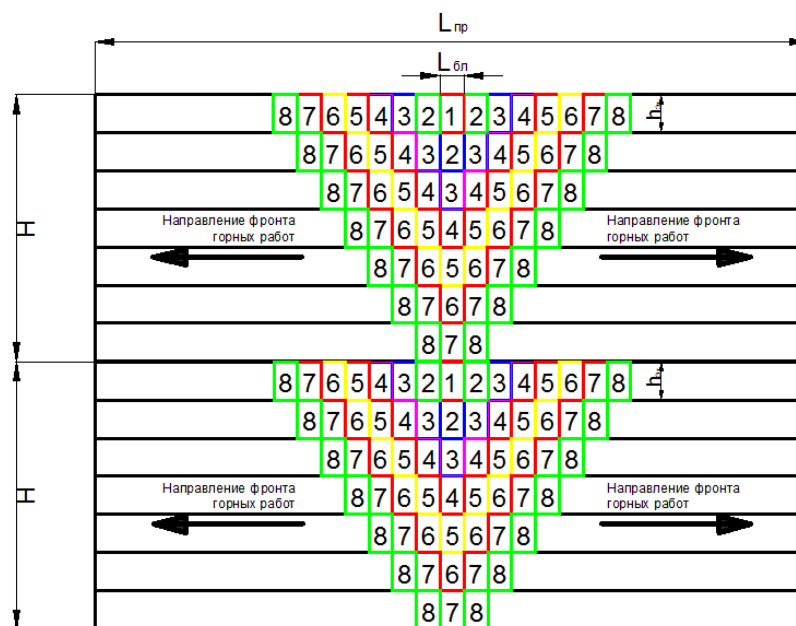
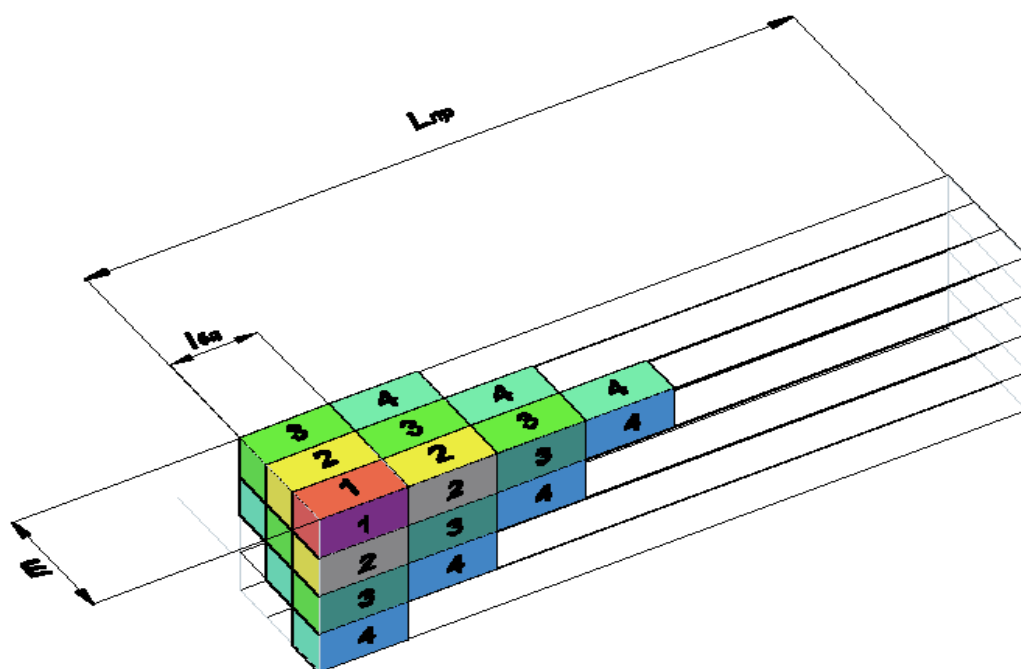


Рисунок 2.4 – Схемы к расчету числа блоков в отработке при ярусном вскрытии и использовании систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями: а - при фланговом расположении вскрывающих выработок; б - при центральном или диагональном расположении вскрывающих выработок.

2. Шахтное поле представлено рудными телами большой мощности выдержанными по падению и простиранию (рисунок 2.5).

а



б

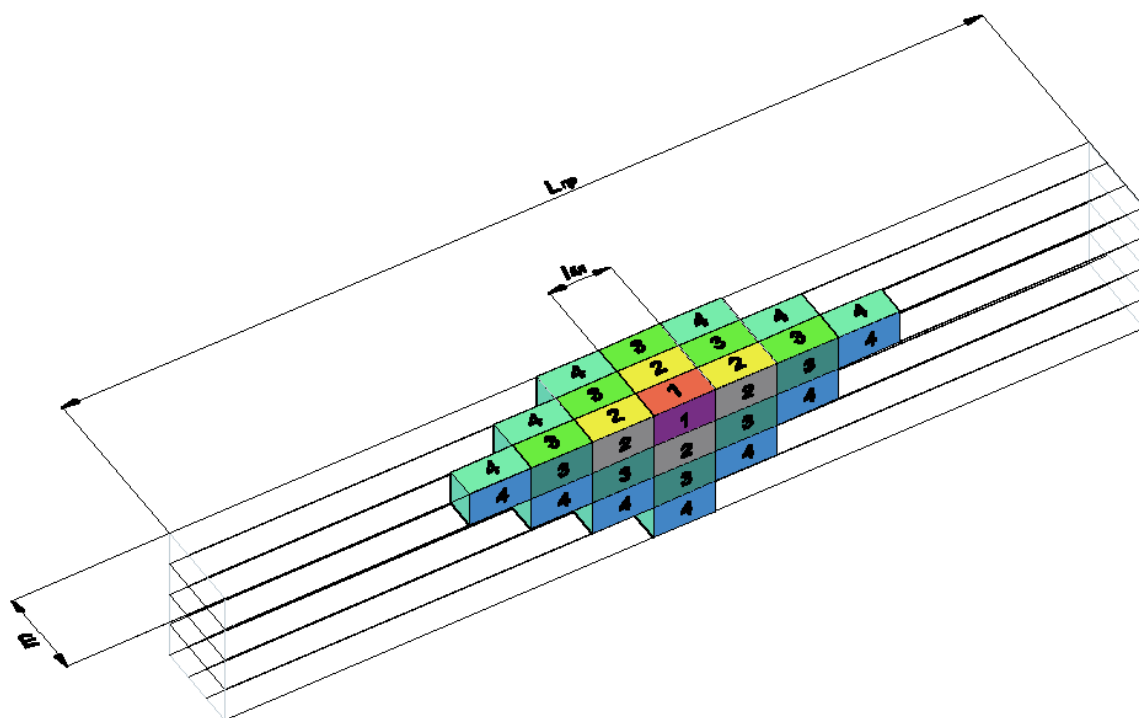


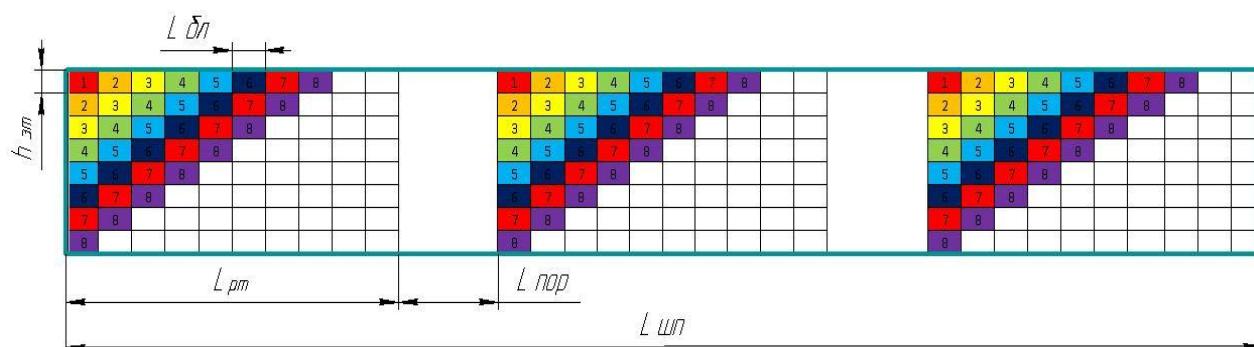
Рисунок 2.5 – Схемы к расчету числа блоков в отработке при освоении мощных крутопадающих месторождений: а - при фланговом расположении вскрывающих выработок; б - при центральном или диагональном расположении вскрывающих выработок.

В данном случае максимальное количество блоков, находящихся в одновременной отработке и, как следствие, выход рудника на максимальную производственную мощность потребует значительного промежутка времени.

3. Рудное поле можно разбить на участки, отработку которых возможно вести обособленно.

В этом случае отработке можно вест обособленными выемочными участками (рисунок 2.6).

а



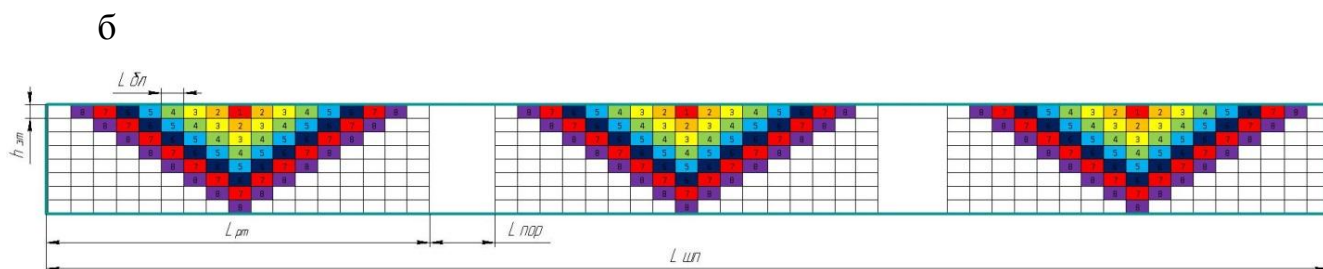


Рисунок 2.6 – Расчет числа блоков в одновременной выемке при отработке отдельных участков шахтного поля: а - при фланговом расположении вскрывающих выработок; б - при центральном или диагональном расположении вскрывающих выработок.

При этом данные участки так же могут, отрабатывается и по ярусно (рисунок 2.4), и иметь мощность оруденения, превышающую длину (ширину) камеры.

При пологом или горизонтальном залегании рудного тела расчет максимального количества блоков можно производить по предложенным выше схемам, заменив высоту рудного тела его длиной по простираанию. При этом возможно условие, когда ведется отработка площадного месторождения от его центра к флангам (рисунок 2.7).

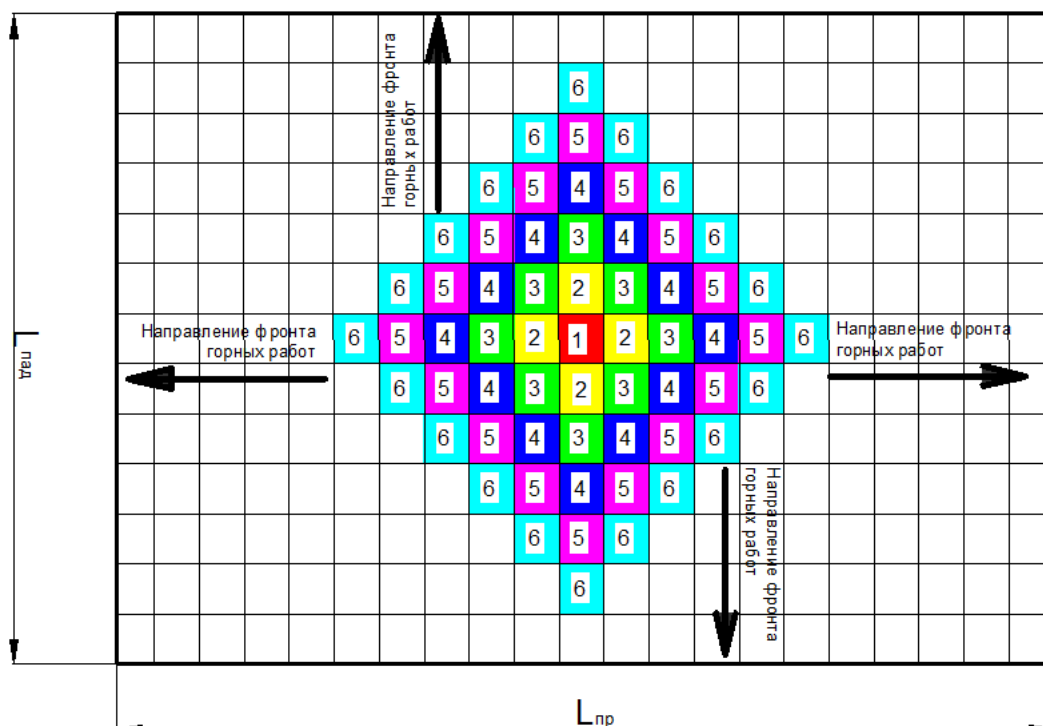


Рисунок 2.7 – Схема развития фронта работ при отработке площадного месторождения от центра к флангам

Главным фактором, влияющим на максимальное количество блоков, находящихся в одновременной отработке, является: высота рудного тела ( $H$ ) (при пологом залегании длина рудного тела по падению ( $L_{\text{пад}}$ )), высота этажа ( $h_{\text{эт}}$ ) (длина или ширина камеры, при пологом падении) и длина рудной залежи по простиранию ( $L_{\text{пр}}$ ).

Применительно к предложенным выше вариантам развития фронтов горных работ, количество блоков по горизонтали равно их количеству находящихся в отработке по вертикали. Исходя из чего, максимальное количество блоков можно рассчитать по зависимости:

$$n_{\text{max}} = n_{\text{ф}} \frac{H}{h_{\text{эт}}}, \quad (2.10)$$

где  $n_{\text{ф}}$  – количество фронтов горных работ.

Основным определяющим фактором при расчете числа блоков является длина рудного поля по простиранию, и в том случае если:

$$n_{\text{max}} \cdot l_{\text{бл}} < L_{\text{пр}}, \quad (2.11)$$

где,  $l_{\text{бл}}$  – длина или ширина блока в зависимости от его расположения, по простиранию или вкрест простирания, то максимальное количество блоков находится по зависимости:

$$n_{\text{max}} = \frac{L_{\text{пр}}}{l_{\text{бл}}} \quad (2.12)$$

Ярусное вскрытие месторождения позволит повысить количество блоков, находящихся в одновременной отработке, но при этом возникает необходимость проведения главных вскрывающих выработок на полную глубину, тогда:

$$n_{\text{max}} = n_{\text{ф}} \cdot \frac{H}{h_{\text{эт}}} \cdot n_{\text{яр}}, \quad (2.13)$$

где  $n_{\text{яр}}$  – количество ярусов, шт.

$$n_{\text{яр}} = \frac{H}{H_{\text{яр}}}, \quad (2.14)$$

где  $H_{\text{яр}}$  - высота яруса, м.

$$H_{\text{яр}} = h_{\text{эт}} \cdot N_{\text{эт яр}}, \quad (2.15)$$

где  $N_{\text{эт яр}}$  - количества этажей в ярусе, шт

$$N_{\text{эт яр}} = \frac{n_{\text{бл яр}}}{n_{\phi}}, \quad (2.16)$$

где  $n_{\text{бл яр}}$  - количества блоков в ярусе, шт

$$n_{\text{бл яр}} = \frac{L_{\text{пр}}}{l_{\text{бл}}} \quad (2.17)$$

В том случае если:

$$n_{\text{max}} \cdot l_{\text{бл}} < L_{\text{пр}}, \quad (2.18)$$

то максимальное количество блоков в одновременной отработке:

$$n_{\text{max}} = \frac{L_{\text{пр}}}{l_{\text{бл}}} \cdot n_{\text{яр}} \quad (2.19)$$

Если количество блоков по горизонтали равно их количеству находящихся в отработке по вертикали, как и в предыдущем случае. Исходя из чего, максимальное количество блоков можно рассчитать по зависимости:

$$n_{\text{max}} = n_{\phi} \cdot \frac{H \cdot m}{h_{\text{эт}} \cdot l_{\kappa}}, \quad (2.20)$$

где  $l_{\kappa}$  – длина или ширина блока (при этом мощность рудного тела должна быть кратна длине или ширине блока), м;  $m$  – мощность рудного тела, м;

При ограниченной длине рудного тела по простиранию и его мощности, если соблюдается условие:

$$L_{\text{пр}} \leq l_{\text{бл}} \cdot (n_{\text{max}} + \left(\frac{m}{l_{\text{бл}}} - 1\right) \cdot n_{\phi}), \quad (2.21)$$

,то максимальное количество блоков находится по зависимости:

$$n_{\text{max}} = \frac{L_{\text{пр}} \cdot m}{l \cdot l_{\kappa}} - \frac{m}{l_{\kappa}} \cdot n_{\phi} \text{ при } \frac{m}{l_{\kappa}} = \frac{H}{h_{\text{эт}}} \text{ кратно двум}; \quad (2.22)$$

$$n_{\text{max}} = \frac{L_{\text{пр}} \cdot m}{l \cdot l_{\kappa}} - \frac{m}{l_{\kappa}} \cdot n_{\phi} + 1 \text{ при } \frac{m}{l_{\kappa}} = \frac{H}{h_{\text{эт}}} \text{ не кратно двум}; \quad (2.23)$$

$$n_{\text{max}} = \frac{L_{\text{пр}} \cdot m}{l \cdot l_{\kappa}} \text{ при } \frac{m}{l_{\kappa}} > \frac{H}{h_{\text{эт}}} + 1, \quad (2.24)$$

где  $l$  – ширина блока, м.

В случае, если необходима обособленная отработка участков месторождения, расчет максимального количества блоков должен осуществляться по следующей зависимости:

$$n_{\text{max}} = n_{\phi} \cdot \frac{H}{h_{\text{эт}}} \cdot n_{\text{л}} \cdot n_{\text{уч}}, \quad (2.25)$$



где  $n_{\text{л}}$  – количество лент, шт;  $n_{\text{уч}}$  – количество обособленных участков

$$n_{\text{л}} = \frac{m}{l_{\text{к}}}, \quad (2.26)$$

где  $l_{\text{к}}$  – длина или ширина блока (при этом мощность рудного тела должна быть кратна длине или ширине блока), м;  $m$  – мощность рудного тела, м.

Для нескольких участков, идентичных по горно-геологическим условиям, используется обобщающая зависимость:

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n n_{\text{ф}} \cdot \frac{H_i}{h_{\text{эти}}} \cdot n_{\text{ли}} \cdot n_{\text{яр}}, \quad (2.27)$$

Расчет числа блоков производится для каждого участка отдельно, если выполняется условие:

$$L_{\text{пр}} \geq l_{\text{бл}} \cdot (n_{\text{max}} + \left(\frac{m}{l_{\text{бл}}} - 1\right) \cdot n_{\text{ф}}), \quad (2.28)$$

В противном случае, т.е. неравенство не соблюдается - максимальное количество блоков находится по зависимости:

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{\text{пр}}}{l_{\text{бл}}} \cdot n_{\text{яр}} \cdot n_{\text{ли}}. \quad (2.29)$$

Для площадных пологозалегающих месторождений максимальное количество блоков:

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{\text{при}}}{l_{\text{бл}i}} \quad (\text{при количестве фронтов } 2) \quad (2.30)$$

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{\text{при}}}{l_{\text{бл}i}} - 2 \quad (\text{при количестве фронтов } 4) \quad (2.31)$$

Если:

$$L_{\text{пр}} < L_{\text{пад}}, \quad (2.32)$$

то максимальное расчетное количество блоков находится по зависимости:

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{\text{пад}i}}{l_{\text{бл}i}} \quad (\text{при количестве фронтов } 2); \quad (2.33)$$

$$n_{\text{max}} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{\text{пад}i}}{l_{\text{бл}i}} - 2 \quad (\text{при количестве фронтов } 4). \quad (2.34)$$

Когда мощность рудного тела превышает высоту камеры, расчет максимального количества блоков осуществляется по зависимости:

$$n_{max} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{падi}}{l_{бли}} \cdot n_{гор} - 2 * (n_{гор} - 1) \text{ (при количестве фронтов 2);} \quad (2.35)$$

$$n_{max} = \sum_{i=1}^n \frac{L_{падi}}{l_{бли}} n_{гор} - 4 * (n_{гор} - 1) - 2 \text{ (при количестве фронтов 4),} \quad (2.36)$$

где  $n_{гор}$  - количество горизонтов.

Полученные аналитические зависимости для определения числа блоков в одновременной отработке позволяют формализовать процесс расчета их количества практически в любых горно-геологических условиях и существенно снизить затраты времени на проведения модельных исследований.

### **2.3 Определение основных технико-экономических показателей по системам разработки**

С целью подготовки исходных данных для расчета оптимальной мощности рудников при освоении медно-колчеданных месторождений обоснованы базовые конструкции систем разработки, их параметры, определены основные технико-экономические показатели.

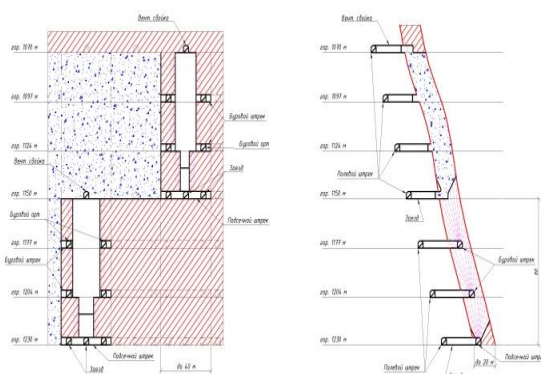
Как показывает практика, на большинстве крупных предприятиях, расположенных в Уральском регионе, при отработке медноколчеданных месторождений в качестве основных, применяются камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства и обрушением руд и вмещающих пород.

При отработке месторождений Учалинской и Гайской групп подземным способом в качестве основной используется система разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. В зависимости от конкретных горно-геологических условий на отдельных участках месторождения данная система применяется в различных вариантах с вариацией отдельных конструктивных элементов, но сущность не изменяется. В основном, применяется вариант камерной системы разработки с этажной и подэтажной отбойкой руды в камерах (этажно-камерная система разработки, «подэтажные штреки» с закладкой

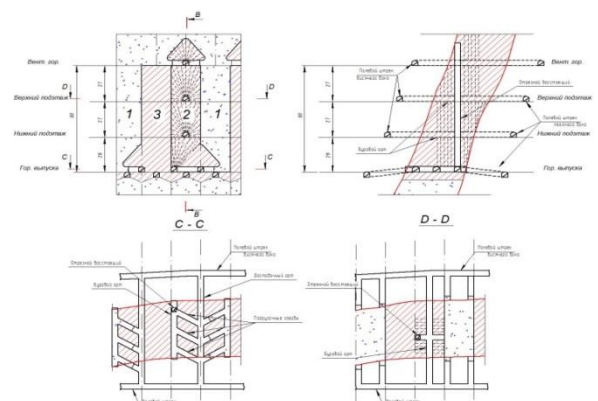
выработанного пространства). Конструкции систем разработки приведены на рисунке 2.8.

Применение камерных систем разработки при отработке крутопадающих месторождение предопределяет деление рудных тел на этажи высотой от 40 до 80 м, а также на подэтажи по 20-25 м (рисунок 2.8 а, б, в). При пологом залегании месторождения и мощности до 20 м отбойка основных запасов производится с доставочного горизонта (рисунок 2.8, г). Длина камеры при расположении ее по простиранию рудного тела обычно не превышает 50-60 м для предотвращения разубоживания при частичном самообрушении пород висячего бока, ширина варьируется мощностью залежи, но не должна превышать 20-25 м исходя из условий устойчивости ее кровли. При расположении камер вкрест простирания ее длина определяется мощностью рудного тела. Для выпуска рудной массы может использоваться как траншейное, так и плоское днище. Закладочные работы осуществляются с вышележащего горизонта, по специально пробуренным скважинам подаётся твердеющая смесь, при этом нормативная прочность нижнего, несущего, слоя должна быть не менее 5 МПа, для предотвращения обрушений при подработке искусственного массива. [9-10, 14, 85]

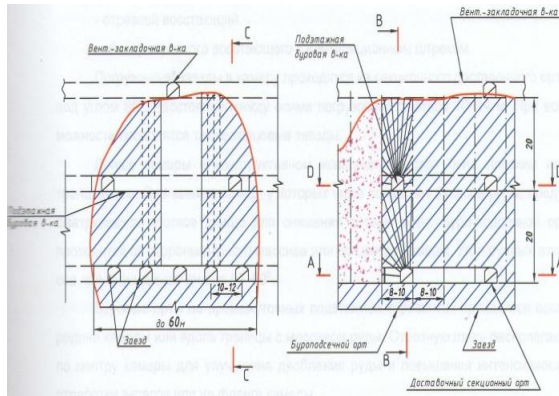
а



б



В



Г

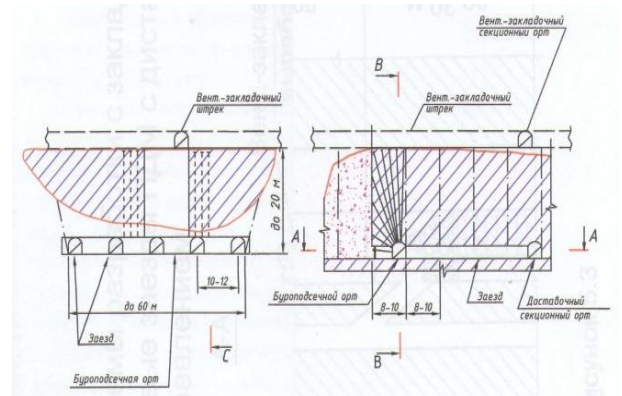


Рисунок 2.8 – Камерные системы разработки с последующей закладкой выработанного пространства: а - с отбойкой руды из подэтажей, траншейным днищем и расположением камер по простиранию; б - вкрест простирания; в - с плоским днищем; г - с отбойкой руды с горизонта доставки

Около 75-80 % запасов крупных месторождений отрабатываются камерными системами разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, которые позволяют снизить показатели потерь и разубоживания, использовать высокопроизводительное самоходное оборудование при выполнении основных производственных процессов.

При отработке месторождений Сибайской и Александринской группы подземным способом в качестве основных используется системы разработки:

-этажного обрушения руды и вмещающих пород с компенсационными камерами.

-подэтажного обрушения

-система подэтажного обрушения с компенсационными камерами.

*Система этажного обрушения руды и вмещающих пород с компенсационными камерами.*

Порядок отработки этажа – двухстадийный (блоковый). Выемка камерных запасов производится с естественным поддержанием очистного пространства путем оставления временной рудной потолочины. Блок состоит из камеры и целика, или двух камер и целика между ними. Блоки

располагаются вкрест простирания рудного тела. Параметры блока: ширина – 30 м; длина – равна мощности рудного тела; высота – 60 м.

После извлечения камерных запасов в блоке производится отработка целиков массовым обрушением. Обрушаются сразу один или несколько соседних целиков совместно с рудной потолочиной.

Данной системой разработки отрабатываются около 45% от всех запасов месторождения (рисунок 2.9)

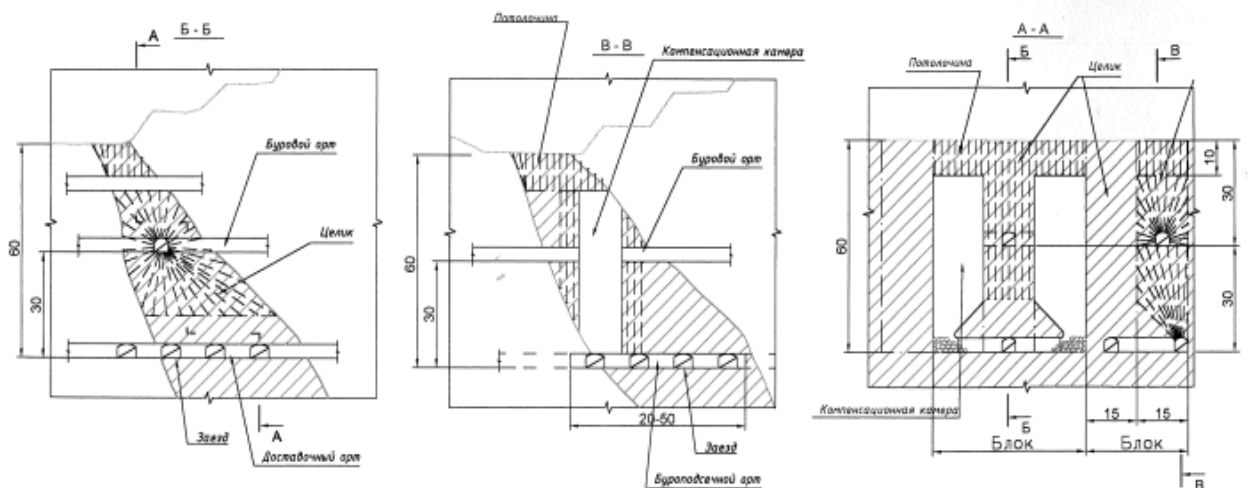


Рисунок 2.9 - Система этажного обрушения с компенсационными камерами

#### *Система разработки подэтажного обрушения.*

Подэтажное обрушение отличается от системы этажного принудительного обрушения уменьшенной обрушаемой частью массива по высоте. Оработка запасов производится из подэтажных выработок в нисходящем порядке. В каждом подэтаже руду отбивают скважинными зарядами и выпускают под налегающими породами, которые заполняют выработанное пространство. Порядок отработки при подэтажном обрушении может быть одно и двухстадийным ( в две стадии – с предварительной выемкой камер, играющих роль компенсационного пространства, в одну стадию – с отбойкой руды в зажиме).

#### *Система подэтажного обрушения с компенсационными камерами.*

Данный вариант является аналогом (разновидностью) этажного обрушения с компенсационными камерами. Комплекс нарезных и очистных работ завершается отработкой подэтажа (рисунок 2.10).

Параметры блока: ширина – 20 – 30 м, длина равна мощности рудного тела, высота блока – 30 – 60 м. Блок состоит из камеры шириной 10 - 15м и рудного целика шириной 10-15м. [87,]

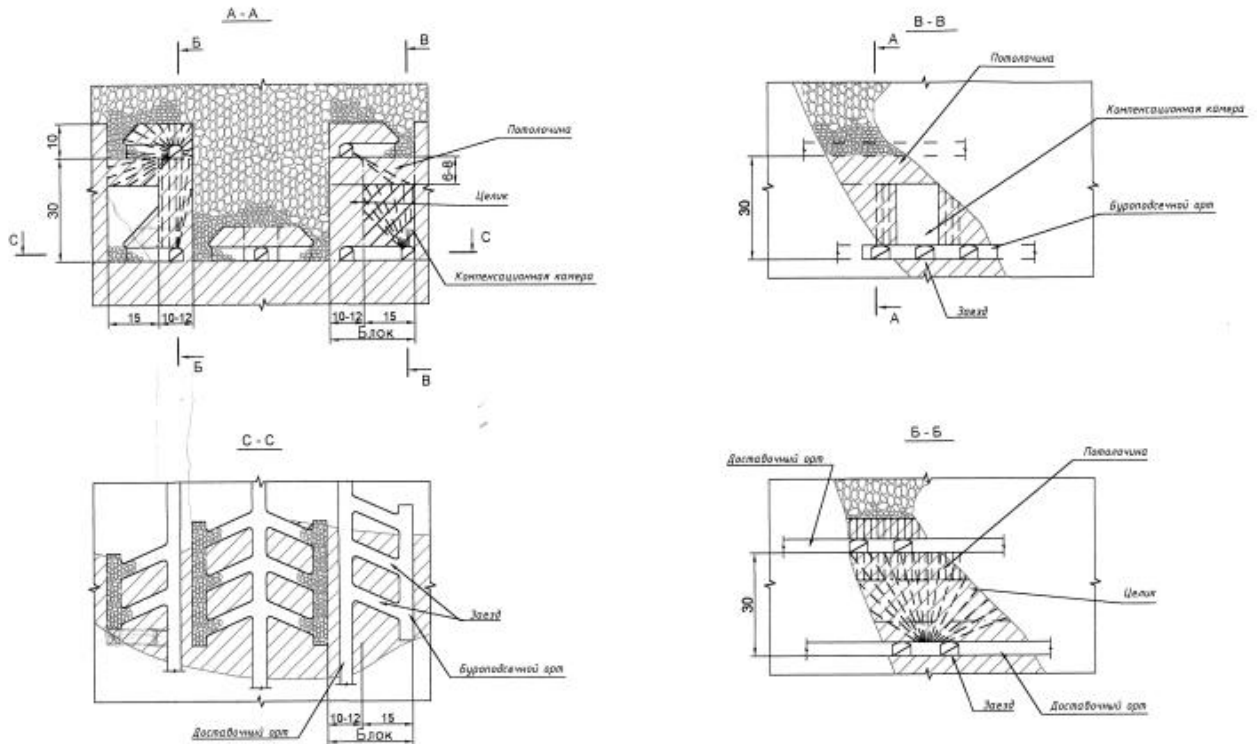


Рисунок 2.10 - Система подэтажного обрушения с компенсационными камерами

Как показывает практика, в настоящее время основными факторами оказывающими влияние на параметры системы разработки, являются горно-геологические, точнее их геомеханическая составляющая. В подавляющем большинстве случаев длину, ширину и высоту элементарной выемочной единицы (камеры или блока), принимают максимальными. За счет чего происходит снижение количества очистных блоков, находящихся в одновременной работе, что отражается на показателях освоения запасов месторождения. С другой стороны уменьшение любого из параметров блока неизбежно влечет за собой рост удельного объема ПНР и, как следствие,

себестоимости добычи полезного ископаемого. Таким образом, в процессе исследований необходимо оценить влияние геометрических параметров блоков на показатели эффективности разработки применительно к рудным месторождениям Уральского региона. [32, 78]

Для определения сроков подготовки и отработки запасов блока рассматривались камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства (рисунок 2.8) и обрушением вмещающих пород (рисунки 2.9 - 2.10). Поперечные сечения выработок были приняты исходя из габаритов применяемого оборудования. Для доставочного штрека, заезда, траншейного штрека, принимается сечение под размеры ПДМ с минимальными зазорами без прохода для людей (таблица 2.1). [3,6,23,31,80]

Таблица 2.1 - Комплексы механизированного оборудования

| № комплекса | ПДМ       | Минимальная площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup> |
|-------------|-----------|---------------------------------------------------------|
| 1           | TORO 301  | 12,5/11,5*                                              |
| 2           | TORO 400  | 15,1/14                                                 |
| 3           | TORO 1400 | 16,3/15,2                                               |
| 4           | TORO 0010 | 20,5/18,6                                               |
| 5           | TORO 0011 | 25,2/22,5                                               |

\* - сечение выработок не требующих перемещение людей.

Расчет производился для месторождений с мощностью 8-15 м (камеры по простиранию) 30-60 м (камеры в крест простирания) (таблица 2.2).

Таблица 2.2 - Основные параметры месторождений

| Расположение камер:  | m     | L <sub>пр</sub> | γ   |
|----------------------|-------|-----------------|-----|
| - по простиранию     | 8-15  | 2000            | 4,2 |
| - вкрест простирания | 30-60 |                 |     |

В крутых месторождениях целики, как правило, сплошные, оставляются лишь на период отработки камер. По расположению они делятся на междуэтажные и междуканнерные.

Рассматривается случай, когда оставляются целики минимальных размеров по условию сопротивления горному давлению, а так же действию взрыва при отработке камер.

*Камерные системы разработки с обрушением руд и вмещающих пород и расположением камер по простиранию рудного тела.*

При конструировании данной систем разработки принимались максимально возможные параметры блока, как высота этажа составила 80 м, ширина - 30 м и длина – 50 м с учетом целика (рисунок 2.11). Для данной системы разработки, произведен расчет объема ПНР в блоке, а так же построена календарный план ПНР (таблицы 2.3 - 2.4.)

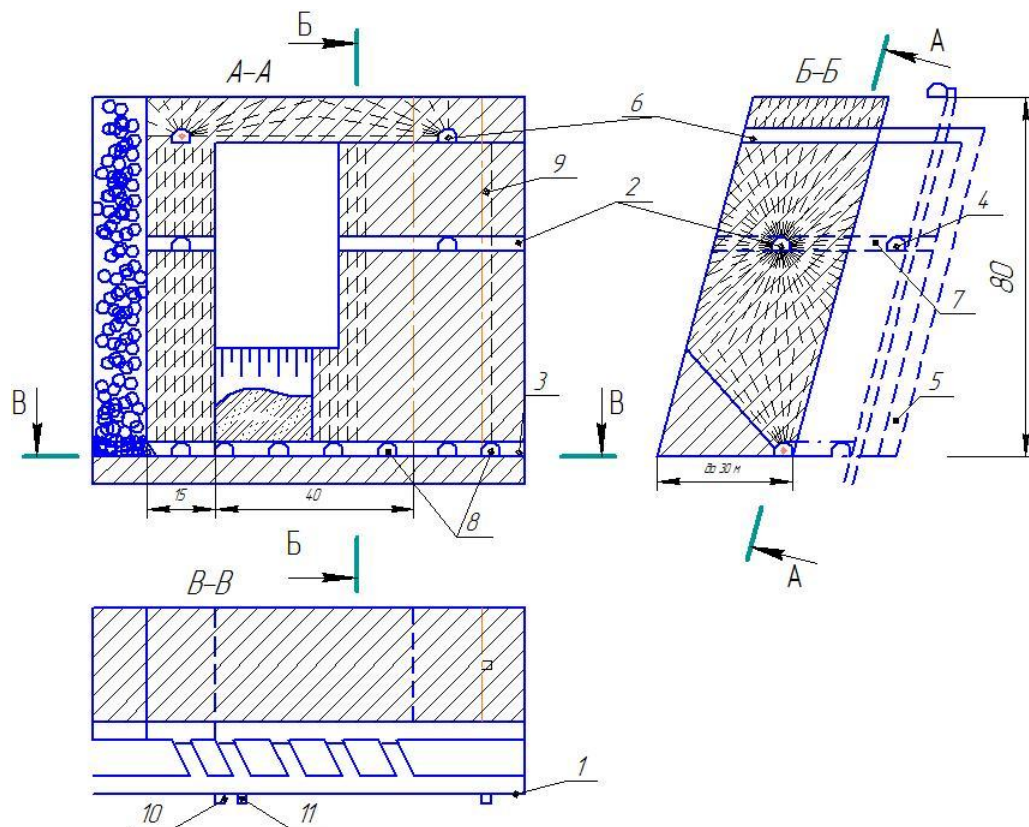


Рисунок 2.11- Камерная система разработки с подэтажной отбойкой и расположением камер по простиранию: 1 - доставочный штрек; 2 - буровой штрек; 3 - траншейный штрек; 4 - подэтажный штрек; 5 - наклонный съезд; 6 - буровой орт; 7 - заезд на подэтаж; 8 - заезды в камеру; 9 - отрезной восстающий; 10 - ВХВ; 11 - рудоспуск.



Таблица 2.3 - Объем ПНР в блоке

| Наименование<br>выработок | число | сечение,<br>м <sup>2</sup> | длина выработок, м |           | объем выработок, м <sup>3</sup> |           |
|---------------------------|-------|----------------------------|--------------------|-----------|---------------------------------|-----------|
|                           |       |                            | по<br>руде         | по породе | по руде                         | по породе |
| 1. Доставочный штрек      | 1     | 12,5                       |                    | 60        | 0                               | 1512      |
| 2. Буровой штрек          | 1     | 11,5                       | 60                 |           | 1350                            | 0         |
| 3. Траншейный штрек       | 1     | 11,5                       | 60                 |           | 1350                            | 0         |
| 4. Подэтажный штрек       | 1     | 12,5                       |                    | 60        | 0                               | 1512      |
| 5. Буровой орт            | 2     | 11,5                       | 30                 | 20        | 675                             | 450       |
| 6. Заезды в камеру        | 5     | 11,5                       |                    | 9         | 0                               | 202,5     |
| 7. Отрезной<br>восстающий | 1     | 4                          | 65                 |           | 260                             | 0         |
| 8. ВХВ                    | 1     | 4                          |                    | 85        | 0                               | 340       |
| 9. Рудоспуск              | 1     | 4                          |                    | 85        | 0                               | 340       |
| Итого                     | 14    |                            | 215                | 319       | 3635                            | 4356,5    |
|                           |       |                            |                    |           |                                 | 7991,5    |

Удельный объем, м<sup>3</sup>/1000 т

$$V_{nn}^y = \frac{1000 \cdot \sum V_{nn}}{\sum B} = \frac{1000 \cdot 7991,5}{420000} = 19,0 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т} \quad (2.37)$$

$\sum V_{nn}$  - объем выработок в блоке;  $\sum B$  - количество добываемой руды из блока.

Таблица 2.4 - Календарный план подготовки и отработки блока

| Наименование работ  | Объем работ |   | Число забоев | Скорость проходки |       | Продолжитель- ность работ , мес | Годы   |   |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
|---------------------|-------------|---|--------------|-------------------|-------|---------------------------------|--------|---|---|---|---|---|---|---|---|----|----|----|----|----|----|
|                     | м           | т |              | м/мес             | т/мес |                                 | 1      |   |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
|                     |             |   |              |                   |       |                                 | Месяцы |   |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
|                     |             |   |              |                   |       |                                 | 1      | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| Доставочный шпрек   | 60          |   | 1            | 75                | 0,8   | ■                               |        |   |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Вхв                 | 60          |   | 1            | 45                | 1,3   |                                 | ■      | ■ |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Рудоспуск           | 60          |   | 1            | 45                | 1,3   |                                 | ■      | ■ | ■ |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Заезды на подэтажи  | 35          |   | 1            | 75                | 0,5   |                                 |        | ■ |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Подэтажный шпрек    | 60          |   | 1            | 75                | 0,8   |                                 |        |   | ■ | ■ |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Буровой шпрек       | 60          |   | 1            | 75                | 0,8   |                                 |        |   |   | ■ | ■ |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Заезды в камеру     | 36          |   | 1            | 75                | 0,5   |                                 |        | ■ |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Траншейный шпрек    | 60          |   | 1            | 75                | 0,8   |                                 |        |   | ■ | ■ |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Отрезной восстающий | 45          |   | 1            | 45                | 1     |                                 |        |   |   | ■ | ■ |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |
| Очистная выемка     |             |   |              |                   |       |                                 |        |   |   |   |   |   |   |   |   |    |    |    |    |    |    |

Как показал календарный план, время отработки запасов блока в два раза превышает время подготовки, а удельный объем ПНР составил 19 м<sup>3</sup>/1000 т.

Использование более высокопроизводительного комплекса механизации позволяет сократить время отработки запасов блока и прийти к соотношению сроков подготовки и очистной выемки запасов 1:1,2, таким

образом оптимизировать размеры блока и снизить простои оборудования (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – Зависимость показателей системы разработки от применяемых комплексов механизации (таблица 2.1)

| № комплекса | Объем ПНР | Производительность блока, тыс. т /год | Удельный объем ПНР | Соотношение сроков ПНР и очистной выемки |
|-------------|-----------|---------------------------------------|--------------------|------------------------------------------|
| 1           | 4498,5    | 141                                   | 10,7               | 1:7                                      |
| 2           | 5258      | 202                                   | 12,5               | 1:5                                      |
| 3           | 5616      | 282                                   | 13,3               | 1:3,5                                    |
| 4           | 6729      | 347                                   | 16,0               | 1:2,9                                    |
| 5           | 7991      | 432                                   | 19,0               | 1:2,3                                    |

Как показали расчеты, приведенные в таблице 2.5, для объема блока 420 тыс. т соотношение сроков ПНР и очистной выемки находятся в пределах 2-7, а высокая производительность блока обеспечивается только при использовании мощного самоходного оборудования.

Оптимизация параметров блока (объемов запасов блока) позволила определить зависимость минимально возможного объема добываемой рудной массы в пределах элементарной выемочной единицы от запасов блока (рисунок 2.12)

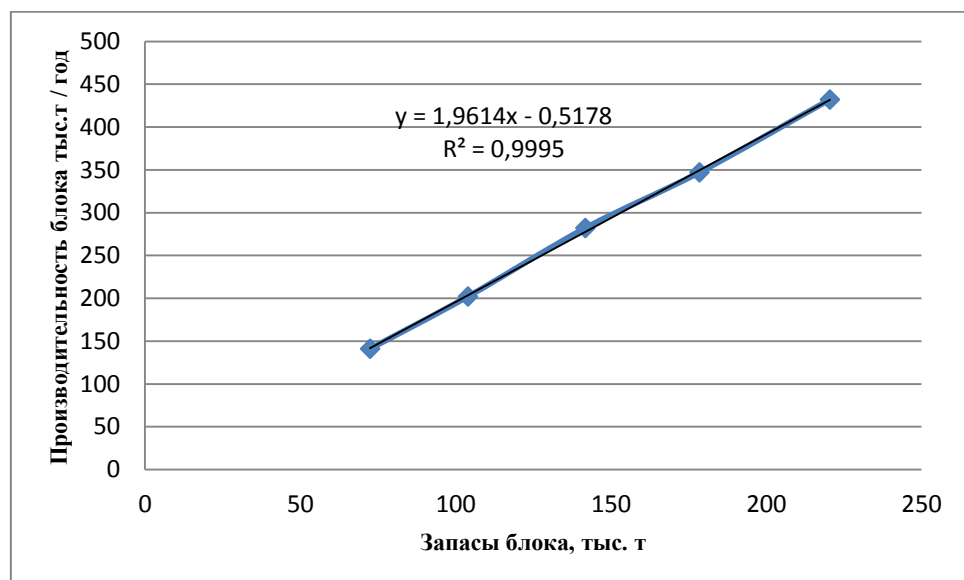


Рисунок 2.12 – График зависимости производительности блока от его запасов при коэффициенте резерва, равном 1,2

Таким образом, зависимость минимальной производительности блока при применении камерных систем разработки с подэтажной отбойкой и с обрушением руды и вмещающих пород имеет вид:

$$P_{\min \text{ бл}} = 1,9614 \cdot Q_3 - 0,5178, \text{ тыс. т/год.} \quad (2.38)$$

где,  $Q_3$  - запасы блока, тыс. т.

Аналогично был произведен расчет минимальной производительности блока для остальных ранее рассмотренных систем разработки (табл.2.6.)

Таблица 2.6 – Зависимости минимальной производительности блока для различных систем разработки.

| Система разработки                                                                                                                          | Полученная зависимость                            |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------|
| Камерная система разработки с подэтажной отбойкой и расположением камер вкрест простирания                                                  | $P_{\min \text{ бл}} = 1,9611 \cdot Q_3 - 0,5176$ |
| Камерная система разработки с отбойкой из траншейного штрека и расположением камер по простиранию                                           | $P_{\min \text{ бл}} = 2,7074 \cdot Q_3 - 2,2129$ |
| Камерная система разработки с отбойкой из траншейного штрека и расположением камер вкрест простирания                                       | $P_{\min \text{ бл}} = 2,7072 \cdot Q_3 - 2,2125$ |
| Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, подэтажной отбойкой и расположением камер вкрест простирания            | $P_{\min \text{ бл}} = 2,2275 \cdot Q_3 - 9,3748$ |
| Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, подэтажной отбойкой и расположением камер по простиранию                | $P_{\min \text{ бл}} = 2,2287 \cdot Q_3 - 9,3754$ |
| Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, отбойкой из траншейного штрека и расположением камер по простиранию     | $P_{\min \text{ бл}} = 3,6425 \cdot Q_3 - 9,3337$ |
| Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства, отбойкой из траншейного штрека и расположением камер вкрест простирания | $P_{\min \text{ бл}} = 3,6414 \cdot Q_3 - 9,3329$ |

Расчет минимальной производительности блока на стадии выбора комплекса механизации позволит избежать ситуации, когда подготовленных запасов окажется недостаточно для стабильной работы рудника при этом  $P_{\min \text{ бл}} \leq P_{\text{ бл}}$ , в противном случае возникнет необходимость переходить на более высокопроизводительные комплексы механизации или увеличивать размеры блока.

## **2.4 Методика определения оптимальной производственной мощности рудника**

Определение экономически целесообразной производственной мощности рудника включает 2 этапа:

1. расчет по горным возможностям;
2. обоснование оптимальной.

Как показал анализ действующих методов расчета (п. 2.2), основное влияние на производственную мощность по горным возможностям оказывают два основных параметра, это производительность блока и их количество, находящихся в одновременной работе. [4, 30,49,59,93,94]

Расчет производственной мощности блока в большинстве случаев определяется по производительности доставочного оборудования: скреперных лебедок, конвейеров, виброустановок, погрузочно-доставочных машин (ПДМ). Учитывая широкое распространение ПДМ, это оборудование взято как базовое для определения производительности блока и в качестве определяющего параметра принята емкость ковша ПДМ. Тогда при длине транспортирования рудной массы 300 м и производительность блока выразится зависимостью  $A_{\text{ бл}} = 40.338 \cdot V_{\text{ к}}$ , тыс. т/год при коэффициенте достоверности  $R^2=1$ .

Зная максимальное количество блоков и их производительность, рассчитывается максимальная производственная мощность подземного рудника:

- для крутопадающих месторождений)

$$A = \frac{S \cdot \sin \alpha \cdot 40.338 \cdot V_k \cdot n_{\max} \cdot K_y \cdot K_m \cdot K_c}{m} \cdot \frac{(1-P)}{(1-P)} \quad (2.39)$$

- для пологозалегающих месторождений

$$A = 40.338 \cdot V_k \cdot n_{\max} \phi K_p \quad (2.40)$$

После чего осуществляется расчет производственной мощности предприятия, эксплуатирующего отдельное месторождение для всего диапазона  $V_k$  при условии снижения количества одновременно отрабатываемых блоков до одного. Таким образом, получим матрицу, в которой по горизонтали будет располагаться количество блоков, а по вертикали - емкость ковша ПДМ (рисунок 2.13). [96]

|                      |       | Производственная мощность при количестве блоков |              |              |     |                |
|----------------------|-------|-------------------------------------------------|--------------|--------------|-----|----------------|
| Емкость ковша, $V_k$ |       | $n_{\max}$                                      | $n_{\max}-1$ | $n_{\max}-2$ | ... | $n_{\max}-m_i$ |
|                      | 1     |                                                 |              |              |     |                |
|                      | 2     |                                                 |              |              |     |                |
|                      | 3     |                                                 |              |              |     |                |
|                      | ...   |                                                 |              |              |     |                |
|                      | $m_i$ |                                                 |              |              |     |                |

Рисунок 2.13 – Матрица для расчета производственной мощности рудника

Максимальное количество блоков в матрице рассчитывается для конкретного месторождений по зависимостям, представленным в разделе 2.2, в соответствии с геологическим строением.

Экономико-математическая модель для выбора оптимальной производственной мощности при отработке одного месторождения в группе должна учитывать как затраты на строительство рудника, добычу и переработку полезного ископаемого, так и выручку, зависящую от содержания полезного компонента в рудной массе:

$$A \cdot (B_{уд} - K_{уд} - C_{уд}) \rightarrow \max, \quad (2.41)$$

где  $A$  - годовая производственная мощность горного предприятия, млн.т/год;  $B_{уд}$  - удельная выручка, руб./т;  $K_{уд}$  - удельные капитальные затраты, руб./т;  $C_{уд}$  - удельные эксплуатационные затраты, руб./т.

Расчет удельной выручки от реализации продукции горнорудного предприятия необходимо рассчитывать с учетом фактора времени и срока существования объекта:

$$B_{уд} = (\sum_{t=0}^T C_{из\ t} \cdot A_t \cdot \frac{1}{(1+E)^t}) / Q_3, \quad (2.42)$$

где  $C_{из\ t}$  – извлекаемая ценность полезного ископаемого в  $t$ -том году, руб./т;  $Q_3$  – балансовые запасы месторождения, млн. т.;  $E$  – норма дисконта (доли единиц);  $t$  – номер расчетного года.

Извлекаемая ценность полезного ископаемого находится по следующей зависимости:

$$C_n = 0,01c_i \times (1 - \Pi) \times (1 - R) \times K_o \times u_m, \quad (2.43)$$

где:  $c_i$  – содержание металла в промышленной руде (контуре), %;  $\Pi$  и  $R$  – коэффициенты потерь и разубоживания;  $\sum_o$  и  $\sum_m$  – коэффициенты извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе;  $u_m$  – цена металла в российской валюте с переводом LME по курсу \$;  $K_o$  – коэффициенты действительного дохода рудника от стоимости конечной продукции (металла),  $K_o = 0,5 - 0,7$ .

Расчет удельных капитальных затрат ведется по следующей зависимости

$$K_{уд} = (\sum_{t=0}^T K_{з\ t} \cdot \frac{1}{(1+E)^t}) / Q_3, \quad (2.44)$$

где  $K_з$  – капитальные затраты в  $t$ -том году строительства месторождения, млн. р.

Капитальные затраты включают в себя стоимость:

- зданий, сооружений и технологического оборудования (вентиляторы, калориферы, компрессорные станции и т.д.) промышленной площадки;
- проведения капитальных выработок (стволы, квершлаг, откаточные штреки, околоствольные дворы);
- комплексов механизации задействованных на горных работах.

Расчет удельных эксплуатационных затрат рассчитывается по формуле:

$$C_{уд} = (\sum_{t=0}^T C_{зt} \cdot \frac{1}{(1+E)^t}) / Q_з \quad (2.45)$$

где  $C_з$  – эксплуатационные затраты в  $t$ -том году эксплуатации месторождения, млн. р.

Эксплуатационные затраты включают в себя стоимость: вентиляции, водоотлива, поддержания выработок, доставки рудной массы до земной поверхности.

Таким образом экономико-математическая модель примет вид:

$$\sum_{t=0}^T A_t \cdot (B_{уд} - K_{уд} - C_{уд}) \cdot \frac{1}{(1+E)^t} / Q_з \rightarrow \max \quad (2.46)$$

Оптимальная производственная мощность горного предприятия будет соответствовать получению максимальной дисконтированной прибыли за период эксплуатации месторождения.

Одним из основных параметров рудника, определяющих эффективность освоения, является срок существования предприятия.

Расчет срока существования рудника производится по следующей формуле, годы:

$$T = t_p + t_{от} + t_з, \quad (2.47)$$

где  $t_p, t_{от}, t_з$  - соответственно срок развития, отработки и затухания, годы;

Срок отработки:

$$t_{от} = \frac{Q_{от}}{A}, \quad (2.48)$$

где  $Q_{от}$  - отрабатываемые запасы при количестве блоков  $n_{от}$ , млн.т;  $A$  - производственная мощность, млн.т/год.

Количество отрабатываемых блоков:

$$n_{от} = n_{бл} - (n_p + n_з), \quad (2.49)$$

где  $n_{бл}$  - количество блоков рудного тела;  $n_p, n_з$  - количество блоков соответственно при развитии и затухании горных работ.

Количество блоков рудного тела:

$$n_{бл} = \frac{H}{h_{эТ}} \cdot \frac{L_{пп}}{l}, \quad (2.50)$$

где  $H$ - высота рудного тела, м;  $h_{\text{эт}}$ - высота этажа, м;  $L_{\text{пр}}$ - длина рудного тела по простиранию, м;  $l$  - длина или ширина блока в зависимости от его расположения, по простиранию или в крест простирания, м.

Отрабатываемые запасы при количестве блоков  $n_{\text{от}}$ , млн.т:

$$Q_{\text{от}} = n_{\text{от}} \cdot V_{\text{бл}}, \quad (2.51)$$

где  $V_{\text{бл}}$  - объем блока, м<sup>3</sup>;

$$V_{\text{бл}} = \frac{Q}{n_{\text{бл}}} \quad (2.52)$$

где  $Q$ - запасы рудного тела, млн. т;

При отработке месторождений были рассмотрены такие системы разработки как: с закладкой выработанного пространства и с обрушением руды и вмещающих пород. Так как отработанная камера заполняется закладкой и существует нормативный срок твердения закладочной смеси, отработка прилегающих, соседних камер запрещена, и из-за обрушения пород отработка нижнего этажа осуществляется с отставанием на одну камеру. Следовательно, выход на проектную производственную мощность происходит постепенно в зависимости от запуска нужного количества камер [24].

Календарным планированием с использованием разных вариантов систем разработки было установлено, что с увеличением количества одновременно отрабатываемых блоков в зависимости от состава применяемого добычного комплекса увеличиваются сроки развития и затухания горных работ при условии постоянства состава и числа проходческих бригад на подготовительно-нарезных работах (рисунок 2.14). [22]



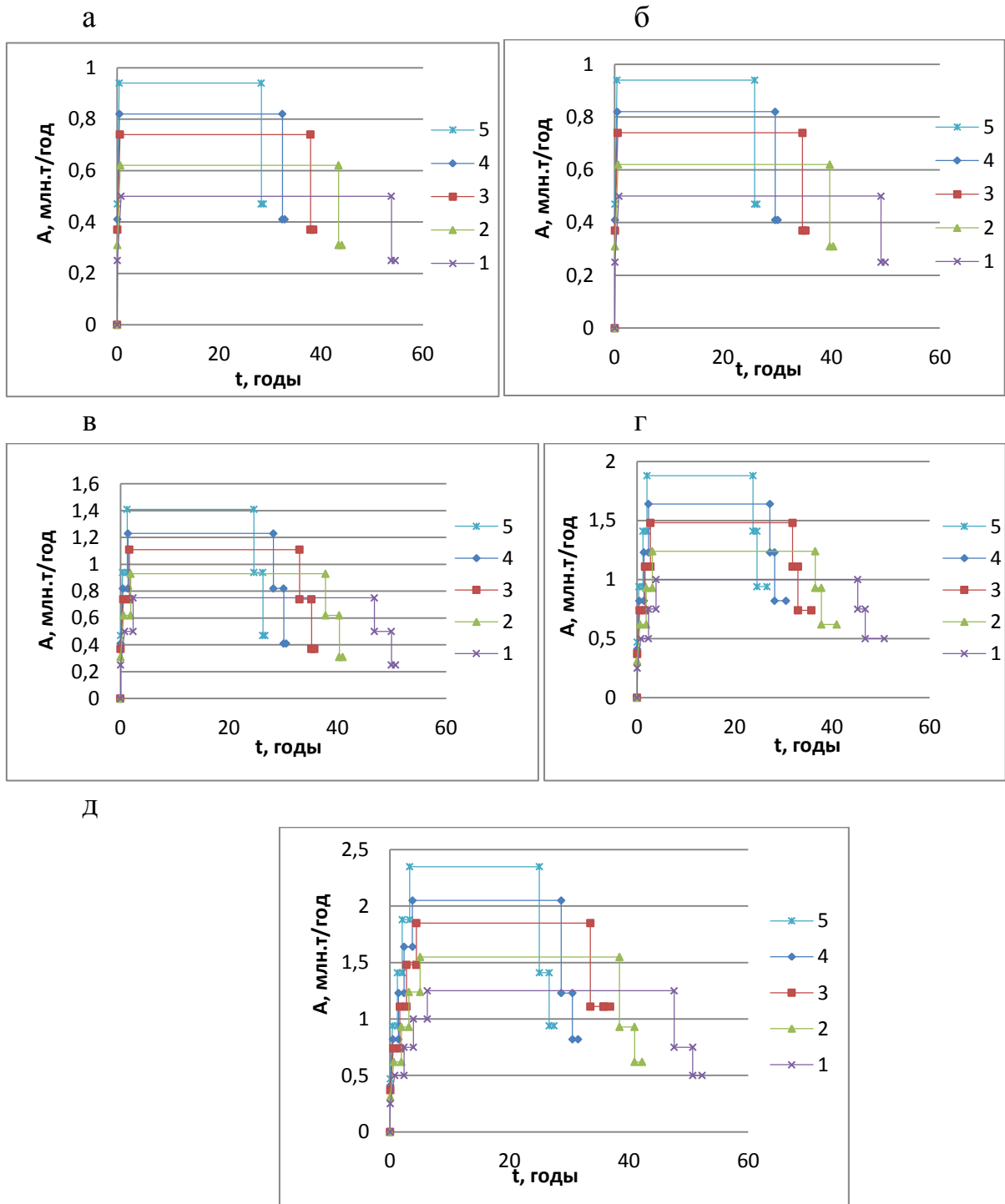


Рисунок 2.14 – Графики развития и затухания производственной мощности при одновременной отработке: а - 2 блоков; б - 3 блоков; в - 4 блоков; г - 5 блоков; д - 6 блоков

Таблица 2.7 - Сроки развития и затухания горных работ.

| Система разработки | Развитие и затухание горных работ, годы     |   |         |         |         |          |         |         |         |         |         |         |
|--------------------|---------------------------------------------|---|---------|---------|---------|----------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
|                    | Количество блоков в одновременной отработке |   |         |         |         |          |         |         |         |         |         |         |
|                    | 1                                           |   | 2       |         | 3       |          | 4       |         | 5       |         | 6       |         |
|                    | р                                           | з | р       | з       | р       | з        | р       | з       | р       | з       | р       | з       |
| с обрушением       | 0,3-0,6                                     | - | 0,4-0,8 | -       | 0,6-1,1 | -        | 1-1,9   | 1-1,9   | 1,6-2,1 | 1,6-2,1 | 1,7-3,1 | 1,7-3,1 |
| с закладкой        | 0,4-0,6                                     | - | 0,5-0,8 | 0,5-0,8 | 1,2-2,3 | 2,1-3,9  | 2,1-3,9 | 2,1-5,5 | 3,3-6,2 | 3,4-6,2 | 3,7-7   | 3,7-7   |
| с обрушением       | 0,5-0,8                                     | - | 0,55-1  | -       | 0,8-1,0 | -        | 1,1-2,1 | 1,1-2,1 | 1,8-2,7 | 1,8-2,7 | 1,7-3,2 | 1,7-3,2 |
| с закладкой        | 0,3-0,5                                     | - | 0,3-0,6 | 0,3-0,6 | 1,0-1,9 | 1,75-3,3 | 1,7-3,3 | 2,4-4,6 | 2,8-5,2 | 3,1-6,1 | 3,1-5,9 | 3,5-6,6 |

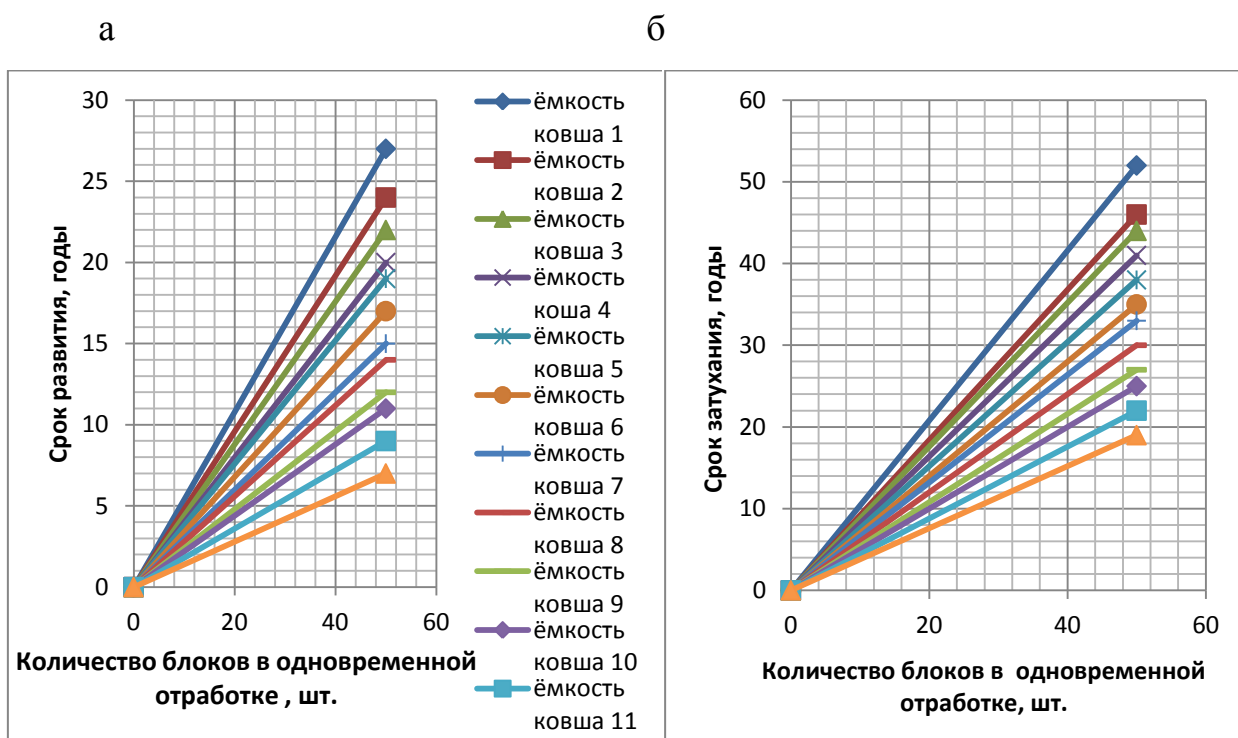


Рисунок 2.15 – Графики зависимости сроков развития (а) и затухания (б) горных работ от мощности доставочного оборудования и числа блоков в отработке.

В результате аппроксимации данных получены следующие зависимости:

для расчета срока развития:

– система разработки с обрушением:

$$t_p = (0,403 \cdot n_p - 0,059) \cdot (1,33 - 0,8 \cdot V_k) \quad (2.53)$$

где  $n_p$ ,  $n_z$  - количество блоков соответственно при развитии и затухании горных работ.

- система разработки с закладкой:

$$t_p = (n_p - 1,058) \cdot (1,33 - 0,8 \cdot V_k) \quad (2.54)$$

для расчета срока затухания:

- система разработки с обрушением:

$$t_z = (0,565 \cdot n_z - 0,98) \cdot (1,9 - 0,1 \cdot V_k) \quad (2.55)$$

- система разработки с закладкой:

$$t_z = (1,123 \cdot n_z - 1,123) \cdot (1,9 - 0,1 \cdot V_k) \quad (2.56)$$

Таким образом, сроки развития и затухания горных работ на рудниках определяются количеством блоков в одновременной отработке и емкостью ковша ПДМ.

### ***Комплексы механизации, задействованные на горных работах***

Для ведения подготовительно-нарезных и очистных работ в блоке необходим комплекс механизированного оборудования, который должен включать в себя:

- погрузочно-доставочные машины;
- буровые станки;
- зарядные машины;
- буровые каретки;

Причем все элементы комплекса механизации должны быть подобраны таким образом, чтоб исключить простой оборудования.

### ***Погрузочно-доставочные машины (ПДМ)***

Основным оборудованием, которой будет отвечать за производственную мощность шахты, будет являться ПДМ, все остальное оборудование подбирается непосредственно под данный вид механизации.

ПДМ применяются на проходческих и очистных работах для доставки отбитой горной массы из забоя либо до рудоспуска, либо до камеры погрузки в автосамосвал. Оптимальная длина доставки составляет 250-300 м.

Технические характеристики некоторых погрузочно-доставочных машин приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8 - Технические характеристики погрузочных машин типа TORO

| Параметры                         | Показатели |          |           |           |           |
|-----------------------------------|------------|----------|-----------|-----------|-----------|
|                                   | TORO 301   | TORO 400 | TORO 1400 | TORO 0010 | TORO 0011 |
| Грузоподъемность, т               | 6,2        | 9,6      | 14        | 17,2      | 21        |
| Вместимость ковша, м <sup>3</sup> | 3,3        | 4,6      | 6         | 8,4       | 10,7      |
| Мощность привода, кВт             | 102        | 110      | 243       | 298       | 354       |
| Радиус поворота, м                | 5,1        | 5,46     | 5,3       | 5,73      | 6,21      |
| Длина, м                          | 8,5        | 9,7      | 10,5      | 11,1      | 11,85     |
| Ширина, м                         | 2,23       | 2,5      | 2,8       | 3         | 3,25      |
| Высота, м                         | 2,2        | 2,3      | 2,5       | 2,75      | 2,99      |
| Масса, м                          | 16,6       | 24,5     | 33,7      | 44        | 56,8      |

В соответствии с таблицей 2.8 основным отличием данных машин является их грузоподъемность и как следствие вместимость ковша.

Расчет часовой производительности для ПДМ производится по формуле О.А. Байконурова., А.Т. Филимонова, С.Г. Калошина. [6]:

$$Q_{т.д}=60V_k k_{н.к.} \rho / (t_{ц} k_p), \quad (2.57)$$

где  $V_k$  – вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  $k_{н.к.}$  – коэффициент наполнения ковша (равен 0,8-1.1);  $\rho$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $t_{ц}$  – продолжительность цикла, мин;  $k_p$  – коэффициент разрыхления.

$$T_{ц}=t_{н}+t_{разг}+k_d(t_{г}+t_{п}), \quad (2.58)$$

где  $t_{н}$  - наполнение ковша, мин;  $t_{разг}$  – время разгрузки ковша, мин;  $k_d$  – коэффициент неравномерности движения (1,1);  $t_{г}$  – время движения машины с грузом, мин;  $t_{п}$  – время движения порожней машины, мин.

$$T_{н}=4,2k_{нг}/60, \quad (2.59)$$

где  $k_{нг}$  – коэффициент, учитывающий выход негабарита (равен 1;1,2;1,3;1,4 при выходе негабарита соответственно 0-5; 5-10; 10-15; 15-20%).

$$T_{разг}=31 k_m/60, \quad (2.60)$$

где  $k_m= 1,1-1,15$  – коэффициент, учитывающий маневры при разгрузке.

$$T_{г}=0,06L_d/v_{г}, \quad (2.61)$$

где  $L_d$  – длина доставки, м;  $v_r$  – средняя скорость движения машины с грузом, км/ч.

$$T_p = 0,06 L_d / v_p, \quad (2.62)$$

где  $v_p$  – средняя скорость движения порожней машины, км/ч.

Данный расчет производился для ПДМ приведенных в таблице при длине транспортирования 300 м (таблица 2.9)

Таблица 2.9 - Производительность погрузочно-доставочных машин

| Тип машины          | TORO<br>301 | TORO<br>400 | TORO<br>1400 | TORO<br>0010 | TORO<br>0011 |
|---------------------|-------------|-------------|--------------|--------------|--------------|
| $A_{ПДМ}$ , т/смену | 145         | 202         | 264          | 370          | 471          |

### *Буровые установки*

Буровые установки по производительности должны соответствовать производительности ПДМ, т. е для обеспечения бесперебойной работы доставочного оборудования на очистной выемке, буровые станки должны успевать пробурить заданное количество скважин.

На большинстве предприятий добывающих медно-колчеданные руды отбойка основных запасов осуществляется зарядами взрывчатых веществ в веерах скважин.

Длину скважин необходимую для отбойки слоя можно определить по формуле:

$$l_{скв} = l_{зар} + l_{ндз}, \text{ м}, \quad (2.63)$$

где  $l_{зар}$  – длина зарядов в скважинах, м;  $l_{ндз}$  – длина недозаряда, м

При этом длина зарядов в отбиваемом блоке может быть рассчитана по формуле:

$$l_{зар} = V_{бл} / q, \text{ м}, \quad (2.64)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup> (исходя из опыта рудников Уральского региона при веерном расположении скважин равен 1,2-1,7 кг/м<sup>3</sup> в среднем можно принять 1,5 кг/м<sup>3</sup>);  $V_{бл}$  – объем отбиваемого блока, м<sup>3</sup>;

$$V_{бл} = 2 \cdot h_{пэт} \cdot m_k \cdot W, \quad (2.65)$$

где  $h_{\text{пэт}}$  – высота подэтажа с которого осуществляется обустройство массива (принимается равной 25-30 исходя из практики этажно-камерных система разработки), м;  $m_k$  – ширина камеры (принимается равной 25 -30 м), м;  $W$  – линия наименьшего сопротивления, м

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0.785 \cdot \Delta K_3}{m \cdot q}}, \quad (2.66)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м;  $\Delta$  – плотность заряжения ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $K_3$  – коэффициент заполнения скважины (при веерном расположении 0,7-0,8);  $m$  – коэффициент сближения зарядов (рекомендуется принимать равным 1-1,2).

Таким образом, линия наименьшего сопротивления составит 1,8 -2,2 м.

Следовательно объем отбиваемого блока будет равен 3000 м<sup>3</sup>. При удельном расходе 1,5 кг/м<sup>3</sup> масса заряда в скважинах составит 4500 кг, исходя из того, что в одном погонном метре скважины, диаметром 105 мм, размещается 8,6 кг ВВ длина заряда составит 523 м, а длина недозаряда при  $K_3 = 0,8$  – 104,6 м. Таким образом длина скважин в отбиваем блоке будет равна 628 м.

В настоящее время на большинстве крупных рудников Урала используются высокопроизводительные буровые установки типа Solo и их аналоги (табл.2.10).

Таблица 2.10 - Технические характеристики буровых станков типа Solo

| Параметры                                     | Показатели |            |            |
|-----------------------------------------------|------------|------------|------------|
|                                               | Solo 5-7 C | Solo 7-10C | Solo 7-15F |
| Диаметр скважины, м                           | 64-102     | 89-127     | 89-127     |
| Максимальная глубина бурения, м               | 38         | 54         | 54         |
| Бурильная машин                               | LN700      | LN1000     | LN1500     |
| Установленная мощность электродвигателей, кВт | 65         | 70         | 90         |
| Скорость бурения, м/смену                     | 35         | 60         | 85         |
| Минимальные размеры выработки, м              | 3,65-3,65  | 4,1-4,1    | 4,1-4,5    |
| Длина, м                                      | 8,5        | 9,145      | 10,24      |
| Ширина, м                                     | 1,9        | 2,24       | 2,24       |
| Высота, м                                     | 2,1-2,6    | 2,34-2,99  | 3,7        |
| Масса, м                                      | 17         | 21         | 23         |

Таким образом, зная длину скважин в блоке и производительность буровых установок можно определять продолжительность работ по бурению:

- Solo 5-7 C - 17,5 смен, Solo 7-10C - 10,2 смен; Solo 7-15F - 7,3 смен.

### *Зарядные машины*

Для зарядки скважин гранулированным ВВ используются зарядные машины (таблица 2.11). Зная массу заряда ВВ в скважинах (4500 кг) можно рассчитать продолжительность работ по их заряданию.

Таблица 2.11 - Технические характеристики пневмозарядчиков

| Показатели                                                                 | Показатели |       |        |
|----------------------------------------------------------------------------|------------|-------|--------|
|                                                                            | ЗП-2       | ЗП-5  | ЗП-12  |
| Техническая производительность, кг/мин                                     | 20-30      | 50-70 | 80-120 |
| Дальность транспортирования: по горизонтали<br>по вертикали                | 15         | 250   | 230    |
|                                                                            | 45         | 50    | 70     |
| Параметры заряжаемых скважин (шпуров):<br>диаметр, мм<br>длина, м          | до 56      | до 75 | 105    |
|                                                                            | 25         | 35    | 40     |
| Угол наклона к горизонту, град.                                            | 0-360      | 0-360 | 0-360  |
| Вместимость загрузочной воронки, л                                         | 40         | 40    | 40     |
| Плотность заряжения, кг/м <sup>3</sup>                                     | 1000       | 1000  | 1200   |
| Масса, кг                                                                  | 24         | 31    | 46     |
| Продолжительность заряжения скважин в<br>отбиваемом блоке (4500 кг), смен. | 0,5        | 0,2   | 0,13   |

### *Буровые каретки*

Самоходные буровые установки предназначены для бурения шпуров в породах различной крепости при производстве подготовительно-нарезных работ.

В настоящее время при освоении рудных месторождений используются буровые каретки фирм Boomer, Sandvik. (таблица 2.12)

Таблица 2.12 - Технические характеристики бурильных установок

| Параметры                                 | Показатели   |              |              |
|-------------------------------------------|--------------|--------------|--------------|
|                                           | Boomer 104   | Boomer 251   | Boomer L1 C  |
| Зона бурения (высота x ширина), м         | 4,72-4,76    | 5,09-6-34    | 8,95-11,2    |
| Коэффициент крепости буримых пород, f     | 20           | 20           | 20           |
| Глубина бурения шпуров, м                 | 2,5-3,7      | 3,44-4,05    | 4,31-6,10    |
| Число бурильных машин                     | 1            | 1            | 1            |
| Тип бурильной машины                      | COP 1838     | COP 1238     | COP 1838     |
| Тип ходовой части                         | пневмошинный | пневмошинный | пневмошинный |
| *Скорость проходки<br>выработок п.м/смену | 70           | 135          | 180          |

|           |             |         |       |
|-----------|-------------|---------|-------|
| Длина, м  | 9,71        | 9,5     | 14,22 |
| Ширина, м | 1,22        | 1,65    | 2,21  |
| Высота, м | 1,985-2,685 | 2,1-2-8 | 3,01  |
| Масса, м  | 12,5        | 8,7     | 17,8  |

\* - значения получены исходя из практики использования представленного оборудования на рудниках Уральского региона.

Удельная длина подготовительно-нарезных работ при отработке месторождений этажно-камерными системами разработки составляет 5-7 п.м/1000 т. При этом объем отбиваемого блока составит 75000 м<sup>3</sup> или 262500 т при длине камеры 50 м, ширине -25 м, и высоте – 30 м. Таким образом общая длина подготовительно нарезных выработок в блоке составит 1570 п.м. Таким образом при использовании буровых кареток приведенных в таблице 6.7, продолжительность работ по проходке выработок составит:

Boomer 104 (1) – 22,4 смены, Boomer 104 (2) – 11,6 смены, и Boomer 104 (3) – 8,7 смены

Таким образом, зная производительность основного оборудования и продолжительность операций при условных размерах блока 50X25X30 (длина, ширина, высота) можно осуществить его подбор при различной производительности ПДМ (таблица 2.13).

Таблица 2.13 - Комплексы механизированного оборудования

| № комплекса | ПДМ       | Буровой станок | Буровая каретка | Зарядная машина | Производительность комплекса, тыс.т/год | Стоимость комплекса, млн. р. |
|-------------|-----------|----------------|-----------------|-----------------|-----------------------------------------|------------------------------|
| 1           | TORO 301  | Solo 5-7C      | Boomer 104      | ЗП - 5          | 132                                     | 71,36                        |
| 2           | TORO 400  |                |                 |                 | 185                                     | 74,36                        |
| 3           | TORO 1400 |                |                 |                 | 250                                     | 77,36                        |
| 4           | TORO 0010 | Solo 7-10C     | Boomer 251      |                 | 340                                     | 96,36                        |
| 5           | TORO 0011 |                | Boomer L1 C     |                 | 430                                     | 103,36                       |

Таким образом, можно построить график зависимости производительности комплекса от его стоимости (рисунок 2.16).



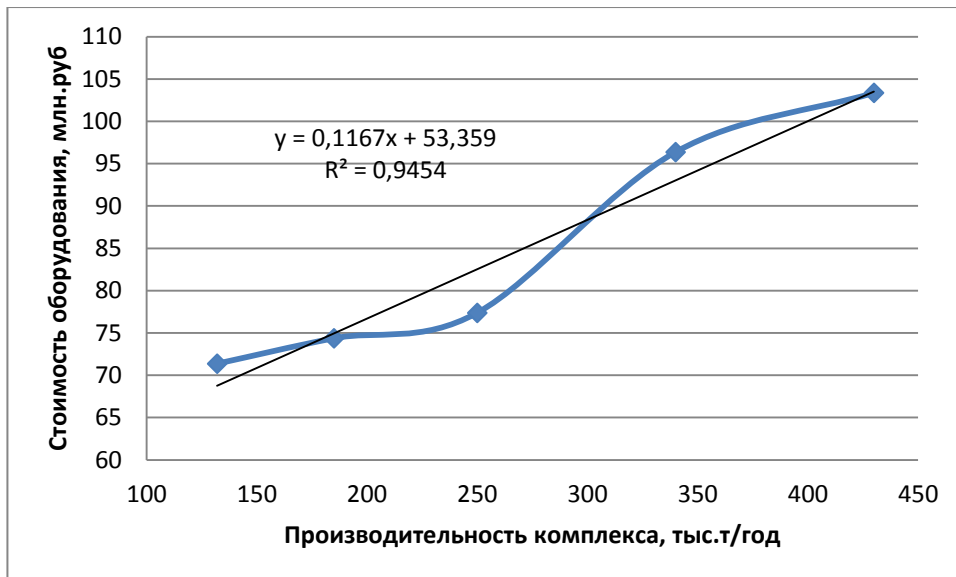


Рисунок 2.16 – График зависимости стоимости комплекса оборудования от его производительности

Аппроксимация данной функции позволила получить уравнение для расчета стоимости того или иного комплекса исходя из его производительности:

$$C_k = 0,1167 \cdot A_{\text{ком}} + 53,359, \quad (2.67)$$

где  $A_{\text{ком}}$  – производительность комплекса, тыс.т/год.

### ***Объем горно-капитальных выработок***

На объем горно-капитальных выработок основное влияние будут оказывать схема вскрытия, тип вскрывающей выработки и их поперечное сечение.

Исходя из горно-геологических и горнотехнических параметров месторождения, можно все схемы вскрытия можно разделить на две группы:

- вскрытие осуществляется в равнинной местности посредством вертикальных или наклонных стволов;
- в гористой местности или с использованием карьерного пространства как первоначальной вскрывающей выработки посредством штолен и наклонных стволов. [71,73]

Поперечное сечение вскрывающих выработок как главных, так и вспомогательных определяется по эмпирическим зависимостям (таблица 2.14). [54]

Таблица 2.14 - Площадь поперечного сечения горно-капитальных выработок

| Наименование выработок                         | Площадь поперечного сечения, $\text{м}^2$ |
|------------------------------------------------|-------------------------------------------|
| Скипо-клетевой ствол                           | $S_{\text{СК}} = 9 + 10,8A$               |
| Клетевой вспомогательный ствол                 | $S_{\text{КП}} = 14 + 4A$                 |
| Наклонный конвейерный ствол                    | $S_{\text{КОН}} = 9,35 + 10,5A$           |
| Наклонный съезд для самоходного оборудования   | $S_{\text{НС}} = 19,8 + 3,2A$             |
| Центральный вентиляционный с клетевым подъемом | $S_{\text{ВЕН}} = 4,4 + 7,3A$             |
| То же без подъема                              | $S_{\text{ВЕН}} = 3,8 + 6,3A$             |
| Фланговый вентиляционный ствол                 | $S_{\text{Ф ВЕН}} = 5 + 2,82A$            |
| Наклонный автомобильный ствол                  | $S_{\text{ав}} = 18,7 + 4,29A$            |
| Откаточный квершлаг                            | $S_{\text{КВ}} = 4,2 + 5,4A$              |
| Квершлаг флангового вентиляционного ствола     | $S_{\text{КВ ВЕН}} = 2 + 4,15A$           |
| Квершлаг центрального вентиляционного ствола   | $S_{\text{КВ ВЕН}} = 2 + 6,15A$           |

Расположение вскрывающих выработок, относительно шахтного поля, в первую очередь зависит от его длины по простиранию. Так при его длине до 500 м применяется центральное расположение, при котором все основные вскрывающие выработки проходятся напротив его середины (рисунок 2.17)

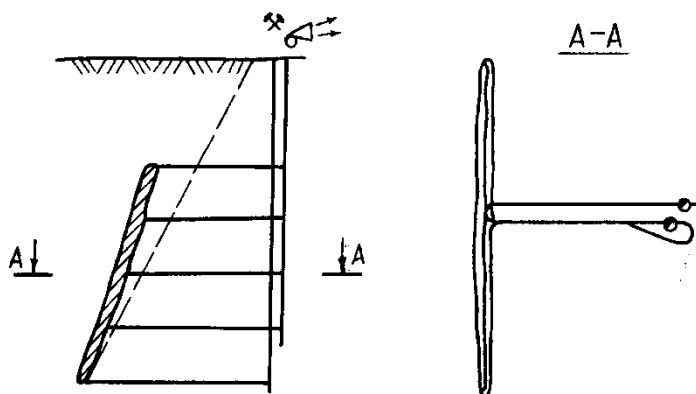


Рисунок 2.17 - Центально-сближенное расположение стволов

В том случае если длина шахтного поля по простиранию превышает 500 м, но не достигает 1000 м применяется фланговое расположение при котором основные вскрывающие выработки располагаются на разных флангах месторождения (рисунок 2.18).

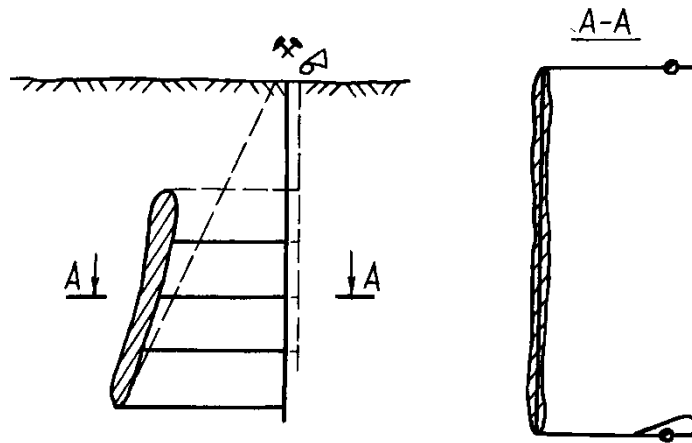


Рисунок 2.18 - Фланговое расположение вскрывающих выработок

При длине шахтного поля свыше 1000 м используется диагональная схема, при которой главная вскрывающая выработка располагается напротив центра месторождения, а вспомогательные вынесены на фланги (рисунок 2.19).

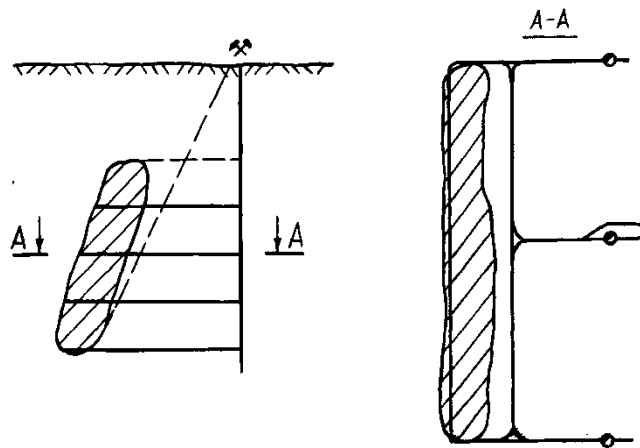


Рисунок 2.19 - Диагональное расположение вскрывающих выработок

#### *Вскрытие в равнинной местности*

При вскрытии месторождения в равнинной местности главными вскрывающими выработками являются: вертикальные стволы,

оборудованные клетевым или скиповым подъемом, наклонные стволы, оборудованные конвейерным или автомобильным подъемом.

При использовании схемы вскрытия вертикальными стволами осуществляется расчет длин вскрывающих выработок.

#### *Вертикальные стволы*

$$L_{\text{ст}} = H + 20, \text{ м (главный ствол с клетевым подъемом)}$$

$$L_{\text{ст}} = H + 45, \text{ м (главный ствол со скиповым подъемом)}$$

$$L_{\text{ст}} = H + 10, \text{ м (вспомогательные или вентиляционные стволы)}$$

#### *Квершлагаи*

Длина квершлагов будет зависеть от угла падения рудного тела и зоны сдвижения.

Согласно «Инструкции по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» [33] углы сдвижения в большей мере зависят от коэффициента крепости пород по Протодяконову и угла падения рудных тел ( $\alpha$ ). В связи с этим, в большинстве случаев главные вскрывающие выработки закладывают со стороны лежащего бока и углы сдвижения ( $\beta_1$ ) составляют 40, 50, 65 градусов (рисунок 2.20).

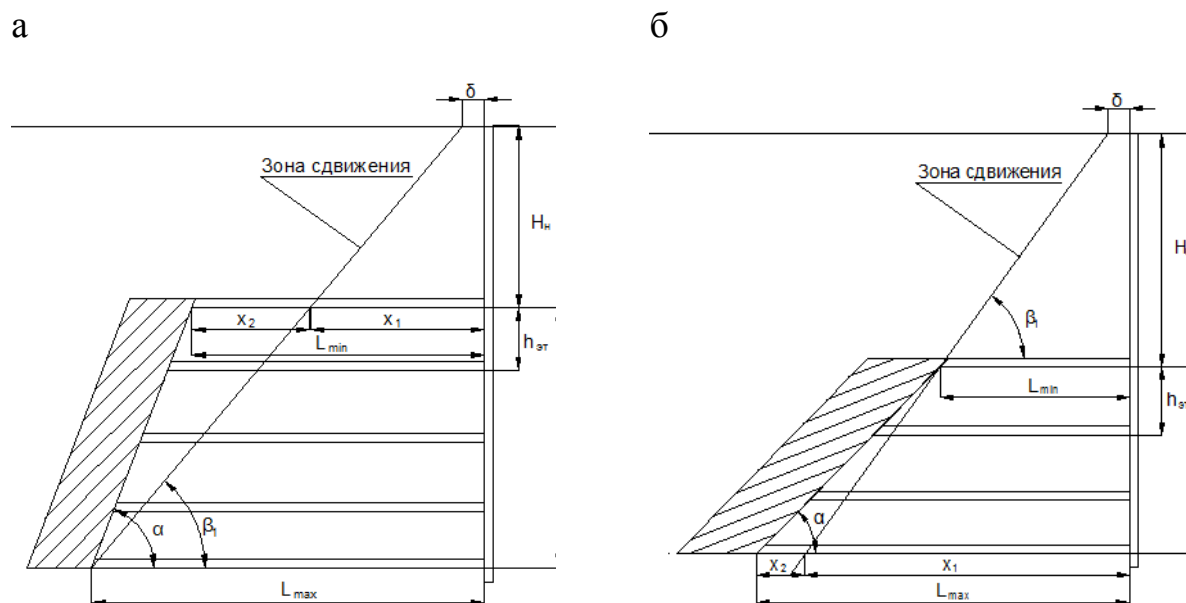


Рисунок 2.20 – Расчетная схема для определения длины квершлагов: а – при  $\alpha > \beta_1$ ; б – при  $\alpha < \beta_1$

Суммарную длину квершлагов можно определить по следующей зависимости:

$$L_{\text{общ}} = \frac{L_{\min} + L_{\max}}{2} \cdot n_{\text{эт}} \cdot n_{\text{ст}} \quad (2.68)$$

где  $n_{\text{эт}}$  – количество этажей;  $n_{\text{ст}}$  – количество стволов;  $L_{\max}$  – максимальная длина квершлагов, м;  $L_{\min}$  – минимальная длина квершлагов, м

$$L_{\min} = x_1 + x_2 + \delta, \text{ м (при } \alpha > \beta_1), \quad (2.69)$$

$$x_1 = \frac{H_{\text{н}} \cdot \sin(90 - \beta_1)}{\sin(\beta_1)}, \quad (2.70)$$

$$x_2 = \frac{\frac{H}{\sin(\beta_1)} \cdot \sin(\alpha - \beta_1)}{\sin(180 - (\alpha + \beta_1))}, \quad (2.71)$$

где  $H$  – высота рудного тела, м;  $H_{\text{н}}$  – начальная глубина залегания рудного тела, м

$$L_{\min} = \frac{H_{\text{н}} \cdot \sin(90 - \beta_1)}{\sin(\beta_1)} + \delta, \text{ м (при } \alpha < \beta_1) \quad (2.72)$$

$$L_{\max} = \frac{(H_{\text{н}} + H) \cdot \sin(90 - \beta_1)}{\sin(\beta_1)} + \delta, \text{ м (при } \alpha > \beta_1) \quad (2.73)$$

$$L_{\max} = x_1 + x_2 + \delta, \text{ м (при } \alpha < \beta_1) \quad (2.74)$$

$$x_1 = \frac{(H_{\text{н}} + H) \cdot \sin(90 - \beta_1)}{\sin(\beta_1)} \quad (2.75)$$

$$x_2 = \frac{\frac{H}{\sin(\alpha)} \cdot \sin(\beta_1 - \alpha)}{\sin(180 - (\alpha + \beta_1))} \quad (2.76)$$

### *Штреки*

Протяженность горизонтальных подготовительных выработок можно найти исходя их размеров шахтного поля и количества этажей.

- для диагональной схемы вскрытия эта длина будет равна:

$$L_{\text{выр}} = \left( \sqrt{\left( \frac{d}{2} \right)^2 + c^2} \right) \cdot 2 \cdot n_{\text{эт}} \quad (2.77)$$

- для фланговой схемы будет равна

$$L_{\text{выр}} = \left( \sqrt{d^2 + c^2} \right) \cdot n_{\text{эт}}, \quad (2.78)$$

где  $d$  – длина шахтного поля, м;  $c$  – ширина шахтного поля, м;  $n_{\text{эт}}$  – количество этажей.

$$n_{\text{эт}} = (H - H_{\text{нач}}) / h_{\text{эт}}, \quad (2.79)$$

где  $H_{\text{нач}}$  – начальная глубина залегания рудного тела, м;  $h_{\text{эт}}$  – высота этажа.

При использовании схемы вскрытия наклонными стволами осуществляется расчет длин вскрывающих выработок.

*Наклонный ствол.*

Длина наклонного ствола будет равна:

$$L_{\text{нс}} = H / \sin \alpha, \quad (2.80)$$

где  $H$  – глубина залегания месторождения, м;  $\alpha$  – угол уклона наклонного съезда (для одноосных автосамосвалов не более 7 градусов для двухосных не более 12 градусов, 18-22 градуса для конвейерного подъема), град.

*Квершлаг*

Расчет длины квершлагов от наклонного ствола до рудного тела осуществляется аналогично вертикальным стволам (рис. 2.21).

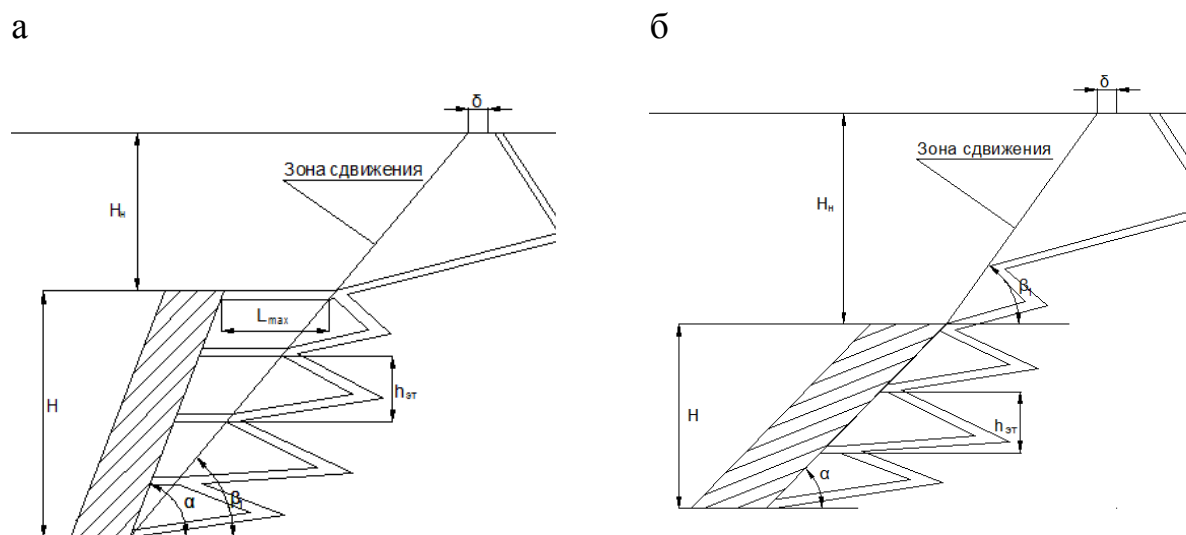


Рисунок 2.21 – Расчетная схема для определения длины квершлагов при вскрытии наклонным стволом

Суммарная длина квершлагов находится по следующей зависимости:

$$L_{\text{общ}} = \frac{L_{\min} + L_{\max}}{2} \cdot n_{\text{эт}} \cdot n_{\text{ст}} \quad (2.81)$$

В данном случае  $L_{\min} = 0$ .

$$L_{\max} = \frac{\frac{H}{\sin(\beta_1)} \cdot \sin(\alpha - \beta_1)}{\sin(180 - (\alpha + \beta_1))} \quad (2.82)$$

Длина штреков находится аналогично варианту с вертикальными стволами.

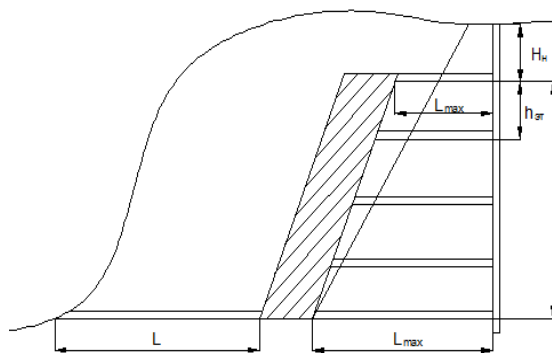
*Вскрытие осуществляется в гористой местности или с использованием карьерного пространства посредством штолен и наклонных стволов.*

Данный вариант вскрытия месторождения можно условно разделить на:

- при расположении рудной залежи выше подножья горы, дна карьера (рисунок 2.22 (а));

- при расположении залежи ниже подножья горы, дна карьера (рисунок 2.22 (б)).

а)



б)

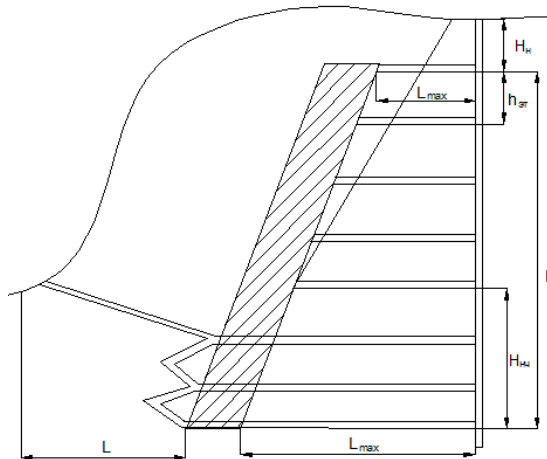


Рисунок 2.22 – Расчетная схема для определения длины квершлагов при вскрытии месторождений в гористой местности

Для данных способов вскрытия расчет вертикальных стволов, квершлагов и штреков осуществляется по методикам приведенным выше.

Длина штольни определяются исходя из удаленности шахтного поля от склона горы или борта карьера. Однако при значительном удалении рудных тел от склона горы и незначительном показателе  $H_{нч}$  угол наклона ствола может быть меньше оптимального. По этой причине при вскрытии месторождения наклонным стволом его длина находится по следующим зависимостям:

$$L_{нс} = H_{нч} / \sin \alpha \quad (2.83)$$

$$L_{нс} = \sqrt{L^2 + H_{нч}^2}, \quad (2.84)$$

где  $H_{нч}$  – глубина залегания месторождения от подножья горы, м;  $L$  – расстояния от подножья горы до рудного тела, м

После расчета принимается наибольшее значение.

Затем зная длину горно-капитальных выработок и их сечение производится расчет капитальных затрат исходя из стоимости проходки  $1 \text{ м}^3$  вертикальной выработки – 35-40 тыс. р., а горизонтальной и наклонной – 12-15 тыс. р. по опыту ООО «ШСУ» и ОАО «БШПУ».

Стоимость приобретения и монтажа оборудования в общем виде может быть выражена в виде следующей формулы [22]:

$$B_{об} = 172,5 + 131 \cdot A, \text{ млн. р.} \quad (2.85)$$

### ***Здания и сооружения промышленной площадки.***

Одним из основных объектов промышленной площадки горнодобывающего предприятия является обогатительная фабрика.

Установлено, что зависимость затрат на строительство обогатительного комплекса от производственной мощности горнодобывающего предприятия имеет нелинейный характер. Основой данного утверждения являются результаты построения зависимости стоимости обогатительного производства от годового объема перерабатываемых руд (рис. 2.23). По данным опыта строительства фабрик на таких предприятиях как: Александрийская горнорудная компания (производительность 500 тыс. т/год стоимость 371 млн. руб.) , ОРМЕТ (производительность 1000 тыс. т/год стоимость 927 млн. руб.), Актюбинская медная компания



(производительность 2500 тыс. т./год стоимость 1325 млн. руб.).

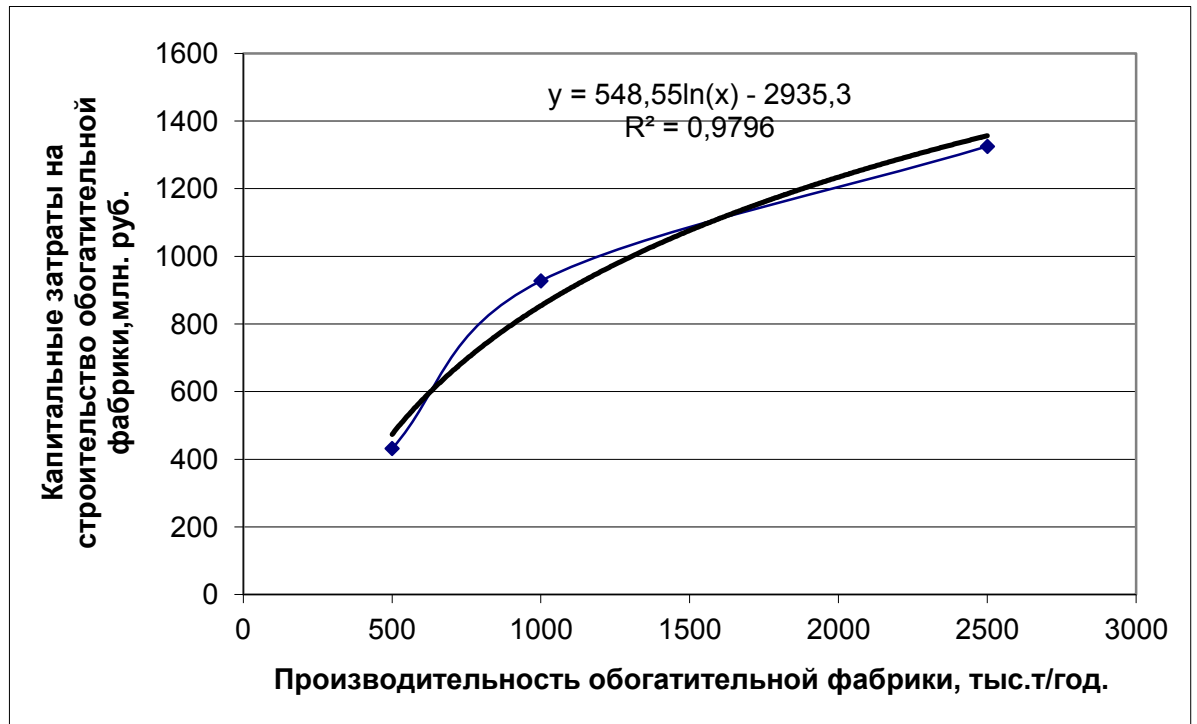


Рисунок 2.23 - Зависимость капитальных затрат на строительство перерабатывающего комплекса от производительности обогатительной фабрики

В результате аппроксимации данных и получена следующая формула для расчета капитальных затрат:

$$K_{оф} = 548,55 \ln(A) - 2835,3 \quad (2.86)$$

где  $A$  – производственная мощность обогатительной фабрики, тыс. т./год;  $K_{оф}$  – капитальные затраты на строительство обогатительной фабрики с учетом хвостохранилища, млн. руб.

Аналогично были получены зависимости по остальным объектам промышленной площадки на основании (табл. 2.15).

Таблица 2.15 - Перечень зданий и сооружений, промышленной площадки, при подземной разработке совокупности месторождений

| Наименование объекта, строительства                                      | Стоимость, млн. руб.                           | Наименование объекта, строительства              | Стоимость, руб.                                |
|--------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------|--------------------------------------------------|------------------------------------------------|
| Обогащательная фабрика                                                   | $K_{оф} = 548,55Ln(A) - 2835,3$<br>$R^2=0.97$  | Система повторного использования воды            | $K_{зпм} = 4,683Ln(A) - 27,741$<br>$R^2=0.98$  |
| Здание подъемной машины                                                  | $K_{зпм} = 4,1413Ln(A) - 19,94$<br>$R^2=0.98$  | Гараж                                            | $K_{зпм} = 2,961Ln(A) - 14,308$<br>$R^2=0.99$  |
| Компрессорная станция                                                    | $K_{кк} = 1,304Ln(A) - 6,815$<br>$R^2=0.99$    | Водозаборная скважина                            | $K_{зпм} = 2,771Ln(A) - 15,05$<br>$R^2=0.99$   |
| Вентиляторная                                                            | $K_{в} = 4,1526Ln(A) - 20,77$<br>$R^2=0.99$    | Калориферная                                     | $K_{зпм} = 1,420Ln(A) - 7,477$<br>$R^2=0.99$   |
| АБК                                                                      | $K_{кк} = 14,209Ln(A) - 73,774$<br>$R^2=0.99$  | Водонапорная башня                               | $K_{зпм} = 5,507Ln(A) - 25,01$<br>$R^2=0.96$   |
| Котельная с мазутным хозяйством                                          | $K_{кк} = 12,214Ln(A) - 63,172$<br>$R^2=0.95$  | Породный отвал                                   | $K_{зпм} = 3,059Ln(A) - 15,143$<br>$R^2=0.99$  |
| Подстанция 110/6 кВ                                                      | $K_{п} = 3,6914Ln(A) - 19,003$<br>$R^2=0.95$   | Склад руды                                       | $K_{зпм} = 3,97Ln(A) - 19,68$<br>$R^2=0.98$    |
| Площадка сооружений хозяйственно-питьевого водоснабжения                 | $K_{псх} = 3,1405Ln(A) - 16,266$<br>$R^2=0.99$ | Площадка очистных сооружений бытовой канализации | $K_{зпм} = 8,31Ln(A) - 33,42$<br>$R^2=0.99$    |
| Площадка насосной станции производственно-противопожарного водоснабжения | $K_{псп} = 3,6656Ln(A) - 16,611$<br>$R^2=0.98$ | Надшахтные здания                                | $K_{зпм} = 34,903Ln(A) - 193,56$<br>$R^2=0.96$ |
| Насосные станции                                                         | $K_{нс} = 3,136Ln(A) - 16,333$<br>$R^2=0.99$   | Склад противопожарных материалов                 | $K_{зпм} = 3,164Ln(A) - 13,58$<br>$R^2=0.98$   |

### Эксплуатационные затраты

Расчет эксплуатационных затрат производился по следующим статьям.

1. Поддержание подземных выработок. Ремонт выработки чаще всего состоит в полной или частичной замене крепи, величину затрат на

поддержание выработок рассчитывают по коэффициенту износа крепи. Для приближенных расчетов затраты на текущий ремонт и поддержание вертикальных стволов принимаются в размере 1 %, наклонных – 1,5 %, горизонтальных выработок – 0,66 %, выработок околоствольных дворов – 0,3 % от стоимости их проведения.

2. Стоимость транспортирования руды по наклонному съезду и вертикальному стволу

2.1 Себестоимость подъема тонны руды на км трассы автомобильным транспортом рассчитывалась исходя из следующих затрат:

- 1) амортизационные отчисления + ремонтный фонд;
- 2) заработная плата рабочего на данном автосамосвале;
- 3) затраты на ГСМ.

Расчетная себестоимость составила 35 руб./т.км, что сопоставимо с данными предприятий УГОКа (Учалинский подземный рудник, Узельгинский подземный рудник).

2.2 Себестоимость подъема тонны руды по вертикальному стволу на 100 м. по вертикали:

$$C_{cm} = 0,0457 + \frac{0,0066}{A} \cdot 60, \text{ руб./}(100\text{м. км}) \quad (2.87)$$

3. Затраты на шахтную вентиляцию.

Затраты на проветривание:

$$C_{np} = (0,0144 + 2,9 \cdot 10^{-5} \cdot H_{cp} + k \cdot 10^{-5} \cdot L + \frac{0,009}{A}) \cdot 60, \text{ руб.} \quad (2.88)$$

где  $L$  – протяжённость вентиляционной струи от устья воздухоподающего до устья воздуховыдающего стволов, м;  $H_{cp}$  – средняя глубина горных работ, м;

$$H_{cp} = H_H + \frac{H_0}{2}, \text{ м} \quad (2.89)$$

где  $H_H$  – мощность наносов;  $H_0$  – глубина оруденения, м;  $k$  –

коэффициент, зависящий от схемы проветривания ( $k = 1,08$  для диагональной схемы,  $k = 2,16$  – для фланговой и центральной схем).

4. Расчет эксплуатационных затрат при электровозной откатке и конвейерном транспорте:

$$\sum C_{mp}^{zod} = C_{mp} \cdot L_{шт} \cdot A \cdot 60, \text{ руб.} \quad (2.90)$$

где  $C_{тр}$  – стоимость откатки одной тонны руды

$$C_{mp} = 0,072 + \frac{12,72}{A}, \text{ руб./т} \cdot \text{км} \quad (2.91)$$

где  $L_{шт}$  – длина штольни, км.

Себестоимость подземного конвейерного транспорта

$$C_{mp} = (0,022 + \frac{0,048}{A}) \cdot 60, \quad (2.92)$$

5. Стоимость водоотлива по вертикальному стволу на 100 м высоты:

$$C_g = (0,00421 + 8,08 \cdot 10^{-5} \cdot q + \frac{0,00845}{A}) \cdot 60, \text{ руб.}, \quad (2.93)$$

где  $q$  – коэффициент водообильности,  $\text{м}^3/\text{ч}$  на 1 млн. т. годовой добычи.

6. Себестоимость добычи полезного ископаемого принимается усредненная для горнодобывающих предприятий уральского региона и составляет 800-950 руб./т.

Данные, полученные по приведенной выше зависимости, сравнивались с себестоимостью на ряде предприятий УГОКа и установлено расхождение от 3 до 10 %.

После расчета капитальных и эксплуатационных затрат для заданной производственной мощности исходя из количества блоков находящихся в одновременной отработке и их производительности осуществляется расчет чистого дисконтированного дохода и индекса доходности. На основании полученных данных строятся графики, и осуществляется оптимизация производственной мощности рудника.

## **Выводы по 2 главе**

1. Разработаны базовые технологические схемы освоения сближенных медно-колчеданных месторождений, которые предусматривают определенный порядок формирования группы месторождений и деления их на подгруппы, а также заданную последовательность отработки месторождений и подгрупп с целью обоснования оптимальной производственной мощности горнотехнической системы.

2. Сформированы требования к технологии освоения запасов группы месторождений. Обоснована методика расчета производственной мощности горнотехнической системы при освоении группы сближенных месторождений, включающая расчет основных параметров отработки каждого отдельного месторождения, оптимальной совокупной производственной мощности горного предприятия, выбор места расположения обогатительной фабрики, определение рациональной последовательности ввода и отработки запасов месторождений.

3. Разработан алгоритм, составлен программный комплекс для определения производственной мощности подземного рудника, учитывающий горно-геологические параметры строения месторождения, а также тип добычного оборудования, порядок развития горных работ.

4. Выявлена и математически описана зависимость производительности блока от объема его запасов, обеспечивающая проектную производственную мощность рудника.

5. Получены зависимости для расчета сроков набора производственной мощности, учтены такие факторы как производственная мощность рудника, уровень механизации горных работ, условия постоянства числа проходческих бригад, требуемую величину резерва по подготовленным и готовым к выемке запасам.

6. Подготовлены исходные горно-геологические, технические, экономические данные, предложены методики их выбора и зависимости для их расчета для экономико-математического моделирования освоения запасов группы медно-колчеданных месторождений.

### **ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ОСВОЕНИИ СБЛИЖЕННЫХ МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

#### **3.1 Определение оптимальной производственной мощности горнорудного предприятия при освоении медноколчеданного месторождения**

В настоящее время общепринятым критерием оценки рентабельности горного предприятия являются чистый дисконтированный доход и индекс доходности. При освоении месторождения подземным способом одним из основных показателей является производственная мощность рудника, расчет которой по горным возможностям будет определяться следующими параметрами – количество блоков, находящихся в одновременной отработке, и производительность элементарной выемочной единицы. Расчет общего числа блоков, подлежащих выемке, показал, что основными факторами, определяющими их количество, является: мощность рудного тела, его длина по падению и простиранию, а так же параметры блока (высота, длина и ширина). При этом на экономическую составляющую будет оказывать влияние глубина залегания в связи с увеличением объемов горно-капитальных работ, а так же содержание полезного компонента в руде и его стоимость, как следствие, извлекаемая ценность добываемых руд.

Как показывает практика отработки рудных месторождений подземным способом, с увеличением их глубины увеличиваются эксплуатационные и удельные капитальные затраты, как правило, снижается содержание полезного компонента в рудной массе. Таким образом, при оценке производственной мощности рудника необходимо не только производить его оптимизацию с точки зрения того или иного экономического критерия, но и производить оценку целесообразности освоения запасов месторождения, находящихся на больших глубинах.

Для оптимизации производственной мощности при подземной разработке медно-колчеданных месторождений произведено экономико-математическое моделирование процесса освоения запасов. Методика моделирования представлена в п. 2.2.

Исследования показали, что на технически возможную производственную мощность рудника в большей степени оказывают влияние количество блоков в отработке и их производительность, которая в свою очередь будет зависеть от применяемого комплекса механизации. При моделировании рассматривался диапазон изменения емкости ковша ПДМ от 1 до 12 м<sup>3</sup>, который принят согласно техническим характеристикам существующих в настоящее время погрузочно-доставочных машин.

На первоначальном этапе производилась оценка влияния геологических факторов на производственную мощность рудника при различных способах вскрытия для крутопадающих и пологих месторождений. При моделировании рассматривалось вскрытие вертикальными, наклонными стволами и штольной. Расчеты показали, что применяемый способ вскрытия не оказывает влияния на оптимальную производственную мощность рудника, которая определяется по максимальному значению чистого дисконтированного дохода.

Экономико-математическое моделирование разработки крутопадающих месторождений подземным способом включало исследование влияния их длины по простиранию на производственную мощность рудника в диапазоне ее изменения от 100 до 1000 м при мощности рудных тел от 10 до 120 м, глубины залегания от 90 до 1000 м при начальной глубине расположение рудных тел 50 м. На рисунке 3.1 приведены результаты моделирования влияния длины по простиранию на экономически целесообразную производственную мощность рудника.



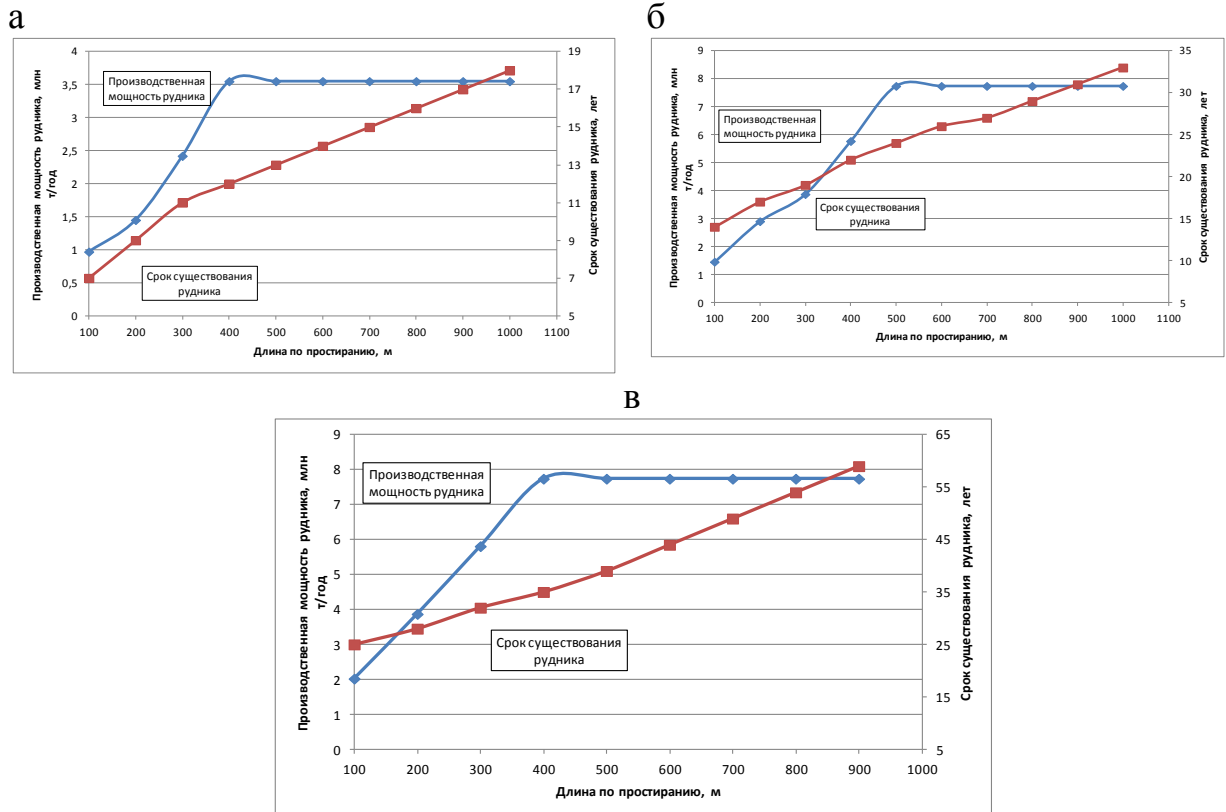


Рисунок 3.1 – Графики зависимости производственной мощности и срока существования рудника от длины по простиранию рудных тел при глубине залегания и мощности рудных тел соответственно: а – 300 м, 50 м; б – 600 м, 80 м; в – 1000 м, 120 м.

Анализ результатов экономико-математического моделирования показал, что длина по простиранию оказывает существенное влияние до определенной величины. Так до 400 м идет рост производственной мощности, а при длине по простиранию более 400 м производственная мощность рудника стабилизируется, что обусловлено ограничением по мощности рудных тел и глубине залегания, максимального количества блоков. Результаты расчетов показали, что в условиях моделирования максимальная производственная мощность составила 7,74 млн т/год.

Оценка влияния длины по простиранию на срок существования рудника показала, что с увеличением длины он растет, причем характер изменения линейный. Минимальный срок существования рудника составил 7 лет.

Для исследования влияния глубины по падению на производственную мощность и срок существования рудника был принят диапазон ее изменения от 100 до 1000 м при различных значениях длины по простиранию и мощности рудных тел (рисунок 3.2).

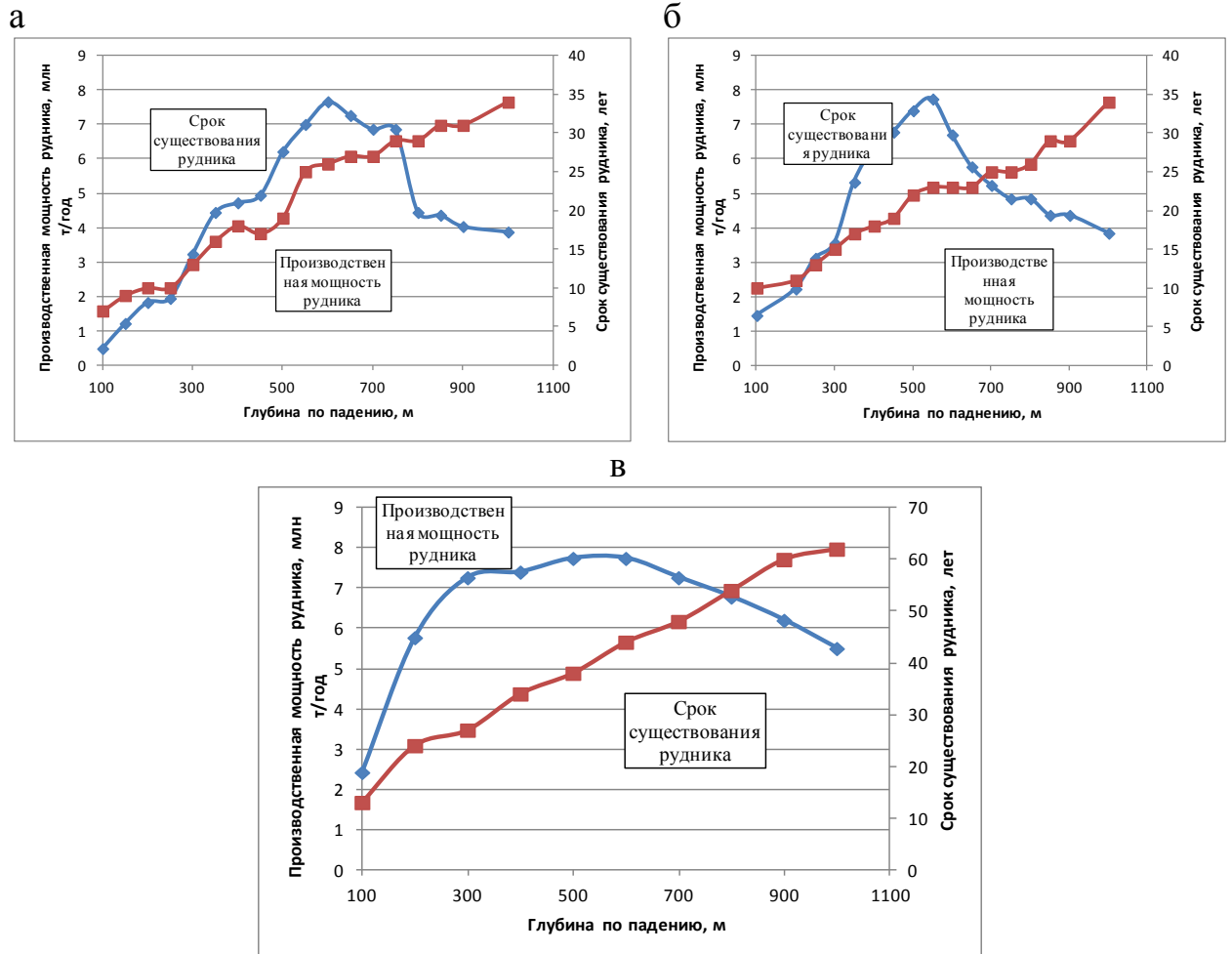


Рисунок 3.2 - Зависимости производственной мощности и срок существования рудника от глубины по падению рудных тел при длине по простиранию и мощности рудных тел соответственно: а – 300 м, 40 м; б – 600 м, 80 м; в – 1000 м, 120 м.

Анализ результатов расчета показал, что глубина по падению рудных тел оказывает существенное влияние. С увеличением глубины залегания повышается производственная мощность рудника, т.к. растут запасы. Однако на глубине более 500 м постепенно производственная мощность рудника начинает снижаться. Это связано с увеличением затрат на транспортирование рудной массы на поверхность. Анализ графиков показал, что максимальная

производственная мощность рудника в данных условиях составит 7,74 млн т/год.

На характер зависимости влияют параметры рудных залежей, с их ростом увеличивается период роста с максимальной производственной мощностью.

Исследование влияния мощности рудных тел на производственную мощность и срок существования рудника производилась в диапазоне ее изменения от 10 до 180 м, который принят на основе анализа горно-геологических условий месторождений Южного Урала, при различных значениях глубины залегания и длины по простиранию рудных тел.

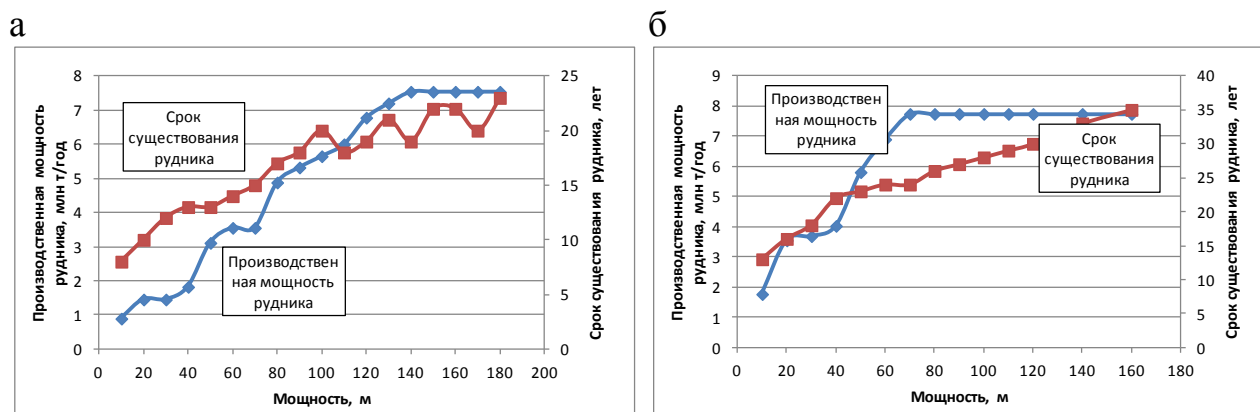


Рисунок 3.3 – Графики зависимости производственной мощности и срока существования рудника от мощности рудных тел при длине по простиранию и глубине залегания рудных тел соответственно: а – 600 м, 270 м; б – 600 м, 600 м.

Анализ результатов экономико-математического моделирования показал, что до мощности рудных тел 70-140 м в зависимости от длины по простиранию и глубины залегания рудных тел происходит увеличение производственной мощности рудника. Далее рост производственной мощности рудника прекращается, и ее значение стабилизируется при мощности рудных тел более 70-140 м. Увеличение мощности рудных тел аналогично увеличению длины по простиранию, глубины по падению, приводит к росту срока существования рудника.

Согласно полученным данным можно заключить, что существует максимальное значение производственной мощности в условиях стабильной

работы, которая достигается только при значительных запасах месторождения. При малых запасах в качестве оптимальной следует принимать значение, соответствующее наибольшему сроку стабильного периода эксплуатации.

По результатам экономико-математического моделирования выявлены зависимости оптимальной производственной мощности рудника для крутопадающих месторождений от совокупного влияния начальной и конечной глубины залегания, длины по простиранию, мощности рудных тел. Множественной линейной аппроксимацией результатов экономико-математического моделирования условий подземной разработки медно-колчеданных месторождений получена аналитическая зависимость производственной мощности рудника от геологических параметров месторождения:

$$A_{\text{год}} = -2,43 + 0,15 \cdot H_H + 0,008 \cdot H_K + 0,033 \cdot m + 0,0006 \cdot L_{\text{пр}}, \quad (3.1)$$

где  $H_H$  – начальная глубина залегания рудных тел, м;  $H_K$  – конечная глубина залегания месторождения, м;  $m$  – мощность рудных тел, м;  $L_{\text{пр}}$  – длина по простиранию, м.

Полученная формула позволит осуществить расчет оптимального значения производственной мощности рудника от начальной и конечной глубины залегания, длины по простиранию и мощности рудных тел, которая обеспечит максимальное значение чистого дисконтированного дохода. [17]

Во 2 главе установлено, что в случае освоения площадных пологозалегających месторождений максимальное количество блоков будет определяться размерами залежи в плане, т.е. отличается от крутопадающих месторождений. Поэтому, производилось экономико-математическое моделирование освоения пологозалегających месторождений, отрабатываемых подземным способом с целью исследования влияния длины по падению, длины по простиранию, глубины залегания и мощности рудных тел на производственную мощность и срок существования рудника.

Исследование влияния длины по простиранию на производственную мощность рудника производилась в диапазоне ее изменения от 100 до 1000 м при мощности рудных тел 50 м, длине по простиранию 300 – 600 м, глубине залегания 300, 600, 1000 м при начальной глубине залегания рудных тел 100 м (рисунок 3.4).

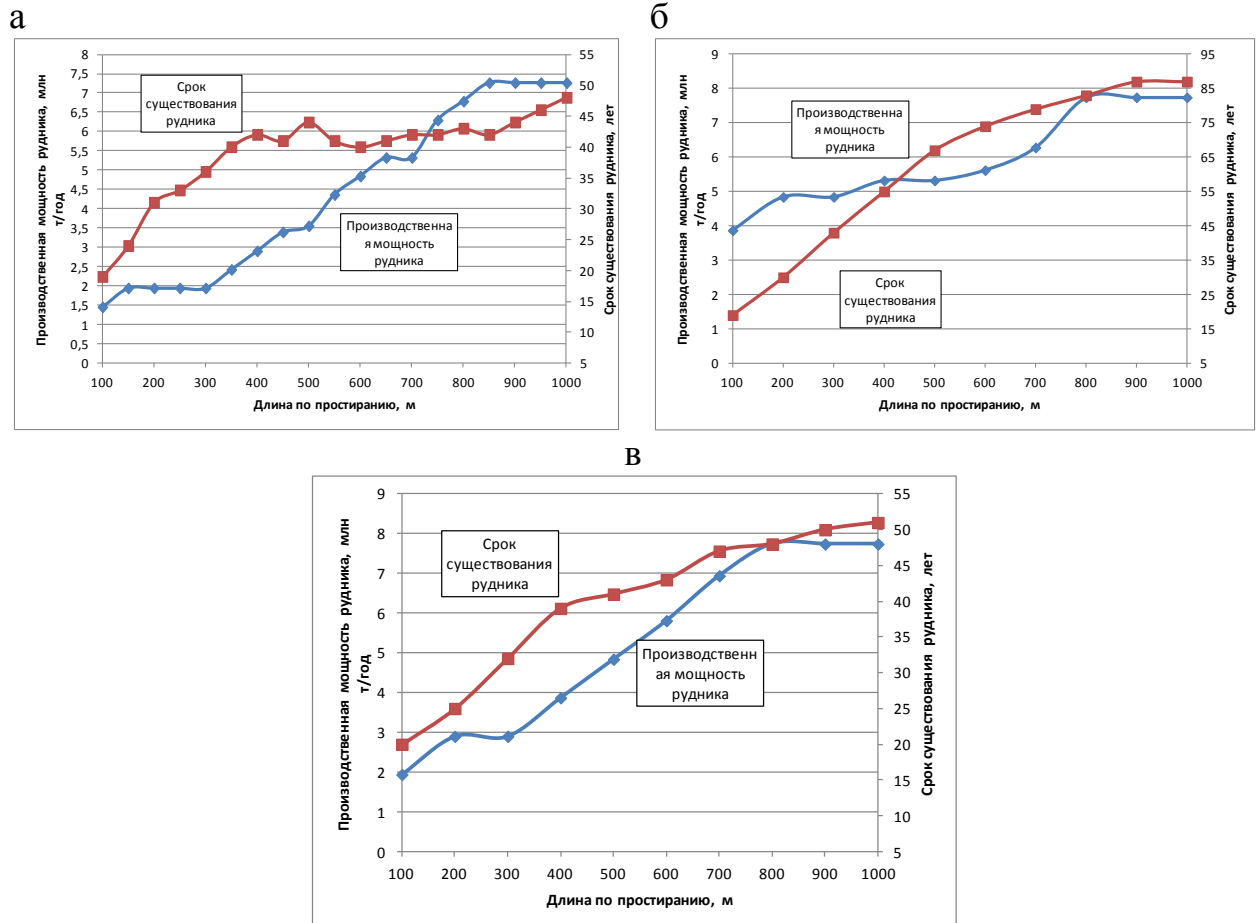


Рисунок 3.4 – Графики зависимости производственной мощности и срока существования рудника от длины по простиранию рудных тел при глубине залегания и длине по падению рудных тел соответственно: а – 300 м, 300 м; б – 600 м, 600 м; в – 1000 м, 300 м.

Анализ результатов экономико-математического моделирования показал, что с увеличением длины по простиранию увеличивается производственная мощность и срок существования рудника. Однако, при длине простирания более 700-800 м, рост производственной мощности прекращается, и она становится постоянной. При этом максимальное значение производственной мощности рудника составляет 7,26 – 7,74 млн т/год.

Для оценки влияния длины по падению на производственную мощность и срок существования рудника рассматривался диапазон ее изменения от 100 до 1000 м (рисунок 3.5).

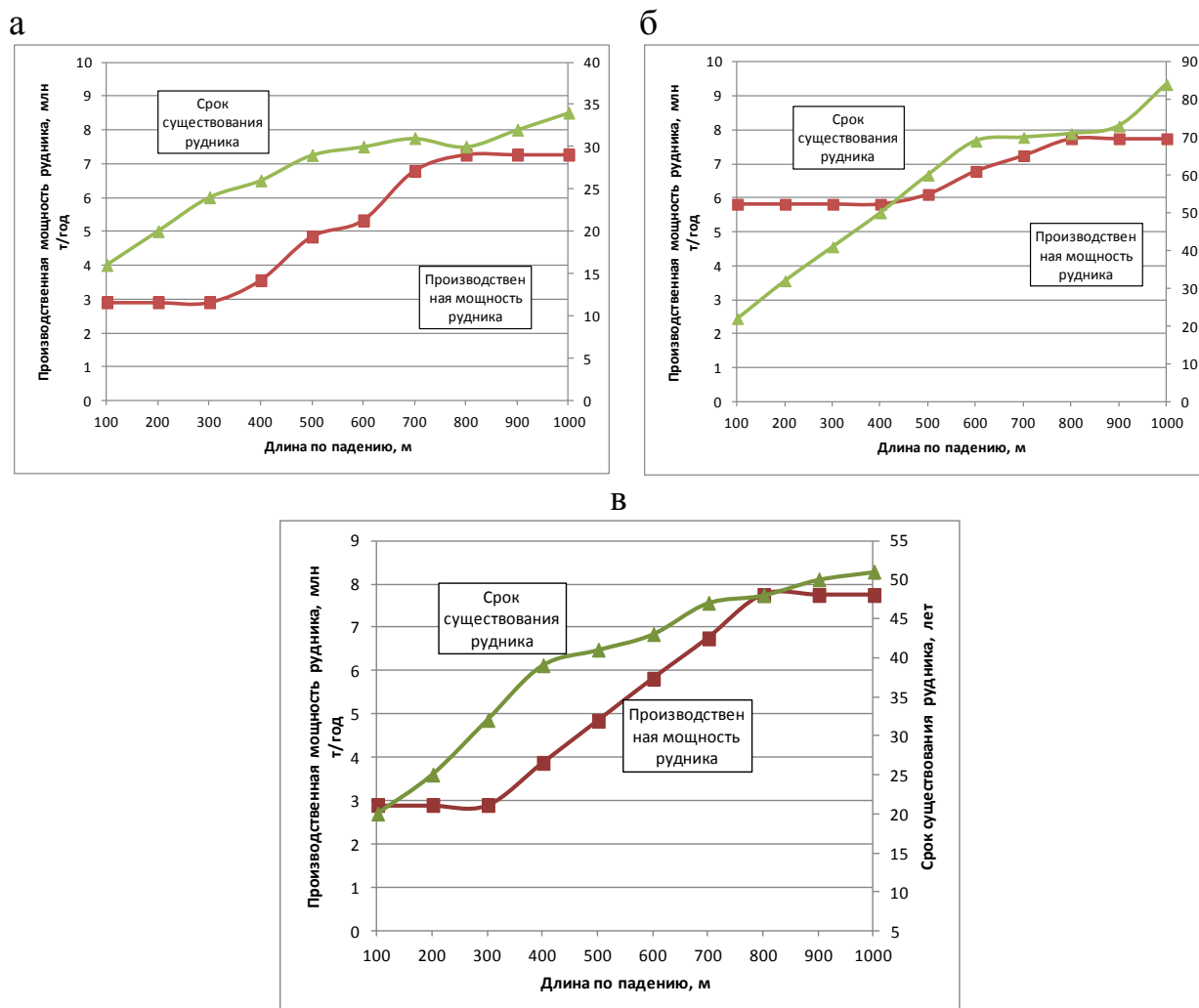


Рисунок 3.5 – Графики зависимости производственной мощности и срока существования рудника от длины по падению рудных тел при глубине залегания и длине по простиранию рудных тел соответственно: а – 300 м, 300 м; б – 600 м, 600 м; в – 1000 м, 300 м.

Анализ графиков показал, что производственная мощность рудника возрастает с увеличением длины по падению до 700 - 800 м. При длине по падению более 700-800 м, производственная мощность рудника не изменяется. Максимальная производственная мощность рудника при этом составит 7,26-7,74 млн т/год. Срок существования рудника возрастает с увеличением длины по падению, что обусловлено увеличением объема запасов месторождения.

Исследование влияния мощности рудных тел на производственную мощность и срок существования рудника производилась в диапазоне ее изменения от 10 до 400 м, при различных значениях глубины залегания и длины по простиранию и падению рудных тел (рисунок 3.6).

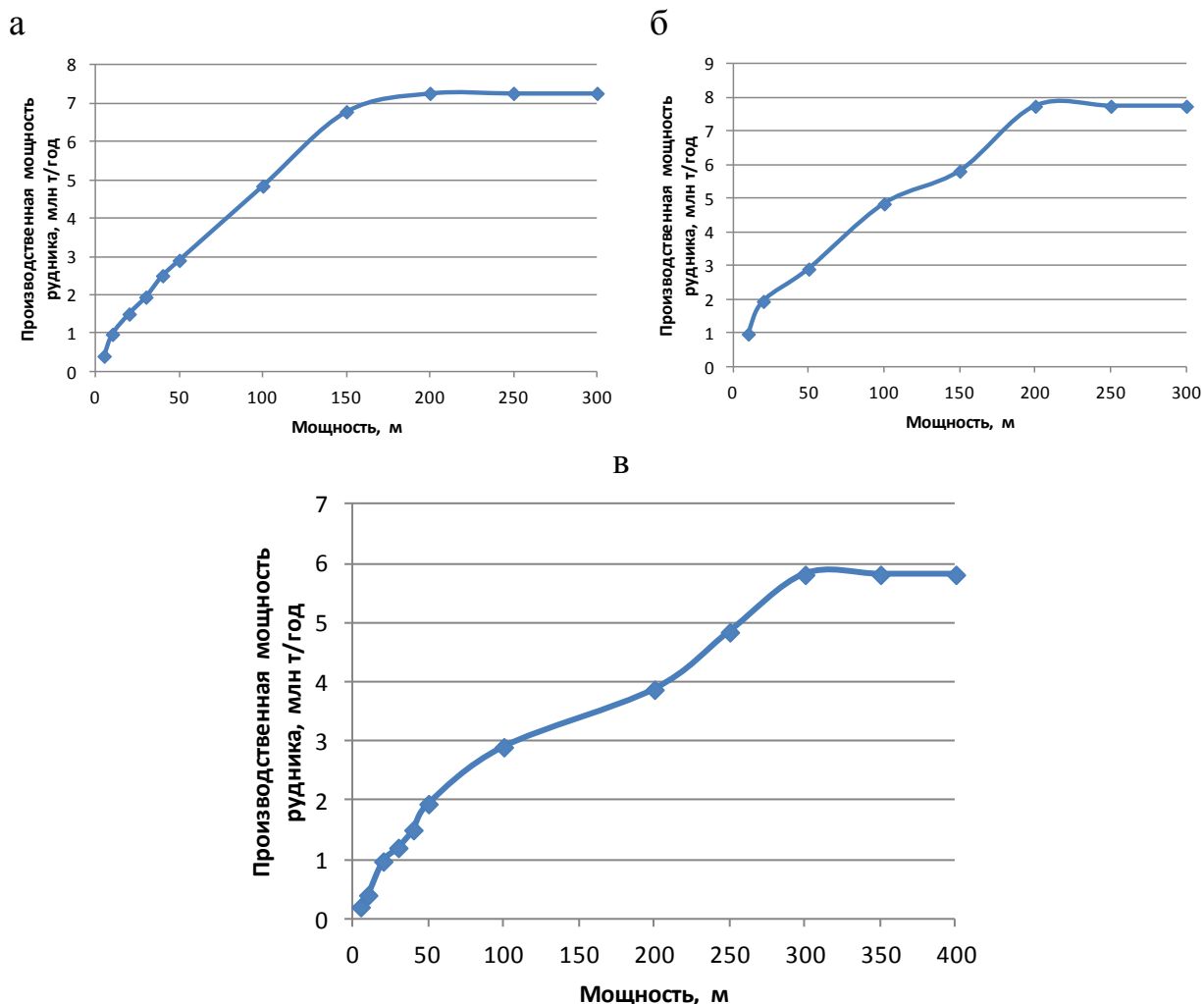


Рисунок 3.6 – Графики зависимости производственной мощности рудника от мощности рудных тел при глубине залегания, длине по простиранию и длине по падению рудных тел соответственно: а – 300 м, 300 м, 300 м; б – 600 м, 200 м, 300 м; в – 1000 м, 100 м, 200 м.

Анализом установлено, что до мощности рудных тел 200 – 300 м в зависимости от длины по простиранию, падению и глубины залегания рудных тел происходит увеличение производственной мощности рудника. Далее рост производственной мощности рудника останавливается, и ее

значение становится постоянным при мощности рудных тел более 200 - 300 м.

Исследования влияния глубины залегания пологозалегающего месторождения на производственную мощность и срок существования рудника производились в диапазон ее изменения от 200 до 1000 м (рисунок 3.7).

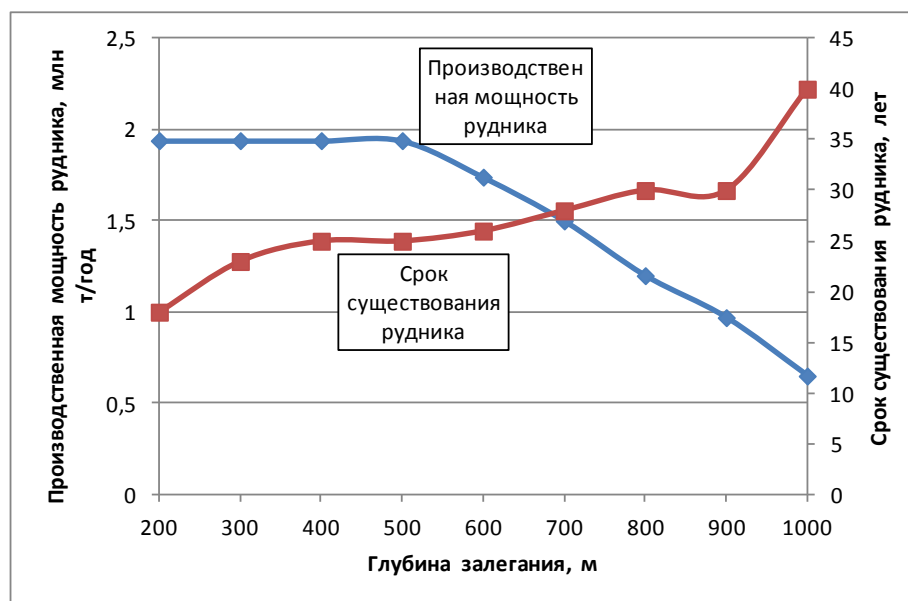


Рисунок 3.6 – Графики зависимости производственной мощности и срока существования рудника от глубины залегания рудных тел при длине по простиранию 200 м, длине по падению 200 м и мощности рудных тел 50 м.

Расчеты показали, что с увеличением глубины залегания рудных тел, происходит возрастание капитальных и эксплуатационных затрат, что обусловлено увеличением длины вскрывающих выработок, затрат на подъем рудной массы и др. Повышение капитальных и эксплуатационных затрат приводит к снижению с определенной глубины (500-600 м) производственной мощности рудника.

По результатам экономико-математического моделирования установлены оптимальная зависимость производственной мощности рудника для пологозалегающих месторождений от совокупного влияния глубины залегания, длины по простиранию, длины по падению и мощности рудных тел. Аппроксимацией результатов экономико-математического



моделирования условий подземной разработки медно-колчеданных месторождений установлена зависимость оптимальной производственной мощности рудника (млн т/год):

$$A_{\text{год}} = -1,41 + 0,018 \cdot m + 0,00037 \cdot H + 0,0058 \cdot L_{\text{ПАД}} + 0,006 \cdot L_{\text{ПР}}, \quad (3.2)$$

где  $m$  – мощность рудных тел, м;  $H_K$  – глубина залегания месторождения, м;  $L_{\text{ПАД}}$  – длина по падению, м;  $L_{\text{ПР}}$  – длина по простиранию, м. [43]

Анализ результатов экономико-математического моделирования показал, что способ вскрытия не оказывает влияния при обосновании оптимальной производственной мощности рудника. Однако при одном и том же значении производственной мощности при различных способах вскрытия чистый дисконтированный доход будет разный. Сравнение значений чистого дисконтированного дохода позволило обосновать область эффективного применения способа вскрытия в зависимости от производственной мощности рудника и глубины разработки месторождения, использование которой позволит осуществить выбор наиболее экономически эффективного способа вскрытия (рисунок 3.4).

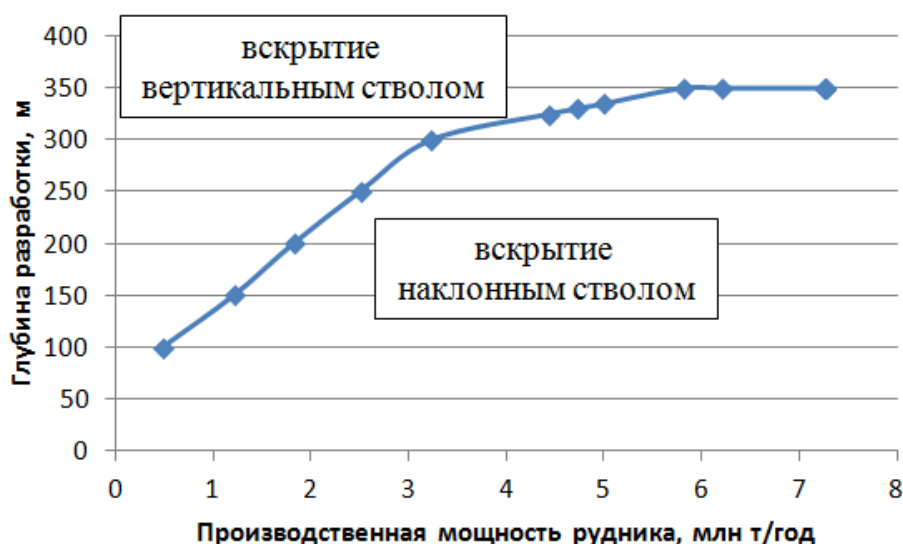


Рисунок 3.4 – Область эффективного применения способа вскрытия вертикальным и наклонным стволами

Из графика, представленного на рисунке 3.4, видно, что при глубине до 350 м эффективно применение наклонного ствола для вскрытия месторождения. При большей глубине наиболее экономически эффективно применение способа вскрытия с применением вертикальных стволов. Ограниченное применение способа вскрытия наклонными стволами обусловлено тем, что с увеличением глубины длина наклонного ствола увеличивается, так как максимальный угол при конвейерном подъеме составляет –  $20^{\circ}$ , а при автомобильном транспорте –  $6-8^{\circ}$ .

Исследования влияния основных факторов на оптимальную производственную мощность горнотехнической системы показало, что определяющими являются параметры залегания месторождения.

Таким образом, методики по расчету производственной мощности рудника, применяемые на сегодняшний день не учитывают развитие техники и технологий, которые оказывают существенное влияние, что приводит к сниженным показателям производственной мощности. Так анализ предприятий ведущих освоение медноколчеданных месторождений показал, что расчетная производственная мощность ниже фактического значения практически в 1,5-2 раза. Предложенные зависимости позволят определить оптимальное значение производственной мощности рудника в зависимости от горно-геологических условий месторождения, обеспечивающий максимальное его значение, с учетом количества блоков, находящихся в одновременной отработке.

### **3.2 Обоснование комплекса оборудования**

Проведенный в главе 2 анализ показал, что максимально возможную производственную мощность рудника при подземной разработке месторождений определяют горно-геологические условия залегания, а именно угол падения, мощность, длина по простиранию и по падению, глубина залегания рудных тел. При этом оптимальная производственная

мощность обосновывается по максимальному показателю чистого дисконтированного дохода. В п. 3.1 были получены зависимости, по которым можно осуществить расчет оптимальной производственной мощности рудника при подземной разработке в зависимости от условий залегания месторождения.

Однако для обеспечения полученной расчетным путем оптимальной производственной мощности необходимо применение комплекса оборудования, который позволит достичь данных значений.

Выбор необходимого комплекса оборудования играет важную роль при обосновании производственной мощности рудника, т.к. при выборе, к примеру, погрузочно-доставочной машины с небольшой емкостью ковша, увеличивается их количество, что обуславливает большее количество машин в работе на руднике и приводит к повышению затрат на вентиляцию, транспорт и усложняют организацию работ и др. Принятие погрузочно-доставочной машины с максимальной емкостью ковша может привести к простоям в работе, связанным с ожиданием за счет меньшего количества оборудования, однако меньшие затраты на их закупку и вентиляцию. Поэтому при обосновании комплекса оборудования необходимо учитывать все эти факторы и осуществить выбор наиболее оптимального.

При экономико-математическом моделировании условий подземной разработки медно-колчеданных месторождений с целью обоснования оптимальной производственной мощности рудника рассматривался диапазон изменения емкости ковша ПДМ от 1 до 12 м<sup>3</sup>, который принят согласно техническим характеристикам существующих в настоящее время погрузочно-доставочных машин. При этом в качестве критерия оптимальности принят чистый дисконтированный доход.

Результаты моделирования показали, что каждой производственной мощности рудника, соответствует оборудование определенной мощности. На рисунке 3.5 представлена зависимость объема ковша от производственной мощности рудника.

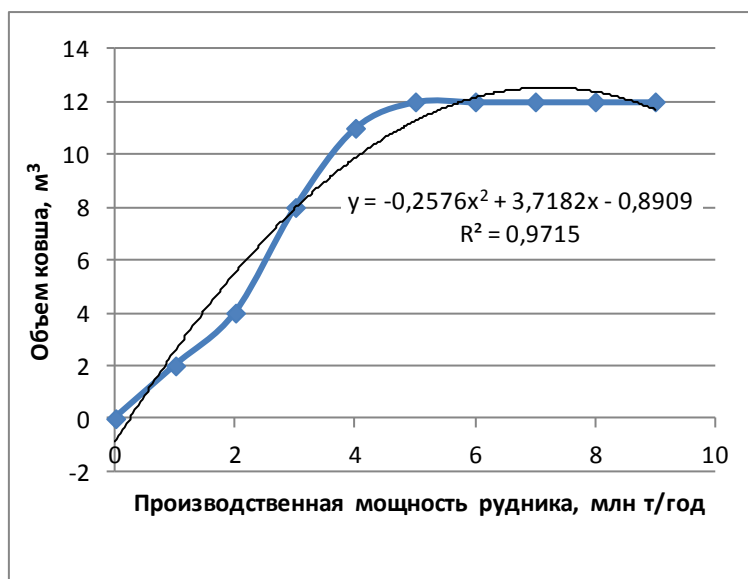


Рисунок 3.5 – Зависимость объема ковша ПДМ от производственной мощности рудника

По зависимости, полученной на графике, возможно оценить объем ковша погрузочно-доставочной машины зная производственную мощность рудника:

$$V_K = -0,2576 \cdot A_r^2 + 3,7182 \cdot A_r - 0,8909, \text{ м}^3 \quad (3.3)$$

где  $A_r$  – производственная мощность рудника, млн т/год.

Зависимость позволяет оперативно оценить оптимальный объем ковша погрузочно-доставочной машины и подобрать комплекс оборудования для обеспечения производственной мощности рудника. [45]

### 3.3 Обоснование целесообразности освоения группы месторождений одной горнотехнической системой и места расположения главной промышленной площадки при освоении группы месторождений подземным способом

Анализ группы месторождений Южного Урала, проведенного в 1 главе показал, что условно их можно разделить на следующие:

1. в группе месторождений, объем запасов 1 месторождения в несколько раз превышает запасы других месторождений (таблица 3.1);

2. в группе месторождений, объем запасов 3 месторождений в несколько раз превышают запасы других месторождений;

3. все месторождения в группе характеризуются небольшими объемами запасов;

4. все месторождения в группе характеризуются большими объемами запасов.

Таблица 3.1 – Характеристика группы месторождений

| Показатели                                      | Ед. изм. | 1 место-рождение | 2 место-рождение | 3 место-рождение | 4 место-рождение | 5 место-рождение | 6 место-рождение |
|-------------------------------------------------|----------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| Глубина залегания                               | м        | 500              | 400              | 300              | 300              | 280              | 120              |
| Мощность рудного тела                           | м        | 108              | 100              | 100              | 100              | 80               | 80               |
| Длина по простиранию                            | м        | 770              | 500              | 500              | 450              | 400              | 400              |
| Начальная глубина залегания                     | м        | 100              | 100              | 60               | 100              | 50               | 50               |
| Условное содержание полезных компонентов в руде | %        | 2,44             | 2,38             | 2,29             | 2,32             | 2,66             | 2,75             |
| Запасы месторождения                            | млн т    | 120,35           | 54,3             | 43,4             | 32,6             | 15               | 16,5             |
| Расстояние между месторождениями                | км       | 0                | 8                | 9                | 15               | 10               | 8                |

Таблица 3.2 – Характеристика месторождений в группе

| Показатель                                       | Ед.изм. | Месторождения |       |      |      |      |      |
|--------------------------------------------------|---------|---------------|-------|------|------|------|------|
|                                                  |         | 1             | 2     | 3    | 4    | 5    | 6    |
| Глубина залегания                                | м       | 700           | 600   | 500  | 350  | 300  | 290  |
| Мощность рудного тела                            | м       | 150           | 150   | 100  | 50   | 50   | 50   |
| Длина по простиранию                             | м       | 900           | 800   | 1000 | 450  | 400  | 300  |
| Начальная глубина залегания                      | м       | 100           | 100   | 100  | 100  | 100  | 100  |
| Условное содержание полезных компонентов в руде. | %       | 3,04          | 2,4   | 2,42 | 2,58 | 2,36 | 2,46 |
| Запасы месторождения                             | млн т   | 303,9         | 225,1 | 150  | 21   | 15   | 10,6 |
| Расстояние между месторождениями                 | км      | 0             | 15    | 15   | 9    | 7    | 8    |

Таблица 3.3 - Характеристика месторождений в группе

| Показатель            | Ед.изм. | Месторождения |     |     |     |     |     |
|-----------------------|---------|---------------|-----|-----|-----|-----|-----|
|                       |         | 1             | 2   | 3   | 4   | 5   | 6   |
| Глубина залегания     | м       | 350           | 300 | 300 | 290 | 250 | 250 |
| Мощность рудного тела | м       | 50            | 50  | 50  | 50  | 50  | 50  |
| Длина по простиранию  | м       | 450           | 400 | 350 | 300 | 300 | 250 |

|                                  |       |     |     |      |      |      |     |
|----------------------------------|-------|-----|-----|------|------|------|-----|
| Начальная глубина залегания      | м     | 100 | 100 | 100  | 100  | 100  | 100 |
| Условное содержание п.к.         | %     | 2,2 | 2,4 | 2,4  | 2,5  | 2,1  | 2,5 |
| Запасы месторождения             | млн т | 21  | 14  | 13,1 | 10,6 | 8,44 | 7   |
| Расстояние между месторождениями | км    | 0   | 15  | 9    | 15   | 7    | 8   |

Таблица 3.4 - Характеристика месторождений в группе

| Показатель                                      | Ед. изм. | Месторождения |       |      |        |       |       |
|-------------------------------------------------|----------|---------------|-------|------|--------|-------|-------|
|                                                 |          | 1             | 2     | 3    | 4      | 5     | 6     |
| Глубина залегания                               | м        | 700           | 600   | 500  | 500    | 500   | 400   |
| Мощность рудного тела                           | м        | 150           | 150   | 100  | 108    | 150   | 150   |
| Длина по простиранию                            | м        | 900           | 800   | 1000 | 770    | 900   | 700   |
| Начальная глубина залегания                     | м        | 100           | 100   | 100  | 100    | 100   | 100   |
| Условное содержание полезных компонентов в руде | %        | 3,04          | 2,4   | 2,42 | 2,44   | 2,684 | 2,752 |
| Запасы месторождения                            | млн т    | 303,9         | 225,1 | 150  | 120,35 | 202,6 | 118,2 |
| Расстояние между месторождениями                | км       | 0             | 8     | 10   | 12     | 15    | 9     |

Для оценки целесообразности отработки группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой проведена сравнительная оценка капитальных и эксплуатационных затрат. Так, для групп месторождений, характеристики которых представлены в таблицах 3.1 – 3.4, рассмотрены варианты их освоения одной горнотехнической системой и отдельной отработки каждого месторождения. Результаты расчетов представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Сравнительная оценка затрат при совместной и отдельной отработке месторождений группы

| Группа месторождений | Статьи затрат по вариантам отработки |                           |                      |                           |
|----------------------|--------------------------------------|---------------------------|----------------------|---------------------------|
|                      | Отработка одной ГТС                  |                           | Раздельная выемка    |                           |
|                      | Капитальные, млн руб                 | Эксплуатационные, млн руб | Капитальные, млн руб | Эксплуатационные, млн руб |
| 1                    | 28970,3                              | 43027,7                   | 37411,7              | 46900,2                   |
| 2                    | 56073,8                              | 64679,4                   | 57397                | 61988,76                  |
| 3                    | 17014,4                              | 24048,2                   | 27422,2              | 29890,2                   |
| 4                    | 77164,6                              | 87217,9                   | 75578,2              | 83008,7                   |

Анализ результатов расчета показал, что при раздельной выемке запасов существенно увеличиваются капитальные затраты за счет необходимости строительства обогатительных фабрик. По сравнению с

отработкой одной горнотехнической системой капитальные затраты выше в 1,13-1,4 раза при раздельном освоении группы сближенных месторождений. При этом так же увеличиваются эксплуатационные затраты за счет повышения затрат на обогатительный передел. При раздельной отработке группы месторождений эксплуатационные затраты выше в 1,07-1,1 раза. Сравнение же затрат на транспортирование до обогатительной фабрики показало, что при раздельной выемке группы месторождений затраты снижаются в 6-8 раз. Это обусловлено расположением обогатительных фабрик в непосредственной близости.

При принятии решения об отработке группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой необходимо произвести оценку затрат на транспортирование руды до обогатительной фабрики и капитальных затрат.

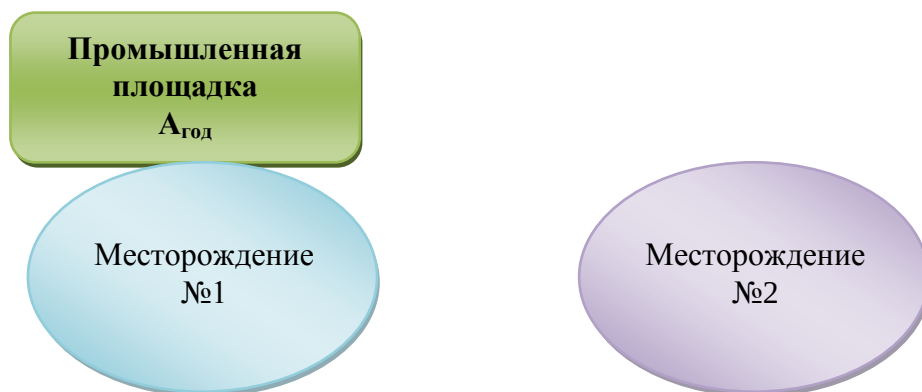
Таким образом, освоение запасов группы сближенных месторождений одной горнотехнической системой повышает эффективность использования недр за счет снижения капитальных вложений и эксплуатационных затрат по сравнению с раздельной выемкой месторождений.

При отработке группы месторождений на стадии оптимизации проектных решений, направленных на эффективное освоение месторождений в группе, необходимо решить вопросы выбора места расположения основной промышленной площадки, производительности обогатительной фабрики (ОФ), последовательности ввода объектов при различных схемах освоения запасов.

Для обоснования последовательности ввода в эксплуатацию месторождений в первую очередь необходимо определиться с расположением промышленной площадки. Рассматривалось 2 варианта расположения промышленной площадки:

- 1) на базовом месторождении (3.6, а),
- 2) в центре тяжести запасов месторождения (3.6, б).

а



б



Рисунок 3.6 - Расположение промышленной площадки: а - на базовом месторождении; б - в центре тяжести запасов месторождений

Выбор месторасположения промышленной площадки осуществляется по максимальному значению чистого дисконтированного дохода. При этом за базовое принимается месторождение с большим объемом запасов полезных ископаемых и соответственно с большей производственной мощностью рудника. Центр тяжести запасов месторождений определяется исходя из объемов запасов и минимизации затрат на транспортирование до обогатительной фабрики. [46]

В зависимости от расположения промышленной площадки будет отличаться последовательность ввода месторождений в эксплуатацию (рисунок 3.7).

а)



| Виды работ       | Сроки строительства |
|------------------|---------------------|
| Строительство ОФ |                     |
| Месторождение №1 |                     |
| Строительство    |                     |
| Отработка        |                     |
| Месторождение №2 |                     |
| Строительство    |                     |
| Отработка        |                     |

б)

| Виды работ       | Сроки строительства |
|------------------|---------------------|
| Строительство ОФ |                     |
| Месторождение №1 |                     |
| Строительство    |                     |
| Отработка        |                     |
| Месторождение №2 |                     |
| Строительство    |                     |
| Отработка        |                     |

Рисунок 3.7 - Циклограммы последовательности ввода в отработку месторождений: а) расположение промплощадки на базовом месторождении; б) расположение промплощадки в центре тяжести запасов месторождений.

При расположении промышленной площадки на базовом месторождении, в первую очередь осуществляется строительство первого (базового) месторождения параллельно со строительством обогатительной фабрики. Строительство второго месторождения начинается параллельно с вводом в эксплуатацию базового месторождения. При расположении промплощадки в центре тяжести запасов месторождений осуществляется параллельное строительство всех месторождений и обогатительной фабрики.

Для обоснования места расположения промышленной площадки при отработке группы месторождений, проведено экономико-математическое моделирование условий подземной разработки медно-колчеданных месторождений при различных значениях их извлекаемой ценности и расстояния между ними. При моделировании принято, что извлекаемая ценность базового месторождения выше рядового в 1, 1,25, 1,5, 1,8, 2 и 3 раза, а среднее расстояние между месторождениями составит 5, 10, 15, 20 и

30 км. При этом рассматривались варианты расположения главной промышленной площадки на разных расстояниях от базового месторождения. Результаты экономико-математического моделирования с целью обоснования расположения промышленной площадки представлены на рисунке 3.8.

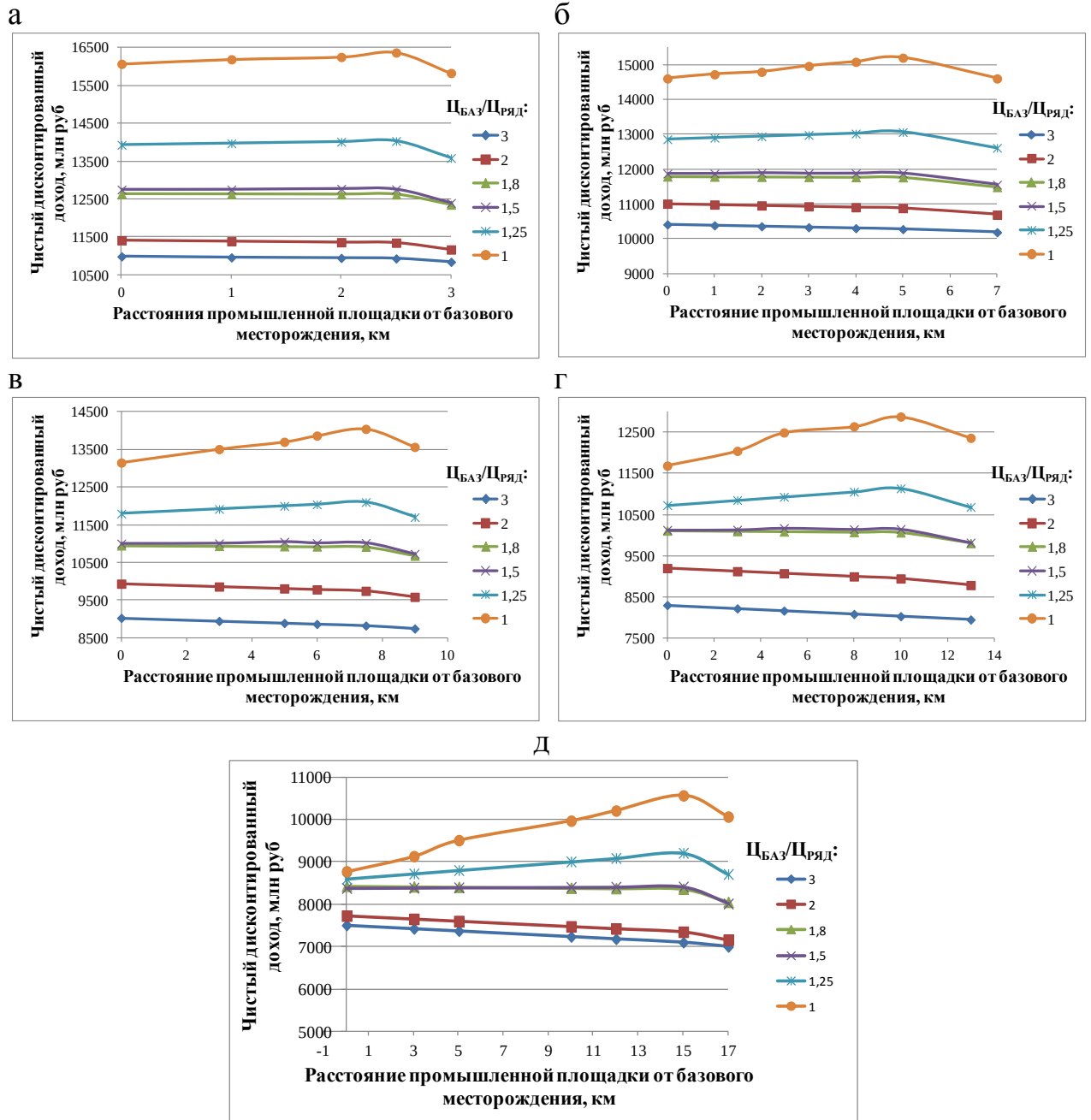


Рисунок 3.8 – Зависимость ЧДД от соотношений извлекаемой ценности базового к рядовым месторождениям и от расстояния промплощадки от базового месторождения при расстоянии между месторождениями: а – 5 км; б – 10 км; в – 15 км; г – 20 км; д – 30 км.

Из графиков видно, что наиболее высокие значения показателя ЧДД при расстоянии между месторождениями 5 км, одинаковой извлекаемой ценности запасов месторождений и при расположении промышленной площадки в центре тяжести запасов месторождения. Наименьшее значение ЧДД при расстоянии между месторождениями 30 км, соотношении извлекаемой ценности запасов базового и рядовых месторождений  $C_{БАЗ}/C_{РЯД} \geq 3$  и расположении промплощадки в центре тяжести запасов месторождений. Анализ результатов экономико-математического моделирования показал, что с увеличением расстояния между месторождения снижается значение чистого дисконтированного дохода. Так, при расстоянии между месторождениями 10 км значение ЧДД выше по сравнению с 30 км в 1,4-1,6 раз, что связано с увеличением дальности транспортирования руды и соответственно затрат на транспорт.

Так же значительное влияние на значение показателя ЧДД оказывает соотношение извлекаемой ценности запасов базового к рядовым месторождениям. Наибольший экономический эффект и максимальное значение ЧДД при одинаковых значениях извлекаемой ценности запасов месторождений.

Так же, при моделировании рассматривались варианты расположения главной промышленной площадки на различных расстояниях от принятого базового месторождения, т.е. на базовом, на различных расстояниях и в центре тяжести запасов месторождений. Установлено, что при любом расстоянии между месторождениями в группе, при отношении извлекаемой ценности запасов базового месторождения к рядовым более 1,5, наиболее оптимальное расположение промышленной площадки на базовом месторождении, а если менее 1,5 – в центре тяжести запасов группы месторождений.

Таким образом, на расположение промышленной площадки оказывает влияние стоимость запасов и расстояние между месторождениями. Выбор расположения главной промышленной площадки и обогатительной фабрики

на этапе проектирования позволит оптимизировать затраты, связанные с транспортированием рудной массы и получить максимальный экономический эффект. [43]

### 3.4 Исследование факторов, влияющих на последовательность ввода месторождений в группе

После определения базового месторождения и места расположения главной промышленной площадки, встает вопрос о последовательности ввода месторождений в группе в отработку. При отработке месторождений в группе возможны следующие варианты ввода месторождений в отработку:

1. Если ценность запасов месторождения 2 больше ( $Q_2 > Q_3$ ) и при этом расстояние от базового месторождения меньше ( $L_1 < L_2$ ), то в первую очередь это месторождение вовлекается в отработку ( $Q_1 \Rightarrow Q_2 \Rightarrow Q_3$ ).

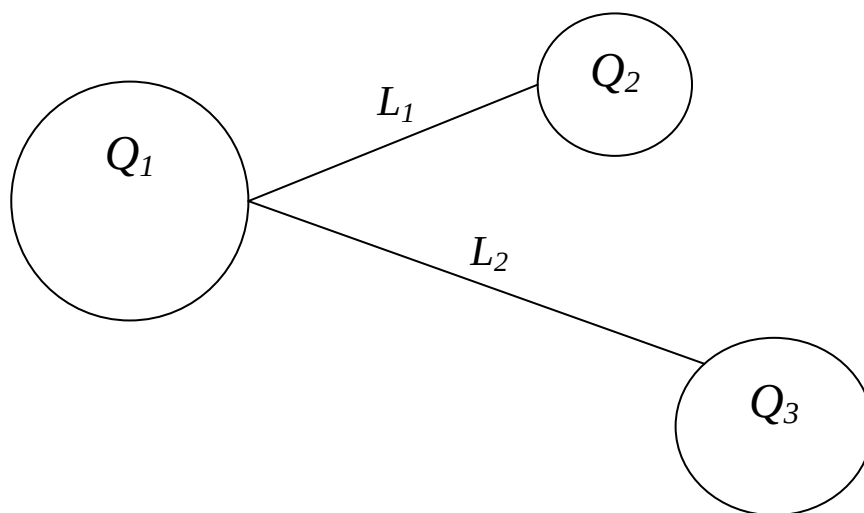


Рисунок 3.9 – Схема к определению последовательности ввода месторождений в группе к отработке

2. Если ценность запасов месторождения 3 больше ( $Q_3 > Q_2$ ) и при этом расстояние от базового месторождения меньше ( $L_2 < L_1$ ), то в первую очередь вовлекается в отработку месторождение 3 ( $Q_1 \Rightarrow Q_3 \Rightarrow Q_2$ ).

3. Если ценность запасов месторождения 2 больше ( $Q_2 > Q_3$ ), однако расстояние между месторождением 3 и базовым месторождением меньше

( $L_2 < L_1$ ), то возникает вопрос последовательности ввода месторождений в группе, при котором будет обеспечиваться максимальный экономический эффект.

Для обоснования последовательности ввода произведено экономико-математическое моделирование подземной разработки группы месторождений при различных значениях расстояния между базовым и другими месторождениями и ценности запасов месторождений. [42]

При моделировании были рассмотрены группы месторождений, отличающиеся по объему и ценности запасов (таблица 3.6). Расстояние между базовым месторождением и другими месторождениями варьировалось от 5 до 20 км.

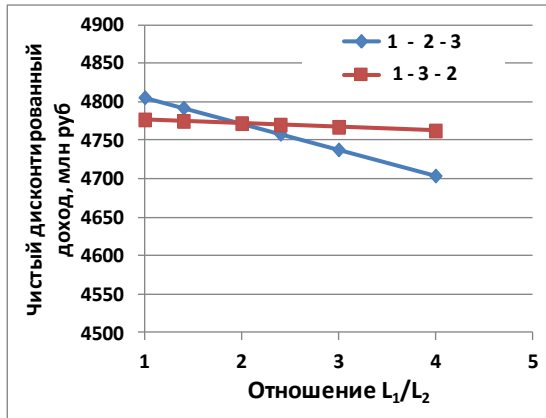
На первоначальном этапе производился расчет оптимальной производственной мощности рудника для каждого месторождения по зависимостям, полученным в п. 3.1, обосновывались схема вскрытия, вариант системы разработки, производился расчет экономических показателей.

Таблица 3.6 – Исходные данные для экономико-математического моделирования

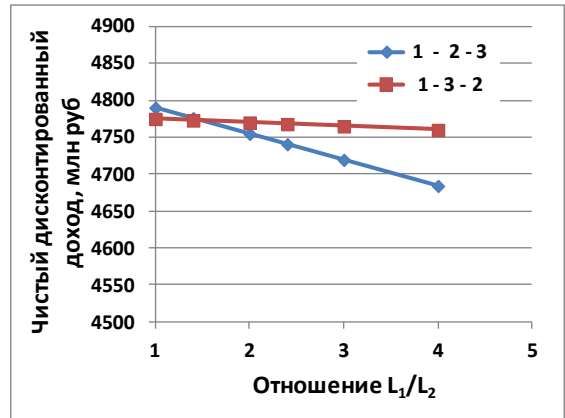
| № п/п | Q <sub>1</sub> , млн т | Q <sub>2</sub> , млн т | Q <sub>3</sub> , млн т | Q <sub>2</sub> , млн т | Q <sub>3</sub> , млн т | Q <sub>2</sub> , млн т | Q <sub>3</sub> , млн т |
|-------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|------------------------|
| 1     | 120                    | 60                     | 50                     | 78                     | 50                     | 100                    | 50                     |
| 2     | 90                     | 60                     | 50                     | 78                     | 50                     | 85                     | 50                     |
| 3     | 30                     | 10                     | 8,3                    | 12,5                   | 8,3                    | 17                     | 8,3                    |

Для каждой группы месторождений рассматривался вариант ввода первоначально месторождений с большей ценностью запасов, но более удаленного, а далее с меньшей ценностью, который расположен ближе, чем первое месторождение и наоборот. Производился расчет чистого дисконтированного дохода для групп месторождений с различной ценностью запасов и расстоянием месторождений. Результаты экономико-математического моделирования представлены на рисунке 3.10 – 3.12

а



б



в

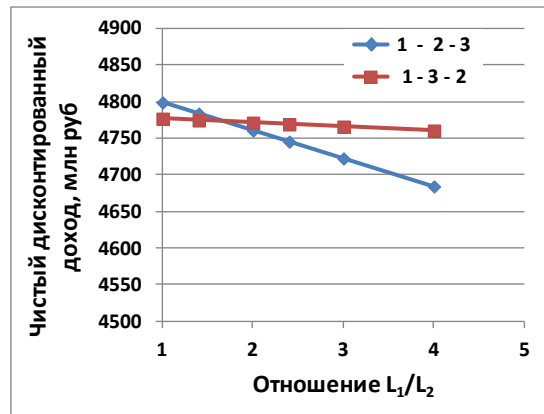


Рисунок 3.10 – Зависимости ЧДД при различных расстояниях от базового месторождения  $L_1/L_2$  и ценности их запасов при  $Q_1 = 120$  млн т и  $Q_2/Q_3$ : а – 60/50; б – 78/50; в – 100/50

Анализ результатов экономико-математического моделирования для условий группы месторождений с параметрами, представленными в таблице 3.6, показал, что в зависимости от ценности запасов рядовых месторождений и их расстояния от базового месторождения, целесообразно различная последовательность ввода их в эксплуатацию (рисунок 3.10). Так, если отношение расстояний рядовых месторождений от базового от 1,5 до 2, эффективнее в первую очередь вовлекать месторождение с более высокой ценностью запасов, если отношение больше 2 – месторождение, которое близко расположено к базовому месторождению.

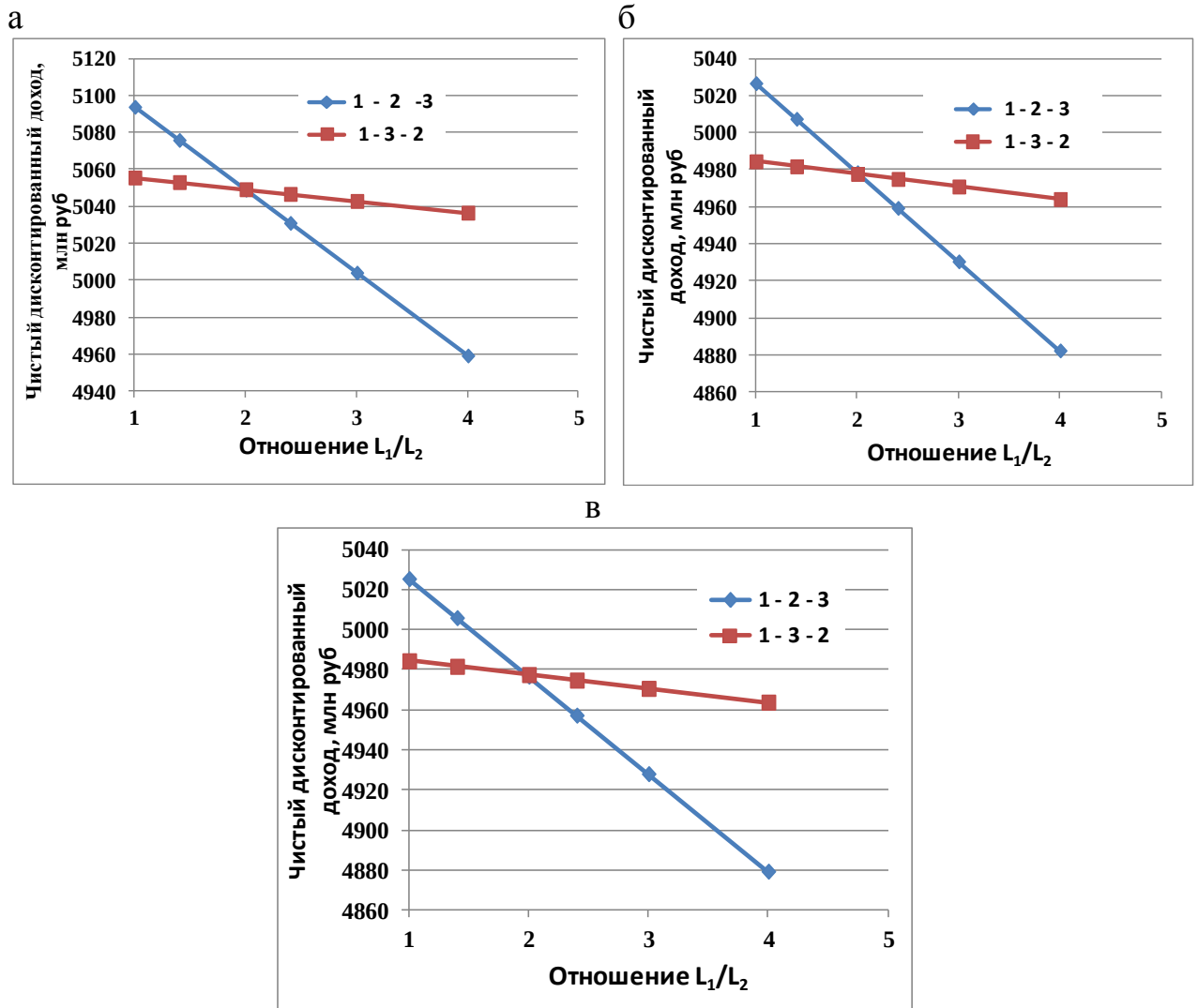


Рисунок 3.11 – Зависимости ЧДД при различных расстояниях от базового месторождения  $L_1/L_2$  и ценности их запасов при  $Q_1 = 90$  млн т и  $Q_2/Q_3$ : а – 60/50; б – 78/50; в – 85/50

На рисунке 3.11 представлены результаты экономико-математического моделирования для условий подземной разработки группы месторождений, параметры которых представлены в таблице 3.6. Из графиков видно, что в зависимости от расстояний до базового месторождения отличается последовательность ввода месторождений в отработку. При отношении  $L_1/L_2$  до 2-2,5 эффективнее вводить в отработку месторождение с более высокой ценностью запасов, если отношение больше 2-2,5 – месторождение, которое ближе расположено к базовому месторождению.

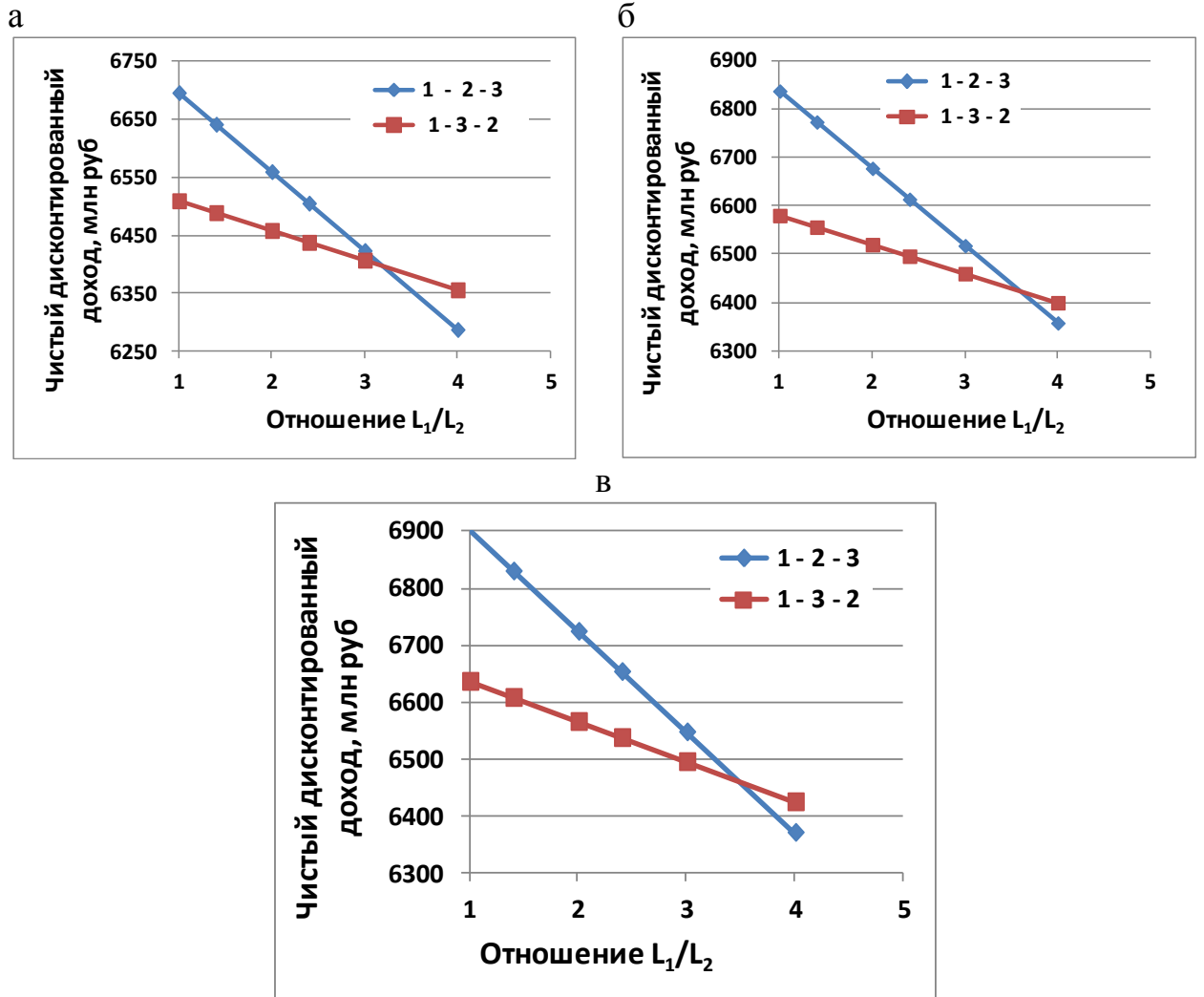


Рисунок 3.12 – Зависимости ЧДД при различных значениях расстояния от базового месторождения  $L_1/L_2$  и ценности их запасов при  $Q_1 = 30$  млн т и  $Q_2/Q_3$ : а – 10/8,3; б – 12,5/8,3; в – 17/8,3

В результате экономико-математического моделирования условий отработки группы месторождений подземным способом с параметрами, представленными в таблице 3.6, получены зависимости чистого дисконтированного дохода от дальности расположения рядовых месторождений и ценности их запасов с целью определения последовательности ввода месторождений в эксплуатацию. Анализ результатов моделирования показал, что если отношение расстояний рядовых месторождений от базового от 3 до 4, эффективнее в первую очередь вовлекать месторождение с более высокой ценностью запасов, если отношение больше 3 - 4 – месторождение, которое близко расположено к базовому месторождению. [43]



Таким образом, установлено, что на последовательность ввода месторождений в отработку оказывает влияние дальность расположения относительно базового месторождения, ценность запасов, а также объем запасов месторождений, которые необходимо учитывать при обосновании последовательности ввода в отработку месторождений в группе. Обоснование последовательности ввода на этапе разработки проекта по отработке группы месторождений позволит обеспечить наибольшую экономическую эффективность их освоения.

### **3.5 Обоснование оптимальной последовательности отработки месторождений в группе**

Для обеспечения наибольшей эффективности освоения месторождений в группе необходимо учитывать ряд факторов, таких как объемы и ценность запасов, расстояние расположения относительно друг друга и др. Исходя из этих данных, осуществляется обоснование расположения базовой промышленной площадки: на базовом месторождении либо в центре тяжести, последовательность ввода месторождений в отработку. Так расчеты показали, что при отношении извлекаемой ценности запасов базового месторождения к рядовым более 1,5, наиболее оптимальное расположение промышленной площадки на базовом месторождении, а если менее 1,5 – в центре тяжести запасов группы месторождений. Так же в зависимости от дальности расположения месторождений от базового, ценности запасов месторождений определяется порядок их ввода в отработку. При этом важным пунктом является определение оптимальной последовательности отработки месторождений в группе.

В п. 2.1 были приведены варианты развития горных работ при освоении месторождений в группе. Согласно исследованиям, месторождения в группе могут отрабатываться последовательно, параллельно и последовательно-параллельно.

Для обоснования оптимальной последовательности проведено экономико-математическое моделирование условий подземной разработки группы месторождений при различных значениях запасов, расстояния между месторождениями. Исходные данные для моделирования представлены в таблицах 3.1-3.5.

На первоначальном этапе для каждого из представленных в таблице 3.1 месторождений произведен расчет производственной мощности рудника. Далее осуществлен выбор расположения главной промышленной площадки. Произведен предварительный расчет извлекаемой ценности запасов каждого месторождения, который показал, что ценность месторождения 1 более чем в 1,5 раза превышает ценность запасов остальных месторождений, что обуславливает наиболее эффективное расположение промышленной площадки на базовом месторождении, за который принимается месторождение 1. После определения оптимального расположения промышленной площадки производится обоснование последовательности ввода месторождений в группу согласно полученным данным в п. 3.3. Установлено, что в зависимости от ценности запасов месторождений и расстояния между ними они, будут вводиться в освоение в следующей последовательности: 1 – 2 – 3 – 4 – 5 – 6. Произведен расчет чистого дисконтированного дохода при отработке месторождений в группе последовательно, параллельно и последовательно-параллельно (рисунок 3.13).

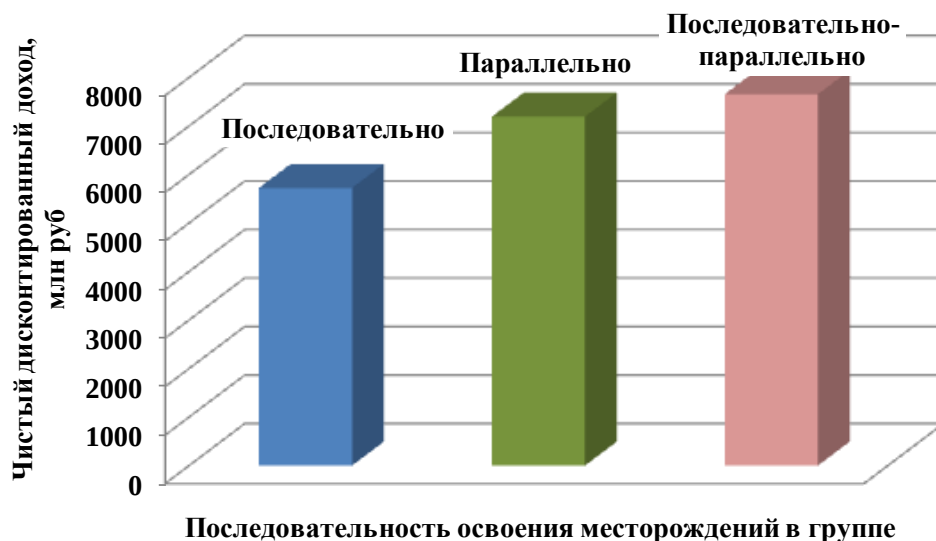


Рисунок 3.13 – Результаты расчета ЧДД при отработке группы месторождений в различной последовательности

Анализ результатов расчета показал, что при отработке группы месторождений, запасы одного из которых в несколько раз превышает запасы остальных, наиболее экономически целесообразно отрабатывать последовательно-параллельно. При этом, по сравнению с последовательным порядком освоения ЧДД выше в 1,33 раза, а параллельным – в 1,06 раз. Это обусловлено тем, что при последовательном освоении растягивается срок их отработки, что приводит к снижению значения ЧДД, а при параллельном увеличиваются первоначальные капитальные затраты за счет большей производственной мощности обогатительной фабрики по сравнению с вариантом последовательного освоения.

Характеристика группы месторождений, в которой объем запасов 3-х месторождений в несколько раз превышает запасы других месторождений представлена в таблице 3.2.

По зависимостям, полученным в п.3.1, производится расчет оптимальной производственной мощности рудника для каждого месторождения в группе. По закономерностям, полученным в п. 3.3, устанавливаются расположение промышленной площадки и последовательность ввода месторождений в отработку.

Так как, отношение ценностей запасов 1 и 2 месторождений 1,35, а первого к остальным больше 1,5, то главную промышленную площадку необходимо располагать между 1 и 2 месторождениями. Ввод месторождений в эксплуатацию осуществляется в следующей последовательности: 1 – 2 – 3 – 4 – 5 – 6. Для обоснования наиболее эффективного порядка отработки месторождений в группе произведен расчет чистого дисконтированного дохода при последовательном, параллельном и последовательно-параллельном порядке отработки (рисунок 3.14).

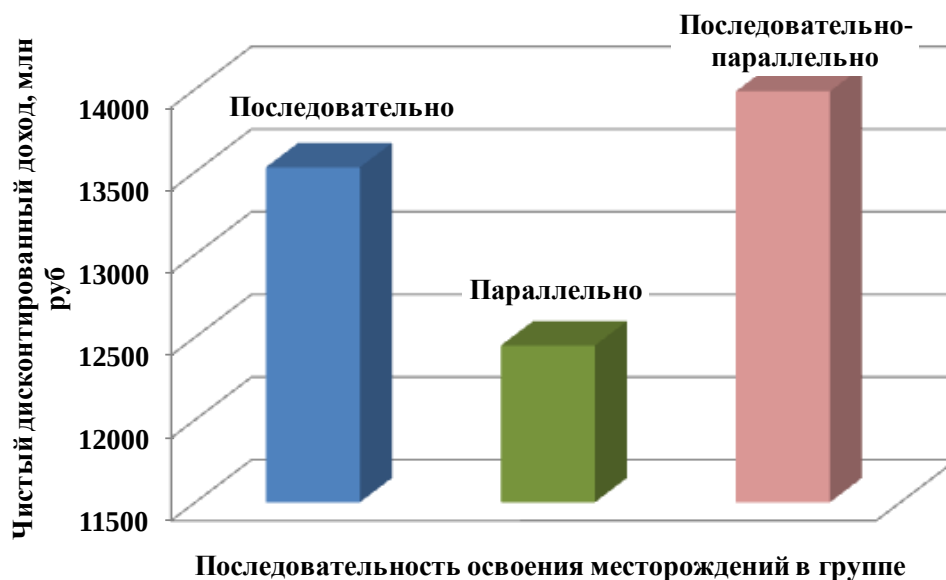


Рисунок 3.14 - Результаты расчета ЧДД при отработке группы месторождений в различной последовательности

Анализ полученных расчетов показал, что наибольшее значение чистого дисконтированного дохода достигается при последовательно-параллельном освоении месторождений в группе. При этом значение ЧДД при последовательном освоении ниже в 1,03 раза, а при параллельном – в 1,12 раз. Это обусловлено, так же как и в первом случае, увеличенным сроком отработки при последовательном освоении, что приводит к снижению значения ЧДД и повышенными первоначальными капитальными затратами за счет большей производственной мощности обогатительной фабрики по сравнению с вариантом последовательного освоения.

Далее рассматривалась группа месторождений в которой все месторождения характеризуются небольшими объемами запасов (таблица 3.3).

Аналогично по зависимостям, полученным в 3.1, для каждого из представленных в таблице 3.3 месторождений, произведен расчет производственной мощности рудника. Далее осуществлен выбор расположения главной промышленной площадки и последовательность ввода месторождений в отработку и произведен расчет чистого дисконтированного дохода при последовательном, параллельном и последовательно-параллельном порядке освоения месторождений в группе (рисунок 3.15).

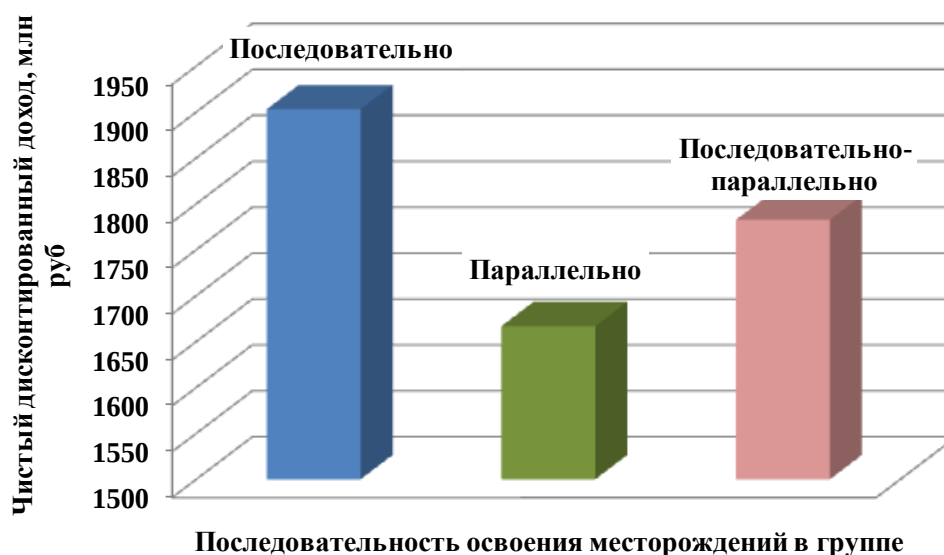


Рисунок 3.15 - Результаты расчета ЧДД при отработке группы месторождений в различной последовательности

Расчеты показали, что при отработке группы месторождений, которые характеризуются небольшими объемами запасов, наибольшее значение чистого дисконтированного дохода при последовательном освоении месторождений. При параллельном способе значение ЧДД ниже в 1,14 раз, а при последовательно-параллельном – в 1,07 раз. Это связано с высокими капитальными затратами на первоначальном этапе при параллельном способе, не смотря на короткий срок отработки. А при последовательно-параллельном, производственная мощность обогатительной фабрики будет

выше, что обуславливает повышение капитальных затрат по сравнению с последовательным.

Так же был рассмотрен вариант отработки группы месторождений, которые представлены большими объемами запасов, характеристики которых приведены в таблице 3.4.

На первоначальном этапе для каждого из представленных в таблице 3.4 месторождений произведен расчет оптимальной производственной мощности рудника по зависимостям, полученным в п. 3.1. Далее осуществлен выбор расположения главной промышленной площадки.

Так как, отношение ценностей запасов 1 и 2 месторождений 1,35, а первого к остальным больше 1,5, то главную промышленную площадку необходимо располагать между 1 и 2 месторождениями. Ввод месторождений в эксплуатацию осуществляется в следующей последовательности: 1 – 2 – 3 – 4 – 5 – 6. Для определения наиболее оптимального порядка отработки произведен расчет чистого дисконтированного дохода (рисунок 3.16).

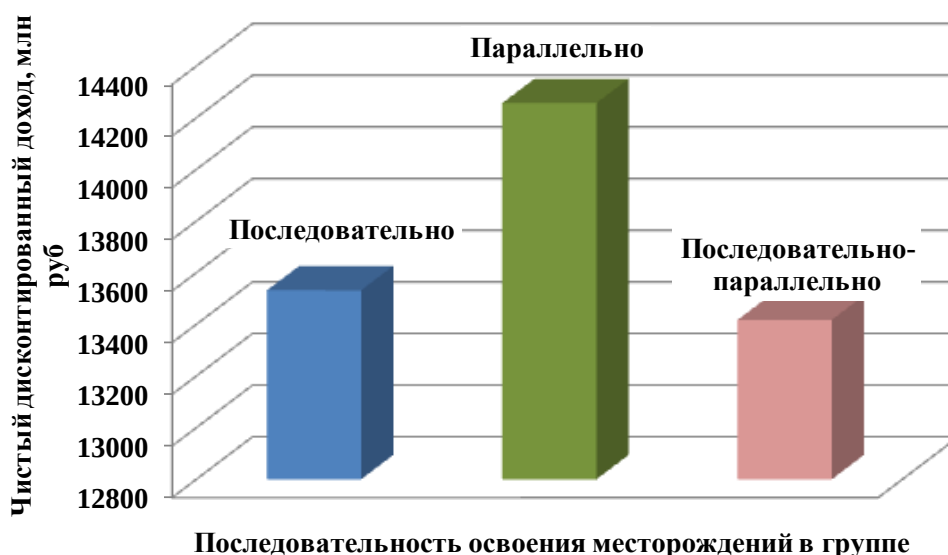


Рисунок 3.16 - Результаты расчета ЧДД при отработке группы месторождений в различной последовательности

Анализ результатов расчета показал, что при отработке группы месторождений, запасы которых представлены большими объемами,

наиболее экономически целесообразно отрабатывать параллельно. При этом, по сравнению с последовательным порядком освоения ЧДД выше в 1,05 раза, а последовательно- параллельным – в 1,06 раз. Это обусловлено тем, что при последовательном освоении растягивается срок их отработки, что приводит к снижению значения ЧДД, а при параллельном способе существенно сокращается. [43]

Таким образом, установлено, что в зависимости от запасов месторождений в группе, от количества крупных и небольших по запасам целесообразно вести их отработку в различном порядке. Если группа месторождений состоит только из крупных, наибольший эффект достигается при их параллельном освоении, если из небольших – последовательном. Если в группе есть крупные и небольшие месторождения по запасам, то целесообразнее их отрабатывать последовательно-параллельно.

Группы месторождений представлены большим разнообразием условий залегания, объемами запасов месторождений и расстоянием между месторождениями и в зависимости от этих условий необходимо обоснование порядка их отработки. Это позволит на этапе проектирования выбрать наиболее эффективный вариант их освоения, последовательность ввода месторождений в группу, обосновать оптимальный вариант расположения главной промышленной площадки, что в дальнейшем позволит снизить эксплуатационные затраты на транспортирование рудной массы и повысить эффективность освоения всех месторождений в группе.

### **Выводы по 3 главе**

1. Произведена оценка влияния глубины залегания, длины по простиранию и мощности рудных тел на производственную мощность и срок существования рудника при различных способах вскрытия для крутопадающих и пологих месторождений. Установлены эмпирические зависимости для расчета оптимальной производственной мощности рудника

для крутопадающих и пологозалегающих месторождений от совокупного влияния условий залегания рудных тел.

2. Обоснована область эффективного применения способа вскрытия в зависимости от производственной мощности рудника и глубины разработки месторождения.

3. Установлена зависимость, которая позволит определить требуемый (прогнозный) объем ковша погрузочно-доставочного оборудования в зависимости от производственной мощности рудника при отработке медно-колчеданных месторождений подземным способом.

4. Определено, что в зависимости от расстояния между месторождениями в группе и ценности их запасов целесообразно располагать главную промышленную площадку либо на базовом месторождении, за который принимается месторождение с наибольшей ценностью запасов, либо в центре тяжести запасов месторождений. Так, при любом расстоянии между месторождениями в группе, при отношении извлекаемой ценности запасов базового месторождения к рядовым более 1,5, наиболее оптимальное расположение промышленной площадки на базовом месторождении, а если менее 1,5 – в центре тяжести запасов группы месторождений.

5. Обосновано, что на последовательность ввода месторождений в отработку оказывает влияние дальность расположения относительно базового месторождения, ценность запасов, а также объем запасов месторождений, которые необходимо учитывать при обосновании последовательности ввода в отработку месторождений в группе.

6. Установлено, что в зависимости от ценности запасов месторождений и их объемов целесообразно их отрабатывать последовательно, параллельно либо последовательно-параллельно. Если группа месторождений состоит только из крупных, наибольший эффект достигается при их параллельном освоении, если только из небольших – последовательном. Если в группе есть крупные и небольшие месторождения по запасам, то целесообразнее их отрабатывать последовательно-параллельно.



## **ГЛАВА 4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОТРАБОТКЕ ГРУППЫ СБЛИЖЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

### **4.1 Алгоритм определения эффективной последовательности освоения месторождений в группе**

На основе проведенных исследований, представленных в предыдущих главах, показано, что для обеспечения эффективной отработки группы месторождений, необходимо на этапе проектирования решить ряд задач, таких как обоснование производственной мощности для каждого месторождения в группе, выбор расположения главной промышленной площадки и последовательность ввода месторождений в отработку и др. Для практического применения результатов исследований разработан алгоритм определения последовательности отработки месторождений в группе, представленный на рисунке 4.1.

На первоначальном этапе осуществляется ввод горно-геологических и горнотехнических условий месторождений, которые слагают группу, а именно глубина залегания, длина по простиранию, длина по падению, мощность, угол падения, содержание полезных компонентов в руде и другие, которые подлежат подземной разработке.

Далее для каждого месторождения осуществляется расчет производственной мощности рудника. В п. 3.1 были получены зависимости, по которым можно произвести расчет оптимальной производственной мощности рудника в зависимости от условий залегания месторождения.

В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий залегания месторождения, рассчитанной производственной мощности, осуществляется выбор способа вскрытия месторождений. Если месторождение нагорное, то возможно вскрыть с помощью штольни. В остальных случаях возможно обосновать способ вскрытия месторождения по графику, полученному в п. 3.1 и представленному на рисунке 3.4, в котором приведены области эффективного применения способов вскрытия в зависимости от глубины залегания месторождения и производственной мощности рудника.

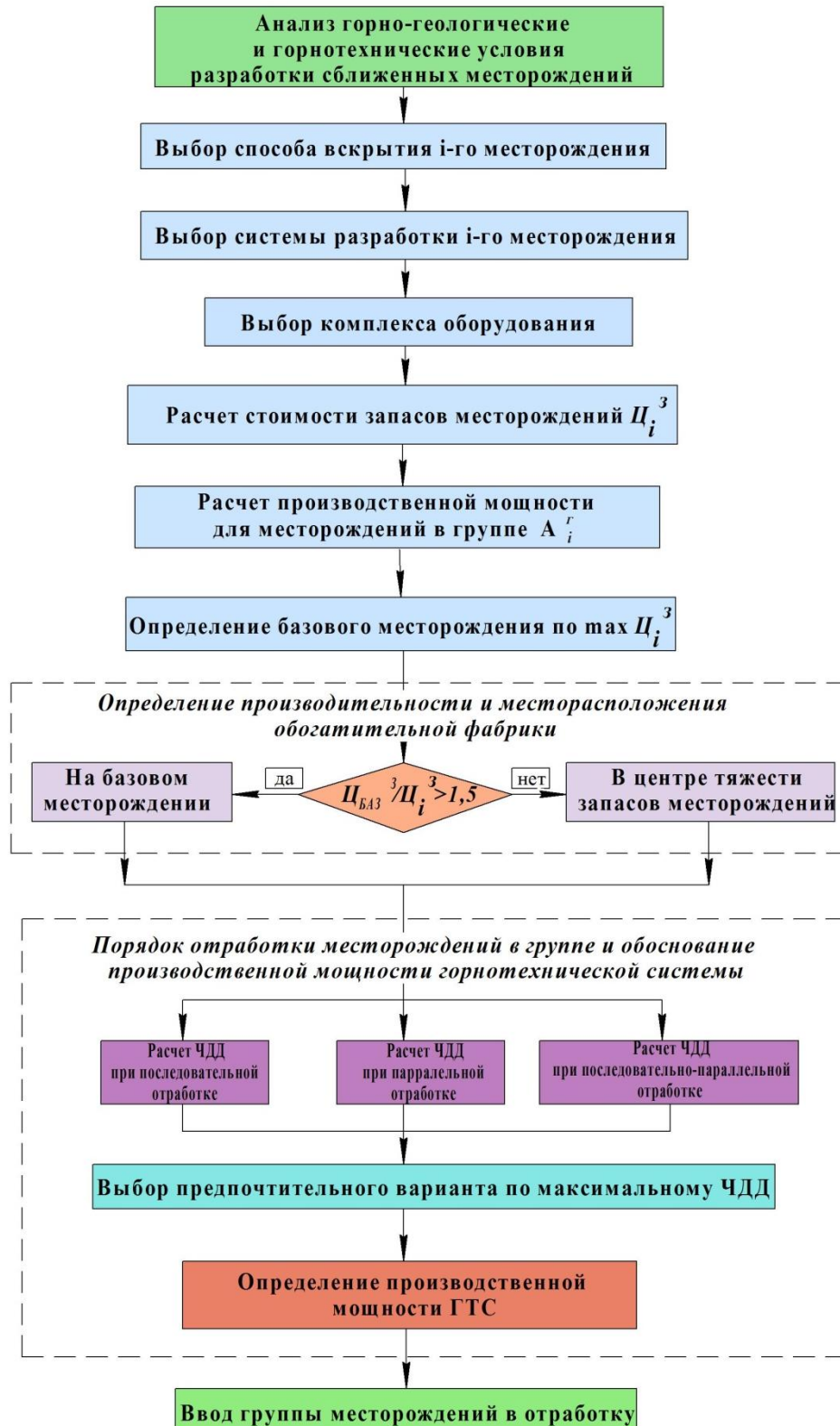


Рисунок 4.1 - Алгоритм определения последовательности отработки месторождений в группе

После обоснования способа вскрытия месторождений, производится выбор систем разработки каждого месторождения в группе. Установлено, что

на сегодняшний день наиболее распространены системы разработки с обрушением руд и вмещающих пород и камерные с закладкой выработанного пространства. В п. 2 были рассмотрены варианты ведения фронта горных работ в зависимости от применяемой системы разработки.

Далее в зависимости от принятых способа вскрытия, системы разработки и производственной мощности рудника производится выбор комплекса оборудования. В настоящее время наибольшее распространение на подземных рудниках получило самоходное оборудование. Для упрощения выбора и расчетов в пункте 3.2 получены зависимости объема ковша погрузочно-доставочной машины в зависимости от производственной мощности рудника.

Для обоснования порядка и последовательности отработки месторождений в группе, на первоначальном этапе необходимо определить базовое месторождение, за который принимается месторождение с наибольшей стоимостью запасов. Для этого требуется осуществить расчет стоимости запасов каждого месторождения. Стоимость запасов месторождения рассчитывается по формуле:

$$C_i^3 = 0,01 \cdot V_{зап} \cdot C_{п.к} \cdot C_{МЕ} \cdot k_{\$}, \quad (4.1)$$

где  $V_{зап}$  – количество запасов месторождения, млн. т;  $C_{п.к}$  – содержание полезных компонентов в руде месторождения, %;  $C_{МЕ}$  – стоимость металла на рынке, \$/т;  $k_{\$}$  – курс доллара, руб. /\$.

После того как определены стоимости запасов каждого месторождения, базовое месторождение следует обосновать расположение главной промышленной площадки. Согласно полученным в пункте 3.3 зависимостям, находятся отношения стоимости базового месторождения к стоимости остальных рядовых. При отношении стоимости запасов базового месторождения к рядовым более 1,5, наиболее оптимальное расположение промышленной площадки на базовом месторождении, а если менее 1,5 – в центре тяжести запасов группы месторождений.

После того как обоснованы и выбраны базовое месторождение и месторасположение главной промплощадки осуществляется обоснование последовательности ввода месторождений в отработку. Выбор последовательности ввода месторождений в отработку осуществляется по показателю максимального чистого дисконтированного дохода. В пункте 3.3 были рассмотрены и установлены зависимости последовательности ввода месторождений при различных объемах запаса и расстояния между месторождениями. Установлено, что чем больше месторождение, тем меньшее влияние оказывает расстояние от промплощадки. Рассматриваются варианты ввода месторождений в группу в эксплуатацию и для каждого варианта осуществляется расчет чистого дисконтированного дохода. Принимается вариант с максимальным значением ЧДД.

Далее необходимо определиться с порядком отработки группы месторождений. Известно, что месторождения в группе возможно отработать последовательно, параллельно и последовательно-параллельно. Для каждого порядка ведения горных работ осуществляется расчет чистого дисконтированного дохода. Порядок, который обеспечит наибольшее значение показателя чистого дисконтированного дохода принимается при принятии решения об отработке группы месторождений. В пункте 3.4 установлено, что в зависимости от стоимости запасов месторождений в группе, от количества крупных и небольших по запасам целесообразно вести их отработку в различном порядке. Если группа месторождений состоит только из крупных, наибольший эффект достигается при их параллельном освоении, если из небольших – последовательном. Если в группе есть крупные и небольшие месторождения по запасам, то целесообразнее их отрабатывать последовательно-параллельно. После принятия решения о порядке отработки месторождений в группе необходимо определить производительность обогатительной фабрики. При этом необходимо обеспечить постоянную производительность обогатительной фабрики на протяжении всего срока эксплуатации группы месторождений.

Таким образом, разработанный алгоритм позволяет осуществить наиболее эффективный порядок отработки группы месторождений в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий отработки месторождений, расстояния между месторождениями и стоимостью запасов каждого. Применение данного алгоритма на этапе проектирования позволит обеспечить наибольший экономический эффект от их отработки и повысить полноту освоения месторождений.

#### **4.2 Обоснование порядка отработки группы месторождений для условий медноколчеданных месторождений Южного Урала**

На Южном Урале сосредоточенно большое количество медноколчеданных месторождений обрабатываемых различными горнодобывающими предприятиями. При этом для них характерно расположение группами на небольшом расстоянии друг от друга. Так можно выделить Учалинскую, Гайскую, Сибайскую и др. группы месторождений, горно-геологические и горнотехнические характеристики которых близки друг другу. В настоящее время многие из них обрабатываются разрозненно и не взаимосвязано и даже есть случаи когда месторождения одной группы обрабатываются различными предприятиями, что несомненно ведет к снижению эффективности их освоения.

Для условий Учалинской группы месторождений, в состав которой входят Учалинское, Ново-Учалинское, Молодежное, Узельгинское, Чебачье, Озерное, произведено обоснование порядка их отработки по алгоритму предложенному в работе.

Согласно алгоритму, на первоначальном этапе осуществляется сбор горно-геологической и горнотехнической информации по месторождениям входящим в группу. Исходные данные, а именно содержание полезных компонентов в руде, мощность, угол и глубина залегания рудных тел представлены в пункте 1.1 в таблице 1.

Далее для каждого месторождения осуществляется расчет производственной мощности по известным методикам, либо по зависимостям, полученным в п. 3.1. Так как практически все месторождения наклонные либо крутопадающие, то расчет производится по зависимости (3.1). Результаты расчета представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Значения годовой производственной мощности для месторождений Учалинской группы

| №<br>п/п | Месторождения   | Срок<br>существования | Годовая производственная мощность, млн.<br>т/год |             |
|----------|-----------------|-----------------------|--------------------------------------------------|-------------|
|          |                 |                       | Фактическая                                      | Оптимальная |
| 1        | Учалинское      | 22-24                 | 1,5                                              | 1,9-2,2     |
| 2        | Ново-Учалинское | 42-46                 | -                                                | 3,2-3,7     |
| 3        | Озерное         | 12-14                 | 0,6                                              | 0,5-1,1     |
| 4        | Узельгинское    | 31-36                 | 2,7                                              | 1,7-2,8     |
| 5        | Чебачье         | 18-22                 | 0,9                                              | 0,7-0,9     |
| 6        | Молодежное      | 18-24                 | 0,6                                              | 0,8-1,3     |

Анализ результатов расчета показал, что на сегодняшний день практически все месторождения отрабатываются с меньшей производственной мощностью по сравнению с оптимальным его значением.

После того как определено значение оптимальной производственной мощности осуществляется выбор способа вскрытия месторождений. Вариант вскрытия штольнями не рассматривался, так как месторождения находятся в равнинной местности. Рассмотрены варианты вскрытия вертикальными и наклонными стволами. Для каждого месторождения производился расчет чистого дисконтированного дохода при вскрытии наклонными или вертикальными стволами. Результаты расчета представлены на рисунке 4.2.

а

б

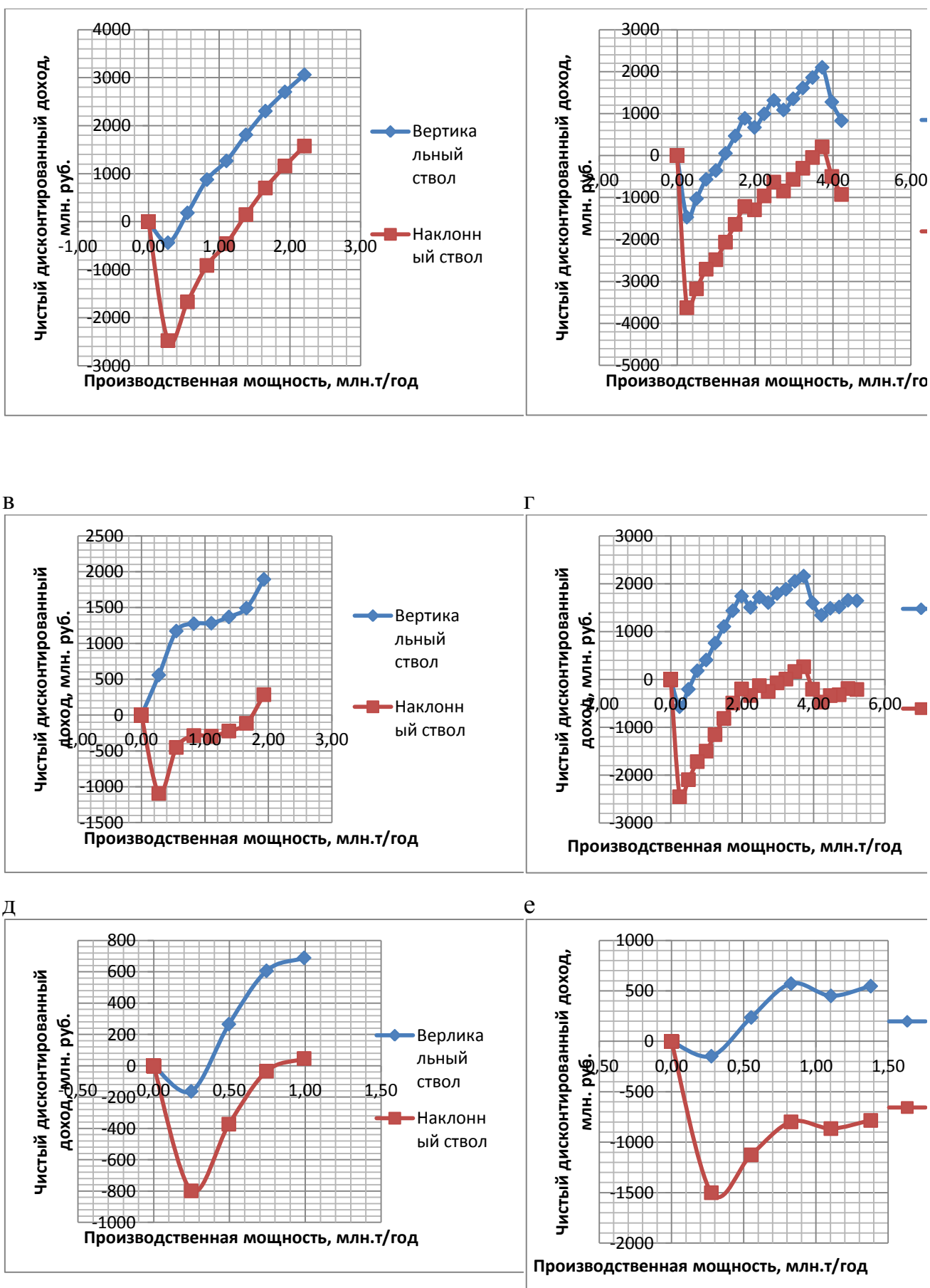


Рисунок 4.2 - Зависимости ЧДД от производственной мощности рудника для вертикального и наклонного подъема на месторождениях: а) Учалинское;

б) Ново-Учалинское; в) Озёрное; г) Узельгинское; д) Чебачье; е) Молодежное

Анализ полученных зависимостей показал, что для условий месторождений Учалинской группы наиболее эффективно применение способа вскрытия вертикальными стволами. На всех месторождениях используются различные варианты камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства.

После того как были обоснованы производственная мощность, способ вскрытия и система разработки месторождений необходимо выбрать расположение промышленной площадки. Для этого осуществляется расчет стоимости запасов месторождений. Результаты расчета стоимости запасов представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Стоимость запасов месторождений Учалинской группы

| Месторождение   | Стоимость запасов, млн руб. |
|-----------------|-----------------------------|
| Учалинское      | 357,48                      |
| Ново-Учалинское | 810,19                      |
| Озёрное         | 58,13                       |
| Узельгинское    | 352,32                      |
| Чебачье         | 436,02                      |
| Молодежное      | 240,88                      |

Анализ результатов расчета показал, что за базовое принимается месторождение с максимальной стоимостью запасов – Ново-Учалинское. Отношение стоимости запасов базового месторождения к остальным показал, что это значение более 1,5, что обуславливает расположение промышленной площадки на базовом месторождении.

После того как определено расположение главной промышленной площадки необходимо обосновать последовательность ввода месторождений в отработку. В первую очередь вводятся месторождения с наибольшей ценностью запасов, при этом учитывают расстояние от базового месторождения.



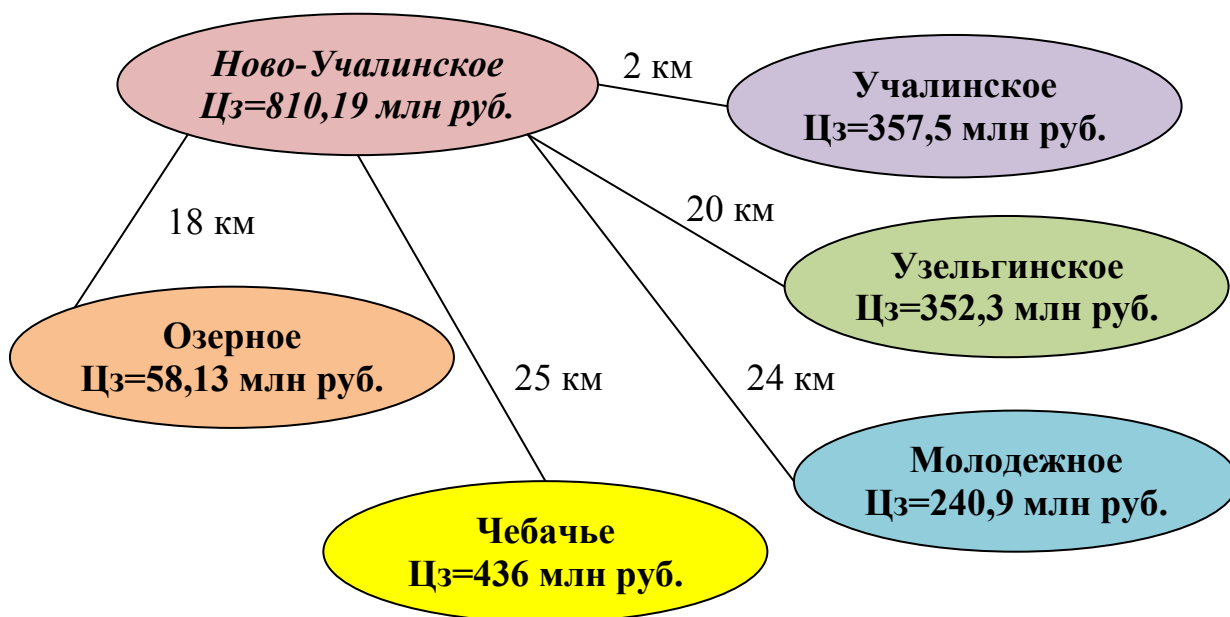


Рисунок 4.3 – Характеристика месторождений Учалинской группы

Анализ стоимости запасов месторождения и расстояния от базового месторождения (рисунок 4.3) показал, что наиболее целесообразно вовлекать месторождения в следующих последовательностях:

- 1) Ново-Учалинское => Учалинское => Чебачье => Узельгинское => Молодежное => Озерное;
- 2) Ново-Учалинское => Чебачье => Учалинское => Узельгинское => Молодежное => Озерное.

Отличие вариантов состоит только в последовательности ввода месторождений Учалинское и Ново-Учалинское. Учалинское месторождение характеризуется меньшей стоимостью запасов, однако расположен ближе к главной промплощадке, а месторождение Чебачье при большей стоимости запасов, расположен на большем расстоянии. Согласно исследованиям, проведенным в п. 3.3, так как расстояние месторождения Чебачье до базового существенно превышает расстояние между месторождениями Учалинское и Ново-Учалинское, при этом ценность Учалинского меньше в 1,2 раза, то экономически целесообразнее в первую очередь вовлекать месторождение

Учалинское. Таким образом, далее рассматривается последовательность ввода месторождений в эксплуатацию в следующем порядке: Ново-Учалинское => Учалинское => Чебачье => Узельгинское => Молодежное => Озерное.

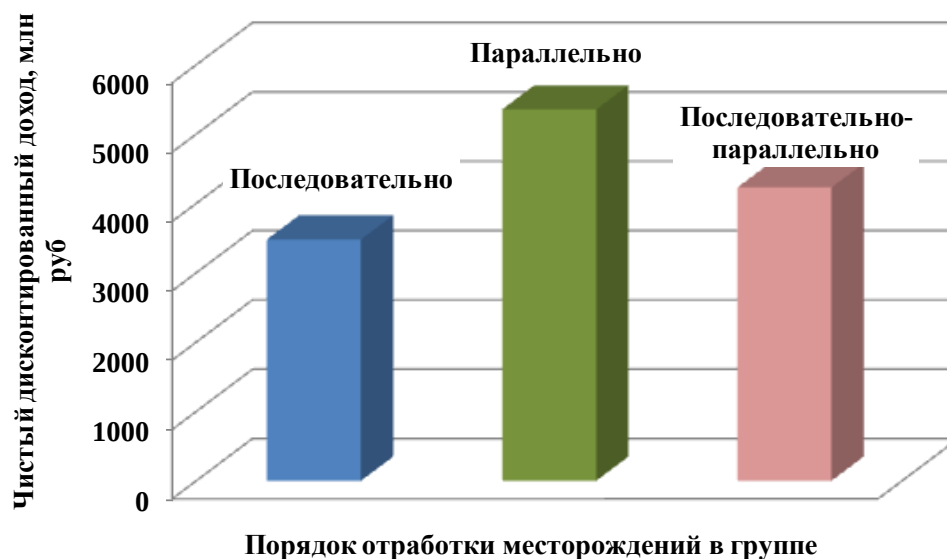
Согласно алгоритму, далее в работе осуществляется выбор порядка отработки месторождения. Рассматривали последовательный, параллельный и последовательно-параллельный порядки отработки Учалинской группы месторождения и осуществлялся расчет чистого дисконтированного дохода.

Для определения порядка отработки группы месторождений обобщены технико-экономические показатели отработки месторождений подземным способом и представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Технико-экономические показатели отработки подземным способом месторождений Учалинской группы

| Показатель                        | Единица измерения | Ново-Учалинское | Учалинское  | Чебачье     | Узельгинское | Молодежное  | Озерное     |
|-----------------------------------|-------------------|-----------------|-------------|-------------|--------------|-------------|-------------|
| Условное содержание п.к.          | %                 | 1,928           | 3,424       | 7,408       | 2,4          | 4,1088      | 2,7         |
| Запасы месторождения              | млн т             | 113,97          | 32,061      | 15,068      | 51,7         | 15,9        | 5,8         |
| Расстояние между месторождениями  | км                | 0               | 2           | 25          | 20           | 24          | 18          |
| Производственная мощность рудника | млн т/год         | 3,72            | 2,21        | 0,74        | 1,99         | 0,8         | 0,55        |
| Капитальные затраты               | млн р/год         | 2267,97         | 1289,92     | 461,05      | 933,32       | 472,07      | 888,04      |
| Эксплуатационные затраты          | млн р/год         | 7490,5          | 4378,31     | 1464,93     | 3654,45      | 1617,55     | 1084,17     |
| Извлекаемая ценность запасов      | млн р/год         | 10547,36571     | 11128,07554 | 8061,70178  | 7023,577087  | 4833,915165 | 2183,838353 |
| Себестоимость транспортирования   | руб/т*км          | 30              | 30          | 30          | 30           | 30          | 30          |
| Ценность запасов месторождения    |                   | 258512,5312     | 129150,1284 | 131322,9432 | 145977,4615  | 76859,25112 | 18423,65447 |
| Срок существования                | лет               | 42              | 22          | 22          | 32           | 24          | 14          |
| Срок строительства                | лет               | 7               | 5           | 4           | 5            | 4           | 4           |
| Срок развития                     | лет               | 2               | 1           | 0           | 1            | 0           | 0           |
| Срок эксплуатации                 | лет               | 28              | 14          | 17          | 24           | 19          | 10          |
| Срок затухания                    | лет               | 5               | 2           | 1           | 2            | 1           | 0           |

Результаты расчета чистого дисконтированного дохода показали, что наибольшее значение ЧДД достигается при отработке Учалинской группы месторождений параллельным способом (рисунок 4.4).



| Порядок отработки            | ЧДД, млн руб. |
|------------------------------|---------------|
| Последовательный             | 3479,83       |
| Параллельный                 | 5355,61       |
| Последовательно-параллельный | 4229,87       |

Рисунок 4.4 – Результаты расчета ЧДД в зависимости от порядка отработки месторождений Учалинской группы

Так как группа месторождений отрабатывается в параллельном порядке, то расчетным путем, в зависимости от сроков строительства, отработки определяется производительность обогатительной фабрики. При этом необходимо обеспечить постоянную производительность на весь срок эксплуатации группы месторождений. Для условий Учалинской группы производительность обогатительной фабрики составит 7,5 млн т/год.

Таким образом, для условий разработки медно-колчеданных месторождений Учалинской группы был произведен расчет производственной мощности, обоснованы расположение промышленной площадки, последовательность ввода месторождений в эксплуатацию. Наибольший эффект от совместной отработки месторождений достигается при параллельной их отработке за счет меньшего срока их отработки по

сравнению с последовательным и последовательно-параллельным и составляет 5355,61 млн руб.

**Выводы по 4 главе:**

1. Разработан алгоритм определения эффективной последовательности отработки группы месторождений подземным способом, в зависимости от горно-геологических условий залегания, расстояния между месторождениями и стоимости их запасов.

2. Для условий отработки месторождений Учалинской группы произведено обоснование производственной мощности, расположения главной промышленной площадки, последовательности ввода месторождений в эксплуатацию и порядка отработки.

3. Установлено, что наибольший экономический эффект достигается при параллельном порядке отработки месторождений Учалинской группы при котором показатель чистого дисконтированного дохода составляет 5355,61 млн руб за весь период эксплуатации.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, изложено новое обоснованное технологическое решение актуальной научно-практической задачи обоснования параметров подземной геотехнологии и объединенной горнотехнической системы при освоении группы сближенных медноколчеданных месторождений подземным способом.

В ходе исследований получены следующие результаты:

1. Установлено, что идентичность минерального состава и физико-механических свойств руд, морфологии рудных тел, геологического строения месторождений при расстоянии между ними до 30 км позволяет их рассматривать как группу сближенных месторождений и отрабатывать объединенной горнотехнической системой.

2. Предложены зависимости определения максимального количества блоков в одновременной отработке от геологических параметров месторождения: мощность, угол залегания и длину по простиранию и падению, а также способа вскрытия, варианта системы разработки, порядка освоения запасов, геометрических размеров элементарных выемочных единиц.

3. Установлено, что оптимальная производственная мощность рудника достигается использованием погрузочно-доставочных машин с определенной емкостью ковша. Предложено аналитическое выражение в виде многочлена второй степени для ее определения.

4. Произведена оценка основных влияющих факторов: глубины залегания, длины по простиранию и мощности рудных тел на оптимальную производственную мощность и срок существования рудника при различных способах вскрытия и технологиях добычи на медноколчеданных месторождениях. Установлены эмпирические зависимости производственной

мощности для крутопадающих и пологозалегающих месторождений от совокупного влияния горно-геологических условий.

5. Определено, что в зависимости от расстояния между месторождениями в группе и извлекаемой ценности их запасов, целесообразно располагать главную промышленную площадку либо на базовом месторождении, за которое принимается месторождение с наибольшей ценностью запасов, либо в центре тяжести запасов месторождений. Так, при любом расстоянии между месторождениями в группе, при отношении извлекаемой ценности запасов базового месторождения к рядовым более 1,5, оптимальное расположение промышленной площадки – на базовом месторождении, а если менее 1,5 – в центре тяжести запасов группы месторождений.

6. Результаты экономико-математического моделирования освоения запасов месторождений 6 групп, характеризующихся различными глубиной, размерами по простиранию, мощностью, содержанием полезного компонента, показано, что использование объединенной горнотехнической системы ведет к росту эксплуатационных расходов (в 1,07-1,1 раз) на транспортирование руды и снижению капитальных вложений (в 1,3-1,4 раза) на строительство обогатительных фабрик по сравнению с отработкой отдельными горнотехническими системами. Выбор рационального варианта рекомендуется производить с использованием критерия чистого дисконтированного дохода.

7. Показано, что рациональный порядок ввода месторождений группы в эксплуатацию определяется извлекаемой ценностью запасов месторождения и сравнительной дальностью их расположения от обогатительной фабрики. В первую очередь в эксплуатацию целесообразно вводить более ценное месторождение, если расстояние от обогатительной фабрики не более чем в 2 раза превышает удаление менее ценного. В противном случае предпочтение отдается месторождению менее ценному, но ближе расположенному к фабрике. Предельное значение отношений расстояний до места переработки, определяющее очередность ввода в эксплуатацию, зависит от масштаба

месторождений в группе. Так, для небольших месторождений его значение повышается до 3,5.

8. Установлено, что в зависимости от ценности и объемов запасов месторождений целесообразно их отрабатывать последовательно, параллельно, либо последовательно-параллельно. Если группа месторождений состоит только из крупных, наибольший эффект достигается при их параллельном освоении, если только из небольших – последовательном. Если в группе есть крупные и небольшие месторождения по запасам, то целесообразнее их отрабатывать последовательно-параллельно.

9. Разработан алгоритм определения оптимальной производственной мощности объединенной горнотехнической системы при освоении запасов группы сближенных месторождений, включающий обоснование производительности рудников для каждого месторождения, места расположения главной промплощадки с обогатительной фабрикой, рационального порядка отработки и ввода медноколчеданных месторождений в эксплуатацию с учетом их горно-геологических условий, ценности и пространственного расположения.

10. Для условий отработки месторождений Учалинской группы произведено обоснование производственной мощности, расположения главной промышленной площадки, последовательности ввода месторождений в эксплуатацию и порядка отработки. Установлено, что наибольший экономический эффект достигается при параллельном порядке отработки месторождений Учалинской группы при котором показатель чистого дисконтированного дохода составляет 5355,61 млн руб за весь период эксплуатации.



### Список литературы

1. Абдрахманов, И.А. ОАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат»: на пороге новых свершений [Текст] / И.А. Абдрахманов, В.В. Григорьев, А.В. Чадченко, П.И. Пирожок. // Недропользование – XXI век. – 2007. – № 5. – С. 23 – 30.
2. Абдрахманов, И.А. Учалинский горно-обогатительный комбинат на рубеже XXI века [Текст] / И.А. Абдрахманов, П.И. Пирожок, А.В. Чадченко и др. – Уфа: Полиграфкомбинат, 1999. – 304 с.
3. Агошков, М.И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков. – М.: Недра, 1965. – 219 с.
4. Агошков, М.И. О резерве производственной мощности горных предприятий [Текст] / М.И. Агошков, Н.В. Дронов // Горный журнал. - 1985-№4 - С.7-10.
5. Бакланов П.Я. Территориальные структуры хозяйства в региональном управлении [Текст] // П.Я. Бакланов; [отв. ред. П.А. Минакир]; Тихо-океан. Ин-т географии ДВО РАН. - М.: Наука. - 2007. - 239 с.
6. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справочное пособие [Текст] // М.: Недра, 1993 - 283 с.
7. Батугина, Н.С. Изменение цен на минеральное сырье и эффективность работы горных предприятий [Электронный ресурс] /Н.С. Батугина // Минеральные ресурсы России.- 2008 - №6. - Режим доступа: <http://www.vipstd.ru/gim/content/view/799/278/>.
8. Бондаренко, Д.А. Разработка технологии заполнения отходами обогатительного производства подземных пустот на Гайском месторождении [Текст] / Д.А. Бондаренко // Комбинированная геотехнология: теория и практика. Материалы VI междунар. научн. конф.- Магнитогорск, 2011. – С. 121-123.

9. Волков, Ю.В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала [Текст] / Ю.В. Волков, И.В. Соколов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2006. – 232 с.

10. Волков, Ю.В. Развитие геотехнологии отработки Гайского месторождения [Текст] / Ю.В. Волков, В.Д. Камаев, И.В. Соколов // Изв. Вузов. Горный журнал. – 2004. – № 1. – С. 43-47.

11. Воронюк А.С. Основные направления повышения эффективности вскрытия месторождений на больших глубинах. Технология подземной разработки месторождений на больших глубинах [Текст] // отв. редактор Н.Ф. Замесов. Составитель И.И. Айнбиндер - М: ИПКОН АН СССР, 1989. С. 5-17.

12. Вскрытие и отработка запасов Ташкулинского участка Октябрьского подземного рудника: рабочий проект. – Магнитогорск: ЗАО «Маггеопроект», 2011. – 129 с.

13. Вскрытие и отработка Юбилейного месторождения. Корректировка проекта в связи с увеличением производственной мощности до 1400 тысяч тонн медьсодержащей руды в год: Корректировка проекта – Екатеринбург: ООО «Башкирская медь», 2009. – т.1. – 77с.

14. Гибадуллин, З.Р. Технология разработки месторождений Учалинского ГОКа [Текст] / З.Р. Гибадуллин, В.П. Красавин, А.К. Самусенко // Горный журнал. – 2004. - №6.- С. 25 – 30.

15. Гоготин, А.А. Методика расчета максимального количества блоков при освоении наклонных и крутопадающих рудных месторождений подземным способом [Текст] / А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, Ю.Г. Швейкина // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 73-й международной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова 2015. Т.1. – С. 14-17.

16. Гоготин, А.А. Обоснование параметров горнотехнических систем при подземной разработке маломасштабных медноколчеданных

месторождений Урала: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.21 / Гоготин Алексей Анатольевич. – Магнитогорск, 2006. – 20 с.

17. Гоготин, А.А. Обоснование параметров разработки группы месторождений подземным способом [Текст] / А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, Ю.Д. Мамбетова // Сборник докладов в 13-й Международной научной школы молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых». – М.: ИПКОН. – 2016. – С. 200-204.

18. Гоготин, А.А. Методика проектирования горнотехнических систем при освоении малых рудных месторождений [Текст] / А.А. Гоготин, Э.Ю. Мещеряков // Материалы 64-й научно-технической конференции по итогам научно-исследовательских работ за 2004-2005 годы.: сб. докл. Т.1/ Под ред. Г.С. Гуна. Магнитогорск, 2006 – С. 216-220.

19. Гоготин, А.А. Современные проблемы подземной геотехнологии и пути их решения [Текст] / А.А. Гоготин, Э.Ю. Мещеряков, Б.М. Габбасов // Молодежь и наука будущего: Сборник научных трудов. Магнитогорск, 2004 – С. 111-113.

20. Гоготин, А.А. Проблемы освоения малых месторождений ценных руд подземным способом и пути их решения [Текст] / А.А. Гоготин, Э.Ю. Мещеряков, Б.М. Габбасов // Материалы 63-й научно-технической конференции по итогам научно-исследовательских работ за 2003-2004 годы.: сб. докл. Т.1/ Под ред. Г.С. Гуна. Магнитогорск, 2004. – С. 153-155.

21. Гоготин, А.А. Обоснование параметров горнотехнической системы при освоении малых медноколчеданных месторождений [Текст] / А.А. Гоготин, Э.Ю. Мещеряков, И.Т. Слащилин // Горный информационно - аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2006. - №9. – С. 280-283.

22. Голомолзин, В. И. Определение мощности и сроков службы шахт горнорудной промышленности [Текст] / В.И. Голомолзин // - М. : Недра, 1972. - 120 с.

23. Горное дело. Терминологический словарь [Текст] / Л.И. Барон, Г.П. Демидик, Г.Д. Лидин и др. - 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1981. – 479 с.
24. Горное производство цветной металлургии Урала [Текст] // Под ред. В.С. Хохрякова: Изд-во Уральской гос. горно-геолог. академии. – Екатеринбург. 2004. – 666 с.
25. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли [Текст] // Под ред. К.Н. Трубецкого. - М.: Изд-во АГН, 1997. – 478 с.
26. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2011 году» [Текст] / Гл. ред. Д.Г. Храмов. – М., Центр «Минерал» ФГУНПП «Аэрогеология», 2012. – 333 с.
27. Дергачев, А.Л. Финансово-экономическая оценка минеральных месторождений Учебник. [Текст] / А.Л. Дергачев, Хилл Дж., Л.Д. Казаченко // Под ред. В.И. Старостина. - М.: Изд-во МГУ, 2000. – 176 с.
28. Дик, Ю.А. Практика опытно-промышленных испытаний технологий разработки рудных месторождений [Текст] / Дик Ю.А., Котенков А.В., Танков М.С., Екатеринбург: Изд-во Урал. Ун-та, 2014. – 480 с.
29. Игонина Л.А. Инвестиции [Текст] // Под ред. д-ра экон. наук В.А. Слепова. – М.: Экономистъ, 2003. – 478 с.
30. Именитов, В.Р. К вопросу определения производительности рудника по горным возможностям [Текст] / В.Р. Именитов // Изв. вузов. горн. журн. - 1960. - № 9. - С. 7 - 12.
31. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. [Текст] / В.Р. Именитов // М.: «Недра». – 1978. – 528 с.
32. Именитов, В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений: учебник для вузов [Текст] / В.Р. Именитов // М.: МГГУ, 2000. - 297 с.

33. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений [Текст] // М.: Недра. – 1988. – 91 с.

34. Интернет-ресурс [Электронный ресурс] URL: <http://www.lme.com/>

35. Интернет-ресурс [Электронный ресурс] URL: <http://www.metaltorg.ru/>.

36. Интернет-ресурс [Электронный ресурс] URL: <http://www.ugok.ru/ru/about/activities/>.

37. Интернет-ресурс [Электронный ресурс] URL: <http://www.wiki.web.ru>

38. Интернет-ресурс [Электронный ресурс] URL: <http://www.yandex.ru/>.

39. Кабиров, В.Р. Оценка экономической эффективности разработки группы территориально-сближенных рудных (металлических) месторождений: диссертация ... кандидата экономических наук: 08.00.05 / Кабиров Валентин Рамильевич; ФГБОУ ВПО "Национальный минерально-сырьевой университет "Горный". - 2014.- 133 с.

40. Кабиров, В.Р. Экономическая оценка эффективности разработки группы территориально-сближенных месторождений металлических полезных ископаемых [Текст] / В.Р. Кабиров, Е.И. Рейшахрит // «Науковедение». – 2014. - № 2. – С. 1-10.

41. Калмыков В.Н. Обоснование производственной мощности рудника по горным возможностям при освоении крутопадающих медноколчеданных месторождений [Текст] / В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, А.Р. Гиззатов // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: сб.науч.тр.по материалам II международной научно-практической конференции/ под ред. Е.А. Горбатовой. - Магнитогорск: МДП, 2015. – 245 с. С. 136-143.

42. Калмыков В.Н. Обоснование параметров отработки группы сближенных медно-колчеданных месторождений Южного Урала подземным

способом. [Текст] / В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, Ю.Д. Мамбетова // Материалы IX международной научно-технической конференции «Комбинированная геотехнология: Ресурсосбережение и энергоэффективность». Магнитогорск: МГТУ. - 2017. – С. 21-23.

43. Калмыков, В.Н. Обоснование порядка отработки группы сближенных медно-колчеданных месторождений подземным способом [Текст] / В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, Ю.Д. Мамбетова // Вестник МГТУ. – 2017. - № 2. – С. 21-27.

44. Калмыков, В.Н. Обоснование резервов повышения производственной мощности Джусинского подземного рудника [Текст] / В.Н. Калмыков, О.В. Петрова, Д.П. Самойленко, Ю.Д. Янтурина // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-практ. конф. (г. Екатеринбург, 5–7 ноября 2014 г.): в 2 тт. Т. 2 /ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург: Издательство УМЦ УПИ, 2014. – С. 50-53.

45. Калмыков, В.Н. Основные методические положения проектирования отработки группы сближенных месторождений подземным способом [Текст] / В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Н. Ивашов, Ю.Д. Мамбетова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. - № 8. – С. 101-106.

46. Калмыков, В.Н. Экономико-математическое моделирование процесса отработки группы месторождений подземным способом [Текст] / В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Н. Ивашев // Горный журнал. – 2015 - № 12. – С. 37-41.

47. Каплунов Д. Р. Научные аспекты выбора геотехнологической стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом [Текст] / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, Е.А. Блюм, А.В. Красавин // ГИАБ. - Москва: МГТУ. – 2003. С. 5-9.

48. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология [Текст] / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова // М.: Изд-кий дом «Руда и металлы», - 2003. – 560 с.
49. Каплунов, Д.Р. Развитие производственной мощности подземных рудников при техническом перевооружении [Текст] / Д.Р. Каплунов. - М.: Наука, 1989. - 264 с.
50. Кассандров, Э.Г. Особенности групповой геолого-экономической оценки нескольких мелких, средних, низкорентабельных месторождений и рудопроявлений, отрабатываемых одним ГОКом [Текст] / Э.Г. Кассандров, Р.Т. Мамахатова // Новосибирск. – 2007. – С. 1-10.
51. Комплексное освоение рудных месторождений: проектирование и технология подземной разработки [Текст] // Д.Р. Каплунов, И.И. Помельников, В.И. Левин и др. – М.: ИПКОН РАН, 1998. – 383 с.
52. Месторождение «Юбилейное». Подземный рудник: Общая пояснительная записка / «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ». – Усть-Каменогорск, 2008. – т.1. – Книга 1. – 133 с.
53. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов [Текст] (утв. Минэкономки РФ, Минфином РФ, Госстроем РФ 21.06.1999 № ВК 477).
54. Методические указания по выполнению курсового проекта по вскрытию и подготовке рудных месторождений [Текст]. Магнитогорск: МГТУ, 2001. – 30 с.
55. Минеральные ресурсы Учалинского горно-обогатительного комбината [Текст] // И.Б. Серавкин, П. И. Пирожок, В. Н. Скуратов и др. - Уфа: Башк. кн. изд., 1994. -328 с.
56. Монтянова, А.Н. Формирование закладочных массивов при разработке алмазных месторождений в криолитозоне [Текст] / А.Н. Монтянова, М.: Издательство «Горная книга», 2005. – 597 с.

57. Моссаковский, Я.В. Экономика горной промышленности [Текст] / Я.В. Моссаковский. – М.: Издательство Московского горного университета, 2004. – с. 525.
58. Мухтаров Т.М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых [Текст] // М.: - Наука, 1998. – 321 с.
59. Нормы технологического проектирования горно-добывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки [Текст] // Л.: Гипроруда, 1970. – 262 с.
60. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки [Текст]. - ВНТП – 13 – 2 – 98. Санкт-Петербург - 1993. – 234 с.
61. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки [Текст] – ВНГП – 37.86 М.: - 1986. – 212 с.
62. Обоснование инвестиций ОАО «Учалинский ГОК». Подземный рудник на базе месторождения «Озерное». Открытый рудник на базе месторождения «Западно-Озерное»: Общая пояснительная записка / ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ». – М., 2007.
63. Обручев, В.А. Рудные месторождения [Текст] //. Ленинград: ОНТИ. 1935. – 595 с.
64. Пешкова, М.Х. Экономическая оценка горных проектов [Текст] // – М.: издательство Московского горного университета, 2003. – 422с.
65. Поляков, А.В. Группа золоторудных месторождений - как особый объект оценки. [Текст] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2004. - №6. - С.30-33.
66. Пряничников, С.Б. Теоретические основы устойчивого экономического развития промышленных предприятий [Электронный ресурс] / Пряничников Сергей Борисович / Управление экономическими системами . – 2012. - №3. Режим доступа: <http://www.uecs.ru/uecs-39-392012/item/1179-2012-03-28-07-20-04>.



67. Реентович, Э.И. Обоснование оптимальных решений для открытых разработок [Текст] / Э.И. Реентович. — М.: Наука, 1982. - 167 с.
68. Республика Башкортостан. Медно-колчеданные руды. Ново-Учалинское месторождение [Электронный ресурс] URL: <http://www.bashnedra.ru/contests-auct/158/> (28.02.2014).
69. Риск-анализ инвестиционного проекта [Текст] // Учебник для вузов / Под ред. М.В. Грачевой. — М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2001.- 351с.
70. Рыльникова, М.В. Методология конструирования горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии [Текст] // Материалы международной научно-технической конференции. Сибай - Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 8-15.
71. Рыльникова, М.В. Вскрытие при комбинированной разработке медноколчеданных месторождений [Текст] / М.В. Рыльникова, В.Н. Калмыков, Н.А. Ивашов // Горная промышленность. — 2003. - № 2.
72. Рыльникова, М.В. Изыскание технологической схемы освоения месторождения «Озерное» комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологией [Текст] / М.В. Рыльникова, А.М. Пешков // Проблемы освоения недр в XXI век глазами молодых. — М: УРАН ИПКОН РАН, 2008. — 364 с.
73. Рыльникова, М.В. Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие. [Текст] / М.В. Рыльникова, Д.Н. Радченко, Г.А. Матюшенко // — Магнитогорск: Изд-во ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2009. С.19.
74. Самсонов, Н.Ю. Групповая разработка малых золоторудных месторождений [Текст] / Н.Ю. Самсонов, М.А. Ягольницер / науч. ред. В.А. Крюков. — Новосибирск: ИЭОПП СО РАН. — 2012. — 240 с.
75. Самсонов, Ю.Н. О групповой разработке малых золоторудных месторождений [Текст] / Ю.Н. Самсонов // Минеральные ресурсы России — 2011. - №3. — с. 22-27.

76. Серавкин, И.В. Учалинское медно-цинково-колчеданное месторождение Уральского типа [Текст] / И.В. Серавкин и др. Уфа: БНЦ УрО РАН, 1992. 175 с.

77. Сиразетдинов, Т.К. Динамическое моделирование экономики региона [Текст] / Казань: Академия наук РТ, 2005. – 320 с.

78. Славиковский, О.В. Особенности подземной геотехнологии рудных месторождений Урала [Текст] / О.В. Славиковский, В.А. Осинцев, А.В. Лунин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2000. - № 11. – С. 93-95.

79. Совершенствование методов проектирования рудников: Обзор [Текст] // Б.В. Болотов. – М., 1988. – 60с.: ил.2. – (Сер. «Горн. дело»: Обзорная информ. // М-во цв. металлургии СССР. ЦНИИцветмет экономики и информ.; вып. 7). – Библиогр.: С. 55-57.

80. Справочник по горнорудному делу [Текст] / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

81. Технический проект на отработку Узельгинского месторождения Учалинского ГОКа: пояснительная записка. – Том II. Технологическая часть. Книга 4. Горная и горно-механическая части. Противопожарная защита. [Текст] – Свердловск: «Унипромедь», 1979. – 154 с.

82. Технологическая инструкция по возведению крепей подземных горных выработок на рудниках Учалинского горно-обогатительного комбината. [Текст] – Екатеринбург, Учалы: Унипромедь, 2000. – 123 с.

83. Технологическая инструкция по производству закладочных работ на подземных рудниках. [Текст] – Екатеринбург: ОАО «Унипромедь», 1999. – 36 с.

84. Технологическая инструкция по производству закладочных работ на рудниках Норильского комбината. [Текст] – Норильск: Главникель, 1975. – 33 с.

85. Технологический регламент на вскрытие и отработку рудных тел в этажах 830-1150 м и 1150-1310 м Гайского подземного рудника. [Текст] –

Екатеринбург: ООО «Уралмеханобр-УГМК», ОАО «Гайский ГОК», 2005. – 146 с.

86. Технологический регламент на вскрытие и разработку Ново-Учалинского месторождения. [Текст] – Екатеринбург: ЗАО «Горный проектно-строительный центр», 2007. – 89 с.

87. Технологический регламент по отработке рудных тел «Нижней залежи» Сибайского месторождения системами разработки с закладкой выработанного пространства. [Текст] – Екатеринбург: ООО «Уралмеханобр – УГМК», 2005. – 156 с.

88. Технологический регламент по отработке Юбилейного месторождения подземным способом: пояснительная записка. Книга 1. [Текст] – Екатеринбург: ЗАО «Горный проектно-строительный центр», 2007. – 212 с.

89. Технологический регламент. Закладка отработанного пространства Учалинского карьера твердеющими смесями на основе отходов обогащения. [Текст] – Магнитогорск: ЗАО «Маггеоэксперт», 2011. – 37 с.

90. Тонких, А.И. Техничко-экономические расчеты при подземной разработке рудных месторождений: учеб. пособие [Текст] / А.И. Тонких, В.Н. Макишин, И.Г. Ивановский – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007. – 137 с.

91. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Методы оценки инвестиций горных предприятий [Текст] // Известия ВУЗов. Горный журнал. 1993. - №2. – С. 15-20.

92. Трубецкой, К.Н. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья [Текст] / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова; Ин-т проблем комплексного освоения недр РАН. // М.: Наука, 2010. – 437 с.

93. Трубецкой, К.Н. Модель оценки эффективности маневрирования производительностью горного предприятия [Текст] / К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков, Н.А. Мацко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2000. - № 3. – С. 2 – 6.

94. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых [Электронный ресурс]: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору 11.12.2013. - URL: [www.consultant.ru](http://www.consultant.ru).

95. Хохряков, В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных работ: учебное пособие [Текст] / В.С. Хохряков // Екатеринбург: УГГГА 1996. – 180 с.

96. Христиановский, В.В. Экономико-математические методы и модели: теория и практика: учебное пособие [Текст] / В.В. Христиановский, В.П. Щербина. – Донецк: ДонНУ, 2010. – 335 с.

97. Чадченко, А.В. Минерально-сырьевая база Учалинского ГОКа [Текст] / А.В. Чадченко, П.И. Пирожок, Э.О.Олин // Горный журнал. – 2004. - № 6. – С. 16 – 19.

98. Черникова, И.В. Обоснование порядка отработки золоторудных месторождений группой карьеров [Текст] / И.В. Черникова, Г.Н. Потехин // Совершенствование технологий производства цветных металлов: сб. материалов Межрегион. научн.-техн. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых. Красноярск: ИЦМиЗ СФУ. – 2007. – С. 52-54.

99. Черникова, И.В. Обоснование порядка отработки золоторудных месторождений группой карьеров [Текст] / И.В. Черникова, Г.Н. Потехин / Совершенствование технологий производства цветных металлов: сб. материалов Межрегион. научн.-техн. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых. Красноярск: ИЦМИЗ СФУ. – 2007. – С. 52-54.

100. Черникова, И.В. Технологические способы управления режимом горных работ при отработке месторождений группой карьеров [Текст] / И.В. Черникова, Г.Н. Потехин / Известия ВУЗов. Горный журнал. – 2009. - №8. – С. 4-14.

101. Шестаков, В.А. Обоснование параметров рудников и технологии разработки рудных месторождений: учебное пособие [Текст] / В.А. Шестаков // Новочеркасск, Изд. НПИ, 1979. – 84 с.
102. Шестаков, В.А.. Проектирование горных предприятий [Текст] //. М.: МГГУ.-1995. - 508с.
103. Щелканов, В.А. Основные положения рудника при комбинированной отработке [Текст] // Перспективы развития технологии подземной разработки рудных месторождений. М.: МГИ, 1985. С .5.
104. Эффективность промышленного освоения медно-колчеданного месторождения Юбилейное в Республике Башкортостан [Текст] / Г.Н. Рудой, Л.П. Лучина, Б.С. Болкисев и др. //«Проблемы и пути устойчивого развития горнодобывающих отраслей промышленности»: материалы 4-й междунар. науч.-практ. конф. - Хромтау, 2007. –С.136-139.
105. Юркова, Т.Н. Экономика цветной металлургии: тексты лекций: учеб. пособие. Гос. ун-т цветных металлов и золота. — Красноярск, 2004.-С. 114.
106. Яковлев, В.Л., Бурыкин С.И. Обоснование стратегии освоения минеральных ресурсов Среднего Урала. [Текст] - Горный журнал. 2004. - №5 – С. 3-8.
107. Янтурина, Ю.Д. Обоснование параметров технологических резервов устойчивого функционирования горнотехнической системы при подземной разработке медно-колчеданных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25.00.21 / Янтурина Юлия Данияровна. – Магнитогорск, 2015. – 175 с.
108. David Pires Mineral project evaluation / Pires David // Mine Management Bulletin – 2012. – October. - p. 30-32.