

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

институт

Шахтное и подземное строительство

кафедра

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой

_____ С.А. Вохмин
подпись инициалы, фамилия

« _____ » _____ 2018 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломной работы

Студенту

Власику Никите Владимировичу

фамилия, имя, отчество

Группа

ГГ14-10

Направление (специальность) 21.05.04.00.05 "Шахтное и подземное строительство"

Тема выпускной квалификационной работы «Обоснование строительных решений при разработке сложных жильных месторождений с применением малогабаритного самоходного оборудования»

Утверждена приказом по университету № от «___» _____ 2020 г.

Руководитель ВКР

Д.А. Урбаев, канд. техн. наук, доцент каф. ШПС

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР: По литературным источникам, данным преддипломной практики и результатам собственных изысканий.

Перечень разделов ВКР:

Введение; Постановка вопроса исследований; Анализ теории количественной оценки сложности природно-геологических и технологических параметров освоения жильных месторождений золота; Аprobация выбранной методики; Строительные решения при проходке ПНВ; Вентиляция; Безопасность жизнедеятельности; Экономическая часть; Заключение; список литературы; Приложение А; Приложение Б.

Перечень графического материала:

Геологическая карта Зун-Холбинского месторождения;

Геологическая карта Березитового месторождения;

Сечение рудных штреков;

Аprobация методики оценки сложности;

Оценка соответствия сложности;

Паспорт БВР;

Паспорт Крепления;

Вентиляция гор. 1550;

Экономическая часть.

Руководитель ВКР

подпись

Д.А. Урбаев

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

подпись

Н.В. Власик

инициалы и фамилия

« ___ » _____ 2020 г.

Содержание

РЕФЕРАТ	8
ВВЕДЕНИЕ	9
ГЛАВА 1 ПОСТАНОВКА ВОПРОСА ИССЛЕДОВАНИЙ	10
1.1 Анализ практики строительных решений при разработке тонкожильных месторождений	10
1.2 АНАЛИЗ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА	13
1.2.1 Географо-экономические характеристики района Зун-Холбинского месторождения	13
1.2.2 Геологическое строение Зун-Холбинского месторождения .	14
1.2.3 Горно-геологические условия эксплуатации Зун-Холбинского месторождения	20
1.2.4. Географо-экономические характеристики района Березитового месторождения	21
1.2.5 Геологическое строение Березитового месторождения	23
1.2.7 Сравнительный анализ геологического строения и горно-геологический условий Зун-Холбинского и Березитового месторождения	28
1.3 Современное состояние строительных решений на рассматриваемых месторождениях	30
1.3.1 Зун-Холбинское месторождение	30
1.3.2 Березитовое месторождение	38
1.3.3 Вывод из анализа практики строительной геотехнологии при тонкожильных месторождениях	44
1.4 Постановка вопросов и задач исследования	46
ГЛАВА 2 АНАЛИЗ ТЕОРИИ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ СЛОЖНОСТИ ПРИРОДНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОСВОЕНИЯ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА	49
2.1 Моделирование показателей соответствия технологических параметров природно-геологическим условиям	49
2.2 Моделирование существенности величин признаков	51
2.3 Моделирование изменчивости признаков	53
2.4 Вывод применяемой методики	65
ГЛАВА 3 АПРОБАЦИЯ ВЫБРАННОЙ МЕТОДИКИ	66
3.1 Расчет природно-геологической и технологической сложности	66

3.2 Выбор оптимального самоходных оборудований	70
JOY NV 1	72
3.3 Расчет показателя соответствия для различных комплектов оборудований	76
3.4 Окончательный вариант комплекта оборудований	78
Руд-ное тело.....	79
Мощ-ность рудно-го тела, м	79
Разубо-живание, %.....	79
Ширина 1,0, м	79
Разубо-живание	79
Ширина 0,9, м.....	79
Показатели	79
Едини-ца измерения.....	79
Ши-рина 1,0, м.....	79
Ши-рина 0,9, м.....	79
ГЛАВА 4 СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОХОДКЕ ПНВ	81
4.1 Расчет паспорта буровзрывных работ при проходке рудного штрека	81
4.2 Расчет анкерной крепи	86
4.3 Расчет объемов работ	90
4.4 Схема ведения работ	92
4.5 Уточнение паспорта БВР	94
4.6 Расчет основных показателей БВР	96
ГЛАВА 5 ВЕНТИЛЯЦИЯ	99
5.1 Расчет параметров вентиляции	99
5.2 Выбор вентилятора	101
ГЛАВА 6 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	102
6.1 Основные опасности при работе подземного транспорта	103
6.2 Принципиальные решения по организации труда.....	103
6.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью	104
6.4 Предупреждение взрыва газов и пыли.....	107
6.5 Противопожарные мероприятия.....	107
6.6 Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ	107
6.7 План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий	108
6.8 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов	110

6.9 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности	111
ГЛАВА 7 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	112
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	116
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	117
ПРИЛОЖЕНИЕ А	120
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	129

РЕФЕРАТ

Дипломная работа по теме «Обоснование строительных решений при разработке сложных жильных месторождений с применением малогабаритного самоходного оборудования» содержит 140 страницы текстового документа, 29 рисунков, 29 таблицы, 122 формулу, 25 литературных источников, 9 графических приложений.

Ключевые слова: РУДНЫЙ ШТРЕК, СЛОЖНОСТЬ, ИЗМЕНЧИВОСТЬ, СУЩЕСТВЕННОСТЬ МАЛОГАБАРИТНЫЕ ОБОРУДОВАНИЯ, ЖИЛЬНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, ЗОЛОТО, РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ.

Объектом проектирования является Зун-Холбинское месторождение зона Дальняя и рудное тело Контактное.

Цель работы: Обосновать строительные решения при сложных жильных месторождений с применением самоходного оборудования.

Выявлены различные параметры ширины рудных штреков, которые не соответствуют мощности жил. В свою очередь, приводят к большому разубоживанию на стадии проходки.

Разработана новая методика обоснования выбора сечения нарезных выработок с применением малогабаритного самоходного оборудования.

Дан пример расчета обоснования выбора проходческого оборудования при разработке сложных жильных месторождений Дальнего Востока.

ВВЕДЕНИЕ

На сегодняшний день один из основополагающих проблем в разработке маломощных крутопадающих рудных месторождений является высокое разубоживание руды с вмещающими породами. Данная проблема обусловлена малой по величине мощностью жил и несоразмерное сечение нарезных выработок под применяемое оборудование для ее отработки. При этом, попутная добыча руды не окупает капитальные затраты на строительство подготовительно-нарезных выработок.

В настоящей дипломной работе проведен анализ строительных решений крупного золотодобывающего предприятия ОАО «Бурятзолото». Согласно полученным материалам, выявлены несоответствия принимаемых строительных решений относительно сложности геологического строения обрабатываемых месторождений. Выявлены несовершенство применяемой методики нормирования, определения и учета потерь и разубоживания золотосодержащей руды [13].

При этом, в своей работе [14] Урбаев Д.А., Власик Н.В., отмечают, что данная методика не учитывает сложность изменения мощности рудного тела, а, следовательно, усложняет выбор оптимального решения на строительство нарезных выработок.

Так же, несмотря на то, что в мировой горнорудная практика предлагает малогабаритные самоходные машины для выполнения основных и вспомогательных производственных процессов, на рассматриваемых рудниках применяются заведомо большие по величине машины. В свою очередь выбранный парк оборудования завывают сечение нарезных выработок, тем самым уменьшая коэффициент извлечения в контуре проходки.

В настоящей дипломной работе проведен анализ строительных решений и методика их расчета маломощных рудных месторождений. По результатам анализа, предложена уточненная методика выбора комплекта оборудования на основе природной и технологической сложности. Данная методика позволит оценить сложность геологического строения жил и оптимальный выбор комплекта оборудования для их освоения.

ГЛАВА 1 ПОСТАНОВКА ВОПРОСА ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Анализ практики строительных решений при разработке тонкожилых месторождений

В настоящее время, при доработке крупных месторождений золота на территории РФ, возникает тенденция поиска и освоения средних и малых месторождений. Это связано с тем что: Во-первых, большинство крупных месторождений уже отрабатываются или отработаны полностью; Во-вторых, в природе мелкие месторождения встречаются чаще. Доля, приходящая на мелкомасштабные месторождения, составляет 85,9 % от всех месторождений согласно пирамиде распределения месторождений по масштабности по Соловову А.В (рис.1.1) [1].



Рисунок 1.1 — Пирамида распределения месторождений по масштабности по Соловову А.В.

Рудные месторождения золота характеризуются по объему запасов:

- Крупные (уникальные) – более 400 т
- Крупные – 100-400 т
- Средние – 25-100 т
- Малые – менее 25 т

Основные запасы для всех месторождений золота представлены жильным типом орудения. Наибольшая доля запасов приходится на жильные рудные тела мощностью менее 1 м и в диапазоне от 1,5 до 3 м (рис. 1.2) [2].

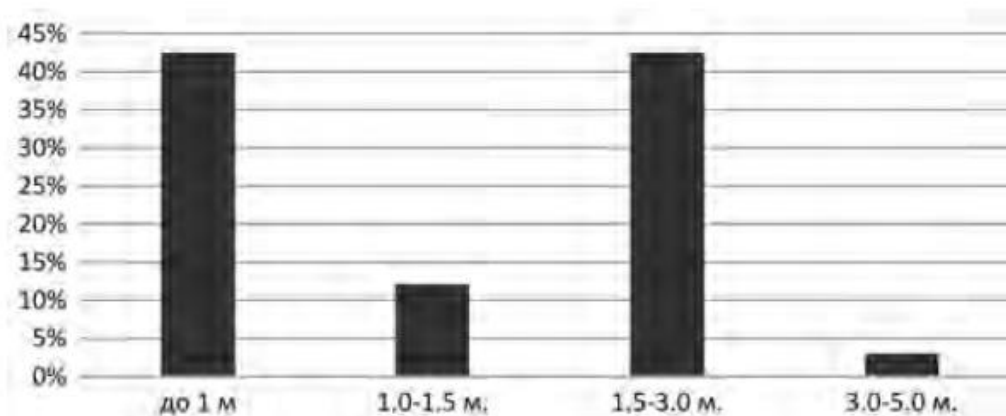


Рисунок 1.2 — Запасы руды в различных по мощности рудных телах, %

Наряду с этим, для маломощных рудных месторождений, удельный вес занимают крутопадающие месторождения, в которых сосредоточено до 91% запасов золота [3].

Как следствие, из перечисленных особенностей, к маломощным золотоносным жильным месторождения характерны большое разубоживание и потери при их освоении, в частности при проходке нарезных выработок. Так же осложняется добыча неравномерностью залегания, управлением горным давлением, пережимами, ответвлениями.

Для поддержания прежнего уровня добычи маломощных месторождений, необходимо:

- Разработка методик более точного определения содержания, формы рудного тела
- Рациональный подбор и усовершенствование систем разработок
- Рациональный подбор комплекта транспорта для освоения месторождения позволяющие: уменьшить ширину очистного пространства; уменьшить трудоёмкость производства; увеличить производительность.

Анализ мирового и отечественного недропользования показывает в каких направлениях ведутся усовершенствование в области технологи [4], а именно:

1. Применение малогабаритных самоходных ПДМ с электрическим или дизельным приводом для уменьшения разубоживания на нарезных выработках;
2. Использование анкерной крепи для упрочнения вмещающих пород с целью повышения безопасности работ;

Отечественный опыт показывает, что для разработки тонкожильных месторождений применяются следующие системы разработки:

1. С открытым очистным пространством:
 - Подэтажные штреки;
 - Потолкоуступная с распорной крепью;

- Почвоуступная.
2. С магазинированием.
 3. С закладкой.

Наиболее часто применяются системы с магазинированием руды. Более 60% тонких рудных тел разрабатываются этой системой. Так же применяемая система, при крутопадающих жилах и крепких вмещающих породах, позволяет осуществлять раздельную выемку руды и вмещающих пород.

При разработке особо ценных полезных ископаемых применяются системы с закладкой выработанного пространства. Остальные системы применяются сравнительно реже при тонких крутопадающих месторождениях.

Ранее говорилось о том, что при разработке тонкожилых месторождений сопровождается высоким уровнем ручного труда. Для устранения низкой эффективности строительства нарезных выработок, возникла тенденция применения самоходной техники, позволяющая увеличить производительность горных работ: увеличение скорости строительства нарезных выработок и повышение производительности. Но при этом увеличивается разубоживание руд и, следовательно, ухудшение качества рудной масс. Данный факт объясняется тем, что при использовании в технологической схеме самоходного транспорта увеличивается сечение горных выработок под использование техники и, следовательно, увеличение объема нарезных работ.

При применении на тонких жилах стандартные оборудования приводит к неизбежному увеличению сечения выработок и увеличению горно-проходческих работ. На рис. 1.4 показаны минимальные сечения выработки для использования наиболее распространённых ПДМ [5].

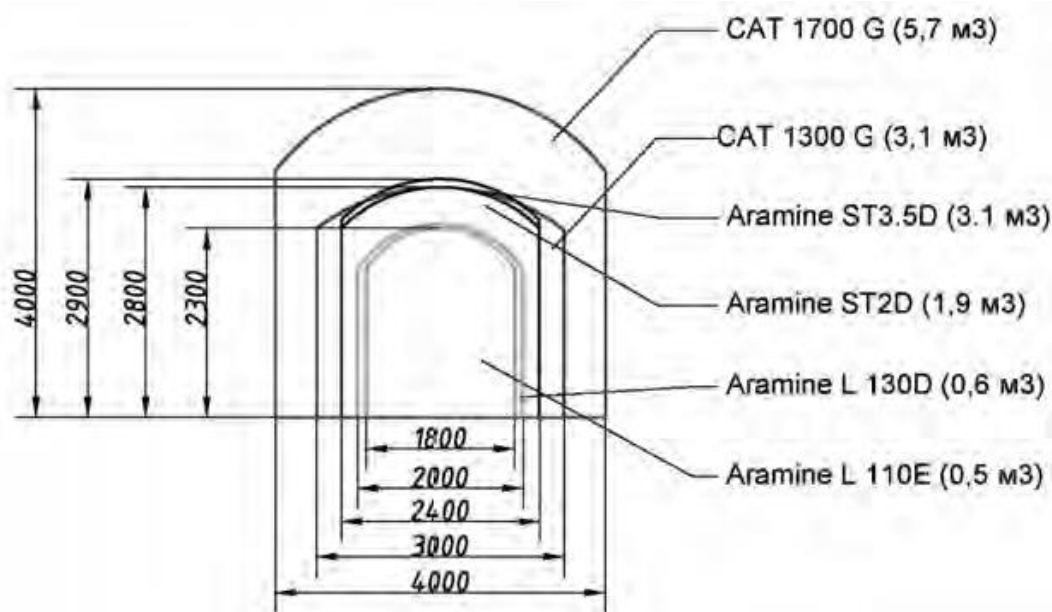


Рисунок 1.4 — Минимальные сечения нарезной при полевой подготовке блока для использования наиболее распространённых ПДМ [5]

В последующих главах проведен анализ геологических характеристик и строительные решения жильных месторождений золота.

1.2 АНАЛИЗ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

1.2.1 Географо-экономические характеристики района Зун-Холбинского месторождения

Рельеф района представляет сильно расчленённую горную систему западной части высокогорного хребта Китоийские гольцы, слагающего юго-восточную часть Восточного Саяна. Абсолютные отметки изменяются от 1700 м в долине р. Зун-Холба до 3001,6 м г. Улан-Сардаг, относительные превышения водоразделов над долинами – 200-600 м. Крутизна склонов колеблется от 15-250 до 35-400. Вершины хребта островерхие, но в пределах Холбинского рудного поля сглаженные, с останцами древней денудационной поверхности (рис. 1.5).

Гидросеть района представлена верховьями рек Урик и Китой. Ближайшими и наиболее крупными водотоками к участку работ являются правые притоки Урика реки Зун-Холбо и Хара-Гол. Они представляют собой типичные горные реки и характеризуются быстрым течением, небольшой глубиной (1-1,5 м), загроможденностью русел каменным

материалом и крайне непостоянным уровнем воды. Режимы рек находятся в прямой зависимости от количества атмосферных осадков. В зимнее время почти все они промерзают до дна. При наличии подрусловых вод и выхода их на поверхность, это приводит к формированию обширных наледей.

Климат района резко континентальный с большими суточными колебаниями температур. Среднегодовая температура составляет (-7,4°С), среднемесячная температура в январе – (-22°С), в июле (+15°С). Зима длится около 7 месяцев.

Растительный мир района Основные виды деревьев – лиственница, кедр, ель. В долинах рек появляются берёза и осина.

Животный мир: медведь, волк, рысь, россомаха, соболь, изюбрь, лось, коза, кабарга.

Сельское хозяйство развито слабо. Доля пахотных земель в общей площади не превышает 1%.

Традиционная отрасль – мясное животноводство (КРС, кони, и, гораздо меньше, овцы).



Рисунок 1.5 — Обзорная карта Зун-Холбинского месторождения

1.2.2 Геологическое строение Зун-Холбинского месторождения

Зун-Холбинское золоторудное месторождение дается по приложению (Приложение А).

Стратиграфия

Полный вертикальный ряд стратифицированных образований района работ выглядит следующим образом:

Архейская система

Гарганский метаморфический комплекс (gAR?g) – плейрогнейсоплагиограниты, гранитизированные кристаллические сланцы, амфиболиты и др. метаморфизованные породы кислого и среднего, реже основного состава. В кровле березиты и пропилиты, контролирующие оруденение золота.

Поздний рифейская система

Боксонский комплекс ($\beta vR_3?bks$) - перидотит-диабазовый нерасчлененный, Подкомплекс верхний-пластинчатых даек: диабазы, габбродиабазы, габбро Подкомплекс нижний-габбровый: нориты, габбронориты, амфиболовые габбро.

Ильчирский комплекс ($v-vR_3?i$) - габбро-перидотитовый нерасчлененный. Подкомплекс верхний-кумулятивный: дуниты и хромиты, габбро, пироксениты, нориты.

Подкомплекс нижний-реститовый: дуниты, гарцбургиты, серпентиниты апоперидотитовые.

Поздний рифейская-Вендская система

Дунжугурская толща ($R_3-V?dn$) Метабазальты, андезиты; сверху: их туфы, песчаники, глинистые и кремнистые, сланцы.

Дунжугурский комплекс ($\beta R_3-V?d$) - габбро-диабазовый субвулканический. Штоки, силлы и дайки габбро, диабазов и андезитов.

Рифей-Палеозойская система

*Ильчирский комплекс ($mR*Pz?ie$)* - тектониты Серпентинитовый и полимиктовый меланж. Листвениты, контролирующие оруденение золота.

Венд-кембрийская система

Иркутная свита ($V-€?ir$) – Вверху: доломиты, известняковые доломиты и известняки; кремнёвые породы, кремневые сланцы.

Внизу: псаммитовые известняки, строматолитовые карбонаты; а основании – горизонты гранитизированных аркозовых песчаников и риолитов, вмещающих золотоносные

зоны березитов. В верхах свиты – горизонты золотоносных окварцованных и сульфидизированных углеродисто-глинисто-кремнистых сланцев.

Ордовик-силурийская система

Ильчирская свита (O-S^{il}) – Вверху: зеленые хлорит-амфиболовые, амфиболовые и другие апоэффузивные сланцы основного и среднего состава, андезиты и андезибазальты, их туфы; прослои, линзы карбонатов, часто брек-чиевидных (органогенно-обломочных); линзующиеся горизонты метапесчаников субаркозового состава и золотоносных сульфидизированных углеродисто-кремнисто-глинистых сланцев и обуглероженных метавулканитов (базитов) основного состава.

Внизу: зеленовато-серые метатуфопесчаники, алевролиты, туфогенные углеродисто-кремнисто-глинистые сланцы (до 1000 м). Горизонты золото-платиноидноносных окварцованных и сульфидизированных (пирит-пирротиновых) углеродисто-кремнисто-глинистых сланцев.

Барунхолбинский комплекс (v β O-S^{bh}) - ультрабазит-базитовый субвулканический. Штоки, силлы и дайки метаморфизованных габбро, диабазов, андезитов, анхидиоритов, микродиоритов, дацитов; редко перидотитов и риолитов. Зоны сульфидизации, окварцевания и пропилитизации, контролирующие золото-платиноидное оруденение.

Девонская система

Сумсунурский комплекс Первая фаза (v₁Ds): габбро, диориты пироксеновые, пироксениты и горнблендиты. Скарны.

Сумсунурский комплекс Вторая фаза (p γ ₂Ds): плагиограниты, тоналиты и гранодиориты, диориты, кварцевые диориты, габбро, анхидиориты. Кварцевые жилы.

Палеозойская система

Холбинский комплекс (l γ Pz₁^h) - дацит-риолитовый гипабиссальный (малых интрузий). Штоки, силлы и дайки лейкократовых гранитов, диоритов, риодацитов, плагиориодацитов, дацитов, андезитов, риолитов, фельзит-порфиров и диоритовых порфиритов. Березиты, пропилиты, аплиты, кварцевые жилы, зоны окварцевания, сульфидизации и других метасоматитов, контролирующие (традиционно) орудения золота, серебра и других полезных ископаемых.

Девон-каменноугольная система

Сагансайрская свита (D₂-C1ss₂). Верхняя подсвита. Метапесчаники с прослоями апевритистых аргиллитов, конгломератов и доломитов; туфы риолитов, андезитов.

Палеогеновая система

Эоценовые продукты коры выветривания (kvP₂): дресва, супесь, суглинки, кремнисто-железистые образования (до 20-30 м), контролирующие золото, платину и платиноиды.

Неогеновая система

Тиссинская серия нерасчлененная (Nts). Базальты, галечники, пески, алевролиты, в т. ч. потенциально золотоносные подбазальтовые галечники.

Четвертичная система

Четвертичные (Q) - рыхлые отложения нерасчлененные (до 50-100 м), в т. ч. золотоносные песчано-галечные отложения.

Магматизм

Интрузивные образования в районе работ занимают около 20% территории и представлены магматическими породами широкого спектра, объединенными в ряд комплексов. К наиболее древним интрузивным образованиям отнесены породы офиолитовой ассоциации, к которой отнесены образования ильчирского, боксонского и дунжугурского комплексов.

В районе работ развиты образования ильчирского, боксонского, сумсунурского и холбинского комплексов.

Ильчирский интрузивный комплекс (R₃?i). Породы ильчирского комплекса представлены дунитами, гарцбургитами, серпентинитами различного состава и полосчатыми верлит-пироксенитовыми образованиями.

Барунхолбинский интрузивный комплекс (O-S?bh). В пределах района работ он представлен кварцевыми диоритами, диоритами, габбро-диабазами, амфиболитовыми и пироксенитовыми габбро. Интрузивные залежи слагают линзообразные тела неправильной формы размером 1 x 3 км и часто изменены до такой степени, что визуально не отличаются от образований ильчирского комплекса.

Сумсунурский интрузивный комплекс (Ds). Представлены средне-крупнозернистыми биотит-амфиболовыми и амфиболовыми гранитами, плагиогранитами и гранодиоритами. В краевой части массивов фиксируются оторочки гибридных пород среднего и основного состава.

Холбинский интрузивный комплекс (Pz_{1h}) представлен малыми и трещинными интрузиями сильно дифференцированных (от основных до кислых) пород. Породы комплекса представлены штоками, дайками и дайкообразными телами лейкократовых гранитов, диоритов, риолитов, риолит-порфиров, кварцевых порфиров, гранит-порфиров, диабазов, диабазовых порфиров, габбро-диоритов, жилами кварца.

Тектоника

Тектонический облик горного района определяется широким развитием складчатых структур и разрывной тектоники северо-западного и субширотного простираний. Обычно эти разрывные нарушения являются рудоконтролирующими, по крайней мере, на известных золоторудных объектах. Пострудная тектоника представлена взбросами, взбросо-сдвигами и надвигами.

Орудение

Основные рудные тела представлены в виде: минерализованных зон и жиллообразных рудных тел. Условия локализации золотого оруденения в рудных телах типа «минерализованные зоны» характеризуются тем, что наряду с кварц-сульфидными рудами в составе рудных тел участвует большое количество золотоносных пород (56-67%) – чёрных углеродисто-кварцевых сланцев, известняков, лиственитов и др. Оконтуривание рудных тел (блоков) по мощности выполнено исключительно по результатам опробования, так как оруденение представлено минерализованными зонами не имеющих четких геологических границ.

Все перечисленные виды имеют линейную структуру северо-западного простирания (310°) со сложным складчато-линзовидно-полосчатым строением, зажатую между блоками гранитоидов сумсунурского комплекса. Мощность ее 150-200 м. Падение пород крутое (до вертикального) на юго-запад. Общая длина по простиранию данных зон составляет около 3220 м.

Рудные тела — полосчатые жилообразные залежи (Сульфидная, Доржи-Банзаровская, Вавиловская и др.), согласные с крутопадающей толщей сланцев и карбонатных пород. Они расположены кулисообразно или соединяются по простиранию, протягиваются на 100 — 700 м при мощности до 3 м. На глубине 300—400 м жильные тела часто выклиниваются и переходят в зону вкрапленной золото-сульфидной минерализации, которая залегает в черных сланцах и карбонатных породах и имеет мощность до 10 м.

В жилах кварцевого или кварц-карбонатного состава наблюдаются полосчатые, массивные, вкрапленные скопления сульфидов (10 — 80%). Преобладают галенит, пирит, сфалерит, встречаются пирротин, блеклые руды, халькопирит, марказит и теллуриды (петцит, телуровисмутин). В отдельных участках жил образуются колчеданные руды. Золото встречается в виде мелкой вкрапленности в кварце, реже в сульфидах. Содержание его колеблется от 2 до 140 г/т. Золото ассоциирует с пиритом, содержит примесь меди, ртути, кадмия и палладия. Выделяются следующие разновозрастные минеральные ассоциации с золотом: кварц-пиритовая, кварц-карбонат-галенитовая; халькопирит-галенит-сфалеритовая [6].

В табл. 1.1 указаны показатели изменчивости основных свойств оруденения по вариантам бортовых содержаний. Согласно методике определения группы сложности геологического строения, то Зун-Холбинское месторождение представлена 4 группой геологической сложности [7].

Таблица 1.1 — Показатели изменчивости основных свойств оруденения по вариантам бортовых содержаний

Вариант бортового содержания, г/т	Количество, шт		Показатели изменчивости		
	пробурено скважин, общее	кондиционных пересечений	q	V _m , %	V _c , %
1,5	278	98	0,35	129,94	109,73
Группа сложности			4	4	3

1.2.3 Горно-геологические условия эксплуатации Зун-Холбинского месторождения

Участок рудной зоны Дальняя находится на левом борту рек Хойто-Сала - Зун-Холба в районе устья реки Урда-Сала, на северо-западном окончании рудной зоны Перспективной. В конце 50-х здесь были обнаружены золото-полисульфидные жилы небольшой мощности с содержанием золота до 178 г/т. В 1959 году наибольшая из жил получила название Дальняя и предварительно изучена с поверхности канавами. Жила залегает в зоне рассланцевания, проходящей по контакту известняков и гранитов. Состав жилы сульфидно-кварцевый. Из сульфидов преобладает пирит, реже отмечается галенит и сфалерит, очень редко – мелкое золото. Мощность жилы от 0,1 до 1,0 м, средняя - 0,5 м, длина - 90 м. Среднее содержание золота в жиле – 14,38 г/т, в оруденелых околожилльных метатектонитах – 2,6 г/т на мощность до 1,0 м

Гидрологические условия месторождения – обводнение руд и пород незначительные.

Объемный вес пород и руд. Холбинское месторождение составила 2,74 т/м³, изменяясь в пределах от 2,68 до 3,91 т/м³. Всего исследовано более 1,5 тыс. образцов руд и более 8,5 тыс. образцов вмещающих пород. Для руд глубоких горизонтов принят объемный вес руды равный 2,74 т/м³.

Трещиноватость горных пород. Модуль открытых трещин здесь колеблется от 4-6 до 10-12, а показатель качества пород RQD составляет от 0-30 до 0-40, что соответствует плохому и очень плохому качеству. Распространенность крупных тектонических трещин повсеместная, трещины крутопадающие, мощностью от первых сантиметров до 1 м и более. Заполнитель трещин – глинисто-обломочный материал, который характеризуется следующими физико-механическими свойствами: естественная влажность 4-12%, пористость 15-28%, набухание – первые проценты, влажность набухания 13-19%, давление набухания – от 4×10^{-3} до $1,6 \times 10^{-2}$ Мпа; материал слабо размокает (до 25 %/сут), чаще практически не размокает.

Кварцевые, кварц-сульфидные и сульфидные жилы всех рудных тел характеризуются достаточно высокой степенью трещиноватости ($M_{от} = 8-12$), а показатель качества этих пород не превышает 10-20.

Прочностные свойства горных пород. Вмещающие породы (гранитоиды, известняки) относятся к породам с высокой прочностью (100-200 МПа). Руды характеризуются, в основном, средними показателями прочности (50-100 МПа), при этом прочность практически всех разновидностей пород в водонасыщенном состоянии снижается на 10-30 %. Вмещающие породы и руды отличаются по показателю хрупкости ($K_{хр}$): для вмещающих пород $K_{хр} = 6-9$, сланцы являются более пластичными – 4-5. Коэффициент крепости по Протоdjяконову для

вмещающих пород колеблется от 9 до 15, для пород рудных зон – 4-9, в отдельных случаях (зоны дробления в сланцах и известняках) коэффициент крепости может снижаться до 2-3. Коэффициент разрыхления руд и пород месторождения составляет 1,5-1,7.

Удароопасность (склонность к горным ударам). Согласно «Заключению о потенциальной удароопасности Зун-Холбинского месторождения» рассматриваемые в ТЭО глубокозалегающие рудные тела и рудные зоны на текущий момент относятся к категории «НЕОПАСНО».

Радиоактивные свойства горных пород. Естественная радиоактивность пород и руд по месторождению изменяется в пределах от 1 до 35 мкр/час.

Породы и руды Зун-Холбинского месторождения по значениям радиоактивности находятся в пределах естественного фона и относятся к безопасным.

Силикозоопасность. Руды и вмещающие породы являются силикозоопасными по пыли (содержание свободной кремнезема по данным силикатного анализа частных проб от 31,1 до 75,2%), требуют применения средств индивидуальной защиты персонала при добыче и переработке руд.

Слеживаемость и смерзание руд. Многолетняя практика эксплуатации месторождения свидетельствует о том, что руды не подвержены слеживаемости.

Опасность выделения газа. За многолетний период освоения месторождения выбросов природного газа не наблюдалось.

1.2.4. Географо-экономические характеристики района Березитового месторождения

Березитовое золото-полиметаллическое месторождение расположено в Тындинском районе Амурской области (Рис. 1.6), в 130 км к юго-западу от районного центра г. Тынды.

Рельеф района месторождения охватывает южные отроги Урушинского и Джелтулакского хребтов и характеризуется среднегорным рельефом с абсолютными отметками от 500 до 1000 м и относительными превышениями 300-500 м. Крутизна склонов достигает 30°. Вершины и крутые склоны покрыты крупноглыбовыми осыпями. Водоразделы выположены и участками заболочены.

Гидросеть района. Наиболее крупным водотоком территории является река Хайкта – правый приток р. Большой Ольдой (система р. Амур), протекающая в 2,2 км западнее месторождения. Хайкта принимает слева ручьи Константиновский (Березитовый), Трубный,

Орогжан, верховья которых дренируют Березитовое рудное поле. Долина Хайкты широкая (до 1 км) ассиметричная с крутым правым и пологим левым бортом, пойма заболоченная, с большим количеством старичных озер. Русло шириной 30-80 м извилистое, глубина колеблется от 0,5 до 2-3 м.

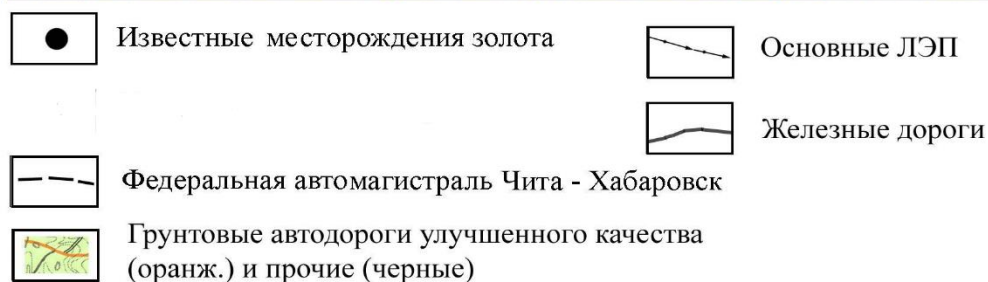


Рисунок 1.6 — Обзорная карта района месторождения

Климат района месторождения приравнен к Крайнему Северу. Климат резко континентальный со среднемесячными температурами июля +17,3 °С (абсолютный максимум

+34,5 °С) и января минус 29,4 °С (абсолютный минимум минус 51,9 °С). Среднегодовая температура воздуха отрицательная и составляет минус 3,6 °С. Господствующее направление ветров зимой северо-западное и северное, летом – южное и юго-восточное

Растительный мир. Растительность района представлена лиственничными лесами с густым подлеском карликовой березы, хвойного подроса и багульника, чередующимися с марями. Основные виды в долинах рек – лиственница и береза; на террасах встречаются массивы сосны, в верховьях – ель. Выше отметок 800-900 м распространен кедровый стланик.

Животный мир представлен восточносибирским фаунистическим комплексом – бурый медведь, лось, изюбр, соболь, заяц-беляк, белка, бурундук; из птиц – каменный глухарь, куропатка, рябчик. В реках обитают лососёвые – таймень, ленок, амурский хариус, налим и голянь.

Отраслевая промышленность. Территория, прилегающая непосредственно к месторождению, безлюдна. Население сконцентрировано в крупнейшем населенном пункте района – городе Тында (130 км северо-восточнее месторождения) и в поселках вдоль Транссибирской магистрали. Основное занятие – обслуживание железной дороги, лесозаготовки, эксплуатация россыпей золота.

1.2.5 Геологическое строение Березитового месторождения

Березитове золоторудное месторождение дается по приложению (Приложение А).

Стратиграфия

В геологическом строении Березитового месторождения принимают участие раннепротерозойские гранитоиды позднестанового комплекса и интрузивные образования амуджиканского комплекса поздней юры.

Магматизм

Синрудные и дорудные дайки андезито-базальтов, андезитов, андезито-дацитов. Породы среднего-основного состава слагают дайкообразные тела невыдержанной мощности (от нескольких см до первых метров) и изменчивого простираения

Пострудные дайки амуджиканского комплекса представлены гранодиорит-порфирами, граносиенит-порфирами, диоритовыми порфиритами и лампрофирами. В пределах месторождения установлено более 20 тел гранодиорит-порфиров – диоритовых порфиритов мощностью от первых сантиметров до 12 метров, имеющих простирание от субширотного до субмеридианального (10-90 град.) и крутое падение на юг-юго-запад.

Метасоматиты

В границах последней выделяются пять типов метасоматитов (по А.К. Иванищенко):

Гранат-кварц-серицит-хлоритовый (со шпинелью). Метасоматиты гранат-кварц-серицит-хлоритовые со шпинелью распространены на северном фланге месторождения. Прослеживаются они от разреза 1290N до северного окончания залежи (разрез 1530N). К югу эти метасоматиты сменяются гранат-кварц-серицитовыми, а на глубине переходят в гранат-серицит-кварц-калишпатовые.

Строение метасоматической колонки пород этого типа следующее (от внешних зон к внутренним): гранодиорит – измененный гранодиорит – серицит, кварц, пирит, гранат, хлорит, калишпат, альбит, кальцит – серицит, кварц, пирит, гранат, хлорит, калишпат, альбит – серицит, кварц, пирит, гранат, хлорит, калишпат – серицит, кварц, пирит, гранат, хлорит, шпинель – серицит, кварц, пирит, гранат, или серицит, кварц, пирит, хлорит, шпинель – серицит, кварц, пирит.

- *Гранат-кварц-серицитовый.* В вертикальном разрезе в северной части южного конуса наблюдается переход их также в гранат-серицит-кварцевые, в северном конусе – в гранат-серицит-кварц-калишпатовые метасоматиты.

Смена минерального состава от внешних к внутренним зонам для метасоматической колонки гранат-кварц-серицитовых пород следующая: слабо измененный гранодиорит – измененный гранодиорит – кварц, серицит, гранат, пирит, калишпат, хлорит, альбит, кальцит – кварц, серицит, гранат, калишпат, хлорит, альбит – кварц, серицит, гранат, калишпат – кварц, серицит, гранат, пирит – кварц, серицит, пирит.

Гранат-серицит-кварцевый. В южном направлении и вниз по разрезу они сменяются гранат-серицит-кварц-калишпатовыми породами. Кроме того, эти метасоматиты частично слагают южную часть северного конуса. Из второстепенных минералов во внешних зонах широко распространен эпидот и относительно редок битовнит-анортит. Турмалин и апатит встречаются в меньших количествах, чем в гранат-кварц-серицитовых метасоматитах, а содержания магнетита, циркона, монацита, рутила возрастают. Состав более поздних

прожилков характеризуется повышенным содержанием кварца, кальцита и пониженным – хлорита и цеолита.

С внутренними зонами гранат-серицит-кварцевых метасоматитов связаны наиболее высокие концентрации золота и полиметаллов.

Гранат-биотит-кварцевый. От всех вышеописанных типов метасоматитов они отличаются темной, почти черной окраской, массивным, очень плотным сложением. Породы имеют довольно однообразный состав: средний – основной плагиоклаз, биотит, кварц, иногда эпидот, ортоклаз, гранат, акцессорные – апатит, сфен, титаномагнетит.

– Распределение сульфидов и золота в гранат-биотит-кварцевых метасоматитах весьма неравномерное.

Гранат-серицит-кварц-калишпатовые. Распространены, в основном, на южном фланге месторождения и его нижних горизонтах. С поверхности они прослежены от разреза 870N до южной границы зоны разрез 550N, а также слагают узкую полосу (5-12 м) на ее северном фланге между разрезами 1160N-1250N. На разведочных горизонтах 676 и 596 м, кроме южной части зоны, они развиты на сопряжении южного и северного конусов. Рудная минерализация в этих метасоматитах проявлена незначительно и представлена золото-пиритовым типом руд. Из сульфидов резко преобладает пирит. Золото содержится в количествах до 1 г/т, редко больше. Сумма содержаний свинца и цинка не превышает 0,5 %.

Тектоника

На глубине, Южная рудная зона с северного фланга, предположительно ограничена разломом, падающим на юг под углом примерно в 60°. На южном фланге Южная зона также ограничена тектоническим разломом. Тектоническая зона ориентирована в северо-западном направлении (330°). На поверхности имеет линзообразную форму и прослеживается по простиранию на 830 м. Мощность тела достигает 150 м с падением на юго-запад под углом 75° при склонении на северо-запад под углом 50°.

Орудение

Золотое орудение локализовано в крупном линзообразном крутопадающем теле турмалиносодержащих гранат-кварц-серицитовых метасоматитов. Основные запасы руд сконцентрированы в двух рудных столбах. Мощность, оставшихся в недрах, рудных зон колеблется от 5 до 30 м, прослеживается по простиранию 340 м (на горизонте 596 м).

Соотношение мощности к длине по падению рудных зон варьирует на различных горизонтах от 1:2 до 1:50. При относительно простой морфологии рудовмещающей зоны метасоматитов распределение полезных компонентов в ней имеет неравномерный, столбообразный характер. Контуры рудных тел определяется наличием раздувов, пережимов и наличием прослоев слабо золотоносных пород в контуре балансовых руд. Строение их усложняется пострудными маломощными дайками и разрывными нарушениями.

Основными рудными минералами являются пирит, сфалерит, галенит, пирротин. Реже встречаются халькопирит, магнетит, марказит, арсенопирит, мельниковит, самородное золото, еще реже гематит (патронит), шеелит, халькозин, блеклые руды, аргентит, висмутин, сульфосоли свинца, самородный висмут, самородная медь, станнин, молибденит, алаит, калаверит, киноварь, касситерит. Вторичные минералы представлены ярозитом, лимонитом, гидрогётитом, малахитом, ковеллином, халькантитом, англезитом, церусситом, базовисмутитом. Золото-полиметаллическое оруденение локализовано в пределах залежи турмалин содержащих гранат-кварц-серицитовых метасоматитов.

В табл. 1.4 указаны показатели изменчивости основных свойств оруденения по вариантам бортовых содержаний. Согласно методике определения группы сложности геологического строения, то Зун-Холбинское месторождение представлена 3 группой геологической сложности [8].

Таблица 1.4 — Показатели изменчивости основных свойств оруденения по вариантам бортовых содержаний

Бортово е содержа ние золота	Коэфф ициент вариаци и сод. Au, %	Групп па слож ности	Коэфф ициент вариаци и мощно сти, %	Групп па слож ности	Коэфф ициент рудно ности (Kp), ед.	Групп па слож ности	Показат ель сложнос ти (q), ед.	Групп а сложн ости	Принята я группа сложнос ти месторо ждения
1.0	108.5	3	96.5	2		4		3	3
0.8	106.9	3	105.1	3		4		3	3
0.6	106.4	3	108.7	3		4		2	3
0.4	98.0	2	115.9	3		3		2	3

1.2.6 Горно-геологические условия эксплуатации Березитового месторождения

Березитовое месторождение расположено на склоне возвышенности, вскрыто долиной ручья Березитовый в истоке и верхнем течении. Минерализованная зона ориентирована вкрест направления долины. Форма долины каньонообразная с крутыми (до 30°) склонами. Абсолютные отметки выходов рудных тел на поверхность изменяются от +675 м в русле ручья до +825 м в бортах. Склоны долины перекрыты чехлом крупноглыбового делювия мощностью 2-5 м, в днище мощность рыхлых отложений возрастает до 6-10 м. Коэффициент крепости руд и пород по шкале М.М. Протодяконова – 16-18. Среднее содержание золота 6,21 г/т.

Гидрологические условия месторождения – Прогнозные нормальные водопритоки для условий подземной разработки Северного и Южного участка составляют соответственно 40 и 35 м³/ч. Основными источниками обводнения месторождения являются атмосферные осадки и трещинно-жильные подмерзлотные воды.

Объемный вес пород и руд. Объемная масса руд Березитового месторождения составляет в среднем по целикам 2,87 т/м³. Среднее значение объемной массы вмещающих пород составило 2,61 т/м³.

Трещиноватость горных пород. В целом породы довольно устойчивы и основной объем разведочных горных выработок пройден без крепления. Для месторождения характерны несколько систем трещин, наиболее интенсивная трещиноватость наблюдается в зонах поперечных нарушений. Устойчивость пород здесь несколько снижается, но даже в этих интервалах подземные выработки не требуют крепления.

Прочностные свойства горных пород. Вмещающие породы (гранодиориты) относятся к породам с высокой прочностью (127-200 МПа), руды имеют более низкие показатели прочности, чем вмещающие породы (107-132 МПа). Прочность и пород, и руд в водонасыщенном состоянии снижается на 10-20 %, а после проморозки ещё на 10-20 %.

Удароопасность (склонность к горным ударам). Относится к категории «НЕОПАСНО» по горным ударам.

Радиоактивные свойства горных пород. Рудоносные метасоматиты и вмещающие гранитоидные породы месторождения характеризуются несколько повышенными значениями фоновой гамма-активности в диапазоне 19-56 мкР/ч.

Силикозоопасность. руды силикозоопасны.

Слеживаемость и смерзание руд. Многолетняя практика эксплуатации месторождения свидетельствует о том, что руды не подвержены слеживаемости. Подсчетные рудные тела располагаются за пределами границ распространения многолетнемерзлых пород.

Опасность выделения газа. За многолетний период освоения месторождения выбросов природного газа не наблюдалось [8].

1.2.7 Сравнительный анализ геологического строения и горно-геологический условий Зун-Холбинского и Березитового месторождения

Для наглядного представления сложности перечисленных месторождений была выполнена сравнительная таблица (Табл. 1.5).

Таблица 1.5 — Сравнительная таблица геологических и горно-геологических параметров Зун-Холбинского и Березитового месторождения.

	Параметры	Зун-Холбинское месторождение	Березитовое месторождение
Геологическое строение	Минеральный состав	пирит, пирротин, галенит, сфалерит, халькопирит, кварц, карбонаты, полевые шпаты, слюда, хлорит	пирит, сфалерит, галенит, пирротин, халькопирит, магнетит, марказит, арсенопирит, мельниковит, самородное золото, гематит (патронит), шеелит, халькозин, блеклые руды, аргентит, висмутин, сульфосоли свинца, самородный висмут, самородная медь, станнин, молибденит, алаит, калаверит, киноварь, касситерит, ярозит, лимонит, гидрогётит, малахит, ковеллин, халькантит, англезит, церуссит, базовисмутит.
	Полезные ископаемые	золото, серебро	золото, серебро

	Категория геологической сложности	4	3
Горно-геологические условия	Средняя мощность жилы, м	0,62	1,25
	Среднее содержание золота, г/т	14,38	6,21
	Прочностные свойства руды, МПа	50-100	107-132
	Прочностные свойства вмещающих пород, МПа	100-200	127-200
	Угол падения рудного тела	70-80°	70-80°
	Категория крепости руд и пород по шкале М.М. Протоdjаконова	по руде 4-9 по породе 9-15	по руде 16-18 по породе 16-18
	Обводненность руды и пород	незначительные	незначительные
	Объемный вес пород и руд. т/м ³	для руд 2,74 для пород 2,74	для руд 2,87 для пород 2,61
	Трещиноватость	Мот = 8-12	Малая трещиноватость

Следуя приведенной таблицы можно сделать вывод о том, что Зун-Холбинское и Березитовое месторождение схожи в географических характеристиках: расположены в горных системах, расположены вблизи водоемов. Схожесть горно-геологических и горно-технологических характеристик месторождений отражается в следующем: прочностные свойства вмещающих пород, углы падения рудного тела, обводненность руд и пород. Основным определяющим показателем различий заключается в геологической сложности месторождений. В рассматриваемых месторождениях, категория геологической сложности Зун-Холбинского месторождения выше Березитового месторождения. Категория геологической сложности IV группы выражается:

Месторождения (участки недр) с мелкими, реже средними по размерам телами с чрезвычайно нарушенным залеганием либо характеризующиеся резкой изменчивостью мощности и внутреннего строения, крайне неравномерным качеством полезного ископаемого и прерывистым гнездовым распределением основных ценных компонентов. Особенности

строения месторождений (участков недр) определяют возможность выявления в процессе разведки запасов категорий С2 [9].

В связи с данной группой сложности, возможен повторение эксплуатационной практики на данном месторождении, а именно: не подтверждение содержания золота и запасов металла в два и более раза в ходе эксплуатации [10]. В данном случае, должен быть проведен рациональный вариант эксплуатационной разведки для использования в проектных решениях.

1.3 Современное состояние строительных решений на рассматриваемых месторождениях

1.3.1 Зун-Холбинкое месторождение

В настоящее время был частично пройден Наклонный транспортный съезд (НТС) с поверхности (отм. + 1721) на протяжении 3 км – как основная вентиляционно- транспортная выработка для отработки запасов на нижних горизонтах, в том числе и зоны Глубокое. Принятые системы разработки: с магазинированием (рис. 1.7) и подэтажными штреками с расположением камер по простираанию рудных тел (рис. 1.8).

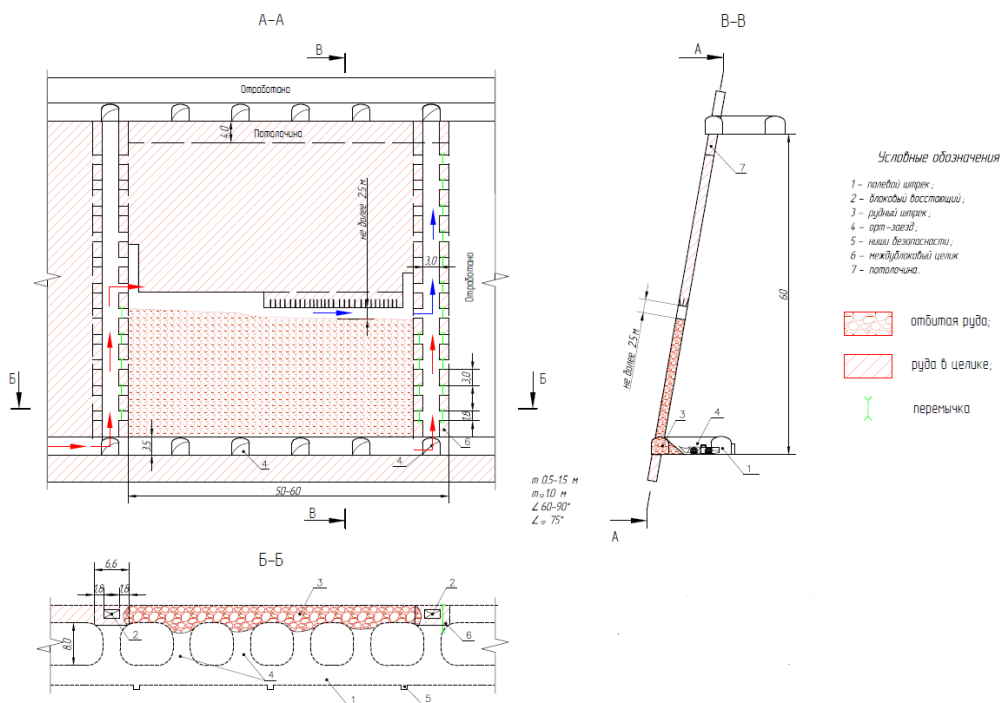


Рисунок 1.7 — Общий вид системы разработки с магазинированием руды

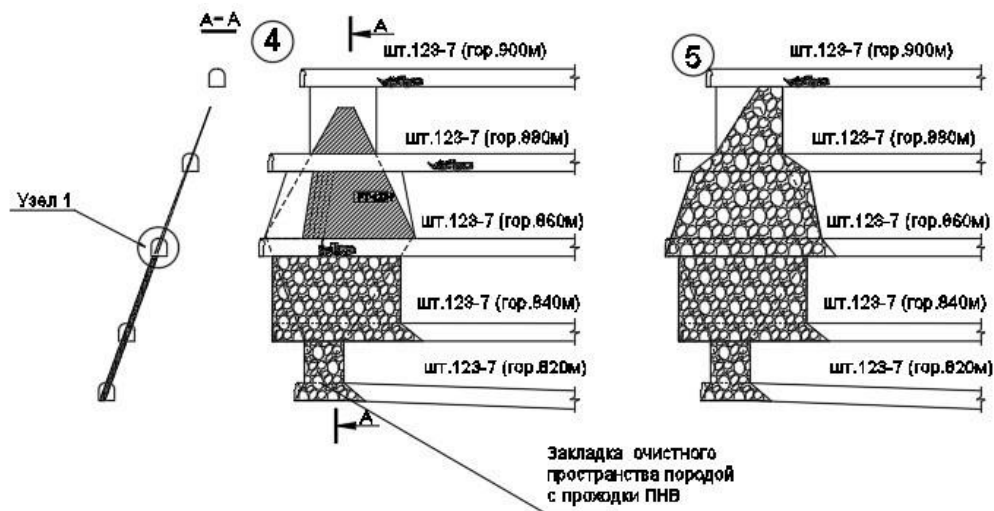


Рисунок 1.8 — Система разработки подэтажными штреками с торцевым выпуском руды

Вскрытие запасов зоны Дальняя и рудного тела Контактное осуществляется Спиральным съездом №1, 1670/1490; №2, 1693/1525, что позволяет обеспечить применение самоходного оборудования и сократить число вскрывающих выработок [11].

Вскрытие шахтных полей горизонтов производится квершлагами. Подготовка рудного поля производится полевыми штреками. Отработка зоны Дальняя и рудного тела Контактное является первым этапом в отработке месторождения (Рис. 1.9).

Вскрытие запасов рудных тел Глубокое и Северное 3 осуществляется Спиральным съездом №3, 1447/1160; №4, 1405/840; №5 1298/760

Вскрытие шахтных полей горизонтов производится квершлагами. Подготовка рудная при системе с подэтажными штреками и полевая при системах с магазинированием.

Отработка блоков рудных тел Глубокое и Северное 3 производится в нисходящем порядке, последовательно от флангов к вскрывающим выработкам. Отработка зоны Глубокое является вторым этапом в отработке месторождения (рис.1.10).

Для определения соотношения применяемых к отработке месторождения систем разработки, произведен анализ условий залегания рудных тел по всей протяженности рудного поля месторождения по этажам в пределах каждого разреза.

В процессе анализа в каждом разрезе во всех выемочных этажах определены условия залегания рудных тел (угол падения и мощность).

На основании этого анализа для каждого этажа определены соотношения применяемых при его отработке систем разработки (табл. 1.6).

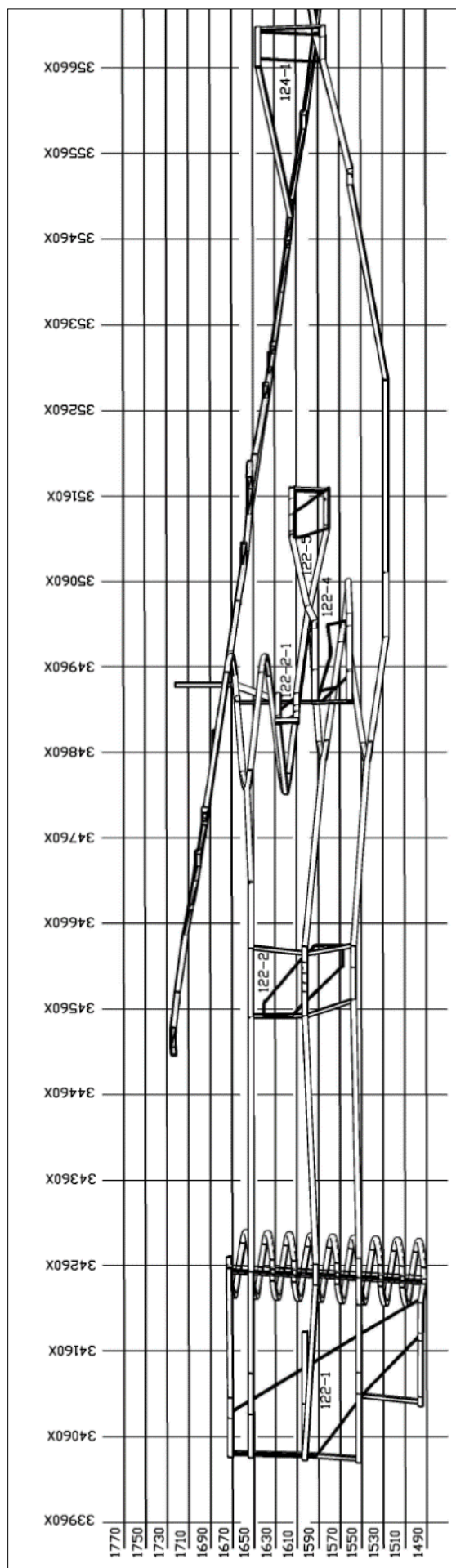


Рисунок 1.9 — Схема вскрытия рудной зоны Дальняя и рудного тела Контактное

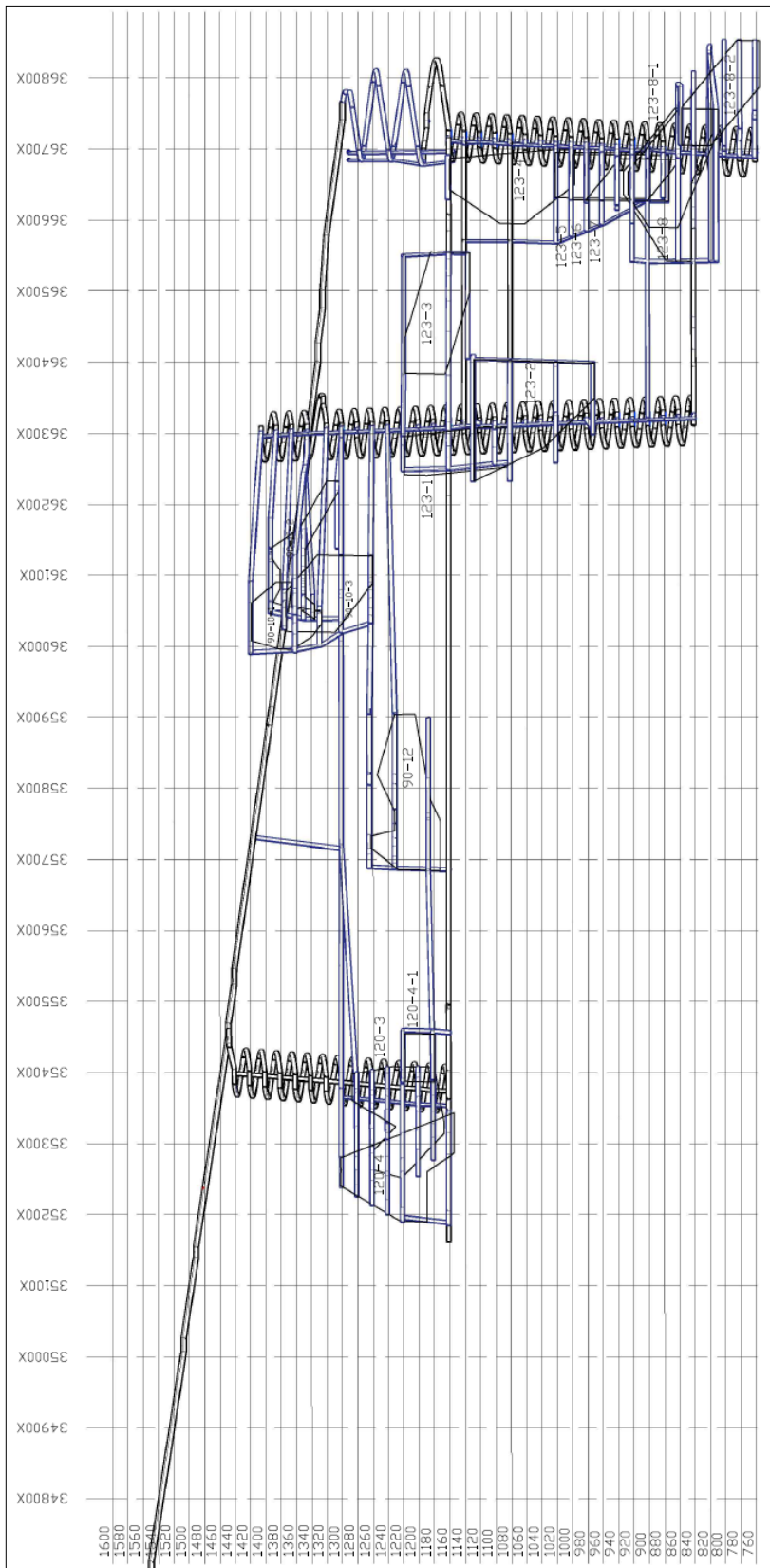


Рисунок 1.10 — Схема вскрытия рудных тел Глубокое и Северное

Таблица 1.6 — Распределение систем разработки по участкам и этажам месторождения

Этаж	Система разработки, %	
	магазинирование	Подэтажными штреками
1	2	3
Рудная зона Дальняя и рудное тело Контактное		
1670/1470	100	0
Рудные тела Глубокое и Северное 3		
1370	66	33
1320	100	0
1270	50	50
1220	50	50
1170	0	0
1220	0	100
1170	33	66
1120	50	50
1070	100	0
1020	0	100
970	0	100
1170	100	0
1120	100	0
1070	100	0
1020	100	0
970	50	50
1	2	3
920	40	60
870	0	0
920	0	100
870	80	20
820	50	50
820	0	100
770	50	50
720	0	100

Исходя из таблицы, доля системы с магазинированием превышает долю системы с поэтажными штреками. Данная система ориентирована на отработку рудных тел мощностью от 0,6 до 2,0 м. В этом случае, возникает необходимость в рациональном подборе оборудования обеспечивающий минимальное разубоживания при проходке нарезных выработок.

В Табл. 1.8 приведены сечения всех имеющихся выработок Зун-Холбинского месторождения.

Таблица 1.8 — Перечень сечений выработок Зун-Холбинского месторождения

№ п.п	Наименование выработки	Сечение в свету, м ²	Сечение в проходке, м ²
1	Транспортный уклон, спиральный съезд	16,2	16,7
2	Поливой штрек, квершлаг	15,3	15,9
3	Блоковый уклон, заезд на подэтаж, заезд на слой	13,5	14
4	Подходной орт, блоковый полевой штрек	13,5	
5	Рудный штрек	12	
6	Орт-заезд	11,8	
7	ВХВ	3,6	7
8	Блоковый восстающий	3,2	4,5

Перечень горного транспорта (Табл. 1.9), при котором нарезная выработка соответствует сечению 12 м².

Таблица 1.9 — Перечень горного транспорта Зун-Холбинского месторождения

№ п/п	Вид оборудования	Марка	Количество, шт
1	2	3	4
1	Самосвалы	Sandvik TH 430	5
2	Погрузочно-доставочные машины	Sandvik LH 307	2
		Sandvik LH 410	3
3		Sandvik DL 331-7	1

	Самоходные буровые установки	Sandvik DD 321-40	3
		Sandvik DD 311-40	1
4	Вспомогательные операции	Майнер	1
		JCB Loadall 531-70	1
		Грейдер	1
5	Перевозка людей	УАЗ Курьер	4

Буровые работы. Исходя из крепости пород и руды ($f=14-16$), проходка горных выработок и отбойка руды осуществляется буровзрывным способом с использованием мелкошпурового и скважинного методов. Для бурения предусматривается применение самоходных буровых установок Sandvik DD 311, Sandvik DD 321, Sandvik DL 331, а также перфораторов ПТ-36(48). Шпуры бурятся диаметром 42-43 мм. Длина отбойных и оконтуривающих шпуров 1,8 м, врубовых – 2,0 м. Длина отбойных шпуров при очистной выемке 1,8 м. Взрывание осуществляется патронированным ВВ типа аммонит 6 ЖВ или гранулитом А-4. Патронированные ВВ заряжаются вручную, гранулированные – с применением зарядных машин Charmec 6605 В, способ взрывания – электрический с применением ИСКРА – Ш.

Скважины бурятся диаметром 51-64 мм. Длина скважин при очистной выемке 15,8 м. В качестве взрывчатых веществ используется гранулит А-4. Зарядание скважин с применением зарядных машин Charmec 6605 В, способ взрывания – электрический с применением ИСКРА – Ш.

Взрывные работы предусматриваются в межсменный перерыв.

Крепление горных выработок. В зависимости от горно-геологических и горно-технических условий при проходке горных выработок предусматриваются различные виды крепления: крепление деревянными и металлическими рамами НДО (всплошную и в разбежку), анкерное крепление СМАК, анкерное крепление СМАК с нанесением набрызг-бетона, анкерное крепление СМАК с затяжкой бортов и кровли ЗРМ (затяжка решетчатая металлическая) и нанесением набрызг-бетона, крепление выработок большого сечения(12,8-16,3м²) проводимых с помощью самоходной техники производится с помощью трубчатых фрикционных анкеров (АТФ) с армокаркасами и набрызг-бетоном на сопряжениях горных выработок.

Все выработки проводятся с временным креплением (распорные колонки, деревянная временная крепь).

С учетом современных тенденций в области подземного строительства предусматривается крепление сталеминеральной анкерной крепью (СМАК), в том числе в

сочетании со сталеполимерной сеткой или затяжкой ЗРМ, в процессе очистных работ и при проходке горных выработок в качестве временного и постоянного крепления.

Проходка горнокапитальных выработок осуществляется в массиве гранодиоритов. По устойчивости данные породы характеризуются, как средней устойчивости и средней трещиноватости; коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова составляет 12 – 14.

Исходя из срока существования выработок, предусматривается следующее крепление: подходные выработки – крепление СМАК или крепление рамами НДО с затяжкой бортов и кровли деревом;

вскрывающие выработки – крепление СМАК с затяжкой кровли и бортов ЗРМ или деревом и последующим нанесением набрызг-бетона с толщиной слоя до 50 мм, а также крепление рамами НДО;

выработки большого сечения (12,8-16,3м²) проводимые с помощью самоходной техники крепятся с помощью трубчатых фрикционных анкеров (АТФ) с армокаркасами и набрызг-бетоном с толщиной слоя до 50мм на сопряжениях горных выработок;

нарезные выработки - крепление СМАК, или НДО деревянные с затяжкой бортов и кровли деревом;

восстающие горные выработки - срубовое деревянное крепление;

сопряжения выработок в неустойчивых породах крепятся металлическими НДО из спецпрофиля СВП с затяжкой бортов и кровли деревом.

Вид крепления выбирается исходя из горнотехнических условий, отражается в проектах на выработку.

Шахтные горизонты месторождения вскрыты двумя вертикальными стволами «Главный» и «Вспомогательный».

Ствол «Главный» пройден с подэтажа 1790м. Глубина ствола – 500м. Ствол прямоугольного сечения размерами 6,0×3,0 м. Площадь сечения в проходке $S_{пр} = 18,0\text{м}^2$, в свету $S_{св} = 13,3\text{ м}^2$. Крепление деревянное, брусом.

Ствол «Вспомогательный» пройден с горизонта штольни №8 (гор.1840м). Глубина ствола – 450 м. Ствол прямоугольного сечения размерами 6,0×3,0 м. Площадь сечения в проходке $S_{пр} = 18,0\text{м}^2$, в свету $S_{св} = 13,3\text{ м}^2$. Крепление деревянное, брусом.

Наклонно- Транспортный съезд (НТС) пройден с поверхности до горизонта 1290м, сечением 16,3 м², с целью вскрытия запасов рудного тела «Глубокое». Крепление анкерное + набрызг-бетон на сопряжениях выработок.

Срок отработки Зоны Дальней составляет 1 год. Потери и Разубоживания Данной Зоны и тела Контактное составляет: разубоживание 63%, потери 13 %.

1.3.2 Березитовое месторождение

С учетом того, что горные работы на Южном участке карьера завершены, в первую очередь в подземную отработку вовлекаются запасы Южного участка. После окончания горных работ на Южном участке подземного рудника намечается отрабатываться запасы Северного участка (рис. 1.11).

Схемы разработок для данного месторождения были приняты: с магазинованием; с подэтажными штреками (рис. 1.12); с обрушением вмещающих пород с торцевым выпуском руды. Средняя мощность маломощных рудных тел 1,25 м. Перечень горного транспорта и оборудования (Табл. 1.10), при котором очистное пространство соответствует сечению 7,6 м².

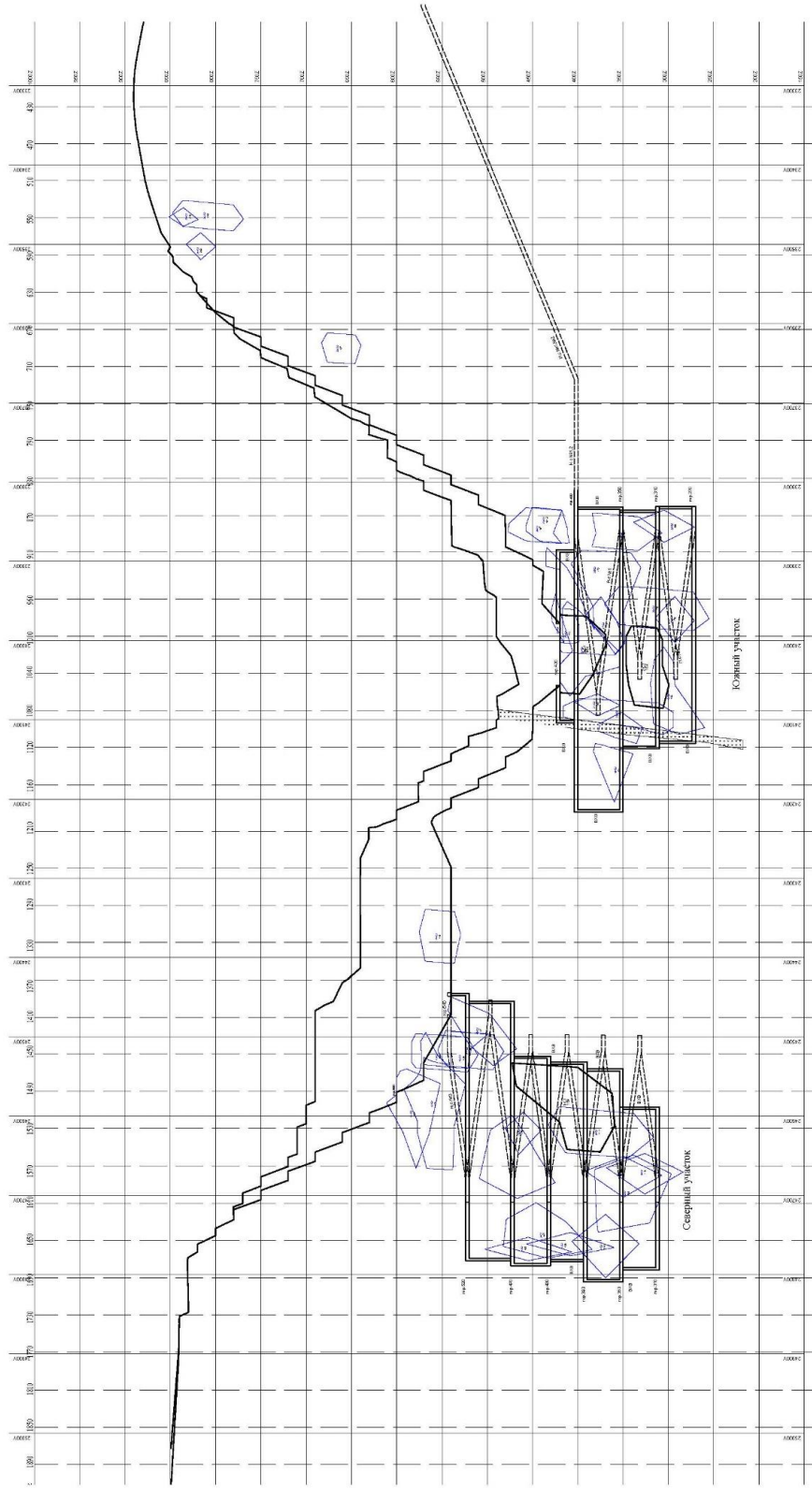


Рисунок 1.1й — Схема вскрытия Южного и Северного участка

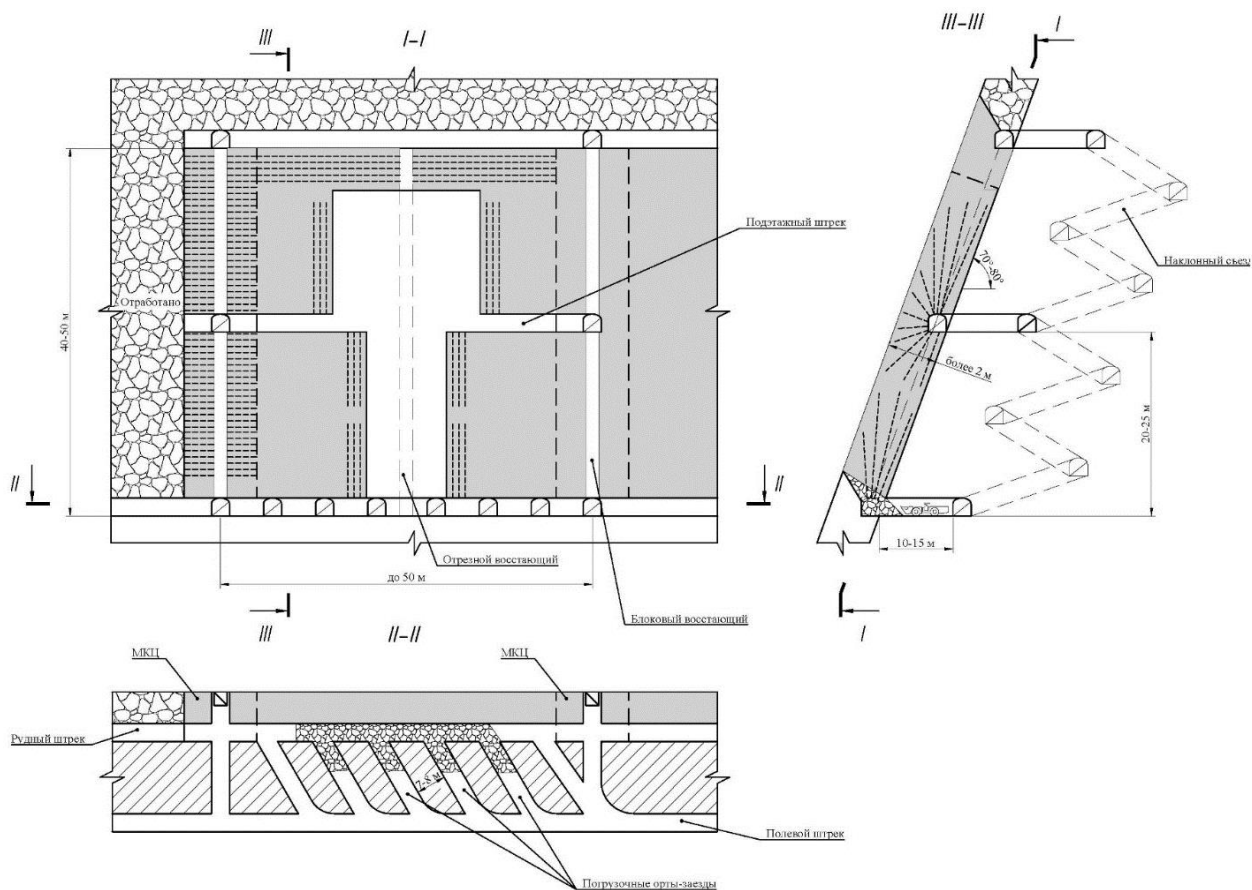


Рисунок 1.12 — схема разработки с подэтажными штреками

Таблица 1.10 — Основное и вспомогательное оборудование и транспорт

№№ п/п	Наименование	Количество
1	2	4
1	Буровой станок	2
2	Буровая установка Sandvik DD 321-40	1
3	Погрузочно-доставочная машина (ПДМ) Sandvik LH 410 (емк. ковша 4,0 м ³)	1
4	Погрузочно-доставочная машина (ПДМ) LH 204 (емк. ковша 2,0 м ³)	1
5	Самосвал подземный Sandvik TH 430 (грузоподъемность 30 тн)	1
6	Комплекс проходки восстающих КПВ-4А	2
7	Перфоратор телескопный ПТ-48А	4
8	Перфоратор ПП-63В	4
9	Вентиляторы местного проветривания ВМЭ-12А	5
10	Вентиляторы местного проветривания ВМ-8М (ВМ-6М)	4

11	Машина для нанесения набрызг-бетона БМ-86	2
12	Базовая кассетная машина NORMET Multimes 600 с кассетой для перевозки людей	1
13	Лебедка вспомогательная ШВА-1800х0,25	6
14	Лебедка скреперная 30ЛС-2СМА	2

В табл. 1.11 представлены сечения в проходке выработок для системы с магазинированием на руднике «Березитовый».

Таблица 1.11 — Сечения выработок для строительства Березитового рудника для систем с магазинированием

№ п.п	Наименование выработок	Сечение, м ²
1	Полевой откаточный штрек	8
2	Орты-заезды	7,6
3	Блоковый вентиляционно-ходовой восстающий	5,6
4	Рудный штрек	7,6
5	Подсечной слой	6,0
6	Отрезной восстающий	6,0

Для определения соотношения применяемых к отработке месторождения систем разработки, произведен анализ условий залегания рудных тел по всей протяженности рудного поля месторождения по этажам в пределах каждого разреза.

В процессе анализа в каждом разрезе во всех выемочных этажах определены условия залегания рудных тел (угол падения и мощность).

На основании этого анализа для каждого этажа определены соотношения применяемых при его отработке систем разработки (табл. 1.12).

Таблица 1.12 — Распределение систем разработки по участкам и этажам месторождения

Этаж	Система разработки с магазинированием руды, %	Система разработки подэтажными штреками, %	Система разработки с обрушением %
Северный участок			
+540/+520 м	0%	0%	100%
+520/+470 м	54%	44%	2%
+470/+430 м	52%	48%	0%
+430/+390 м	43%	56%	1%
+390/+350 м	49%	48%	3%

+350/+310 м и ниже	50%	38%	12%
Итого Северный участок	44%	45%	11%
Южный участок			
+420/+400 м	0%	0%	100%
+400/+350 м	22%	76%	2%
+350/+310 м	9%	90%	1%
+310/+270 м	16%	76%	8%
Итого Южный участок	12%	70%	18%

Исходя из таблицы, системы с магазинированием имеют равную долю с системой подэтажными штреками на Северном участке. Система разработки с магазинированием руды ориентирована на отработку рудных тел мощностью от 0,6 до 2,0 м. В этом случае, возникает необходимость в рациональном подборе оборудования обеспечивающий минимальное разубоживания при проходке нарезных выработок.

Буровзрывные работы. Проходка наклонных съездов № 1, 2 и 3 с углом наклона 8°, штолен и горизонтальных горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок предусмотрена буровзрывным способом с шпуровой отбойкой и применением высокопроизводительного самоходного оборудования, обеспечивающего планируемые скорости проведения выработок.

Для бурения шпуров применяется гидравлическая буровая установка Sandvik DD 321-40. Горная масса из забоя отгружается:

1) при проходке горно-капитальных выработок – погрузочно-доставочной машиной LH 410 с емкостью ковша 4,0 м³ непосредственно в автосамосвал Sandvik TH 410 грузоподъемностью 30 т;

2) при проходке подэтажных и нарезных выработок сечением 8,0 (7,6) м² – ПДМ Sandvik LH-204 с емкостью ковша 2,0 м³ с транспортированием на специальные перегрузочные пункты и погрузкой в автосамосвалы Sandvik TH 410.

Взрывание осуществляется патронированным ВВ типа аммонит 6 ЖВ или гранулитом АС8.

Патронированные ВВ заряжаются вручную, гранулированные – с применением зарядных машин ЗМК-1А. Способ взрывания – электрический с применением СИНВ – Ш.

Проветривание тупиковых забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ-12А, ВМ-8М, с помощью прорезиненных рукавов диаметром 800-1200 мм. Способ проветривания принимается в зависимости от длины выработки (нагнетательный, всасывающий или комбинированный).

Проходка участковых рудоспусков, вентиляционно-ходовых восстающих, лифтовых восстающих предусматривается буровзрывным способом с применением комплексов проходки восстающих КПВ-4А (ООО «Амурский металлист», Россия).

Комплекс предназначен для проведения восстающих выработок под углом от 60 до 90 градусов к горизонту буровзрывным способом в устойчивых породах в шахтах не опасных по газу и пыли.

Шпуров бурятся телескопными перфораторами ПТ-48. Глубина шпуров – 1,5-2,0 м.

Количество шпуров в зависимости от сечения выработки принимается в пределах 3-5 шпуров на 1 м² забоя.

Восстающие выработки, проходимые с помощью комплекса КПВ-4А, проветриваются воздушно-водяной смесью. Устье восстающих оборудуется устройством дистанционного отбора воздуха для проведения экспресс-анализа воздушной атмосферы забоя.

При высоте восстающего до 30 м целесообразен способ проходки восстающих с отбойкой породы скважинными зарядами. Способ является универсальным и простым в применении: исключает пребывание человека в забое, улучшает санитарно-гигиенические условия и безопасность работ, повышает темпы проходки и производительность труда.

Крепление выработок. Исходя из горно-технической характеристики вмещающие породы на проектируемых глубинах устойчивы и имеют коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова $f = 16-18$.

Согласно рекомендациям СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80» в породах I категории устойчивости следует применять анкерную или набрызг-бетонную крепь толщиной не менее 30 мм. В монолитных, малотрещиноватых породах и рудах допускается оставление выработок без крепи.

Набрызг-бетонная крепь возводится с отставанием от забоя на 20-30 м, что позволяет вести работы по креплению параллельно с остальными проходческими операциями.

Для набрызг-бетонной крепи в ТЭО предусмотрено применение машины для набрызг-бетона БМ-86.

Срок отработки рудника составляет 5 лет. Потери и Разубоживания Беризитового месторождения составляет: разубоживание 22,24%, потери 8,94%.

1.3.3 Вывод из анализа практики строительной геотехнологии при тонкожилых месторождениях

Из перечисленных рудником можно выявить несоответствия между выбором парка оборудования и транспорта. В первую очередь интересует различия выбора погрузочно-доставочного транспорта. Пример технологии «Березитового» рудника из перечисленных рудников считается оптимальным среди перечисленных месторождений, так как выбор малогабаритного погрузочно-доставочной машины (ПДМ) Sandvik LH 204 относительно средней мощности жилы дает минимальное разубоживание и потери обрабатываемой руды. В табл. 1.13 обозначены потери и разубоживания при проходке нарезных выработок для систем разработок с магазинированием.

Таблица 1.13 — Потери и разубоживания при проходке нарезных выработок при системе разработок с магазинированием Березитового рудника.

Рудное тело	Мощность руд. тел, м	Ширина руд. штрека, м	Потери, %	Разубоживание, %
110	1,08	2,6	6,55	62,41
135	1,45		2,65	48,69
136	1,21		4,55	57,42
117	1,64		2,6	42,2
107	1,26		2,42	55,16
105	0,99		3,18	64,71
119	0,96		4,31	66,02
109	0,67		5,22	76,34
108	1,05		2,74	62,51
111.1	1,68		4,14	41,24
172	1,51		3,08	46,75
163	1,21		4	57,28
164	1,2		2,62	57,28
158	1,3		2,66	53,84
156	1,72		3,49	39,72
Общее средние	1,26			3,61

Обратный пример рудник «Холбинский». При средней мощности жилы 0,5 м и применяемого транспорта Sandvik LH 307 шириной нарезной выработки 3,1 м, дают огромную по величине разубоживание руды (Табл. 1.14), а, следовательно, качество рудной массы.

Таблица 1.14 — Потери и разубоживания при проходке нарезных выработок при системе разработки с магазинированием Зун-Холбинского месторождения зоны Дальняя.

Рудное тело	Мощность руд.тел, м	Ширина руд.штрека, м	Потери, %	Разубоживание, %
122-1	0,48	3,1	4,00	86,12
122-2	0,55		3,12	83,96
122-2-1	0,52		24,61	87,79
122-4	0,79		1,75	76,68
122-5	0,23		1,96	93,23
124-1	0,42		3,19	87,77
Общее среднее	0,50		6,44	85,92

Рассматриваемые месторождения для систем разработки с магазинированием приняли полевую подготовку блоков. Полевая подготовка дает возможность перейти на безлюковый выпуск руды, что устраняет расходы по устройству погрузочных люков и содержанию их во время эксплуатации. Уменьшается опасность работ при выпуске, улучшаются условия вторичного дробления и снижается разубоживание руды за счет более интенсивного выпуска. Создаются благоприятные условия для механизации погрузки и доставки руды, в том числе для внедрения самоходного малогабаритного погрузочно-доставочных оборудований [12].

Как видно из табл. 1.13 и табл. 1.14 наблюдается несоответствие выбора транспорта, а именно Березитовый рудник принял менее габаритный транспорт при большей мощности жилы 1,26 м, чем при Холбинском месторождении. В свою очередь Холбинский рудник принял ПДМ большего сечения при меньшей мощности рудных тел 0,5 м. В этом случае наблюдается разница между показателями разубоживания. Для уменьшения данного параметра необходимо осуществить рациональный подбор транспорта для данного месторождения. Данный анализ практик по освоению маломощных месторождений подтверждает статью Г.Г. Ломоносов, А.М. Мельниченко [5], что необходимо для маломощных рудных тел обеспечить уменьшение сечения рудных выработок для увеличения качества руды и увеличения скорости производства подготовительных и нарезных работ.

1.4 Постановка вопросов и задач исследования

В ходе исследования современного состояния строительных решения на жильных месторождениях, выявлены проблемы в методе оценки геологического состояния и строительных решений.

Так как жильные месторождения золота представлены в виде сложных геометрических форм, то принять минимальное возможное сечение для нарезных выработок не будет оптимальным решением. На рис. 1.13 обозначен график распределения мощности рудного тела на всю ее высоту.

Следуя графику, принять сечение нарезной выработки по минимальной или средней мощности жилы не будет рациональным. Это объясняется тем, что при данных выборах возникнут следующие сценарии:

во-первых, выбор сечения по минимальной мощности приведет к уменьшению разубоживания, но при это значительно увеличатся потери (рис. 1.14);



Рисунок 1.13 — Распределение мощности рудного тела 122-1 по горизонтам

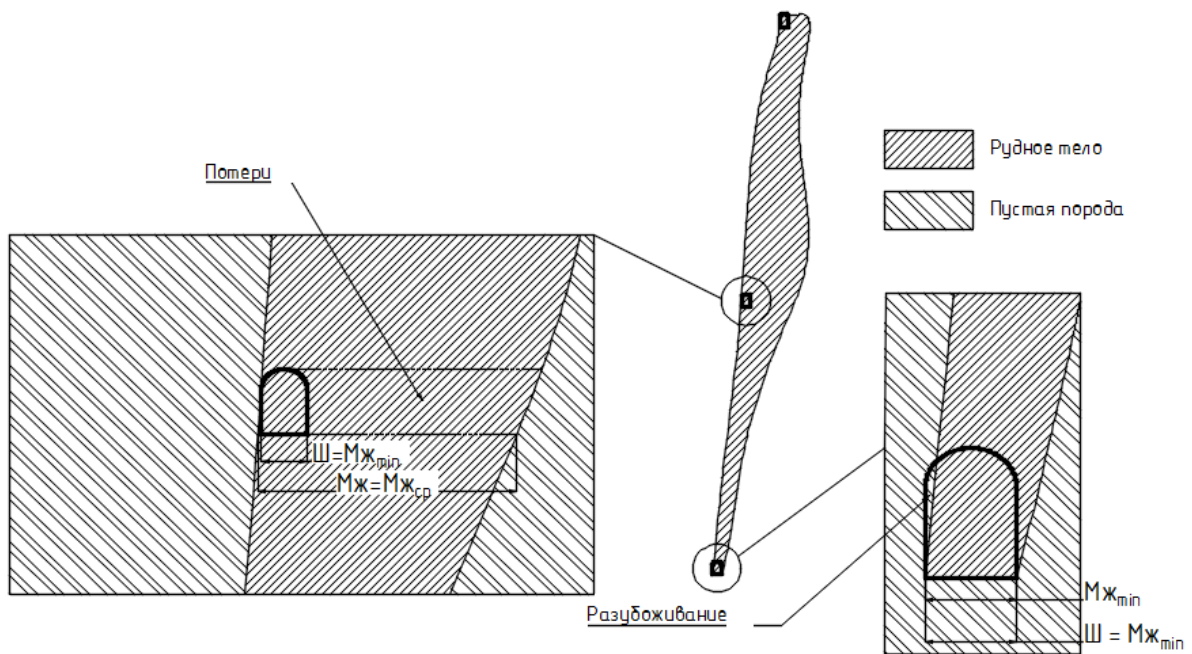


Рисунок 1.14 — Принятие минимального сечения выработки по минимальной мощности рудного тела

Во-вторых, принятие средней величины приведет к показателям, которые невозможно спрогнозировать, то есть оценка фактического разубоживания и потери будут приблизительно или в меньшей степени отразить реальные показатели (рис.1.15).

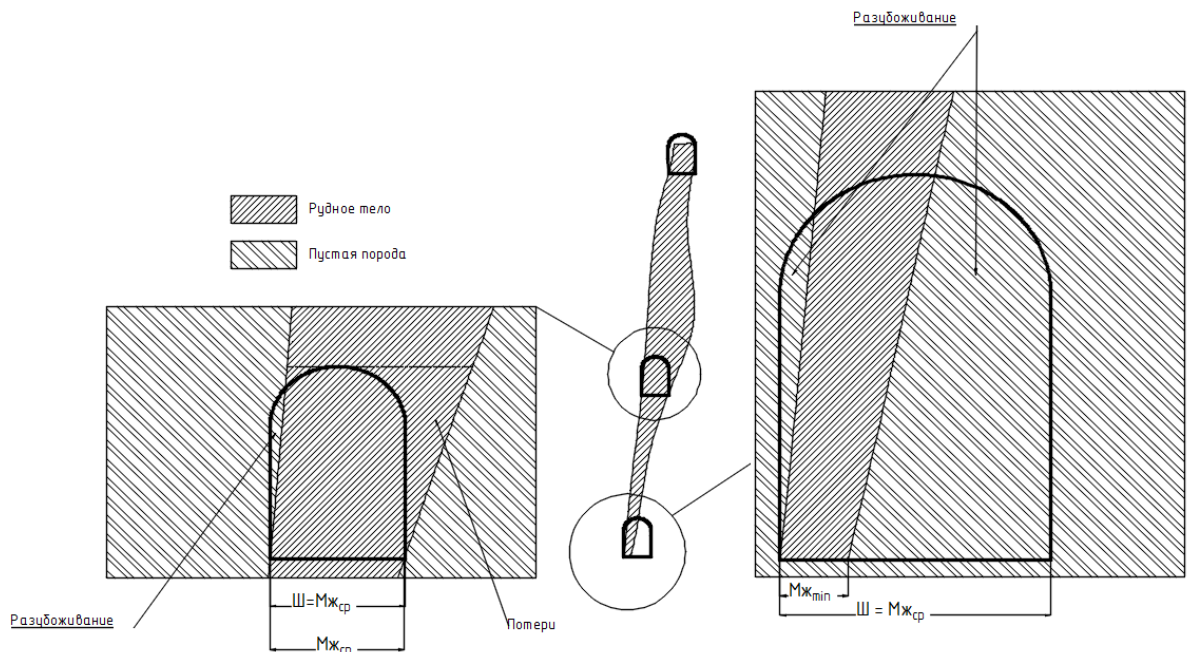


Рисунок 1.15 — Принятие минимального сечения выработки по средней мощности рудного тела

В качестве примера рассматривалось одно рудное тело, а так как на руднике обрабатываются множества тел, то необходимо проанализировать все рудные тела для

достижения минимально достижимых параметров потерь и разубоживания с последующим назначением рационального сечения нарезных выработок.

Для достижения цели уменьшения сечения вскрывающих выработок было принято использовать методику, позволяющая разработать параметр соответствия между природно-геологическими и технологическими параметрами через количественные параметрами их сложности [3].

Необходимо отметить, что разработанная методика позволяет оценивать сложность и технологических параметров добычных работ.

Вторым важным вопросом является подбор самоходных оборудований, который обеспечить заданное сечения нарезных выработок, а, следовательно, обеспечит минимальное возможное разубоживание.

Для решения поставленных вопросов необходимо:

1. Выбрать методику оценки соответствия технологических параметров к сложности геологических условий
2. Опробовать выбранную методику, применительно к условиям жильных месторождений Дальнего востока.
3. Анализ комплектов самоходных оборудований обеспечивающие высокие показатели извлечения при строительстве нарезных выработок для систем с магазинированием руды.
4. Выполнить экономическую сравнительную оценку комплектов проходческих оборудований при строительстве нарезных выработок и установить область их применения.

ГЛАВА 2 АНАЛИЗ ТЕОРИИ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ СЛОЖНОСТИ ПРИРОДНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОСВОЕНИЯ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Исследования, связанные с областью количественной оценки сложности горно-геологических параметров, занимались в разное время Замотин В.Б., Резниченко С.С., и другие.

Как показал анализ ранее выполненных работ в настоящее время отсутствует общепринятая методика, учитывающая сложный характер, влияющих на показатели извлечения, факторов при освоении мелкомасштабных золоторудных месторождений. Это, в свою очередь, не позволяет с достаточной точностью выполнять ТЭО таких объектов и разрабатывать технические проекты для эффективного их освоения.

Исследования, в области разработки маломощных и тонких залежей, в свое время занимались Ляхов А.И., Назарчик А.Ф., Мамсуров Л.А., Рафиенко Д.И., и др. Авторами достаточно подробно рассмотрены системы разработки жильных месторождений: с отдельной выемкой и закладкой, с магазинированием, с открытым очистным пространством и др. В работах уделено большое внимание не только технологии, но и условиям формирования потерь и разубоживания руды.

Как наиболее адаптивной методикой расчета, которая учитывает природно-геологические и технологические характеристики, принята «Количественная оценка сложности разработки мелкомасштабных месторождений золота» [3].

2.1 Моделирование показателей соответствия технологических параметров природно-геологическим условиям

В настоящее время для определения входных значений при проектировании, планировании, формализации управляющих воздействий используют средние значения показателей, которые принимаются как рациональные и нередко как оптимальные. Но среднее – это еще не оптимальное значение [3]. Формализация оптимальных значений параметров и показателей добычи и переработки руды может быть достигнута в процессе оперативного управления технологическими параметрами процессов добычи и переработки руд, основы теории которой приведены в целом ряде научных работ и базируются на вероятностно-статистических методах. Но реализация теоретических положений этих исследований на практике не всегда позволяет установить и сформулировать закономерность и уровень

изменения основных технико-экономических показателей разработки, обусловленной соответствием или несоответствием технологических параметров добычных работ горно-геологическим характеристикам действующих забоев.

Вследствие этого существующие вероятностно-статистические методы оптимизации технологических процессов без учета их сложностей, случайных и существенных их изменений имеют свои ограничения и погрешности. Более достоверная оптимизация технологических процессов возможна только с учетом сложности величин признаков и параметров, их изменчивости. Разработанная методика оценки сложности показателей и параметров позволяет формализовать модель соответствия–несоответствия технологических параметров добычных работ к горно-геологическим характеристикам действующих и планируемых к очистной выемке забоев отрабатываемого месторождения. Это является отличительной особенностью разрабатываемого метода. Технологические параметры отработки месторождения должны максимально соответствовать естественным природно-геологическим или другим заданным условиям этих месторождений. С этой целью традиционно производится оптимизация параметров, осуществляется выбор наиболее рациональных схем вскрытия, подготовки запасов руды, систем и вариантов разработки, технологии обогащения. Сложные месторождения априори требуют соответствующего сложного подхода к их разработке. Месторождения с простыми природно-геологическими условиями не требуют сложной технологии их разработки. Наоборот, месторождения со сложными условиями требуют использования сложных, многоступенчатых, дорогостоящих режимов и параметров их разработки, но отвечающих условию экономической эффективности эксплуатации. Значит, месторождению с конкретной сложностью условий требуется применить соответствующей сложности параметры разработки

$$\lambda_{техн} \rightarrow \lambda_{прир}, (2.1)$$

Оценка соответствия параметров технологических процессов показателям природно-геологических условий через количественные показатели их сложности – в этом главная сущность разрабатываемого метода.

Показатель соответствия φ_c можно определять различными расчетными способами. По одному из вариантов показатель соответствия будет равен

$$\varphi_c = \lambda_{техн} / \lambda_{прир}. (2.1)$$

В противоположность этому показатель несоответствия $\varphi_{н/с}$ будет равен:

$$\varphi_{н/с} = (1 - \lambda_{техн}) / \lambda_{прир}. (2.1a)$$

По этому варианту показатели соответствия и несоответствия не всегда оказываются нормированными, так как сложности технологических процессов могут отличаться от сложности природно-геологических условий как в большую, так и в меньшую стороны. Поэтому показатели соответствия и несоответствия сложностей признаков, их сумма могут стать величинами меньше или больше 1.

$$\varphi_c + \varphi_{n/c} \langle 1. \quad (2.3)$$

По другому, например, варианту соответствие-несоответствие показателей сложности признаков можно определять как разницу между сложностями:

$$\phi_c = \lambda_{\text{прир}} - \lambda_{\text{техн}}. \quad (2.4)$$

В этом случае из-за того, что $\lambda_{\text{прир}}$, $\lambda_{\text{техн}}$ изменяются от 0 до 1, то показатели их соответствия и несоответствия будут варьировать от -1 до 1. При равенстве сложности технологических параметров и сложности природно-геологических условий показатель φ_c имеет близкое к 0 значение, а показатель $\varphi_{n/c}$ - значение близкое к 1. Такое выражение соответствия и несоответствия представляет обратную экспозицию оценки. Необходимо, чтобы полное соответствие было приравнено к 1 или 100%. А полное несоответствие – 0 в долях единицы или в процентах.

2.2 Моделирование существенности величин признаков

Из полученных выше моделей оценки сложности объектов следует, что сложности отдельных природных признаков и технологических параметров определяются в первую очередь двумя структурными частями – сложностью величин признаков и сложностью их изменчивости (для вероятностных признаков) [3]. В свою же очередь сложности величин признаков и сложности их изменчивости зависят от существенности величин и их изменчивости. Такое поэтапное рассмотрение необходимо с точки зрения обоснования нормирования всех рассматриваемых показателей.

Показатель существенности величин признаков имеет первостепенное значение при оценке сложности освоения объектов. Он, во-первых, показывает долю конкретного показателя, а относительно максимального значения признака или показателя А:

для количественных признаков

$$s_{\text{кол}} = a/A, \quad (2.5)$$

и долю конкретных неблагоприятных качественных показателей $N^{(-)}$ к сумме всех рассматриваемых показателей N качественных признаков:

для качественных признаков

$$s_{\text{кач}} = N^{(-)} / N. \quad (2.6)$$

Пределы их изменений составят:

$$0 < s_{\text{кач}}, s_{\text{кол}} < 1. \quad (2.7)$$

Во-вторых, показатели существенности $s_{\text{кач}}$ или $s_{\text{кол}}$ определяют долю влияния величины признака в оценке его сложности λ_s :

$$\lambda_s = f(s) = f\left(\frac{a}{A}\right) = f\left(\frac{N^{(-)}}{N}\right). \quad (2.8)$$

Ранее отмечалось, что признаки и показатели могут иметь как прямое, так и обратное влияние на сложности их величин. Тогда показатели существенности величин признаков можно определять по моделям:

А) При прямом влиянии на сложность признаков или параметров:

а) для качественных признаков – по формуле $\lambda_{\text{техн}} = f(\sum \lambda_n)$;

б) для детерминированных и вероятностных показателей – по формуле $\lambda_{\text{прир}} = f(\sum \lambda_m)$, то есть в целом равной отношению величины показателя с конкретным значением к его максимальному значению по конкретной их совокупности, как относительные величины с интервалом изменений от 0 до 1.

Б) При обратном влиянии на сложность признаков или параметров:

а) для качественных признаков:

$$s_{\text{кач}} = 1 - \frac{N^{(-)}}{N}; \quad (2.9)$$

б) для детерминированных и вероятностных показателей:

$$s_{\text{дет.,вер}} = 1 - \frac{a}{A}, \quad (2.9a)$$

то есть в целом равной единице минус то же отношение конкретной величины показателя к его максимальному значению для конкретной их совокупности, как относительные величины с интервалом изменений от 0 до 1. Для сравнительного анализа существенности отдельных

признаков по двум и более объектам необходимо рассматривать их и сравнивать по единой нормированной шкале. То есть относительные выражения величин признаков должны определяться по отношению к конкретному максимальному значению признака из всей совокупности их по сравниваемым объектам.

2.3 Моделирование изменчивости признаков

Как было выяснено ранее, значительная часть признаков, характеризующих природные особенности различных объектов и технологические параметры их освоения, описываются вероятностными (стохастическими) величинами, которые в различной степени изменчивы и в основном имеют типы распределений с правосторонней (положительной) асимметрией, близкие к логнормальному распределению [3]. Большинство природных признаков и технико-экономических показателей принимают только положительные значения, являются действительными, положительными величинами. Теоретически величины таких признаков и показателей не могут подчиняться закону нормального распределения, так как левая сторона распределения ограничивается нулевым значением, а правая нередко не имеет ограничений. Поэтому приходится использовать закон логнормального распределения, который также не всегда может аппроксимировать характер распределения величин конкретного признака или показателя.

Имеются два важных подхода к анализу ассиметричных распределений. Это, прежде всего, перевод величин изучаемых признаков или параметров в относительные от максимальных значений выражения, что обеспечивает, во-первых, ограничение по максимальной величине, равном 1. Во-вторых, все величины в целом будут находиться в нормированном от 0 до 1 поле рассеяния, что в принципе обеспечивает перевод величин различных признаков и показателей в единое вероятностное поле с нормированной шкалой рассеяния. Второй важнейший подход к анализу ассиметричных распределений заключается в том, что неравные между собой отрицательные и положительные отклонения от средних величин должны рассматриваться по отдельности, самостоятельно. Выражение характера распределения, изменчивости распределенных величин через единые показатели среднеквадратического σ и среднеарифметического отклонений θ не представляется обоснованным. В этом случае характер распределения вероятностных величин в целом необходимо изучать только путем изучения характера распределения отрицательных и положительных отклонений по отдельности. И при этом только на основе изучения среднеарифметических, а не среднеквадратических отклонений. В среднеквадратических отклонениях значительное влияние оказывают крайние положительные значения признаков, что существенно влияет на точность определения характера рассеяния. Поэтому более

выгодное, наиболее практичное и приемлемое положение занимает в качестве показателя рассеяния, изменчивости вероятностных величин показатель среднеарифметического отклонения, причем по положительным и отрицательным отклонениям по отдельности, как было высказано выше. Так, например, асимметрия распределения в стандартном варианте выражается через нормированный центральный момент третьего порядка. Но асимметрия распределения по своей сути выражает неравенство отклонений в ту или другую сторону от средней арифметической a . Поэтому за абсолютный показатель асимметрии можно принять, в первую очередь, разность абсолютных величин среднеарифметического положительного ($E_{(+)}$) и среднеарифметического отрицательного ($E_{(-)}$) отклонений со знаком большего из них, или алгебраическую сумму этих отклонений. Для правостороннего типа распределений положительные отклонения всегда будут превышать отрицательные отклонения. И чем меньше будет среднее арифметическое значение распределения, тем будет меньше среднеарифметическое значение отрицательных отклонений, больше будет среднеарифметическое значение положительных отклонений. Значит, будет преобладать положительное значение алгебраической суммы положительных и отрицательных отклонений.

Один из важных выводов при рассмотрении соотношений положительных и отрицательных отклонений состоит в том, что на основе среднеарифметических отклонений возможно оценить изменчивость признака. При этом переводя их в относительные значения, что, по сути, имеет решающее значение, ибо в этом случае возможно достижение корректного сравнения разнородных признаков в едином одномерном случайном поле, по одномерной шкале. Характер рассеяния, изменчивость признаков определяет их неопределенность, сложность, следовательно, сложность объекта изучения. Предлагается определять изменчивость признаков по следующей общей схеме:

а) при нормальном распределении значений признаков (рисунок 2.1, а);

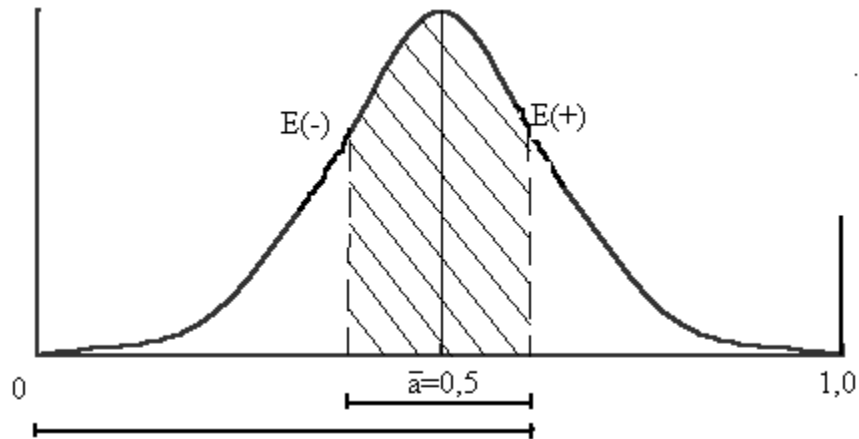


Рисунок 2.1, а - Схема определения изменчивости признаков при их нормальном распределении

$$u = \frac{2E}{a + E}; \quad \text{при } E_{(-)} = E_{(+)} = E; \quad (2.10)$$

б) при асимметричном (правостороннем) распределении значений признаков (рисунок 2.1, б)

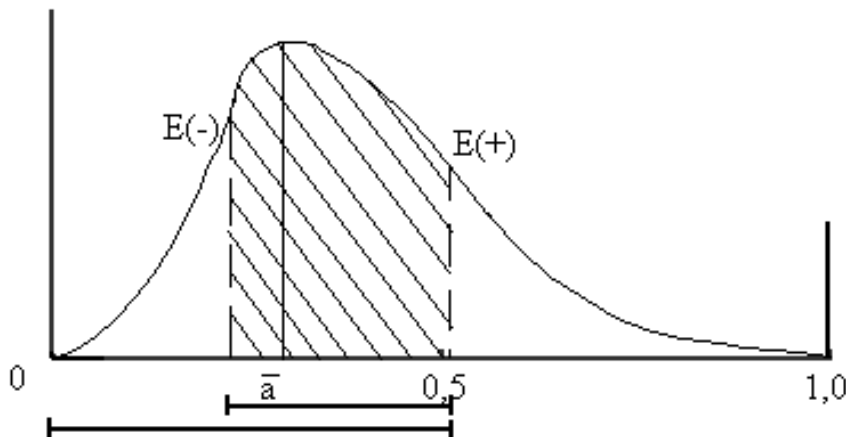


Рисунок 2.1, б – Схема определения изменчивости признаков при их правостороннем асимметричном распределении

$$u = \frac{E_{(-)} + E_{(+)}}{a + E_{(+)}}; \quad \text{при } E_{(-)} < E_{(+)}; \quad (2.10a)$$

в) при асимметричном (левостороннем) распределении значений признаков (рисунок 2.1, в):

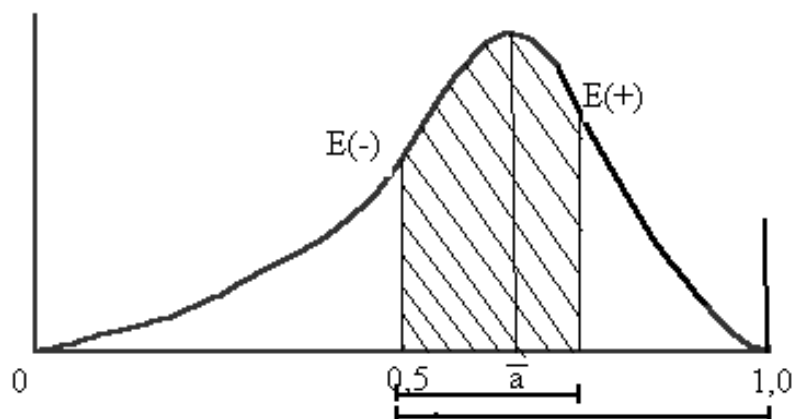


Рисунок 2.1, в – Схема определения изменчивости признаков при их левостороннем асимметричном распределении

$$u = \frac{E_{(-)} + E_{(+)}}{A - a + E_{(-)}}, \quad \text{при } E_{(-)} > E_{(+)}, \quad (2.106)$$

где E – среднеарифметическое отклонение от среднего значения совокупности исходных данных для вероятностных признаков с нормальным типом распределений; $E_{(-)}$ и $E_{(+)}$ – соответственно среднеарифметические отклонения в меньшую и большую стороны от среднего значения исходных данных в абсолютных выражениях. Знаменатель $(a + E_{(+)})$ выражает сумму среднего значения признака и среднеарифметического значения отклонения признака в сторону большую от среднего значения при правостороннем типе распределении. Знаменатель $(A - a + E_{(-)})$ выражает разность между максимальным значением признака и средним значением признака плюс отрицательное среднеарифметическое отклонение при левостороннем типе распределения величин. При нормальном распределении наблюдается симметричное расположение средней величины признака относительно размаха распределения показателя. Тогда значения числителя в дробях также будут иметь симметричные в обе стороны от среднего значения, а сама изменчивость в большей мере зависит именно от средней величины случайных величин. В геометрическом плане показатель изменчивости u представляет собой отношение интервала от $E_{(-)}$ до $E_{(+)}$ к интервалу a плюс $E_{(+)}$ для правосторонних распределений и отношению суммы тех же среднеарифметических отклонений в большую и меньшую стороны к интервалу $(A - a + E_{(-)})$ – для левосторонних распределений. Для признаков, имеющих нормальное распределение, выше обозначенные среднеарифметические отклонения будут между собой равными ($E_{(-)} = E_{(+)}$) и равны общему среднеарифметическому отклонению E . Поэтому сумма меньших и больших от среднего a

среднеарифметических отклонений составляет двойную сумму от общего среднеарифметического отклонения ($2E$) в формуле (2.10). Для правостороннего типа распределения, когда $a \rightarrow 0$, то $i \rightarrow 1$. Это происходит вследствие того, что различные признаки и показатели в абсолютном своем большинстве являются действительными, положительными величинами. И когда $a \rightarrow 0$ соответственно $E_{(-)} \rightarrow 0$, значение дроби по моделям 2.10а, то есть i , стремится к 1. При левостороннем типе распределения величин, наоборот, при возрастании значения a , то есть при $a \rightarrow A$, положительное среднеарифметическое отклонение также будет стремиться к 0 и в итоге i также будет стремиться к 1 (формула 2.10б). Но при совместном уменьшении $E_{(-)} \rightarrow 0$ и $E_{(+)} \rightarrow 0$ значение $i \rightarrow 0$, то есть признак определяется как детерминированная величина, без изменчивости. Так как $0 \leq (E_{(-)} + E_{(+)}) < (a + E_{(+)})$, то $0 < i < 1$, то есть i в целом всегда нормирована от 0 до 1. Таким образом, получена важная характеристика показателя изменчивости i – её нормированный от 0 до 1 характер, так как сумма среднеарифметических отклонений всегда меньше суммы среднего значения и большего из среднеарифметических отклонений. Изменчивость действительных, положительных и вероятностного характера массовых природных и многих других показателей зависит от их среднеарифметической величины, среднеарифметических значений отрицательных и положительных отклонений и от размаха отклонений.

Подобную множественную зависимость можно упростить приведением всех названных показателей в их относительные значения от величины размаха. Если принять, что природные показатели, как правило, изменяются от нулевого значения их минимальных величин ($A_{\min} = 0$), то размах значений этих величин равен значению максимального значения A . Тогда значения других интересующих нас показателей относительно размаха величин будут равны:

$$a_0 = \frac{a}{A}, E_0 = \frac{E}{A}, E_{(-)0} = \frac{E_{(-)}}{A} \text{ и } E_{(+)0} = \frac{E_{(+)}}{A}. \quad (2.10в)$$

Однако, при $A = 1$ для упрощения математических моделей можно принять значения a , E , $E_{(-)}$, $E_{(+)}$ как относительные величины в рамках относительного значения к A , то есть от 0 до 1. В этом случае все ведущие математические модели изменчивости (формулы 2.10, 2.10а и 2.10б) сохранят свои выражения, кроме как в модели по формуле 2.10б вместо A можно принять 1. В этом случае все значения показателей должны приниматься в их относительном выражении и в нормированных пределах от 0 до 1, что имеет существенное значение. Большое значение имеет не только выражение показателей в относительных и нормированных

значениях. Не менее существенное значение имеет количество исходных величин для краткого и четкого описания целевой функции, в данном случае изменчивости величин. Выше были перечислены 4 параметра, определяющие целевую функцию. Есть возможность их сокращения с названной выше целью. Так, например, если принять

$$\kappa_1 = \frac{E_{(-)}}{a} \quad \text{и} \quad \kappa_2 = \frac{E_{(-)}}{E_{(+)}} , \quad (2.11)$$

то выражение изменчивости примет вид:

$$\text{и} = \frac{\kappa_1(\kappa_2 + 1)}{\kappa_1 + \kappa_2} , \quad (2.12)$$

что существенно упрощает модель. При этом κ_1 изменяется от 0 до 0,5, так как среднеарифметические отрицательные отклонения действительных положительных величин всегда представляет собой величину до 0,5 от среднего значения самих величин. Точные значения среднеарифметических отклонений будут приведены ниже. Значение κ_2 в целом не имеет ограничений, может меняться от 0 до ∞ , но при этом для правосторонних распределений изменяется от 0 до 1, а для левосторонних – от 1 до ∞ . В последнем случае κ_2 должен быть, согласно формулы 2.10б, выражен следующим образом:

$$\kappa_2 = \frac{E_{(+)}}{E_{(-)}} \quad (2.13)$$

и может изменяться также от 0 до 1.

График зависимости показателя изменчивости действительных, положительных величин от параметров κ_1 и κ_2 представлен на рисунке 2.2.

Как видно на графике показатель изменчивости сохраняет свое нормированное от 0 до 1 значение при любых изменениях от 0 до 1 входных параметров.

Разработанные аналитические модели теперь можно проверить на изменчивости вероятностных величин, используемых при освоении различных объектов. Например, на изменчивости данных содержания металла (золота) в добываемой руде в золоторудном горном производстве.

κ_1 ,

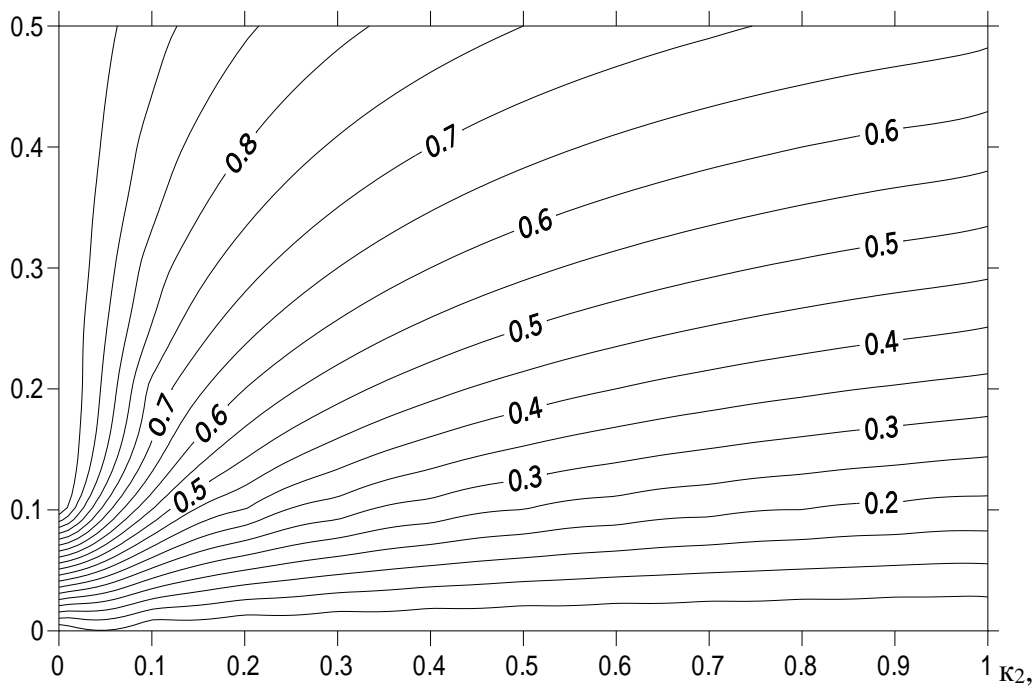


Рисунок 2.2 — Диаграмма показателей изменчивости величин признаков при правостороннем распределении

Необходимо отметить, что содержание золота в добываемой руде при существующих параметрах опробования преимущественно борздовыми и керновыми пробами весом от сотен граммов до первых десятков килограмм, изменяется в очень широких пределах (от сотен миллиграммов до первых килограммов в одной тонне руды). Такие содержания зависят именно от весовых значений отобранных проб. Минерализация золота в руде генетически в подавляющем большинстве происходит в виде свободного металла тонко- и мелкодисперсными частицами, чешуйчатыми и пленочными образованиями, размерами от десятков и сотен микрон и, как правило, до первых миллиметров по длине, толщине или диаметру. В этом случае если бы опробование руды велось пробами весом или размерами, соизмеримыми с весом или размерами частиц минерализации металла, то отдельные содержания металла в руде колебались бы в больших процентных соотношениях. Фактически же выше отмеченные ультранизкие содержания золота, в отдельных стандартного, веса пробах обуславливают резко правосторонний тип их распределения. Поэтому среднеарифметические отрицательные отклонения от средних значений содержаний металла будут значительно меньше среднеарифметических положительных отклонений. То есть для золоторудных месторождений характерны выражения:

$$a \rightarrow 0, \quad \kappa_2 = \frac{E_{(-)}}{E_{(+)}} \rightarrow 0 \quad \text{и} \quad u \rightarrow 1. \quad (2.14)$$

Так как золото минерализуется в основном в виде свободного металла, то его максимальное содержание выражалось бы значением, близким к 1 или 100%. Размах содержания металла в руде R теоретически колеблется от 0 до 1 в относительном выражении или от 0% до 100%. Тогда среднее содержание металла равнялась бы значению $\bar{c}_n = 0,5R$ или просто 0,5 при $R = c_{\max} - c_{\min} = 1 - 0 = 1$ в относительном выражении. При этом распределение массовых величин содержаний имел бы вид нормального распределения. В этом случае величина среднеквадратического отклонения σ_n равнялась бы примерно 1/6 размаха R . В то же время, когда $\bar{c}_n = 0,5R$ или просто 0,5 при $R=1$, то $\sigma_n = 0,5/3 = 0,1667$. В то же время из теории математической статистики известно, что среднеарифметическое отклонение $E_n = 0,7979 \sigma_n$. Тогда в относительном выражении $E_n = 0,7979 \times 0,1667 = 0,133$.

Но при бороздовом и керновом опробовании, когда вес проб колеблется от сотен граммов до нескольких десятков килограмм, содержание металла c_i принимает сверхнизкие значения и тип распределения массовых значений содержаний принимает правостороннюю асимметрию. При этом есть возможность выражать следующие параметры асимметричного распределения (в относительных нормированных от 0 до 1 выражениях):

\bar{c}_g – среднеарифметическое значение содержания по выборке, то есть по конкретному изучаемому объекту;

$E_{(-)}$ – среднеарифметическое отрицательное отклонение от среднеарифметической величины по выборке;

$E_{(+)}$ – среднеарифметическое положительное отклонение от среднеарифметической величины по выборке.

Из теории математической статистики имеем:

$$\frac{\bar{c}_g}{\bar{c}_n} = \frac{E_{g(-)}}{E_n} \text{ или } \frac{1 - \bar{c}_g}{\bar{c}_n} = \frac{E_{g(+)}}{E_n}. \quad (2.15)$$

При постановке известных значений $\bar{c}_n = 0,5$ и $E_n = 0,133$ получаем (рисунок 2.3):

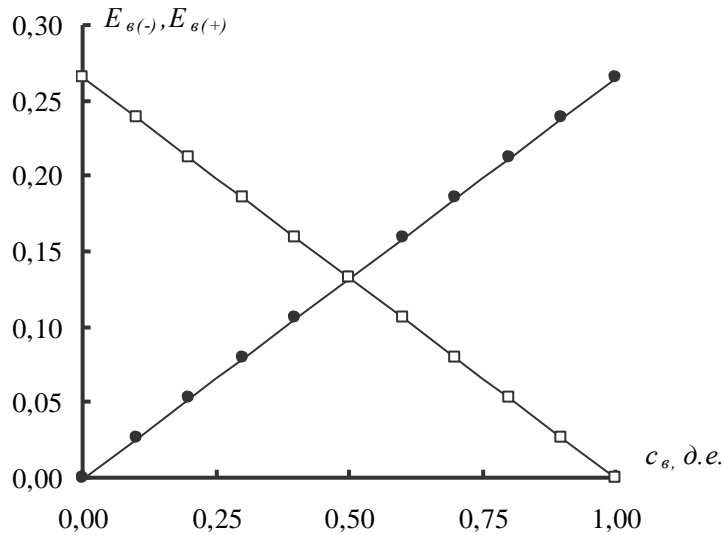


Рисунок 2.3 – Зависимости среднеарифметических отклонений от среднеарифметических значений содержания по выборкам

$$E_{\sigma(-)} = 0,266 \bar{c}_{\sigma} \text{ и } E_{\sigma(+)} = 0,266(1 - \bar{c}_{\sigma}). \quad (2.15a)$$

В фактических распределениях максимальная величина признаков, как отмечалось ранее, не всегда достигает полного размаха, равного 1. То есть $R_{\phi} < 1$. Тогда $E_{\sigma(-)} < 0,266 \bar{c}_{\sigma}$ и $E_{\sigma(+)} < 0,266(1 - \bar{c}_{\sigma})$. Поэтому большое значение имеет величина

$$\kappa_R = \frac{R_{\phi}}{R} = \frac{R_{\phi}}{1} = R_{\phi}. \quad (2.16)$$

В этом случае и другие параметры будут взаимозависимы в пределах фактического размаха R_{ϕ} , выраженного в относительных от 0 до 1 выражениях:

$$E_{\sigma(-)} < 0,266 \bar{c}_{\sigma} R_{\phi}, \quad E_{\sigma(+)} < 0,266(1 - \bar{c}_{\sigma}) R_{\phi}. \quad (2.17)$$

Параллельно изменятся и значения σ , V :

$$\sigma_{(-)} = 0,266 \times 1,25 \bar{c}_{\sigma} R_{\phi} = 0,333 \bar{c}_{\sigma} R_{\phi},$$

или

$$\sigma_{(+)} = 0,266 \times 1,25(1 - \bar{c}_{\sigma}) R_{\phi} = 0,333(1 - \bar{c}_{\sigma}) R_{\phi}; \quad (2.18)$$

$$V_{(-)} = \frac{\sigma_{(-)}}{\bar{c}_{(-)}} = 0,3325 R_{\phi}, \quad V_{(+)} = 0,3325(1 - \bar{c}_{\sigma}) R_{\phi} / \bar{c}_{\sigma}. \quad (2.19)$$

Аналогично можно выразить и значения изменчивости:

$$u = \frac{0,266R_{\phi}}{\bar{c}_{\epsilon}(1 - 0,266R_{\phi}) + 0,266R_{\phi}} \quad (2.20)$$

или

$$u = \frac{0,266R_{\phi}}{1 - \bar{c}_{\epsilon}(1 - 0,266R_{\phi})}. \quad (2.21)$$

Значения изменчивости можно выразить и через среднеарифметические отклонения:

$$u = \frac{[E_{\epsilon(-)} - E_{\epsilon(+)}]R_{\phi}}{\frac{E_{\epsilon(-)}}{0,266R_{\phi}} + E_{\epsilon(+)}R_{\phi}}; \quad (2.22)$$

$$u = \frac{[E_{\epsilon(-)} - E_{\epsilon(+)}]R_{\phi}}{1 - \frac{E_{\epsilon(-)}}{0,266R_{\phi}} + E_{\epsilon(-)}}. \quad (2.23)$$

Таким образом, изменчивость признаков при асимметричных распределениях, в последующем и сложности оцениваемых величин можно выразить в относительных выражениях через значения среднеарифметических величин и их размах. И, как было определено выше, через значения среднеарифметических величин и их размах могут определяться и другие параметры распределений ограниченных, действительных, положительных вероятностных величин, к которым в основном и принадлежат многие показатели и параметры объектов, процессов, явлений.

Разработанный метод количественной оценки изменчивости применим для анализа вероятностных данных не только по различным типам объектов, по многим другим вероятностным совокупностям данных.

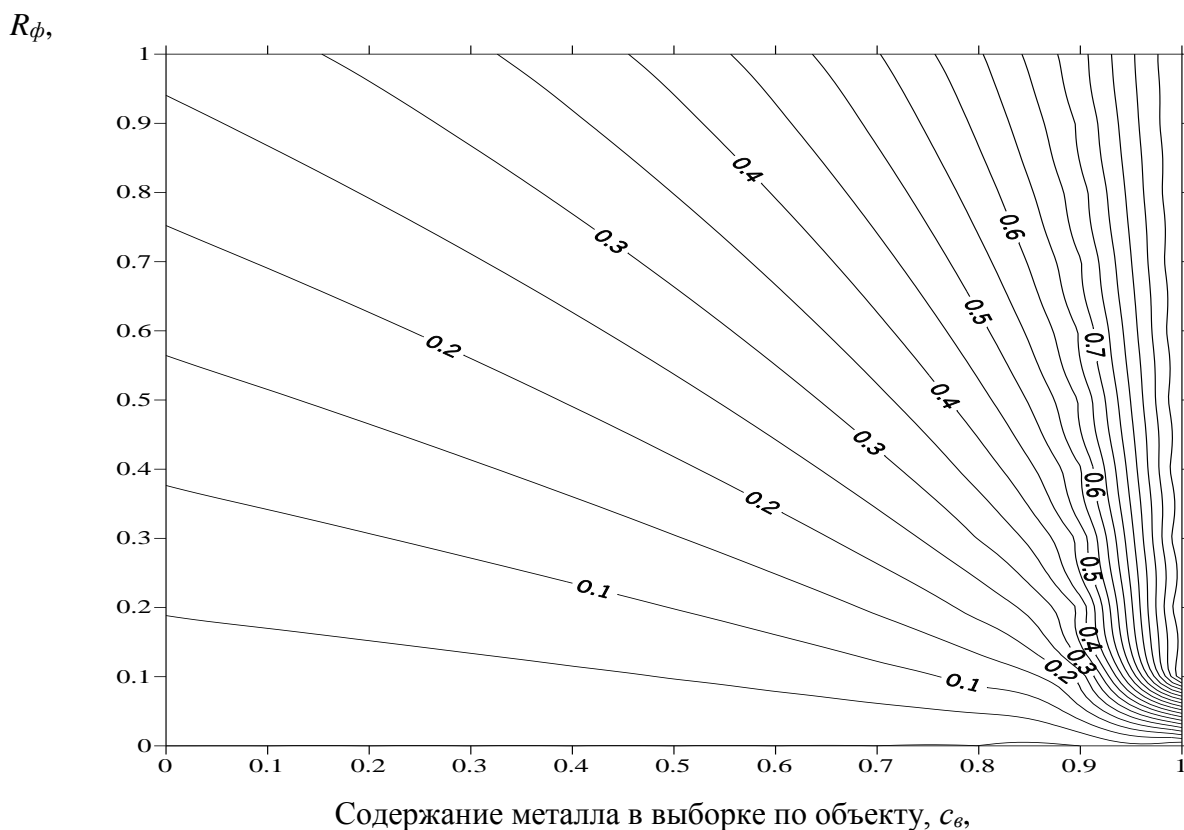


Рисунок 2.4 – Зависимость показателя изменчивости от параметров распределения

Принятый показатель изменчивости u отличается от коэффициента вариации V тем, что нормируется в указанных выше пределах (от 0 до 1). Поэтому точнее этот показатель изменчивости можно определить как *нормированный коэффициент вариации*, основанный не на показателе среднеквадратического отклонения, а на показателях среднеарифметических отклонений. Этот показатель может более строго, прежде всего, нормировано оценивать изменчивость любых исследуемых вероятностных величин. И зависит не только от значений среднеарифметических отклонений, но и от среднего арифметического значения признака. Отмечаем, что определение показателя изменчивости через среднеарифметические отклонения в большую и меньшую стороны от среднего арифметического объясняется необходимостью оценивать вариации данных при их асимметричном распределении. При нормальном распределении было бы достаточно выражать изменчивость через значение относительного от 0 до 1 среднеквадратического отклонения σ :

$$u_0 = \frac{2\sigma}{a + \sigma}. \quad (2.24)$$

При этом показатель изменчивости был бы непосредственно связан с относительным от 0 до 1 значением коэффициента вариации V :

$$u_0 = \frac{2V}{1 + V}. \quad (2.25)$$

Но при известном преобладании асимметричных распределении, в особенности крайне правостороннего типа, использование среднеквадратического отклонения представляется излишним. В этой связи однозначно определяется необходимость выражения изменчивости только через значения среднеарифметических отклонений.

Известно, что различные типы асимметричных распределений непрерывных вероятностных величин аппроксимируются различными законами. Прежде всего, логнормальным распределением, гамма-распределением, распределениями Рэлея, Максвелла, Симпсона, Коши, равномерной плотности и другими. По всем указанным законам возможно определение свойственных им среднеквадратических отклонений, как критериев изменчивости, вариации признаков. Но до сих пор не было достигнуто математического выражения обобщенного критерия изменчивости вне зависимости от закона распределений. Именно принятый показатель u может стать обобщенным, *универсальным критерием изменчивости* действительных, положительных, непрерывных, случайных величин вне зависимости от закона распределений. Только показатель u может оценивать изменчивость вероятностных величин при изменении их среднеарифметических величин от минимального до максимальных значений в полном интервале размаха значений и с учетом положительных и отрицательных среднеарифметических отклонений. В этом состоит важнейшая особенность и преимущество принятого показателя u . И это имеет особенно позитивное значение при анализе и изучении вероятностных природных признаков и технологических параметров, их сложности. Следует отметить ещё следующую важнейшую особенность полученного критерия изменчивости. Это то, что показатель изменчивости u , то есть его составные части – положительные и отрицательные среднеарифметические отклонения, в определенной мере являются относительными среднеарифметическими погрешностями (ошибками) δ показателя среднеарифметической величины a для асимметричных распределений:

$$\delta \approx f(u) = f\left(\frac{E_{(-)} + E_{(+)}}{a + E_{(+)}}\right). \quad (2.25)$$

Иначе

$$(1 - u_{(-)}) \times a < a < (1 + u_{(+)}) \times a. \quad (2.26)$$

Это является важным фактором определения неопределенности показателя среднеарифметической величины, риска его не подтверждения в процессе его использования и реализации.

Таким образом, предложенный, по существу очень простой, метод позволяет осуществлять индивидуальную оценку изменчивости самых разнородных признаков. Это в

свою очередь позволяет сравнивать изменчивости, а в последующем сложности многих отдельных признаков между собой.

2.4 Вывод применяемой методики

Методика, основанная на соответствии сложности природно-геологических и технологических параметров, позволит количество определить сложность данных параметров и соотнести их между собой [3]. Применительно к цели исследования, в качестве природной сложности принимается изменчивость мощности рудных тел. Данный параметр выбран из условий проходке нарезных выработок по рудному телу. Уточнение сложности мощности позволит соотнести сечение нарезной выработки и принять оптимальную величину. В качестве технологической сложности, на стадии проектирования, принимается изменчивость разубоживания при принимаемом сечении нарезной выработки. Данная методика соответствует задачи исследования и применительно к условиям строительства на стадии проектирования.

ГЛАВА 3 АПРОБАЦИЯ ВЫБРАННОЙ МЕТОДИКИ

3.1 Расчет природно-геологической и технологической сложности

Расчет соответствия применяемых оборудований при строительстве нарезных выработок осуществляется методикой, описанной в главе 2. Основа методики заключается в том, чтобы сложность природная максимально соответствовала сложности технической, по формуле (2.1). В качестве природной сложности участвует сложность мощности рудного тела, а в качестве технической сложности участвует сложность разубоживания с учетом принимаемых оборудований при проходке нарезных выработок.

Согласно применяемой методики, сложность отдельного признака определяется конкретными значениями сложности величин признаков и сложностью их изменчивости (для вероятностных признаков):

$$\lambda_{ij} = (\lambda_{s,ij}, \lambda_{u,ij}), \quad (3.1)$$

где $\lambda_{s,ij}$ - показатель сложности величин i, j - го признака; $\lambda_{u,ij}$ - показатель сложности изменчивости i, j - го признака.

Расчёт показателя сложности мощности отдельных рудных тел, а так же общей сложности по зоне Зун-Холбинского золоторудного месторождения представлен в таблице 3.1.

Таблица 3.1 — Расчет показателей сложности мощности (природная сложность) рудных тел

Показатели	Единица измерения	Номер рудного тела						Общее
		122-1	122-2	122-2-1	122-4	122-5	124-1	
Максимальная мощность, А	м	0,74	1,03	0,83	1,34	0,32	0,62	1,34
Среднее значение мощности, а	м	0,51	0,71	0,75	1,00	0,24	0,51	0,58
Сложность существенности мощности, λ_s		0,16	0,16	0,05	0,13	0,13	0,09	0,28
Среднее арифметическое отрицательного отклонения, E(-)	м	0,40	0,50	0,85	0,66	0,57	0,72	0,29
Среднее арифметическое положительного отклонения, E(+)	м	0,88	0,87	0,96	0,85	0,88	0,93	0,57
Сложность изменчивости мощности, λ_u		0,900	0,83	0,80	0,53	0,86	0,927	0,504
Сложность мощности, λ_m (природная сложность)		1,05	0,99	0,84	0,66	0,99	1,01	0,79

Как указано выше, в качестве технической сложности применяется показатель разубоживания. Согласно методики Ирриредмет [13], разубоживание при проходке и нарезных работах складываются из:

- Разубоживание на контактах с вмещающими породами

$$P_1^1 = 0,5 \cdot A \left(\frac{\mu}{1+\mu} \right)^2 \cdot S_k \cdot \gamma_{в,т} \quad (3.1)$$

где A - средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода", м; μ - Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки, доли. ед; S_k - суммарная площадь контакта "руда-порода", м²; $\gamma_{в,т}$ – плотность вмещающих пород, т/м³.

Сложность мощности, согласно [14], может участвовать в расчете разубоживания в качестве средней амплитуды извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода". Тогда формула будет иметь вид:

$$P_1^1 = 0,5 \cdot \lambda_m \cdot a \cdot \left(\frac{\mu}{1+\mu} \right)^2 \cdot S_k \cdot \gamma_{в,т} \quad (3.2)$$

где λ_m – сложность мощности, доли. ед; a – среднее значение мощности, м.

- Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю

$$P_2^1 = S_b \cdot L \cdot \gamma_{в,т} \quad (3.3)$$

где S_b - средняя площадь породы в контуре проходческого забоя, м²; L - Длина выработки, проводимой по рудному телу, м.

В итоге, общее разубоживание зависит от параметров: λ_m , S_b , S_k . Два последних из приведенных параметров зависят от принимаемых оборудований.

Для расчета технической сложности, при комплекте оборудований: погрузочно-доставочный транспорта Sandvik LH 307, самоходная буровая установка Sandvik DD 311-40, сечение выработки 12м² (рис. 3.1), необходимо провести расчет разубоживания для всех рудных тел, затем провести расчет сложности разубоживания по полученным данным.

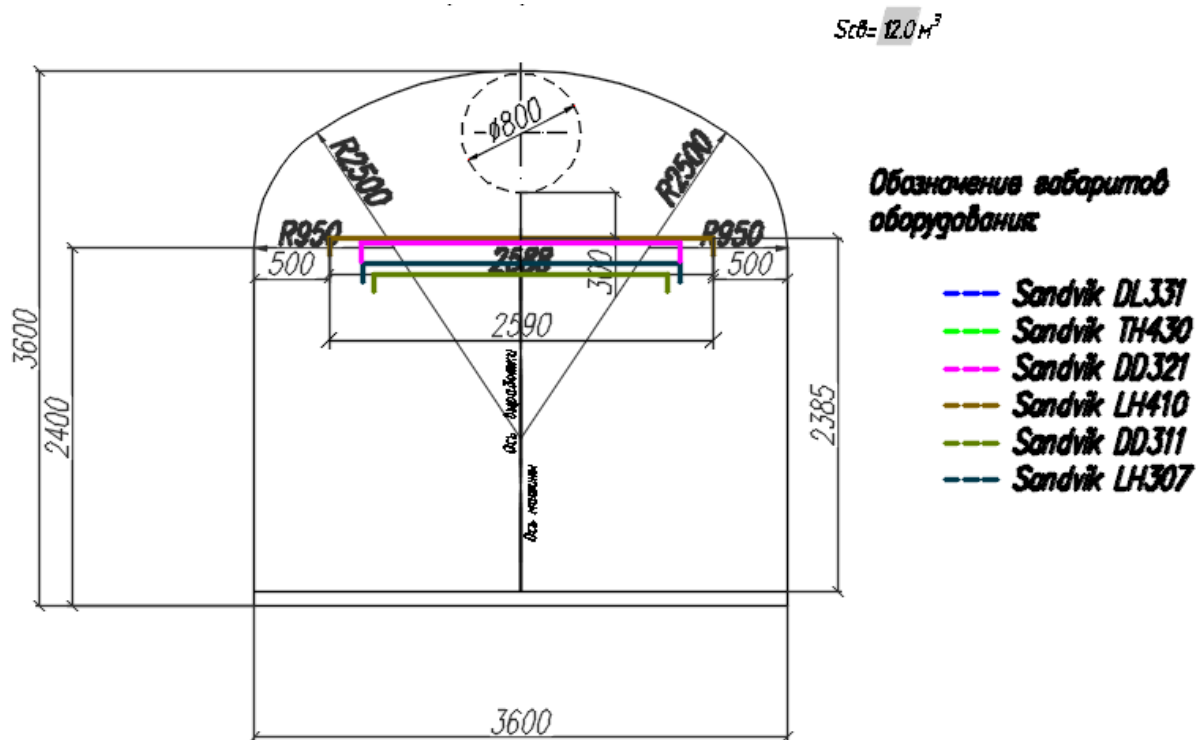


Рисунок 3.1 — Сечение рудного штрека в системах разработки с магазинированием

На рис. 3.2 указано разубоживание относительно двух методик [3], [13].

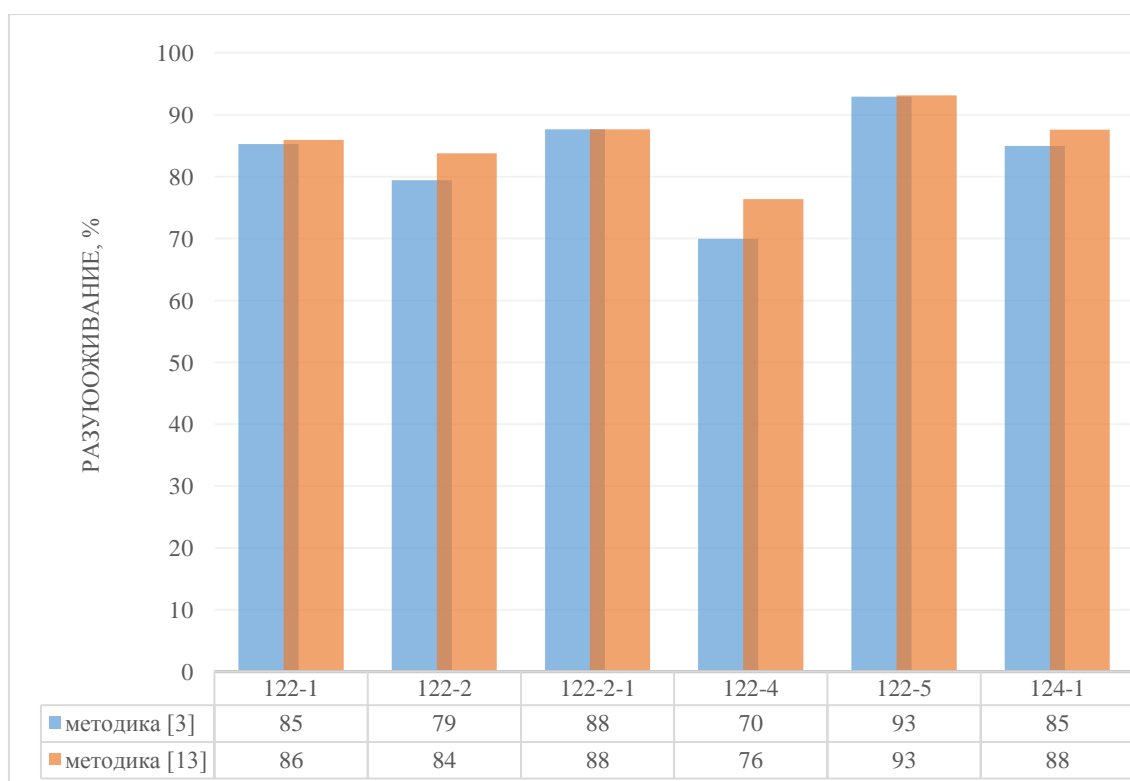


Рисунок 3.2 — Показатели разубоживания, рассчитанные по разным методикам

Из диаграммы видно, что при применении сложности мощности в расчете разубоживания дает уточнение в меньшую сторону, что доказывает источник [14]. В табл. 3.2 проведен расчет сложности по двум методикам.

Таблица 3.2 — Расчет показателя сложности разубоживания (технологическая сложность) по двум методикам

Показатели	Единица измерения	Общее разубоживание при мет. [13]	Общее разубоживание при мет. [3]
Максимальное разубоживание, А	%	93,15	92,94
Среднее значение разубоживания, а	%	85,76	83,38
Сложность существенности разубоживания, λ_s		0,04	0,05
Среднее арифметическое отрицательного отклонения, E(-)	%	0,86	0,8
Среднее арифметическое положительного отклонения, E(+)	%	0,95	0,94
Сложность изменчивости разубоживания, λ_u		0,509	0,514
Сложность разубоживания, $\lambda_{тех}$ (технологическая сложность)		0,548	0,565

Из полученных данных проводится расчет соответствия сложности технической к сложности природной – формула (2.1)

$$\text{При методике [3]} \varphi_c = \frac{\lambda_{тех}}{\lambda_{при}} = \frac{0,565}{0,79} = 0,71, \%$$

$$\text{При методике [13]} \varphi_c = \frac{\lambda_{тех}}{\lambda_{при}} = \frac{0,548}{0,79} = 0,69, \%$$

Два уравнения указывают на то что при использовании методики [3] имеет наибольшее соответствие сложности. Но при выборе данного комплекта оборудования не говорит о том, что оно является оптимальным решением. Для уточнения комплекта оборудования, который даст минимальное разубоживание и максимальное соответствие природной и технологической сложности, необходимо провести ряд расчетов сложности разубоживания при разных комплектах оборудования. Исходя из данных расчетов, можно выявить наиболее оптимальный вариант комплекта для проходки нарезных выработок.

3.2 Выбор оптимального самоходных оборудований

Для обеспечения уменьшенного сечения рудных штреков необходимо подобрать парк оборудований, состоящие из ПДМ и буровых установок. Для увеличения производительности буровых работ было принято использовать самоходные буровые установки.

В настоящее время машиностроительные компании предоставляют широкий ассортимент малогабаритных оборудований для механизации процессов бурения, погрузки и доставки, проходки восстающих и т.д. В табл. 3.3 и табл. 3.4 указаны малогабаритные оборудование удовлетворяющие требования по проходке маломощных жил до 1 м.

Таблица 3.3 — Предпочтительный перечень ПДМ для доставки руды при проходке маломощных жил.

	<p>Sandvic LH201 Высота 2045 мм Ширина 1055 мм Вместимость ковша 0,54 м³</p>
	<p>Sandvic LH203 Высота 1840 мм Ширина 1480 мм Вместимость ковша 1,35-1,75 м³</p>
	<p>Aramine L 130D Высота 1990 мм Ширина 1040 мм Вместимость ковша 0,5-0,75 м³</p>
	<p>Aramine L 110E Высота 1996 мм Ширина 880 мм Вместимость ковша 0,4-0,6 м³</p>



PAUS PFL 8
Высота 1700 мм
Ширина 1200 мм
Вместимость ковша 0,5 м³



PAUS PFL 12
Высота 1850 мм
Ширина 1350 мм
Вместимость ковша 1,2 м³



ПД-2Д
Высота 1950 мм
Ширина 1450 мм
Вместимость ковша 1,16 м³



Joy LT 70
Высота 1932 мм
Ширина 900 мм
Вместимость ковша 0,38 м³



ПД-2Э
Высота 1950 мм
Ширина 1450 мм
Вместимость ковша 1,16 м³

Таблица 3.4 — Перечень буровых установок для бурения шпуров при проходке рудных штреков

	<p>Sandvic DD211L-V Высота 1950 мм Ширина 2260 мм Диаметр бурения 38-51 мм</p>
	<p>JOY NV 1 Высота 2261/2810 мм Ширина 1067 мм Диаметр бурения 36/89 мм</p>
	<p>MUKI FF Высота 1900 мм Ширина 1050 мм Диаметр бурения 28-45 мм</p>
	<p>Boomer T1 Высота 2024/2726 мм Ширина 1300 мм Диаметр бурения 38-48 мм</p>

Согласно результатам производственно-экспериментального исследования, дают основание сделать вывод, что самоходное оборудование для отработки маломощных жил должны иметь следующие геометрические параметры: ширина - 1000 мм, высота – 1950 мм [15]. Согласно главе 3.1, оборудование должно соответствовать наименьшим показателям параметров: λ_m , S_B , S_K . Данные показатели достигаются наименьшей высотой выработки и наименьшей ее ширины. Как итог, необходимо обеспечить минимальное, из возможных,

площади оборудования по длине нарезной выработки. Выбранное оборудование отобрано из данного условия и из практики строительства на маломощных рудных месторождениях. В таблице 3.4 указаны габаритные размеры оборудования и их площадь сечения. Из площадей сечений отбирается минимальное из представленных и из данного сечения подбирается ПДМ и буровая установка.

Таблица 3.4 — Габаритные размеры оборудования

ПДМ				
Модель оборудования	Высота, мм	Ширина, мм	Вместимость ковша, м ³	Габаритный объем, м ²
Sandvic LH201	2045	1055	0,54	2,16
Sandvic LH203	1840	1480	1,35-1,75	2,72
Aramine L 130D	1990	1040	0,5-0,75	2,07
Aramine L 110E	1996	880	0,4-0,6	1,76
PAUS PFL 8	1700	1200	0,5	2,04
PAUS PFL 12	1850	1350	1,2	2,50
ПД-2Д	1950	1450	1,16	2,83
Joy LT 70	1932	900	0,38	1,74
ПД-2Э	1950	1450	1,16	2,83
Буровые установки				
Модель оборудования	Высота, мм	Ширина, мм	Диаметр бурения, мм	Габаритный объем, м ²
Sandvic DD211L-V	1950	2260	38-51	4,41
JOY NV 1	2261	1 067	36-89	2,41
MUKI FF	1900	1050	28-45	2,00
Boomer T1	2024	1300	38-48	2,63

Из данной таблицы было принято решение вести подбор оборудования в первую очередь из габаритов буровых установок, так как они являются наиболее габаритными. Минимальным габаритной буровой установкой является MUKI FF, с габаритным размером 2 м² (рис.3.3). ПДМ принимается в комплект с габаритами не больше MUKI FF и с наибольшей вместимостью ковша.

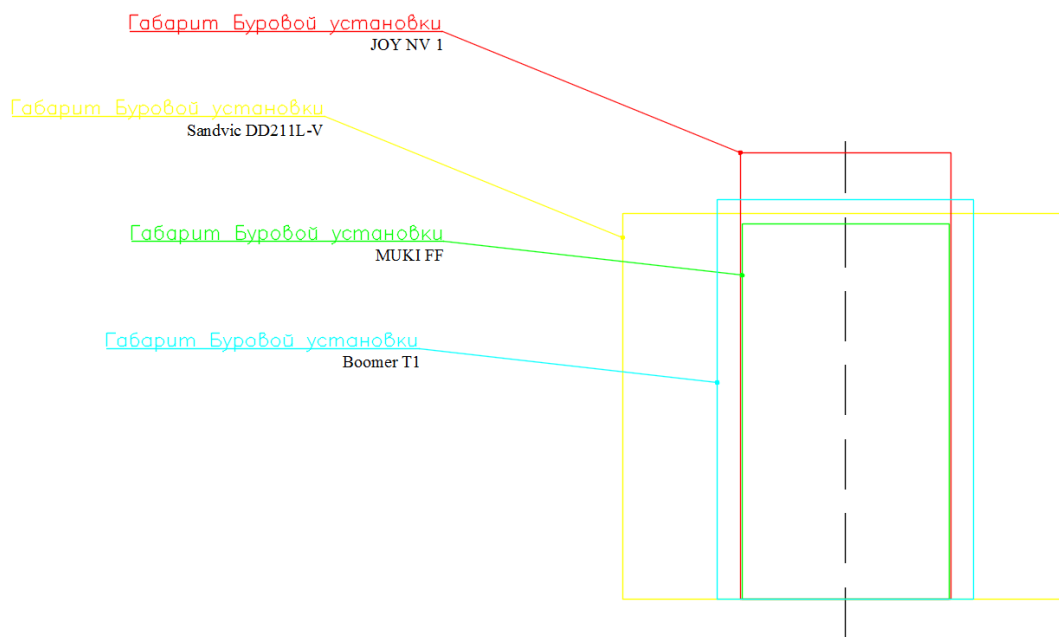


Рисунок 3.3 — Габаритный размер буровых установок

Из предложенных ПДМ отобрано 3 машины со схожим сечением (рис.3.4). Машины: Aramine L 130D, Aramine L 110E, Joy LT 70. В равной степени подходят под сечения буровой установки. Следуя формула (3.1), (3.2), чтобы обеспечить минимальное разубоживание необходимо придерживаться минимальных S_v и S_k . Из отобранных ПДМ наиболее предпочтительный Aramine L 130D с сечением $2,07 \text{ м}^2$. Заметим, что данная ПДМ больше буровой установке на $0,07 \text{ м}^2$, когда имеется возможность выбрать Joy LT 70 с сечением $1,74 \text{ м}^2$. Данный выбор поясняется тем, что при выборе Joy LT 70 общее сечение под комплект оборудования поднимается по высоте больше, чем при Aramine L 130D. Общая ширина выработки при выборе этих двух машин не изменится.

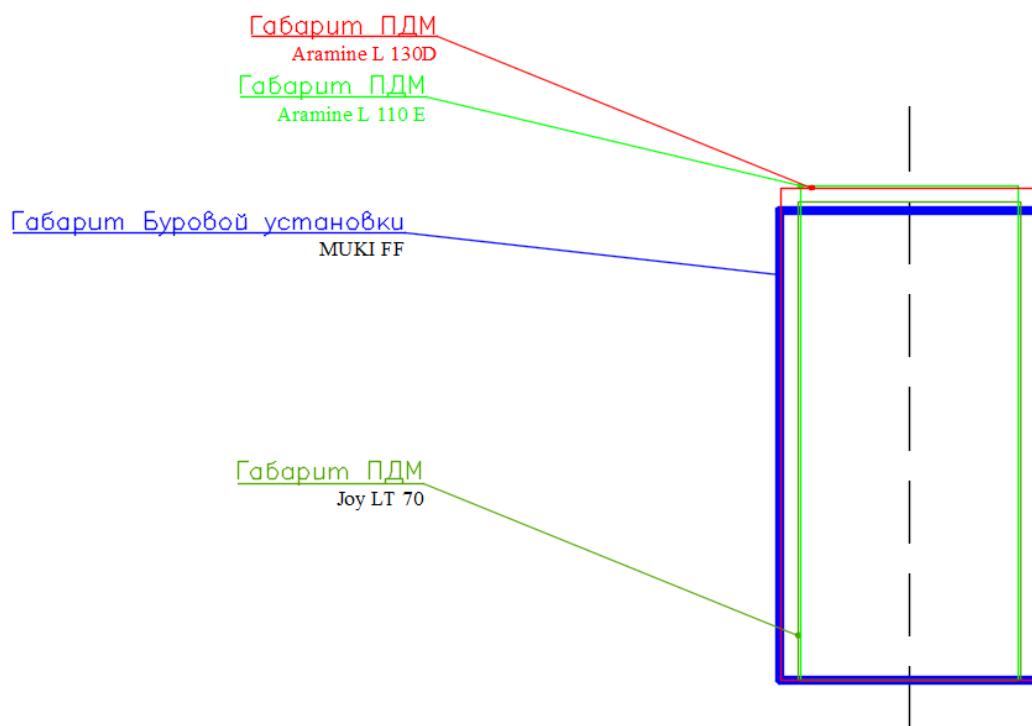


Рисунок 3.4 — Соотношение габаритных размеров ПДМ к буровой установке

Тогда оптимальный комплект оборудования состоит из ПДМ Aramine L 130D и буровой установки MUKI FF. Сечение выработки имеет вид (рис. 3.5).

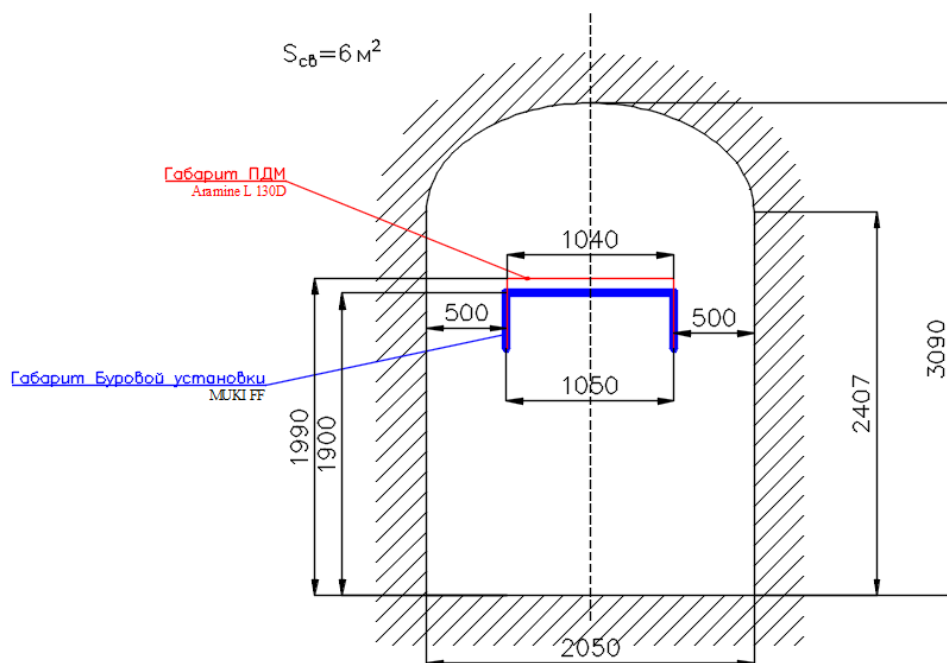


Рисунок 3.5 — Сечение рудной выработки под ПДМ Aramine L 130D и буровой установки MUKI FF

3.3 Расчет показателя соответствия для различных комплектов оборудования.

В данной главе проанализированы три комплекта оборудования на соответствие сложности технологической к сложности природной. Первый комплект оборудования принят из главы 3.1, далее (комплект №1). Второй комплект оборудования принят из практики отработки жильных месторождений Берестового рудника, далее (комплект №2). Третий комплект был принят из главы 3.2, далее (комплект №3).

В таблице 3.5 указаны названия комплектов оборудования и их состав. Расчет сложности и общего разубоживания производится согласно главе 3.1.

Таблица 3.5 — Комплекты оборудования

Оборудование	Комплект №1 Зун-Холбинского рудника	Комплект №2 Березитового рудника	Комплект №3 из глав. 3.3
ПДМ	Sandvik LH 307	Sandvik LH-204	Aramine L 130D
Буровые установки	Sandvik DD 311-40	ПТ-48А	MUKI FF
Сечение выработки	12 м ²	7,6 м ²	6 м ²

На рисунке 3.6 наблюдается наименьшее разубоживание при комплекте оборудования из глав. 3.2.

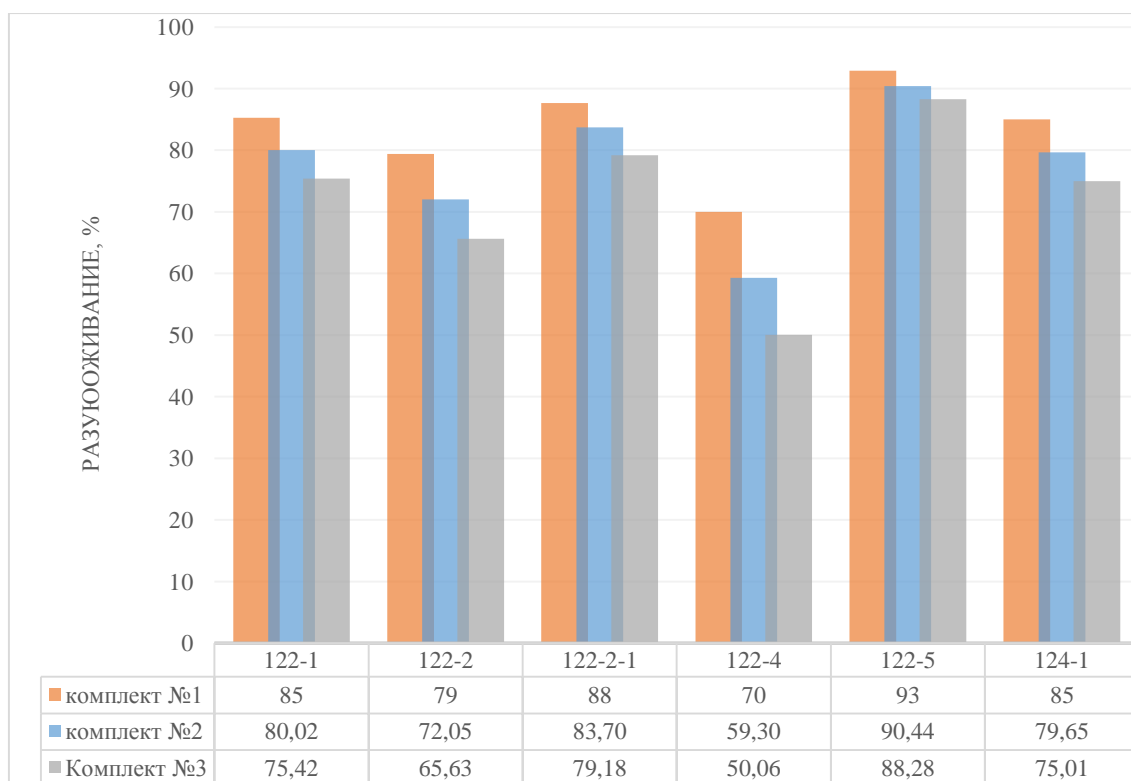


Рисунок 3.6 — Показатели разубоживания, рассчитанные по разным комплектам

В табл. 3.6 приведен расчет сложности мощности для имеющихся комплектов оборудования. Расчет показывает, что, чем меньше сечение выработки, тем больше возрастает сложность разубоживания.

Таблица 3.6 — Расчет показателя сложности разубоживания по двум методикам

Показатели	Единица измерения	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
Максимальное разубоживание, А	%	92,94	90,44	88,28
Среднее значение разубоживания, а	%	83,38	77,53	72,26
Сложность существенности разубоживания, λ_s		0,05	0,07	0,09
Среднее арифметическое отрицательного отклонения, E(-)	%	0,8	0,73	0,66
Среднее арифметическое положительного отклонения, E(+)	%	0,94	0,92	0,9
Сложность изменчивости разубоживания, λ_u		0,514	0,521	0,528
Сложность разубоживания, $\lambda_{тех}$ (сложность технологическая)		0,565	0,592	0,618

Из полученных данных проводится расчет соответствия сложности технической к сложности природной – формула (2.1).

$$\text{Комплект №1 } \varphi_c = \frac{\lambda_{\text{тех}}}{\lambda_{\text{при}}} = \frac{0,565}{0,79} = 0,71, \%$$

$$\text{Комплект №2 } \varphi_c = \frac{\lambda_{\text{тех}}}{\lambda_{\text{при}}} = \frac{0,592}{0,79} = 0,75, \%$$

$$\text{Комплект №3 } \varphi_c = \frac{\lambda_{\text{тех}}}{\lambda_{\text{при}}} = \frac{0,618}{0,79} = 0,78, \%$$

Как видно из расчетов, наиболее соответствие природной и технологической сложности является применение комплекта №3 (ПДМ Aramine L 130D и буровая установка МУКИ FF) с площадью сечения 6 м².

3.4 Окончательный вариант комплекта оборудования

Для окончательного выбора комплекта оборудования, необходимо определить при какой ширине выработки соответствие примет 100 %. Инструментом данного вычисления служит построение линии тренда. За ось x приняты значения ширины выработки, за ось y соответствия сложности при показателях x (рис 3.7).

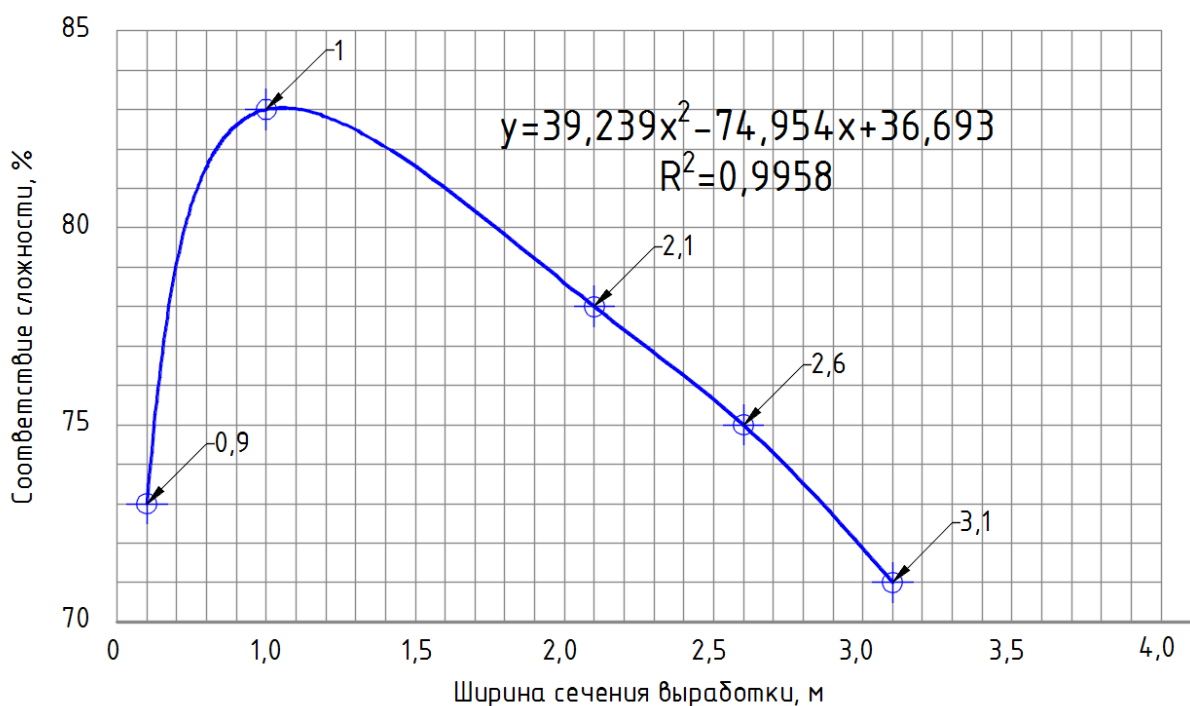


Рисунок 3.7 — Линия тренда соответствия сложностей от ширины выработки

Из полученной линии тренда, график представляет собой квадратичную функцию, которая с вероятностью 99 % описывает данную зависимость. Для определения минимальной ширины сечения выработки, в выявленной формуле параметр x подставляем значение 1:

$$y = 39.239x^2 - 74.954x + 36.693, \text{ м} \quad (3.4)$$

$$y = 39.239 \cdot 1^2 - 74.954 \cdot 1 + 36.693 = 1,0 \text{ м.}$$

Важный момент расчета заключается в том, что используя данный расчет, высчитанная мощность (1 метр), ориентирован на то, при всем расчете разубоживание не будет иметь отрицательного значения (табл. 3.7). Рудное тело 122-4 имеет разубоживание -10.09 %. Это означает, что ширина выработки не захватывает все рудное тело, приводящая к потерям руды. В этом случае расчет сложности разубоживания (технологическая сложность) для ширины выработки равное 0,9 м является не корректным. При выработке равной 1 метру достигается минимальное возможное разубоживание 42,16 % без потерь руды. Соответствие сложности технологической к природной будет равен:

$$\varphi_c = \frac{\lambda_{\text{прир}}}{\lambda_{\text{тех}}} = \frac{0,79}{0,946} \cdot 100 = 83, \%;$$

Таблица 3.7 — Показатели разубоживания и расчет сложности разубоживания (технологической сложности) при выработка равные 1,0 и 0,9 м

Рудное тело	Мощность рудного тела, м	Разубоживание, % Ширина 1,0, м	Разубоживание Ширина 0,9, м	Показатели	Единица измерения	Ширина 1,0, м	Ширина 0,9, м
122-1	0,51	49,95	44,16	Максимальное разубоживание	%	76,53	73,91
122-2	0,71	30,04	21,97	Среднее значение разубоживания	%	42,16	34,94
122-2-1	0,75	46,05	35,86	Сложность существенности и разубоживания		0,22	0,26
122-4	1,0	0,88	-10,09	Среднее арифметическое отрицательного отклонения,	%	0,46	0,37

122-5	0,24	76,53	73,91	Среднее арифметическое положительное отклонения, E(+)	%	1,00	1,00
124-1	0,51	49,53	43,80	Сложность изменчивости разубоживания, $\lambda_{и}$		0,722	0,814
Сред. знач.	0,62	42,16	34,94	Сложность разубоживания, $\lambda_{тех}$ (технологическая сложность)		0,946	1,078

Следуя показателю соответствия сложностей вариант сечения выработки с шириной 1,0 м наиболее соответствует и является оптимальным. Выбор данного сечения невозможен из-за условий эксплуатации выработки:

Отсутствие оборудования обеспечивающий ширину выработки в 1 м обеспечивающие зазоры между оборудованием и сечением выработки, согласно строительным нормам [16] ;

Данная ширина удовлетворяет вариант строительства ручным трудом, но вызывают сложности в отгрузки горной массы, перемещение в выработке, безопасности эксплуатации выработки.

Исходя из вышеперечисленного, на строительство нарезных выработок применяется комплект оборудования №3.

ГЛАВА 4 СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРИ ПРОХОДКЕ ПНВ

4.1 Расчет паспорта буровзрывных работ при проходке рудного штрека

Проходка горных выработок относится к одному из наиболее мощных и трудоемких этапов разработки рудных месторождений подземным способом.

При проведении выработок взрывным способом выполняют целый ряд операций. Основными среди них является бурение шпуров, зарядание взрывание, проветривание, уборка породы, крепление выработки. Паспорт БВР является одним из основных документов на производстве взрывных работ.

Дальнейшее составления паспорта БВР основывается на методике С.А. Вохмин [17].

Выбор проходческого оборудования

Погрузочно-доставочная машина - Aramine L 130D (табл. 4.1)

Буровая установка - МУКИ FF (табл. 4.2)

Таблица 4.1 — Технические данные ПДМ Aramine L 130D

Показатели	Значение
Грузоподъёмность, т	1,2
Вместимость ковша, м ³	0,6
Габариты, мм	
Длина	5345
Ширина	1040
Высота	1990
Высота разгрузки ковша, мм	2150
Радиус поворота, мм	
Внешний радиус	3612
Внутренний радиус	2125
Максимальная скорость груженого, км/ч	8,5
Установленная мощность, кВт	53
Масса, т	4,6
Время погрузки, мин	0,5
Время разгрузки, мин	0,2

Таблица 4.2 — Технические характеристика установки МУКИ FF

Характеристика	Значение
Величина хода раздвижной колонны, мм	1000
Скорость хода раздвижной колонны, м/с	0,025
Скорость подачи бурильной головки в холостую при прямом и обратном ходе, м/мин	3
Количество одновременно забуриваемых шпуров, шт	1
Диаметр шпуров, мм	32-64
Глубина шпуров, м	До 3
Величина хода автоподатчика, мм	4500
Расход сжатого воздуха, л/с	83,3
Расход масла, см ³ /мин	0,8
Расход воды, л/мин	25
Габариты , м	
высота	1,9
ширина	1,05
Длина	8,33
Масса установки, т	7,38

Выбор тип вруба

Для данного сечения возможно принять: прямой целевой вруб - в выработках любого сечения по породам средней крепости и крепким или при наличии в выработке прослойка более мягкой породы. Вруб состоит из шпуров, заряжаемых через один. Все врубовые шпуры (длина 2,5—4 м) бурят на расстоянии 10—20 см один от другого и взрывают одновременно. Отбитая при взрывании вруба порода только на 40—60 % выносится из полости вруба. Для увеличения выброса породы из врубовой щели рационально центральный или нижний шпур бурить на 20—30 см длиннее остальных шпуров, заряжать небольшим зарядом (0,3-0,6 кг) и взрывать вслед за врубовыми шпурами с замедлением 20-50 мс.

Выбор ВВ

Способ заряжания — ручной

Патронированное ВВ

Принимаем Детонит М; $e=480\text{см}^2$.

Диаметр $D_{\text{п}}=36\text{мм}$

Масса $M_{\text{г}}=250\text{г}$

Длина $L_p=200$ мм

Плотность 1,2

Выбор диаметра шпура

Принимаем коронку ККП-43-25

Выбор способа иницирования

Принимаем ЭДКЗ-ПМ-15

Расчет количества шпуров.

$$N = \frac{12.7 \cdot q_{\text{вв}} \cdot S}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot k_3} \quad (4.1)$$

где N – число шпуров в комплекте, шт.; $q_{\text{вв}}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; S – сечение выработки в проходке, м²; k_3 – коэффициент заполнения шпуров ВВ (табл. 4.3), доли ед.; Δ – плотность заряжения ВВ (принято 1,1), г/см³; d_n – диаметр заряда (патрона) ВВ, см.

Сечение выработки в проходке:

$$S = (1,03 \div 1,05) \cdot S_{\text{ч}}, \text{ м}^2 \quad (4.2)$$

$$S = 1,03 \cdot 6 = 6,18, \text{ м}^2$$

Удельный расход ВВ по формуле проф. Н. М. Покровского:

$$q_{\text{вв}} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot u \cdot m \cdot e, \text{ кг/м}^3 \quad (4.3)$$

где $q_{\text{вв}}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; f – коэффициент крепости породы по шкале проф. М. Н. Протоdjаконова (принимаем 12); f_0 – коэффициент структуры породы (принимаем 1,2); u – коэффициент зажима, учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей рассчитывается по формуле:

$$u = 6,5 / \sqrt{S_{\text{ч}}} \quad (4.4)$$

где $S_{\text{ч}}$ – площадь сечения выработки вчерне, м²; m – коэффициент, учитывающий применяемый диаметр коронки:

$$m = 32 / d_{\text{к}}. \quad (4.5)$$

Коэффициент учитывающий работоспособность ВВ:

$$e = p_{\text{д}} / p_{\text{вв}}. \quad (4.6)$$

где $p_{\text{д}}$ – работоспособность 62 %-го динамита, см³; $p_{\text{вв}}$ – работоспособность применяемого ВВ, см³ (применяем Детонит М).

$$e = \frac{380}{480} = 0,75$$

$$m = \frac{32}{43} = 0,7$$

$$u = \frac{6,5}{\sqrt{6}} = 2,65$$

$$q_{\text{ВВ}} = 0,1 \cdot 12 \cdot 1,2 \cdot 2,65 \cdot 0,7 \cdot 0,75 = 2,0, \text{ кг/м}^3.$$

$$N = 12,7 \cdot 2,0 \cdot \frac{6,18}{(1,1 \cdot 3,6^2 \cdot 0,6)} = 20,1 = 20, \text{ шт}$$

Вывод: общее число шпуров 20 штук.

Расчет врубовых шпуров

$$\text{Число шпуров в щелевом врубе: } N_{\text{вр}} = (h_{\text{щ}}/a_{\text{щ}})+1, \quad (4.7)$$

где $h_{\text{щ}}$ - высота (длина) щелевого вруба, м; $a_{\text{щ}}$ - расстояние между парами шпуров, м.

$$h_{\text{щ}} = 1,4 \times W_{\text{отб}} \quad (4.8)$$

$$a_{\text{щ}} = c \cdot d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{e \cdot \gamma}} \quad (4.9)$$

где c – коэффициент, зависящий

от акустической жесткости взрывающей породы, б ед.

$$h_{\text{щ}} = 1,4 \times W_{\text{отб}} = 1,4 \times 1,6 = 2,24 \text{ м}$$

$$a_{\text{щ}} = 6 \cdot 0,036 \sqrt{\frac{1,1}{0,75 \cdot 2,74}} = 0,16, \text{ м}$$

Минимальная высота клинового вруба ($h_{\text{к}}$, м) должна быть не меньше величины сопротивления для отбойного шпура, работающего на вруб ($W_{\text{отб}}$, м)

$$W_{\text{отб}} = 47 d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{\text{отб}}}} \quad (4.10)$$

где d – диаметр заряда ВВ, м; γ – плотность породы, т/м³; $U_{\text{отб}}$ - коэффициент зажима для отбойных шпуров ($U_{\text{отб}} = 0,6$ - для малых сечений выработки, $U_{\text{отб}} = 0,7-0,8$ - для средних сечений выработки, $U_{\text{отб}} = 0,9$ - для больших сечений выработок)

$$W_{\text{отб}} = 47 \cdot 0,036 \sqrt{\frac{1,1}{2,74 \cdot 0,75 \cdot 0,6}} = 1,6, \text{ м}$$

Число шпуров в щелевом врубе:

$$N_{\text{вр}} = (h_{\text{щ}}/a_{\text{щ}})+1 = (2,24/0,16)+1 = 15 \text{ шт}$$

Вывод: количество врубовых шпуров 15 штук.

Расчет оконтуривающих шпуров

Оконтуривающие шпуры в зависимости от крепости пород бурят на расстоянии 0,4-1,0 м один от другого или рассчитывают по формуле:

$$a_{\text{ок}} = (0,6 \div 0,7) \times W_{\text{отб}}, \quad (4.11)$$

$$a_{\text{ок}} = (0,6 \div 0,7) \times W_{\text{отб}} = 0,6 \times 1,6 = 0,96 \text{ м}$$

Оконтуривающие шпуры по подошве:

Количество шпуров:

$$n_{ок}^n = \frac{B_n}{a_{ок}} + 1 \quad (4.12)$$

где B_n — ширина по почве

расстояние между шпурами:

$$a_{ок}^n = \frac{B_n}{h_{ок}^n - 1} \quad (4.13)$$

$$n_{ок}^n = \frac{2.05}{0.96} + 1 = 3 \text{ шт}$$

$$a_{ок}^n = \frac{2.05}{3-1} = 0,925 \text{ м}$$

Оконтуривающие шпуры по борту:

Количество шпуров:

$$n_{ок}^{\delta} = \frac{h_1}{a_{ок}} + 1 \quad (4.14)$$

где h_1 — высота стенки

расстояние между шпурами:

$$a_{ок}^{\delta} = \frac{h_1}{n_{ок}^{\delta} - 1} \quad (4.15)$$

$$n_{ок}^{\delta} = \frac{2.4}{0.96} + 1 = 4 \text{ шт}$$

$$a_{ок}^{\delta} = \frac{2.4}{4-1} = 0,76 \text{ м}$$

Оконтуривающие шпуры по кровле:

Длина дуги колоты — 2,7 м

Количество шпуров:

$$n_{ок}^k = \frac{L_g}{a_{ок}} + 1 \quad (4.16)$$

где L_g — длина дуги

расстояние между шпурами:

$$a_{ок}^k = \frac{L_g}{n_{ок}^k - 1} \quad (4.17)$$

$$n_{ок}^k = \frac{2.7}{0.96} + 1 = 4 \text{ шт}$$

$$a_{ок}^k = \frac{2.7}{4-1} = 0.79 \text{ м}$$

Общее количество шпуров 26 шт.

Расчет длины проходки через комплексное время на длину проходки 1 м

Процессы по циклу:

1. Бурение шпуров (26 шпур) буровой машиной MUKI FF.
2. Заряжание ручным способом. Заражаются 26-7=19 шпуров.
3. Уборка породы MUKI FF, объем уборки $V_{убор}=6,18 \text{ м}^3$.

Расстояние до обменного пункта 150 м.

Вывод: количество полученных шпуров оказалось гораздо больше, чем расчетным числом. Данная формула (4.1) не рассчитывает количество шпуров врубных, так же число шпуров меняется за счет сложного по форме колоты.

4.2 Расчет анкерной крепи

Анкерная крепь предназначена для крепления подготовительных выработок с целью обеспечения безопасности проведения работ и обеспечения проектного контура выработки. Расчет крепления основывается на оценки устойчивости пород. Оценку устойчивости пород и выбор крепи производят по величине безразмерного показателя Π_y (табл. 4.3) [18]. Сам расчет имеет вид:

$$\Pi_y = \gamma H / (\sigma_{сж} \cdot \varepsilon)$$

Где γ — плотность породы, кг/м^3 ; H — Расчетная глубина выработки, м; $\sigma_{сж}$ — предел прочности на сжатие, МПа; ε — коэффициент длительной прочности.

При выборе крепи следует отдавать предпочтение более экономичным облегченным видам: набрызгбетонной, анкерной или их совместному применению.

Соответствие выбранной по Π_y крепи к конкретным условиям эксплуатации проверяются расчетами.

Таблица 4.3 — Выбор крепи по безразмерному показателю

Значение P_y	Рекомендуемая крепь
$\leq 0,05$	Без крепи
Не более 0,1	Без крепи, когда породы устойчивые, или набрызгбетонная толщиной 3-5 см, когда породы склонны к выветриванию
0,1-0,3	Анкерная или комбинированная
Более 0,3 до 0,45	Без обратного свода: монолитная бетонная, деревянная, металлическая податливая. Возможно комбинированная: анкерная в сочетании с монолитной бетонной или металлической

Оценка устойчивости рассматривается относительно рудного штрека на самом нижнем горизонте Зоны Дальняя и составляет 231 м от поверхности. Плотность породы $\gamma = 2740 \text{ кг/м}^3$. Придел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ — 131 МПа. коэффициент длительной прочности $\varepsilon = 0,7$.

$$P_y = \frac{\gamma H}{\sigma_{сж} \cdot \varepsilon} \quad (4.1)$$

$$P_y = \frac{2740 \cdot 231}{100 \cdot 10^5 \cdot 0,7} = 0,1$$

Согласно таблицы, при полученной величине, применяем для строительства рудных штреков анкерную крепь.

Для расчета строительства анкерной крепи необходимо провести расчет физико-механических свойств массива:

$$R_{сж} = \sigma_{сж} \cdot k_c \cdot \varepsilon, \text{ МПа} \quad (4.2)$$

$$R_{сж} = 100 \cdot 0,45 \cdot 0,7 = 31,51, \text{ МПа}$$

$$R_p = \sigma_p \cdot k_c \cdot \varepsilon, \text{ МПа}; \quad (4.3)$$

$$R_p = 16 \cdot 0,45 \cdot 0,7 = 5,04, \text{ МПа};$$

Угол внутреннего трения рассчитывается:

$$\text{tg } \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p), \quad (4.4)$$

$$\text{tg } \varphi = \frac{(100-16)}{(100+16)} = 0,72, \varphi = 36^\circ.$$

Максимальное напряжение на выработку рассчитывается:

$$\sigma_{max} = K_1 \cdot \gamma \cdot H, \text{ МПа} \quad (4.5)$$

$$\sigma_{max} = 2 \cdot 2740 \cdot 231 = 12,65, \text{ МПа}$$

Минимальное напряжение на выработку рассчитывается:

$$\sigma_{min} = K_2 \cdot \gamma \cdot H \cdot \lambda_1, \text{МПа} \quad (4.6)$$

$$\sigma_{min} = 0,3 \cdot 2740 \cdot 231 \cdot 0,41 = 0,77, \text{МПа.}$$

Устойчивость боков выработки определяется по формуле:

$$n_6 = \frac{R_{сж}}{\sigma_{max}}. \quad (4.7)$$

$$n_6 = \frac{31,51}{12,65} = 2,48 < 4.$$

Устойчивость кровли выработки определяется по формуле:

$$n_k = \frac{R_p}{\sigma_{min}}. \quad (4.8)$$

$$n_k = \frac{5,04}{0,77} = 6,47 > 4.$$

Крепь испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузка со стороны боков определяется как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды.

К расчету принимаем анкерную крепь. Для пород с $f = 10 - 15$ рекомендованы железобетонный и сталеполимерный анкера. Принимаем железобетонный анкер.

Высота зоны обрушения с учетом запаса прочности пород кровли

$$B'_k = \frac{a + h_1 \text{ctg}(45^\circ + \frac{\varphi}{2})}{n_k \text{tg} \varphi} - h_0, \text{ м} \quad (4.9)$$

$$B'_k = \frac{1,02 + 0,69 \text{ctg}(45^\circ + \frac{36}{2})}{6,47 \text{tg} 36} - 0,1 = 0,19, \text{ м}$$

Интенсивность давления со стороны кровли:

$$q'_2 = B'_k \gamma, \text{ кПа} \quad (4.10)$$

$$q'_2 = 0,19 \cdot 2740 = 5,2, \text{ кПа.}$$

Интенсивность бокового давления почвы у выработки:

$$q_{п} = (b'_1 + h_1) \gamma \lambda_2 / n_6, \text{ кПа} \quad (4.11)$$

$$b'_1 = B'_k + h_0, \text{ м} \quad (4.12)$$

$$\lambda_2 = \text{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (4.13)$$

$$\lambda_2 = \text{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{36}{2} \right) = 0,26,$$

$$b'_1 = 0,19 + 0,1 = 0,29, \text{ м}$$

$$q_{п} = (0,29 + 2,4) \cdot 2740 \cdot \frac{0,26}{2,48} = 7,72, \text{ кПа.}$$

Рассчитываем железобетонный анкер со стержнем из круглой гладкой стали класса А-I диаметром $d_c = 0,016$ м; расчетное сопротивление стали $R_p = 210$ МПа; бетон М300, имеющий, сцепление со стержнем $\tau_1 = 11$ Мпа; расчетная длина заделки $l_3 = 0,4$ м; диаметр шпура $d_{ш} = 0,032$ м; удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1,4$ МПа; шпуры влажные – $m_1 = 0,75$.

Рассчитываем несущую способность стержня по закреплению его в бетон и из условий сдвига бетона относительно стенок шпура:

$$P_c = \pi R_p R_c^2 m, H \quad (4.14)$$

$$P_c = 3,14 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,008^2 \cdot 0,75 = 31651,2, H$$

$$R_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_1 m_1, H \quad (4.15)$$

$$R_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,7 = 165792, H$$

$$R_{cd} = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1, H \quad (4.16)$$

$$R_{cd} = 3,14 \cdot 0,032 \cdot 1,4 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,7 = 39388, H.$$

Дальнейший расчет ведется по наименьшей несущей способности:

$$R_a = R_c = 31651,2 H.$$

Определим длину анкера:

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K, м \quad (4.17)$$

$$l_B = B'_k = 0,19, м$$

$$l_a = \frac{2,05}{\sqrt{12}} + 0,4 = 0,99 м. \text{ принимаем } 1 м$$

Плотность расстановки анкеров (1/м²) :

в кровле

$$S_{кр} = \frac{q_{кр} \cdot n_{п}}{R_a}, 1/м^2 \quad (4.18)$$

$$S_{кр} = \frac{q_{кр} \cdot n_{п}}{R_a} = \frac{5587,1 \cdot 1,2}{31651,2} = 0,21, 1/м^2$$

$$q_{кр} = \left[\left(\frac{a}{tg\phi} \right) - h_c \right] \gamma \cdot 10^4, Па \quad (4.19)$$

$$q_{кр} = \left[\left(\frac{a}{tg\phi} \right) - h_c \right] \gamma \cdot 10^4 = \left[\left(\frac{1,02}{tg36} \right) - 1,2 \right] 2,74 \cdot 10^4 = 5587,1, Па$$

в боку

$$S_б = \frac{q_n \cdot n_{п}}{R_a}, 1/м^2 \quad (4.20)$$

$$S_б = \frac{q_n \cdot n_{п}}{R_a} = \frac{62995 \cdot 1,2}{31651,2} = 2,38, 1/м^2$$

$$q_n = \left[\left(\frac{a + h_1 \cdot ctg(45^\circ + \phi/2)}{tg\phi} \right) + h_3 \right] \gamma \cdot 10^4 \cdot \lambda_2, Па \quad (4.21)$$

$$q_n = \left[\left(\frac{a + h_1 \cdot ctg(45^\circ + \phi/2)}{tg\phi} \right) + h_3 \right] \gamma \cdot 10^4 \cdot \lambda_2 =$$

$$\left[\left(\frac{1,025 + 0,69 \cdot ctg(45^\circ + 36/2)}{tg36} \right) + 2,407 \right] 2,74 \cdot 10^4 \cdot 0,26 =$$

$$= 629957, Па$$

Расстояние между анкерами в кровле, м, при их расположении по квадратной сетке:

$$a_{кр} = \sqrt{\frac{1}{S_{кр}}} = \sqrt{\frac{1}{0,21}} = 2,18, \text{ м} \quad (4.22)$$

Расстояние между анкерами по бокам, м, определяется по формуле:

$$a_б = \sqrt{\frac{1}{S_б}} = \sqrt{\frac{1}{2,18}} = 0,67, \text{ м} \quad (4.23)$$

Расчет числа анкеров:

в кровле

$$n_{кр} = S_{кр} \cdot P_{кр} \cdot a_{кр} = 0,21 \cdot 2,05 \cdot 2,18 = 1,3 = 2 \text{ шт.} \quad (4.24)$$

в боку

$$n_б = S_б \cdot h_з \cdot a_б = 2,18 \cdot 2,40 \cdot 0,67 = 3,5 = 4 \text{ шт.} \quad (4.25)$$

Объем закрепляющего состава:

$$V = 0,825 \cdot (d_{ш}^2 - d_c^2) \cdot l_з = 0,825(0,032^2 - 0,016^2)0,4 = 0,00025, \text{ м}^3$$

4.3 Расчет объемов работ

Расчет объема работ на проходку 1 м выработки по процессам.

Объем бурения

$$V_{бур} = N_{шпур} / \eta \quad (4.26)$$

$V_{бур} = N_{шпур} / \eta = 26 / 0,95 = 27,36 \text{ м};$

Объем зарядания $N_з = 19 \text{ м};$

Объем погрузки $V_{пог} = 6,18 \text{ м}^3;$

Объем крепления штанг 10 шт;

Объем крепления бурения шпуров $10 \cdot 1 = 10 \text{ м};$

Расчет продолжительности бурения шпуров на 1 м выработки.

$V_б = 27,36 \text{ м}^3$

$f = 12$

Категория породы по буримости IX. Табличное время на 10 м

$N_T = 0,709 \text{ чел. час} / 10 \text{ м.}$

Установленная норма $N_y = N_T \cdot k = 0,709 \cdot 1 = 0,709 \text{ чел. час} / \text{м} \quad (4.27)$

Трудозатраты по процессу:

$$T_{\sigma} = \frac{V_{\sigma} \cdot \frac{H_y}{10}}{n_{\sigma y}}, \text{ чел. час / п.м} \quad (4.28)$$

где $n_{\sigma y}$ — количество машин.

$$T_{\sigma} = \frac{27,36 \cdot \frac{0,709}{10}}{1} = 1,93 \text{ чел. час / п.м}$$

Расчет продолжительности заряжения на 1 м выработки.

$H_T = 0,307$ чел. час / 10 м

$K_1 = 1,40$ на высоту забоя более 2 м

$K_2 = 1,2$ электровзрывание

Установленная норма $H_y = H_T \cdot K_1 \cdot K_2$, чел. час / м (4.29)

$H_y = H_T \cdot K_1 \cdot K_2 = 0,370 \cdot 1,40 \cdot 1,2 = 0,62$, чел. час / м

Трудозатраты по процессу:

$$T_{за} = \frac{V_{\sigma} \cdot \frac{H_y}{10}}{n_{\sigma z}}, \text{ чел. час / п.м} \quad (4.30)$$

$$T_{за} = \frac{19 \cdot \frac{0,62}{10}}{1} = 1,178 \text{ чел. час / п.м}$$

Расчет продолжительность уборки на 1 м выработки.

Машина Agamine L 130D;

Расстояние до места выгрузки 150 м;

Фронт погрузки 1,05 м;

Ширина выработки 2,05 м;

Емкость ковша $V = 0,6 \text{ м}^3$.

$H_T = 0,106$ чел. час / 10 м

$K_1 = \text{деление } 0,95$ при изменении высоты погрузки до 1 м.

Установленная норма $H_y = H_T \cdot K_1$, чел. час / м (4.31)

$H_y = H_T \cdot K_1 = 0,163 / 0,95 = 0,17$, чел. час / м

Трудозатраты по процессу:

$$T_{\Pi} = \frac{V_{\Pi} \cdot \frac{H_y}{2}}{n_{\Pi ДМ}}, \text{ чел. час / п.м} \quad (4.32)$$

$$T_{\Pi} = \frac{6,18 \cdot \frac{0,17}{2}}{1} = 0,52, \text{ чел. час / п.м}$$

Расчет продолжительности крепления буровых шпуров

$H_T=0,709$ чел.час/10м

Установленная норма $H_y=H_T \cdot k=0.709 \cdot 1=0.709$ чел. час/м

Трудозатраты по процессу:

$$T_{\sigma} = \frac{V_{\sigma} \cdot H_y}{n_{\sigma}}, \text{чел.час / п.м} \quad (4.33)$$

$$T_{\sigma} = \frac{10 \cdot \frac{0,17}{2}}{1} = 0,85, \text{ чел.час/п.м}$$

Расчет продолжительности крепления штанг

$H_T=0,159$ чел.час/1шт

Установленная норма $H_y=H_T=0,159$ чел. час/1шт

Трудозатраты по процессу:

$$T_{кр} = \frac{V_{кр} \cdot H_y}{n_{кр}}, \text{чел.час / п.м} \quad (4.34)$$

$$T_{кр} = \frac{10 \cdot 0,159}{2} = 0,79, \text{ чел.час/п.м}$$

В табл. 4.4 приведена общая таблица трудозатрат на строительные процессы

Таблица 4.4 — Расчет комплексной нормы времени.

Наименование процесса	Норма времени (чел. час/ед); (маш. час/ед)			Объем работ на 1м	Трудозатраты по процессу Чел. час/п.м
	H_T	K	H_y		
Бурение, м	0,709	1	0,709	27,36	1,93
Заряжание, м	0,370	*1,4;*1,2	0,62	19	1,178
Погрузка, м ³	0,163	/0,95	0,17	6,18	0,52
Крепление шпуров	0,709	1	0,709	10	0,85
Крепление штанг	0,159	1	0,159	10	0,79
Итого					5,27

4.4 Схема ведения работ

Продолжительность рабочей смены: 10,5 часов

Количество смен в сутки: 2

Продолжительность перерыва: 1,5 часа

Проходческих смен: 2

1. Схема 1. Все процессы осуществляются в рабочую смену.

$$T_{п.з} = 0,5 \text{ часа}$$

Длина уходки:

$$l_y = \frac{T_y - T_{п.з}}{T_1} = \frac{10,5 - 0,5}{5,27} = 1,89 \text{ м} \quad (4.35)$$

2. Схема 2. Базовая схема 1. Заряжание и взрывание в межсменный перерыв.

$$T_2 = T_1 - T_{з.в} = 5,27 - 1,18 = 4,09 \text{ ч} \quad (4.36)$$

$$l_y = \frac{T_y - T_{п.з}}{T_2} = \frac{10,5 - 0,5}{4,09} = 2,44 \text{ м} \quad (4.37)$$

3. Схема 3. Сокращаем норму времени на погрузку, бурение и крепление на 10 %.

$$T_3 = T_2 \cdot 0,9 = 4,09 \cdot 0,9 = 3,68 \text{ ч} \quad (4.38)$$

$$l_y = \frac{T_y - T_{п.з}}{T_3} = \frac{10,5 - 0,5}{3,68} = 2,71 \text{ м} \quad (4.39)$$

Окончательно принимаем длину уходки 2 метра, с целью обеспечить проветривание и прочие процессы на смену. Увеличение проходки за смену увеличат объемы и время на процессы, которые не совместимы с выбранным временем смены. Циклограмма производственных работ изображен на рис.4.1.

График организации работ														
№	Процесс	Продолжительность процесса, ч	Часы смены										Перерыв	
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	уборка	1,04	■	■										
2	крепление и установка крепи	3,28		■	■	■	■	■	■	■				
3	бурение шпуров	3,86						■	■	■	■	■	■	
4	заряжание и взрывание	2,36										■	■	■
5	проветривание	0,50												■
6	подготовительные работы	0,50	■											
7	прочие	0,40												■

Рисунок 4.1 — Циклограмма производственных работ

4.5 Уточнение паспорта БВР

Построение паспорта БВР

Принимаем перебур шпуров отбойных и оконтуривающих на 60 мм, врубовых на 120 мм.

Уточнение параметров БВР.

Расчетный расход ВВ на цикл:

$$Q_p = q_{ВВ} \cdot S \cdot l_y = 1,1 \cdot 6,18 \cdot 2 = 13,59 \text{ кг} \quad (4.40)$$

$$q_{ср} = \frac{Q_p}{N_3} = \frac{13,59}{19} = 0,71 \text{ кг} \quad (4.41)$$

Расчет зарядов ВВ по шпурам

Врубовые:

$$q_{вр} = q_{ср} \cdot 1,2 = 0,71 \cdot 1,2 = 0,85 \text{ кг} \quad (4.42)$$

Количество патронов ВВ:

$$n_{п.вр} = \frac{q_{вр}}{m_{п}} = \frac{0,85}{0,25} = 3,44 \approx 4 \quad (4.43)$$

$$q_{вр}^{\phi} = n_{п.вр} \cdot m_{п} = 4 \cdot 0,25 = 1 \text{ кг} \quad (4.44)$$

$$l_{з.вр} = n_{п.вр} \cdot l_{п} = 4 \cdot 0,2 = 0,8 \text{ м} \quad (4.45)$$

$$l_{заб} = l_{вр} - l_{з.вр} = 2,12 - 0,8 = 1,32 \text{ м} \quad (4.46)$$

Расчет заряда ВВ в отбойных:

$$q_{отб} = q_{ср} \cdot 0,8 = 0,71 \cdot 0,8 = 0,57 \text{ кг} \quad (4.47)$$

Число патронов:

$$n_{\text{п.отб}} = \frac{q_{\text{отб}}}{m_{\text{п}}} = \frac{0,68}{0,25} = 2,72 \approx 3 \quad (4.48)$$

$$q_{\text{отб}}^{\phi} = n_{\text{п.отб}} \cdot m_{\text{п}} = 3 \cdot 0,25 = 0,75 \text{ кг} \quad (4.49)$$

$$l_{\text{з.отб}} = n_{\text{п.отб}} \cdot l_{\text{п}} = 3 \cdot 0,2 = 0,6 \text{ м} \quad (4.50)$$

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{отб}} - l_{\text{з.отб}} = 2,06 - 0,6 = 1,46 \text{ м} \quad (4.51)$$

Расчет заряда ВВ в оконтуривающих:

$$q_{\text{ок}} = q_{\text{ср}} = 0,85 \text{ кг} \quad (4.52)$$

Число патронов:

$$n_{\text{п.ок}} = \frac{q_{\text{ок}}}{m_{\text{п}}} = \frac{0,85}{0,25} = 3,4 \approx 4 \quad (4.53)$$

$$q_{\text{ок}}^{\phi} = n_{\text{п.ок}} \cdot m_{\text{п}} = 4 \cdot 0,25 = 1 \text{ кг} \quad (4.54)$$

$$l_{\text{з.ок}} = n_{\text{п.ок}} \cdot l_{\text{п}} = 4 \cdot 0,2 = 0,8 \text{ м} \quad (4.55)$$

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{ок}} - l_{\text{з.ок}} = 2,06 - 0,8 = 1,26 \text{ м} \quad (4.56)$$

Уточненный расход на цикл:

$$Q_{\phi} = q_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + q_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}} = 1 \cdot 8 + 1 \cdot 11 = 19 \text{ кг}. \quad (4.57)$$

Параметры паспорта крепления указаны в табл. 4.5.

Таблица 4.5 — Параметры паспорта крепления

4.6 Расчет основных показателей БВР

1. Объем горной массы оторванной за взрыв

$$V_{\text{ц}} = S \cdot l_{\text{ц}} = 6,18 \cdot 2,0 = 12,36 \text{ м}^3 \quad (4.58)$$

2. Расход шпурометров на цикл

Номер шпура	Наименование шпура	Длина шпура, м	Угол наклона шпура, град	Величина Заряда в Шпуре, кг	Длина Заряда, м	Длина Забойки, м	Очередность взывания
1-15	Врубовые	2,12	90	1	0,8	1,32	1
16-26	Оконтуривающие	2,06	85	1	0,8	1,26	2

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}} = 1,32 \cdot 15 + 1,26 \cdot 11 = 33,66 \text{ м} \quad (4.59)$$

3. Расход шпурометров на 1 м выработки

$$L_{1\text{м}} = \frac{L_{\text{ц}}}{l_{\text{y}}} = \frac{33,66}{2} = 16,83 \text{ м} \quad (4.60)$$

4. Расход шпурометров на 1 м³ выработки

$$L_{1\text{м}^3} = \frac{L_{\text{ц}}}{V_{\text{y}}} = \frac{33,66}{12,36} = 2,72 \text{ м} \quad (4.61)$$

5. Расход ВВ на 1 метр выработки

$$Q_{1\text{м}} = \frac{Q_{\phi}}{l_{\text{y}}} = \frac{19}{2} = 9,5 \text{ м} \quad (4.62)$$

6. Расход на 1 м³ выработки

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{V_{\text{ц}}} = \frac{19}{12,36} = 1,53 \text{ кг} \quad (4.63)$$

7. Расход СИ: ЭД на цикл

Количество заряженных шпуров 19

8. Расход СИ: ЭД на 1 п. метр выработки

$$\frac{19}{l_{\text{y}}} = \frac{19}{2,0} = 9,5 \quad (4.64)$$

9. Расход СИ: ЭД на 1 п. м³ выработки

$$\frac{19}{V_{ц}} = \frac{19}{12,36} = 1,53 \quad (4.65)$$

10. Скорость проходки выработки

$$E_{\phi} = l_y \cdot n_{рд} \cdot n_{см} \cdot n_{ц} = 2,0 \cdot 25 \cdot 2 \cdot 1 = 100 \frac{\text{м}}{\text{мес}} \quad (4.66)$$

$n_{см} = 2$ – число рабочих проходческих смен

$n_{ц} = 1$

$n_{рд} = 25$ – число рабочих дней

11. Продолжительность сооружения выработки

$$T = \frac{L}{E_{\phi}} = \frac{100}{100} = 1,0 \text{ мес} \quad (4.67)$$

$$1,0 \cdot 25 = 25 \text{ дней} \quad (4.68)$$

Основные показатели БВР указаны в табл. 4.6.

Таблица 4.6 — Основные показатели буровзрывных работ

Наименование показателя	Значение
1. Сечение выработки в проходке, м ²	6,18
2. Длина выработки, м	100
3. Количество шпуров на цикл, шт.	26
4. Глубина шпуров в комплекте, м	33,66
5. Коэффициент использования шпуров	1,55
6. Подвигание забоя за взрыв, м	2
7. Объем горной массы, оторванной за взрыв, м ³	12,36
8. Расход шпурометров, м:	
на цикл	33,66
на 1 п.м выработки	16,83
на 1 м ³	2,72
9. Расход ВВ, кг:	
на цикл	19
на 1 п.м выработки	9,5
на 1 м ³	1,53
10. Расход СИ: ЭД на цикл	19
на 1 п.м выработки	9,5
На 1 м ³	1,53
Расход СИ: Эл. провод на цикл	19
на 1 п.м выработки	9,5
На 1 м ³	1,53
11. Месячная скорость проходки выработки, м/мес.	100
12. Продолжительность сооружения выработки, мес. /рабочих дней	1,0/25

Коэффициент использования шпуров

$$k_{иш}(\eta) = \frac{l_y}{l_{cp}} = \frac{2,0}{1,29} = 1,55 \quad (4.69)$$

$$l_{cp} = \frac{l_{ц}}{\sum N_{с.ш}} = \frac{33,66}{26} = 1,29 \text{ м} \quad (4.70)$$

ГЛАВА 5 ВЕНТИЛЯЦИЯ

Проветривание нарезных выработок при их строительстве осуществляют для удаления вредных газов после производства взрывных работ и обеспечения в забое нормальных санитарно-гигиенических условий труда, т.е. содержание кислорода в воздухе должно быть не менее 20 % и углекислого газа не более 0,5% по объему, температура воздуха не более 26°С при относительной влажности не более 90 % [19].

5.1 Расчет параметров вентиляции

Расчет проветривания выработки

Выбор схемы проветривания:

Принимается нагнетательная схема.

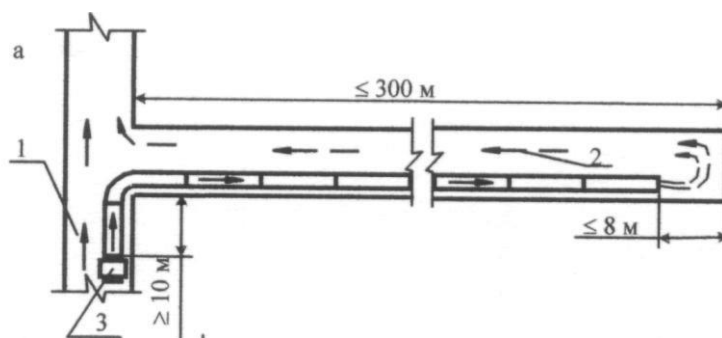


Рисунок 5.1 — Нагнетательная схема проветривания горизонтальных тупиковых выработок:

1— свежая струя и свежий воздух; 2— исходящая струя и испорченный воздух; 3 — нагнетательный вентилятор

Оборудование и приспособления для проветривания выработок

Факторы для расчета проветривания:

Расчет количества воздуха по газам ВВ. Расчет производится согласно методическому указанию [20]. Для нагнетательного способа проветривания количество

воздуха, которое необходимо подавать в каждую выработку ($Q_{\text{ВВ}}^{\text{H}}$, м³/мин) рассчитывается по формуле В.Н. Воронина:

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{H}} = \frac{2,25 \cdot S_{\text{ч}}}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot L^2 \cdot b \cdot \omega}{S_{\text{ч}} \cdot k_{\text{y}}^2}} = \frac{2,25 \cdot 6,18}{1800} \cdot \sqrt[3]{\frac{19 \cdot 234^2 \cdot 832 \cdot 0,6}{6,18 \cdot 1,05^2}} =$$

$$= 3,27 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (5.1)$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ в выработке, кг; $S_{\text{св}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; L – длина выработки, проветриваемой нагнетательным способом, м; b – объем вредных газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, л/кг (при детонит М 832 л/кг); t – нормальное время проветривания выработки, мин ($t \leq 30$); ω – коэффициент, учитывающий обводненность выработки, доли ед. (для сухих выработок $\omega=0,8$, для влажных $\omega=0,6$, для выработок, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов $\omega=0,3$); K_{y} – коэффициент утечек воздуха из трубопроводов (1,02 для гибкой трубы диаметром 0,6 м), ед.

Значения коэффициента утечек воздуха для гибкого трубопровода ($K_{\text{y,ж}}$) 1,05.

Диаметр воздухопровода = 0,6м

Расчет количества воздуха по выносу пыли. Устанавливается количество подаваемого воздуха для обеспечения скорости его движения по выработке, способствующей качественному выносу пыли из призабойного пространства и из выработки ($Q_{\text{вп}}$, м³/с):

$$Q_{\text{вп}} = S_{\text{св}} \cdot V_{\text{min}} = 6 \cdot 0,4 = 2,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (5.2)$$

где V_{min} – минимальная скорость воздуха по качественному выносу пыли, м/с ($V_{\text{min}}=0,4-0,6$); $S_{\text{св}}$ – площадь сечения выработки в свету, м².

Расчет количества воздуха по людям ведется на наибольшее число людей в забое ($Q_{\text{чел.}}$, м³/с):

$$Q_{\text{чел.}} = 6 \cdot n = 0,1 \cdot 4 = 0,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (5.4)$$

где 0,1 – норма подачи воздуха на одного человека, м³/с; n – максимальное количество людей, одновременно находящихся в забое, чел.

Количество воздуха по разжижению выхлопов ДВС ($Q_{двс}$, м³/мин) определяют по формуле:

$$Q_{двс} = q \times W = 6,8 \times 1/60 = 6,8 = 0,1 \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.5)$$

где q – норма подачи воздуха на 1 кВт мощности ДВС, м³/мин ($q=6,8$); W – суммарная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, одновременно работающих в забое машин, кВт.

5.2 Выбор вентилятора

1. Дебит вентилятора [21]:

$$Q_v = Q_{max} \cdot k_y = 3,27 \cdot 1,05 = 3,4 \frac{\text{м}^3}{\text{с}} \quad (5.6)$$

где Q_{max} – наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха, рассчитанных по выше приведенным факторам, м³/с.

2. Напор вентилятора на жесткий трубопровод [18]:

$$h_{в.г} = Q_v^2 \cdot R_{тр.г} \left(\frac{0,59}{k_{y.г}} + 0,41 \right)^2 = 3,4^2 \cdot 70 \left(\frac{0,59}{1,02} + 0,41 \right)^2 = 790, \text{ Па} \quad (5.7)$$

Где $R_{тр.г}$ - аэродинамическое сопротивление гибких трубопроводов при длине 234 м диаметром 0,6 м равное 70, Н×м²/с⁸ (кц) [20].

Принимаем вентилятор ВЦПД-8. Технические характеристики указаны в табл. 5.1.

Таблица 5.1 — Технические характеристики ВМ-6М

Диаметр рабочего колеса, мм	600
производительность м ³ /мин	140-480
Мощность электропривода, кВт	24
Напряжение, В	380/660
Частота вращения рабочего колеса, об/мин	2950
КПД	0,76
Масса вентилятора, кг	350
Габаритные размеры установки, мм	
длина	1050
ширина	730
высота	730
Сечение проветриваемой выработки, м ²	16
Длина проветривания, м	600
Давление, Па	750-3400

ГЛАВА 6 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом включает деятельность по проектированию, строительству, эксплуатации, расширению, реконструкции, техническому перевооружению, консервации и ликвидации объектов подземных горных работ.

Деятельность, связанная с разработкой месторождений полезных ископаемых подземным способом, должна осуществляться в соответствии с проектами, выполненными с учётом требований нормативных документов:

- Федерального закона РФ от 21.07.97 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»;

- Федеральный закон РФ 21.02.92 № 2395-1 «О недрах» (Собрание законодательства Российской Федерации, 1995, № 10, ст. 823), других федеральных законов;

- ВНТП 13-2-93 «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки», СПб, 1993;

- Методические указания по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки (Приложение к ВНТП 13-2-93);

- СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки»;

- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых", утвержденные приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11.12.2013 № 599;

- Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах", утвержденные приказом

Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 16.12.2013 № 605;

- ГОСТ 12.4.011-89 «Система стандартов безопасности труда. Средства защиты работающих. Общие требования и классификация»;

- Федеральный закон РФ № 197-ФЗ «Трудовой кодекс Российской Федерации» от 30.12.2001;

- ПБ 07-601-03 «Правила охраны недр»;

- СНиП 21-01-97* «Пожарная безопасность зданий и сооружений»;

- СП 56.13330.2011 «Производственные здания»;
- СП 43.13330.2012 «Сооружения промышленных предприятий».

Виды деятельности, на осуществление которых требуются лицензии, и порядок оформления лицензий устанавливаются законодательством Российской Федерации.

Горные работы должны вестись в соответствии с проектом и годовыми планами развития горных работ, согласованными с территориальными органами Ростехнадзора РФ, и установленной геолого-маркшейддорской документацией.

6.1 Основные опасности при работе подземного транспорта

Подземный транспорт является важнейшим и одним из самых аварийно и травмоопасных объектов и технологических процессов шахты. На подземный транспорт происходит в среднем свыше 31% аварий и около 20% случаев смертельного травматизма [22].

Потенциальная опасность эксплуатации подземного транспорта обусловлена подвижностью транспортных средств и их частей в условиях стесненного пространства, недостаточной освещённостью и повышенным уровнем шума затрудняющих ориентацию людей и т.п., а также несовершенством самих транспортных средств.

Основные организационные причины, вызывающие травматизм при эксплуатации транспорта - неудовлетворительное поддержание горных выработок, захламление выработок, приводящее к уменьшению регламентированных зазоров и проходов для людей, эксплуатация неисправных транспортных средств и защиты, несоблюдение применения или неисправность предупредительной сигнализации и путевых знаков, превышение числа одновременно опускаемых или поднимаемых транспортных сосудов, использование нестандартных устройств и работа при неисправных стопорах и барьерах, нарушение технологии транспортирования, управления машинами и механизмами лицами, не имеющими права этого делать, слабая трудовая дисциплина, неудовлетворительное обучение безопасным приёмам работы, недостаточный контроль за работой.

Большое число несчастных случаев происходит по личностным причинам в результате неправильных, ошибочных, рискованных приемов работы и действий рабочих.

6.2 Принципиальные решения по организации труда

Решения по организации труда приняты с учетом создания автоматизированной системы контроля и управления (АСДУ), специализации и централизации вспомогательных служб и обеспечивают:

- наиболее полное использование производственных фондов и трудовых ресурсов;

- внедрение в производство результатов научных исследований, новой техники и прогрессивной технологии;

- высокое качество выполняемых работ и выпускаемой продукции, их конкурентоспособность;

- экономию трудовых ресурсов и на этой основе снижение себестоимости продукции, повышение производительности труда;

- благоприятные и безопасные условия труда, решение комплекса вопросов по развитию сферы социально-бытового обеспечения работников.

АСДУ предназначается для оптимизации задач диспетчерского, производственно-технологического и организационно-экономического управления технологическими процессами рудника.

Также предусматривается внедрение комплексной системы АСДУ в составе технологически ориентированных подсистем, которые должны охватывать все объекты наземной и подземной частей строительства.

В АСДУ рудника предусматриваются объёмы контроля, регулирования и управления, которые обеспечивают полный дистанционный контроль и управление всеми основными технологическими процессами.

Центральные функции оперативного управления сосредоточены в производственной диспетчерской и возложены на горного диспетчера, в оперативном подчинении у которого находятся все звенья оперативного персонала.

6.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью

Борьба с пылью на разрабатываемых месторождениях имеет большое социальное значение. Поэтому разработка и внедрение новых высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

1. Предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);
2. Осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);
3. Разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);
4. Пылеотсос и осаждение пыли;

5. Предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива.

Суть первого вида воздействия заключается в непрерывном перемещении струй по забою с определенной скоростью.

Одним из эффективных методов предотвращения пылеобразования является предварительное увлажнение массива. Сущность предварительного увлажнения заключается в том, что нагнетаемая в пласт под давлением жидкость приводит к увеличению влажности, вызывающему образование из пылинок, находящихся в трещинах, агрегатов, которые при поступлении в воздух быстро осаждаются.

Кроме того, при предварительном увлажнении уменьшается механическая прочность и увеличивается смачиваемость тонких фракций пыли. Наибольшее снижение пылеобразования достигается при заполнении жидкостью всего фильтрующего объема трещин и пор.

Противопожарно - оросительный водопровод.

Все выработки, предназначенные для разработки медистых руд, крепятся несгораемой крепью: комбинированной, усиленной комбинированной, бетонной и железобетонной.

Для борьбы с пожарами и пылью в горных выработках предусматривается прокладка противопожарно - оросительного водопровода, который постоянно заполнен водой и находится под давлением 0,4-1,0 МПа.

Противопожарные трубопроводы оборудованы запорной арматурой, клапанами и вентилями с соединительными головками, устанавливаемыми согласно требованиям ФНиП в области промышленной безопасности.

Для повышения надежности пожаротушения предусматривается подключение воздухопроводов к противопожарным трубопроводам через задвижки. Задвижки устанавливаются на давление не более 10 МПа после редуцирующих клапанов. Расчет противопожарного трубопровода выполняется из условия обеспечения напора у наиболее удаленных пожарных кранов при пропуске противопожарного расхода воды и половины расхода на обеспыливания по магистральному водопроводу и только противопожарного расхода по трубопроводу в откаточных и вент. закладочных выработках.

Расход воды на один пожар в горных выработках принимается на два пожарных ствола с диаметром 19 мм и расходом на один ствол 7 л/с.

Сухое пылеулавливание.

Комплекс противопылевых мероприятий, основанный на применении жидкости, наряду с положительными сторонами имеет и ряд недостатков. Так, гидрообеспыливание приводит к повышению влажности горной массы, что не всегда допускается, увеличению влажности воздуха и обводнению забоев.

В ряде случаев вода резко ухудшает состояние пород. Поэтому в настоящее время ведут значительные научно - исследовательские и производственно - экспериментальные работы по созданию систем сухого пылеулавливания.

В шахтах применяют следующие способы пылеулавливания:

1. Отсос запыленного воздуха от места пылеобразования, отвод и выброс его без очистки вдали от рабочих мест;
2. Отсос запыленного воздуха из-под укрытий источников пылеобразования с последующей очисткой его в специальных устройствах; отсос запыленного воздуха высокопроизводительными установками с очисткой его в специальных камерах.
3. В горнорудной промышленности применяют пыле - масло - улавливающую систему при работе перфораторов и самоходных буровых установок, при проходке восстающих и в камерах дроблений горной массы.
4. Применение противопыльных респираторов.

В целях предохранения и защиты организма человека от неблагоприятного воздействия окружающей среды в горной промышленности применяют средства различного назначения:

Для защиты органов дыхания от проникновения пыли применяют противопылевые респираторы. К конструкции респиратора и его техническим данным разработаны определенные требования: он должен обеспечивать очистку воздуха от пыли до допустимых санитарных норм; разность давлений при вдохе не должна превышать 40 Па, а при выдохе 30 Па для бесклапанных и 50 Па для клапанных респираторов; ограничение поля зрения не должно превышать 25 %; масса респиратора не должна превышать 300 г, а если маска одновременно служит фильтрующим элементом - не более 75 г; респиратор не должен стеснять движений при работе, раздражать кожу лица; должен удобно крепиться на голове.

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. Клапанные, со сменными фильтрами многократного использования;
2. Бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для одностороннего пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш (ТУ 6-16-2485-81), РУ-60М (ГОСТ 12.4.041-2001), ко второй - клапанный У-2К (ТУ 6-16-2267-78) и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (ГОСТ 12.4.028-76) (цифры обозначают область применения при концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк). «Лепесток-200» изготовлен из материала ФПП-15-15, а «Лепесток-40» и «Лепесток-5» - из ФПП-70-0,5 или ФПП-70-0,2.

6.4 Предупреждение взрыва газов и пыли

Поскольку строительство ствола производится по породам не опасным по газу и пыли, то достаточно проведения следующих мероприятий:

1. Применяемая электроаппаратура в подземных условиях должна быть выполнена во взрывобезопасном исполнении.
2. Для проветривания тупиковых забоев применяются вентиляторы местного проветривания.
3. Взрывание забоев производится в межсменном перерыве.

6.5 Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых выполнены ответвления для устройства водяных завес в выработках, а также для тушения пожаров. Прокладываются противопожарные трубопроводы, которые должны обеспечивать подачу воды в количестве не менее 3 м³/час на 1 м² поперечного сечения выработки. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны. Диаметр трубопровода равен 100 мм, давление в нем равно 4-10 атм. Работой предусматривается также устройство поверхностного и подземных складов противопожарных материалов, которые укомплектовываются в соответствии с «Правилами безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» от 11 декабря 2013 г. №599.

6.6 Мероприятия по безопасному ведению буровзрывных работ

Персонал для взрывных работ должен пройти специальную подготовку. К руководству взрывными работами допускаются горные инженеры и техники эксплуатационной и шахтостроительной специальности, имеющие единую книжку взрывника (ЕКВ). Получить ЕКВ можно, закончив специальные лицензированные курсы и сдав соответствующий экзамен, комиссии возглавляемой представителем Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. Ответственность за правильное ведение буровых работ на участках возлагается на начальников участка. Горный мастер обязан непосредственно руководить буровзрывными работами. Одной из основ безопасного ведения буровзрывных работ служит паспорт и его строгое выполнение. Паспорт составляется по

специальной форме начальником участка и утверждается главным инженером. С паспортом БВР должны быть ознакомлены под роспись ИТР и рабочие.

Забой выработки перед заряданием шпуров должен быть тщательно осмотрен с целью выявления завесаний или отслоения горной породы.

6.7 План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий

План мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий (ПМЛЛА) - документ содержащий возможные сценарии возникновения и развития аварий, а так же порядок действий персонала для минимизации последствий аварий объектах, в соответствии с требованиями, установленными федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности и разрабатывается на объекты зарегистрированные в реестре опасных производственных объектов.

Содержание планов мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий на опасных производственных объектах и порядок их разработки определяется «Положением о разработке планов мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий» от 26 августа 2013г. №730

Планы мероприятий разрабатываются в целях обеспечения готовности организаций, эксплуатирующих опасные производственные объекты, к действиям по локализации и ликвидации последствий аварий на таких объектах.

Планы мероприятий разрабатываются для опасных производственных объектов, указанных в пункте 2 статьи 10 Федерального закона "О промышленной безопасности опасных производственных объектов" (далее - объекты).

План мероприятий разрабатывается для объекта, зарегистрированного в государственном реестре опасных производственных объектов. В случае если 2 и более объекта, эксплуатируемых одной организацией, расположены на одном земельном участке или на смежных земельных участках, организация, эксплуатирующая эти объекты, вправе разрабатывать единый план мероприятий.

Срок действия планов мероприятий составляет: а) для шахт угольных и объектов, на которых ведутся горные работы в подземных условиях, - 6 месяцев; б) для объектов, на которых ведутся открытые горные работы или работы по обогащению полезных ископаемых, - 1 год; в) для объектов I класса опасности - 2 года (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта); г) для объектов II класса опасности - 3 года (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта); д) для объектов

III класса опасности - 5 лет (за исключением объектов, указанных в подпунктах "а" и "б" настоящего пункта).

В случае если в отношении расположенных на одном земельном участке или на смежных земельных участках 2 и более объектов, для которых пунктом 5 настоящего Положения установлены различные сроки действия планов мероприятий, разрабатывается единый план мероприятий, срок его действия устанавливается равным наименьшему сроку, предусмотренному указанным пунктом в отношении этих объектов.

Планы мероприятий пересматриваются: а) не менее чем за 15 календарных дней до истечения срока действия предыдущего плана мероприятий; б) не позднее 1 месяца после: реконструкции, технического перевооружения объекта или внесения изменений в технологию производства; внесения изменений в применяемые при осуществлении производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на объекте методики (методы) измерений или типы средств измерений; внесения изменений в системы управления технологическими процессами на объекте; ввода новых или закрытия отработанных участков горных выработок, внесения изменений в схемы вентиляции на них, а также после изменения путей выхода работников при аварии; в) в соответствии с актом технического расследования причин аварии на объекте; г) по предписанию федерального органа исполнительной власти в области промышленной безопасности или его территориального органа в случае выявления несоответствия сведений, содержащихся в плане мероприятий, сведениям, полученным в ходе осуществления федерального государственного надзора в области промышленной безопасности, или в случае выявления новых факторов риска по результатам технического расследования причин аварий на иных аналогичных объектах.

Планы мероприятий утверждаются руководителями (заместителями руководителей) организаций, эксплуатирующих объекты, либо руководителями обособленных подразделений юридических лиц (в случаях, предусмотренных положениями о таких обособленных подразделениях).

Планы мероприятий согласовываются руководителями профессиональных аварийно-спасательных служб или профессиональных аварийно-спасательных формирований, с которыми заключен договор на обслуживание объектов.

План мероприятий предусматривает:

а) возможные сценарии возникновения и развития аварий на объекте; б) достаточное количество сил и средств, используемых для локализации и ликвидации последствий аварий на объекте (далее - силы и средства), соответствие имеющихся на объекте сил и средств задачам ликвидации последствий аварий, а также необходимость привлечения профессиональных аварийно-спасательных формирований; в) организацию взаимодействия

сил и средств; г) состав и дислокацию сил и средств; д) порядок обеспечения постоянной готовности сил и средств к локализации и ликвидации последствий аварий на объекте с указанием организаций, которые несут ответственность за поддержание этих сил и средств в установленной степени готовности; е) организацию управления, связи и оповещения при аварии на объекте; ж) систему взаимного обмена информацией между организациями - участниками локализации и ликвидации последствий аварий на объекте; з) первоочередные действия при получении сигнала об аварии на объекте; и) действия производственного персонала и аварийно-спасательных служб (формирований) по локализации и ликвидации аварийных ситуаций; к) мероприятия, направленные на обеспечение безопасности населения; л) организацию материально-технического, инженерного и финансового обеспечения операций по локализации и ликвидации аварий на объекте.

План мероприятий состоит из общих и специальных разделов.

Общие разделы плана мероприятий содержат: а) характеристику объектов, в отношении которых разрабатывается план мероприятий; б) возможные сценарии возникновения и развития аварий на объектах, а также источники (места) возникновения аварий; в) характеристики аварийности, присущие объектам, в отношении которых разрабатывается план мероприятий, и травматизма на таких объектах.

Специальные разделы плана мероприятий: а) разрабатываются на основании сведений, содержащихся в общих разделах плана мероприятий; б) определяют порядок действий в случае аварии на объекте в соответствии с требованиями, установленными федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности.

6.8 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоемов

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно-бытовые стоки с промплощадки и шахтные воды. Хозяйственно-бытовые сточные воды промплощадки отводятся в канализационную насосную станцию и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомогательной и основной площадок, вывозятся на очистные сооружения.

Все шахтные воды поступают в водосборники, расположенные около порталов наклонных съездов на основной площадке. В водосборниках шахтные воды осветляются путем осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в автосамосвалы и вывозятся в отвал.

6.9 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки ствола выдается на поверхность. На поверхности порода складывается в породный отвал, расположенный на специально отведенном участке.

После горнопроходческих работ производят рекультивацию земель. Работы по рекультивации проходят в два этапа –технический и биологический. На техническом этапе проводится корректировка ландшафта (засыпка траншей, ям, впадин, провалов грунта, разравнивание и террасирование промышленных терриконов), создаются гидротехнические и мелиоративные сооружения осуществляется захоронение токсичных отходов, производится нанесение плодородного слоя почвы. На биологическом этапе проводятся агротехнические работы, целью которых является улучшение свойств почвы.

ГЛАВА 7 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

В настоящее время разработка маломощных крутопадающих жил характеризуется низким технико-экономическим показателями. Создание эффективной ресурсосберегающей производительной технологии является актуальной проблемой [23]. Окончательный выбор сечения нарезных выработок, описанные в главе 4, должен учитывать:

- Особенность геологического строения,
- Технологическая безопасность,
- Технология добычи,
- Применяемое оборудование,
- Экономическая эффективность.

Критерий оценки экономической эффективности сравниваемых вариантов строительства нарезных выработок является величина прибыли на единицы погашенных запасов в контурах рудных штреков зоны Дальняя [24]. Прибыль рассчитывается по формуле [15]:

$$П = [с \cdot Ц_{AU} \cdot И_0 - (C_d + C_t + C_0 + E_n \cdot K + Z_p)] \cdot K_n. \quad (7.1)$$

где $с$ – среднее содержание металла в руде, г/т;

$Ц_{AU}$ – цена за 1 грамм золота (котировка на 29.01.2020 ЦБ РФ [25] 3 190,83), руб.;

$И_0$ – коэффициент извлечения металла при обогащении (0,85...0,9 данные рудника 0,9192), доли ед.;

C_d – себестоимость добычи руды (данные рудника 2358,39), руб/т;

C_t – удельные затраты на транспортирование руды (данные рудника 831,94), руб/т;

C_0 – себестоимость на обогащение руды (данные рудника 767,94), руб/т;

E_n – учетная ставка банка (принято 0,08 [15]);

K – капитальные вложения на 1 т балансовых запасов (данные рудника 345,30), руб/т;

K_n – коэффициент извлечения металла в контуре рудного штрека;

Z_p – затраты на разведку (данные рудника 140), руб/т.

По данной формуле неизвестны следующие параметры: среднее содержание металла в горной массе и коэффициент извлечения металла в контуре рудного штрека. Дальней расчет ведется по методике «Иргиредмет» [13].

Коэффициент извлечения металла из недр рассчитывается по формуле:

$$K_n = (D \cdot a) / (B \cdot c). \quad (7.2)$$

где D – Эксплуатационные запасы из контура рудного штрека, т;

a – среднее содержание металла в добытой горной массе, г/т;

B – балансовые запасы в контуре рудного штрека, т.

Балансовые запасы в контуре рудного штрека рассчитывается по формуле:

$$B = h \cdot m \cdot L \cdot \gamma_p, \text{ т} \quad (7.3)$$

где h – высота рудного штрека, м; m – средняя мощность рудного тела; L – длина рудного штрека пройденная по руде, м; γ_p – плотность руды, т/м³.

Среднее содержание металл в балансовых запасах утверждается геологической разведкой.

Эксплуатационные запасы из контура рудного штрека определяются формулой:

$$D = B - \Pi + P, \text{ т} \quad (7.4)$$

где Π – Общие потери при проходке нарезной выработки, т; P – общее разубоживание при проходке нарезной выработки, т.

Расчет общих потерь при проходке рудного штрека.

Общее потери при проходке нарезной выработки складывается из потерь при контакте с вмещающими породами Π_1^M и потерь на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя Π_1^0 :

$$\Pi = \Pi_1^M + \Pi_1^0, \text{ т} \quad (7.5)$$

$$\Pi_1^M = 0,5 \cdot \lambda_m \cdot m \left(\frac{\mu}{1+\lambda} \right)^2 \cdot S_k \cdot \gamma_p, \text{ т} \quad (7.6)$$

где λ_m – сложность мощности жилы; μ - оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки; S_k - Суммарная площадь контакта "руда-порода" $S_k = h \cdot L \cdot 2$, м²;

$$\mu = \frac{(3_t - Ц_0 \cdot B \cdot И_0) \cdot \gamma_B}{(Ц_0 \cdot c \cdot И_0 - 3_t) \cdot \gamma_p} \quad (7.7)$$

где 3_t - суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды, руб.; $Ц_0$ - цена единицы конечной продукции, руб.; B - содержание Au во вмещающих породах, г/т; γ_B – плотность вмещающих пород, т/м³.

$$\Pi_1^M = \frac{Z}{K_p} \cdot L \cdot Ш \cdot \gamma_p (1 - P_\phi), \text{ т} \quad (7.8)$$

где Z - средняя толщина теряемой руды на почве выработки, м; $Ш$ - ширина выработки, проводимой по рудному телу, м; P_ϕ - фактическое разубоживание при проведении ПНР, т.

$$P_\phi = \frac{S_B \cdot \gamma_B \left(1 - \frac{B}{C}\right)}{S_B \cdot \gamma_B + S_P \cdot \gamma_p}, \text{ т} \quad (7.9)$$

где S_b - средняя площадь породы в контуре проходческого забоя, $S_b = S_{вч} - S_p$, м²; S_p - средняя площадь руды в контуре проходческого забоя $S_p = h \cdot m$, м²; $S_{вч}$ – площадь сечения выработки в черне, м².

Расчет общего разубоживания при проходке рудного штрека.

Общее разубоживание при проходке рудного штрека складывается из разубоживания на контактах с вмещающими породами и разубоживания в кондиционной руде, отправленной потребителю. Методика полного расчета общего разубоживания проведен в главе 3.1. Полный расчет потерь и разубоживания при проходке рудных штреков приведен в (Приложение Б).

Расчет прибыли с 1 т погашенных запасов в контуре рудного штрека.

В таблице 7.1 проведен расчет коэффициента извлечения металла по отобранным комплектам оборудования на основе (Приложение Б).

Таблица 7.1 — Расчет коэффициента извлечения золота по вариантам комплектов оборудования

Наименование руд. тел	Балансовые запасы, т	Содержание в балансовых запасах, г/т	Эксплуатационные запасы, т	Содержание в эксплуатационных запасах, г/т	Коэффициент извлечения, доли ед
Комплект №1					
122-1	164,0	7,5	1029,7	1,10	0,15
122-2	301,1	8,8	1380,4	1,82	
122-2-1	124,6	2,3	481,0	0,29	
122-4	14,9	25,7	48,5	7,72	
122-5	91,0	29,1	1263,1	2,05	
124-1	131,9	10,3	838,2	1,55	
По всем руд. телам	827,5	10,36	5040,9	1,60	
Комплект №2					
122-1	141,2	7,5	649,1	1,50	0,21
122-2	259,3	8,8	870,0	2,47	
122-2-1	101,3	2,3	292,7	0,38	
122-4	12,8	25,7	30,7	10,46	
122-5	78,4	29,1	799,4	2,78	
124-1	113,6	10,3	529,3	2,10	
По всем руд. телам	707	10,43	3171	2,17	
Комплект №3					
122-1	136,7	7,5	510,8	1,84	0,26
122-2	251,0	8,8	684,7	3,04	
122-2-1	98,0	2,3	221,8	0,49	
122-4	12,4	25,7	24,2	12,84	
122-5	75,9	29,1	631,0	3,41	

124-1	109,9	10,3	417,1	2,58	
По всем руд. телам	683,9	10,43	2489,5	2,68	

Расчет прибыли:

Комплект №1 $\Pi = [10,36 \cdot 2361,58 \cdot 0,9192 - (2358,39 + 831,94 + +767,94 + 0,08 \cdot 345,30 + 140)] \cdot 0,15 = 2754,4$ руб/т.

Комплект №2 $\Pi = [10,43 \cdot 2361,58 \cdot 0,9192 - (2358,39 + 831,94 + +767,94 + 0,08 \cdot 345,30 + 140)] \cdot 0,21 = 3888,1$ руб/т.

Комплект №3 $\Pi = [10,43 \cdot 2361,58 \cdot 0,9192 - (2358,39 + 831,94 + +767,94 + 0,08 \cdot 345,30 + 140)] \cdot 0,26 = 4813,9$ руб/т.

Расчет прибыли с 1 т погашенных запасов при попутной добычи, выявлен лучшей показатель из представленных 4813,9 руб/т, соответствующий комплекту №3. Данный расчет подтверждает оптимальное решение принятия комплекта оборудования, состоящие из ПДМ Aramine L 130D и буровой установки MUKI FF. Имеются основания, при использовании данного комплекта, выход на прибыль в ранние сроки, чем при использование других имеющихся комплектов. Объясняется это тем, что при отработки рудных штреков производится попутная добыча руды, тем самым погашивая капитальные затраты предприятия.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломная работа, выполненная на тему «Обоснование строительных решений при разработке сложных жильных месторождений с применением малогабаритного самоходного оборудования» направлена на решение актуальных научных задач, а именно нахождение оптимального парка оборудования обеспечивающие высокие показатели извлечения при строительстве нарезных выработок для сложных жильных месторождений.

На основе метода Урбаева Д.А [3] была разработана методика определения оптимальных параметров нарезных выработок для маломощных рудных тел. Данная методика учитывает геологическую сложность жил и технологическую сложность ведения работ.

В ходе анализа было выявлено, что золотодобывающие компании не используют весь технологический потенциал малогабаритного оборудования. Несмотря на, сравнительно, меньшую производительность данного транспорта относительно распространенного оборудования, данные машины обеспечивают больший показатель извлечения и меньшие затраты на строительства за счет меньшего сечения выработок.

Следует также отметить, что предлагаемая методика [3] позволяет проводить расчет не только по мощности залежи, но и проводить расчет интегральной природной сложности по всем значимым признакам таких как: изменение мощности по длине рудного тела, изменение содержания металлов в балансовых запасах, изменение углов падения рудных тел и т.д. В качестве технологической сложности может участвовать: сложность изменчивость очистного пространства, изменение содержания металлов в балансовых запасах, сложность изменение перебора от проектного контура выработки и т.д. Данная методика позволит с большой точностью определять запасы рассматриваемого месторождения и, следовательно, реально оценить инвестиционную привлекательность проектов, и в итоге прийти к рациональным проектным решениям.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мельниченко А.М. Увеличение доли мелкомасштабных и среднемасштабных месторождений в горнодобывающем комплексе России / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) №7 2015. 400-402с.
2. Михайлов Ю.В., Красников Ю.Д. Ценные руды и технология механизации подземной разработки месторождений. – М.: Академия, 2008. – 251 с.
3. Урбаев Д.А. Количественная оценка сложности разработки мелкомасштабных месторождений золота (на примере разработки мелкомасштабных золоторудных месторождений юга Центральной Сибири) /Дисс. Канд.тех.наук. – М.:2004.218 с.
4. Лизункин В.М., Медведев В.В., Матвеев А.Е. Пути повышения эффективности отработки маломощных крутопадающих сближенных урановых жил в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях/ Вестник ЗабГУ №12 (91) 2012. 28-35 с.
5. Г.Г. Ломоносов, А.М. Мельниченко. Условия рационального применения малогабаритного самоходного оборудования в проектах разработки тонких рудных тел / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) №7 2015. 37-44с.
6. Зун-Холбинское месторождение золота [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: <http://www.drillings.ru/zunholb>.
7. Шевелев В.В. Разведка и геолого-экономическая оценка месторождений твердых полезных ископаемых. Учебное пособие / Под ред. Проф. В.А. Филонюка – Иркутск: Изд-во, ИрГТУ. -2004. -367 с.
8. Технический проект разработки березитового месторождения золото-полиметаллических руд комбинированным способом [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: http://atr.tynda.ru/files/ob_obs/Проектная%20документация%20Том%202%20Книга%202.pdf
9. Об утверждении классификации запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: http://gkz-rf.ru/sites/default/files/docs/klassifikaciya_zapasov_i_prognoznyh_resursov_tverdyh_poleznyh_iskopaemyh.docx
10. Неганов В.П., Коваленко В.И., Зайцев Б.М., и др. Технология разработки золоторудных месторождения / Под ред. В.П. Неганов – М.: Недра, 1995. – 336 с.
11. Власик Н.В., Урбаев Д.А. Обоснование схем вскрытия мелкомасштабных месторождений золота / Проспект свободный 2018: материалы Междунар. студ. конф. Красноярск, 23–27 апреля 2018 г. [Электронный ресурс]. Красноярск. СФУ, 2018.- 898-900с.

12. Л.А. Мамсуров, Д.И. Рафиненок, Е.И. Панфилов. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений. Изд-во «Наука», 1974. 187 с
13. В.В. Чемезов, В.Д. Томилов, З.Г. Баймашев, М.Х. Загиров, В.В. Кравцов, Н.И. Стеблянко. Методическое указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добычи. Иркутск. 1994. 265 с
14. Власик Н.В., Урбаев Д.А. Обоснование планируемого качества добываемой руды на основании оценки сложности горно-геологических параметров залежи / Проспект Свободный – 2019: материалы XV Междунар. конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. Красноярск, 22–26 апреля 2019 г. [Электронный ресурс]. Красноярск, СФУ. 2019.- 1372-1375с.
15. Пакулов В.В. Совершенствование технологии выемки маломощных крутопадающих жил на основе малогабаритных самоходных машин (на примере Дарасунского золоторудного месторождения) / Дисс. Канд.тех.наук. –Чита. 2010. 138с.
16. СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80
17. Вохмин С.А. Сборник примеров и задач по подземным горным работам: Учеб. пособие/ ГАЦМиЗ. – Красноярск, 2002.- 120с.
18. Урбаев Д.А. Шахтное и подземное строительство: лаб. Практикум / Д.А. Урбаев. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2010. – 64с.
19. ПБ 03-553-03 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом.
20. Требуш Ю.П. Строительство горизонтальных и наклонных горных выработок: Методические указания по выполнению лабораторных работ для студентов горных специальностей / Составитель Ю.П. Требуш; ФГАОУ ВПО СФУ. Красноярск, 2013. – 59 с. Янко С.В., Ткачук С.П., Баженова Л. Ф., и др. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Киев. 1994. - 311с.
21. Янко С.В., Ткачук С.П., Баженова Л. Ф., и др. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Киев. 1994. - 311с.
22. В. В. Коростовенко, А. В. Галайко, В. А. Гронь. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело : учеб. пособие / Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2018. – 280 с.
23. Пакулов В.В., Пирогов Г.Г. Экономическая оценка новой технологии разработки маломощных крутопадающих жил / Вестник читинского государственного университета №6 (57) 2009. 45-48 с.

24. Министерство природных ресурсов российской федерации распоряжение от 5 февраля 2003 г. п 42-р [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: <https://files.stroyinf.ru/Data2/1/4293750/4293750072.pdf>

25. Котировка на 29.01.2020 ЦР РФ [Электронный ресурс]// Режим доступа URL: https://www.cbr.ru/hd_base/metall/metall_base_new/

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Таблица 1 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-1

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,48	0,52	0,52	0,52
2	Угол падения рудного тела	α	град	73,5	73,5	73,5	73,5
3	Высота этажа	H	м	3,6	3,6	3,1	3
4	Длина блока	L _{бл}	м	32,09	32,09	32,09	32,09
5	Балансовые запасы блока	Q _{бал}	т	151,93	164,00	141,22	136,67
6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	7,5	7,5	7,5	7,5
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0	0	0	0
8	Коэффициент разрыхления пород	K _p		1,6	1,6	1,6	1,6
9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z _т	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	Ц _о	руб	2 361,58	2 361,58	2 361,58	2 361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I _о		0,9185	0,9185	0,9185	0,9185
12	Плотность руды	γ_p	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74
13	Плотность вмещающих пород	γ_v	т/м ³	2,7	2,7	2,7	2,7
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S _p	м ²	1,73	1,87	1,61	1,55
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S _v	м ²	10,27	10,13	5,99	4,45
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S _к	м ²	231,048	231,04	198,95	192,54
17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,2	0,2	0,2	0,2
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,1	0,1	0,1	0,1
19	Длина выработки, проводимой по рудному телу	L	м	32,09	32,09	32,09	32,09
20	Ширина выработки, проводимой по рудному телу	Ш	м	3,6	3,1	2,6	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	Ш _о	м	1,0	1,0	1,0	1,0
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежащем боку	П _{у_{на}}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	П _{у_{дн}}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	S _{дн}	м ²	15,40	17,55	17,55	17,55

Продолжение приложения Б

Таблица 1 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-1

25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		0,31	0,31	0,31	0,31
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	$P_{\text{ф}}$	т	0,85	0,84	0,79	0,74
27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	$P_{\text{пр}}$		0,76	0,76	0,76	0,76
28	Потери на контактах с вмещающими породами	$P_{\text{м}1}$	т	3,59	9,83	8,46	8,19
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P^1_1	т	0,02	0,09	0,09	0,09
30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	P^0_1	т	2,88	2,68	3,05	2,95
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P^1_2	т	890,00	878,11	519,32	385,18
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	т	6,48	12,51	11,52	11,14
33	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	т	890,01	878,19	519,41	385,27
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	%	4,26	7,63	8,16	8,15
35	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	%	85,95	85,29	80,02	75,42

Таблица 2 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,55	0,71	0,71	0,71
2	Угол падения рудного тела	α	град	83,00	83,00	83,00	83,00
3	Высота этажа	H	м	3,60	3,60	3,10	3,00
4	Длина блока	$L_{\text{бл}}$	м	84,81	84,81	84,81	84,81
5	Балансовые запасы блока	$Q_{\text{бал}}$	т	233,28	301,15	259,32	250,96

Продолжение приложения Б

Таблица 2 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2

6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	8,84	8,84	8,84	8,84
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0,00	0,00	0,00	0,00
8	Коэффициент разрыхления пород	K_p		1,60	1,60	1,60	1,60
9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z_t	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	C_o	руб	2361,58	2361,58	2361,58	2361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I_o		0,92	0,92	0,92	0,92
12	Плотность руды	γ_p	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74
13	Плотность вмещающих пород	γ_b	т/м ³	2,70	2,70	2,70	2,70
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S_p	м ²	1,98	2,56	2,20	2,13
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S_b	м ²	10,02	9,44	5,40	3,87
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S_k	м ²	309,60	309,60	266,60	258,00
17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,20	0,20	0,20	0,20
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,10	0,10	0,10	0,10
19	Длина выработки, проводимой по рудному телу	L	м	43,00	43,00	43,00	43,00
20	Ширина выработки, проводимой по рудному телу	Ш	м	3,60	3,10	2,60	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	$Ш_o$	м	1,00	1,00	1,00	1,00
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежащем боку	$П_{уна}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	$П_{удн}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	$S_{дн}$	м ²	46,65	59,96	59,96	59,96
25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		0,25	0,25	0,25	0,25
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	P_f	т	0,83	0,78	0,71	0,64

Продолжение приложения Б

Таблица 2 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2

27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	$P_{пр}$		0,80	0,80	0,80	0,80
28	Потери на контактах с вмещающими породами	$P_{м1}$	т	3,46	12,24	10,54	10,20
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P_{11}	т	0,00	0,01	0,01	0,01
30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	$P_{о1}$	т	4,43	4,92	5,60	5,41
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P_{12}	т	1163,32	1096,45	626,82	449,31
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	$P_{общ}$	т	7,89	17,16	16,14	15,61
33	Разубоживание общее	$P_{общ}$	т	1163,32	1096,46	626,83	449,31
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	$P_{общ}$	%	3,38	5,70	6,22	6,22
35	Разубоживание общее	$P_{общ}$	%	83,77	79,43	72,05	65,63

Таблица 3 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2-1

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм.	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,52	0,75	0,71	0,71
2	Угол падения рудного тела	α	град	65,00	65,00	65,00	65,00
3	Высота этажа	H	м	3,60	3,60	3,10	3,00
4	Длина блока	$L_{бл}$	м	33,50	33,50	33,50	33,50
5	Балансовые запасы блока	$Q_{бал}$	т	86,17	124,56	101,32	98,05
6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	2,33	2,33	2,33	2,33
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0,00	0,00	0,00	0,00
8	Коэффициент разрыхления пород	K_p		1,60	1,60	1,60	1,60

Продолжение приложения Б

Таблица 3 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2-1

9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z_r	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	C_o	руб	2361,58	2361,58	2361,58	2361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I_o		0,92	0,92	0,92	0,92
12	Плотность руды	γ_p	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74
13	Плотность вмещающих пород	γ_v	т/м ³	2,70	2,70	2,70	2,70
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S_p	м ²	1,87	2,71	2,20	2,13
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S_v	м ²	10,13	9,29	5,40	3,87
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S_k	м ²	120,96	120,96	104,16	100,80
17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,20	0,20	0,20	0,20
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,10	0,10	0,10	0,10
19	Длина выработки, проводимой по рудному телу	L	м	16,80	16,80	16,80	16,80
20	Ширина выработки, проводимой по рудному телу	Π	м	3,60	3,10	2,60	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	Π_o	м	1,00	1,00	1,00	1,00
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежачем боку	$\Pi_{на}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	$\Pi_{дн}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	$S_{дн}$	м ²	17,42	21,39	20,20	20,20
25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		3,40	3,40	3,40	3,40
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	P_f	т	0,84	0,77	0,71	0,64
27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	$P_{пр}$		0,23	0,23	0,23	0,23
28	Потери на контактах с вмещающими породами	Π^M_1	т	19,80	63,20	51,41	49,75
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P^1_1	т	0,02	0,10	0,10	0,10

Продолжение приложения Б

Таблица 3 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-2-1

30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	P°_1	т	1,64	2,03	2,19	2,11
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P^1_2	т	459,41	421,58	244,90	175,54
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	т	21,44	65,24	53,60	51,86
33	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	т	459,42	421,68	245,00	175,64
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	%	24,88	52,37	52,90	52,89
35	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	%	87,65	87,67	83,70	79,18

Таблица 4 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-4

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,79	1,00	1,00	1,00
2	Угол падения рудного тела	α	град	74,00	74,00	74,00	74,00
3	Высота этажа	H	м	3,60	3,60	3,10	3,00
4	Длина блока	$L_{\text{бл}}$	м	74,80	74,80	74,80	74,80
5	Балансовые запасы блока	$Q_{\text{бал}}$	т	11,69	14,85	12,79	12,38
6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	25,71	25,71	25,71	25,71
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0,00	0,00	0,00	0,00
8	Коэффициент разрыхления пород	K_p		1,60	1,60	1,60	1,60
9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z_r	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	C_o	руб	2361,58	2361,58	2361,58	2361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I_o		0,92	0,92	0,92	0,92
12	Плотность руды	γ_r	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74

Продолжение приложения Б

Таблица 4 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-4

13	Плотность вмещающих пород	γ_v	т/м ³	2,70	2,70	2,70	2,70
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S_p	м ²	2,84	3,61	3,11	3,01
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S_v	м ²	9,16	8,39	4,49	2,99
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S_k	м ²	10,80	10,80	9,30	9,00
17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,20	0,20	0,20	0,20
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,10	0,10	0,10	0,10
19	Длина выработки,проводимой по рудному телу	L	м	1,50	1,50	1,50	1,50
20	Ширина выработки,проводимой по рудному телу	Ш	м	3,60	3,10	2,60	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	Ш _о	м	1,00	1,00	1,00	1,00
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежачем боку	$P_{y_{на}}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	$P_{y_{дн}}$	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	$S_{дн}$	м ²	59,09	49,63	49,63	49,63
25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		0,07	0,07	0,07	0,07
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	$P_{ф}$	т	0,76	0,70	0,59	0,49
27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	$P_{пр}$		0,93	0,93	0,93	0,93
28	Потери на контактах с вмещающими породами	$P_{м_1}$	т	0,01	0,05	0,04	0,04
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P^1_1	т	0,00	0,00	0,00	0,00
30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	P^o_1	т	0,22	0,24	0,28	0,27
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P^1_2	т	37,08	33,96	18,18	12,10
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	$P_{общ}$	т	0,24	0,29	0,32	0,31

Продолжение приложения Б

Таблица 4 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-4

33	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	т	37,08	33,96	18,18	12,10
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	%	2,02	1,95	2,47	2,47
35	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	%	76,40	69,99	59,30	50,06

Таблица 5 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-5

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,23	0,24	0,24	0,24
2	Угол падения рудного тела	α	град	81,00	81,00	81,00	81,00
3	Высота этажа	H	м	3,60	3,60	3,10	3,00
4	Длина блока	$L_{\text{бл}}$	м	43,74	43,74	43,74	43,74
5	Балансовые запасы блока	$Q_{\text{бал}}$	т	88,48	91,04	78,40	75,87
6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	29,08	29,08	29,08	29,08
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0,00	0,00	0,00	0,00
8	Коэффициент разрыхления пород	K_p		1,60	1,60	1,60	1,60
9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z_t	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	C_o	руб	2361,58	2361,58	2361,58	2361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I_o		0,92	0,92	0,92	0,92
12	Плотность руды	γ_r	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74
13	Плотность вмещающих пород	γ_v	т/м ³	2,70	2,70	2,70	2,70
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S_p	м ²	0,83	0,85	0,73	0,71
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S_v	м ²	11,17	11,15	6,87	5,29
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S_k	м ²	280,80	280,80	241,80	234,00

Продолжение приложения Б

Таблица 5 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 122-5

17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,20	0,20	0,20	0,20
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,10	0,10	0,10	0,10
19	Длина выработки, проводимой по рудному телу	L	м	39,00	39,00	39,00	39,00
20	Ширина выработки, проводимой по рудному телу	Ш	м	3,60	3,10	2,60	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	Ш _о	м	1,00	1,00	1,00	1,00
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежачем боку	П _{уна}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	П _{удн}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	S _{дн}	м ²	10,06	10,34	10,34	10,34
25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		0,07	0,07	0,07	0,07
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	P _ф	т	0,93	0,93	0,90	0,88
27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	P _{пр}		0,94	0,94	0,94	0,94
28	Потери на контактах с вмещающими породами	P ^м ₁	т	0,29	0,34	0,29	0,28
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P ¹ ₁	т	0,00	0,00	0,00	0,00
30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	P ^о ₁	т	1,68	1,49	1,70	1,64
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P ¹ ₂	т	1176,41	1173,88	723,02	557,04
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	P _{общ}	т	1,97	1,83	1,99	1,93
33	Разубоживание общее	P _{общ}	т	1176,41	1173,88	723,03	557,04
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	P _{общ}	%	2,23	2,01	2,54	2,54
35	Разубоживание общее	P _{общ}	%	93,15	92,94	90,44	88,28

Продолжение приложения Б

Таблица 6 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 124-1

№ п/п	Исходные данные	Обозначения	Ед. изм	Комплект № 1 без слож. мощности	Комплект №1	Комплект №2	Комплект №3
1	Мощность рудного тела	m	м	0,42	0,51	0,51	0,51
2	Угол падения рудного тела	α	град	67,00	67,00	67,00	67,00
3	Высота этажа	H	м	3,60	3,60	3,10	3,00
4	Длина блока	L _{бл}	м	26,00	26,00	26,00	26,00
5	Балансовые запасы блока	Q _{бал}	т	107,71	131,93	113,61	109,94
6	Содержание Au в балансовых запасах	C	г/т	10,31	10,31	10,31	10,31
7	Содержание Au во вмещающих породах	B	г/т	0,00	0,00	0,00	0,00
8	Коэффициент разрыхления пород	K _p		1,60	1,60	1,60	1,60
9	Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т товарной руды	Z _т	руб	3919,39	3919,39	3919,39	3919,39
10	Цена единицы конечной продукции	Ц _о	руб	2361,58	2361,58	2361,58	2361,58
11	Коэффициент извлечения золота в концентрат при обогащении	I _о		0,88	0,92	0,92	0,92
12	Плотность руды	γ_p	т/м ³	2,74	2,74	2,74	2,74
13	Плотность вмещающих пород	γ_v	т/м ³	2,70	2,70	2,70	2,70
14	Средняя площадь руды в контуре проходческого забоя	S _p	м ²	1,51	1,85	1,59	1,54
15	Средняя площадь породы в контуре проходческого забоя	S _v	м ²	10,49	10,15	6,01	4,46
16	Суммарная площадь контакта "руда-порода"	S _к	м ²	187,20	187,20	161,20	156,00
17	Средняя амплитуда извилистости геологического или технологического контакта "руда-порода"	A	м	0,20	0,20	0,20	0,20
18	Средняя толщина теряемой руды на почве выработки	Z	м	0,10	0,10	0,10	0,10
19	Длина выработки, проводимой по рудному телу	L	м	26,00	26,00	26,00	26,00
20	Ширина выработки, проводимой по рудному телу	Ш	м	3,60	3,10	2,60	2,05
21	Минимально-допустимая ширина очистного пространства	Ш _о	м	1,00	1,00	1,00	1,00
22	Удельная величина потерь отбитой руды на лежачем боку	П _{у_{на}}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03
23	Удельная величина потерь отбитой руды на поверхности днища	П _{у_{дн}}	м ³ /м ²	0,03	0,03	0,03	0,03

Продолжение приложения Б

Таблица 6 — Расчет показателей нормативов потерь и разубоживания при системе разработки с магазинированием. Р.т 124-1

24	Горизонтальная площадь рудного тела в контурах днища	$S_{\text{дн}}$	м ²	10,92	13,53	13,53	13,53
25	Оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки	μ		0,22	0,21	0,21	0,21
Потери и разубоживание при проходке подготовительных и нарезных выработок							
26	Фактическое разубоживание при проведении ПНР	$P_{\text{ф}}$	т	0,87	0,84	0,79	0,74
27	Предельно-допустимое разубоживание при проведении ПНР	$P_{\text{пр}}$		0,82	0,83	0,83	0,83
28	Потери на контактах с вмещающими породами	$P_{\text{м}1}$	т	1,68	4,00	3,45	3,33
29	Разубоживание на контактах с вмещающими породами	P_{11}	т	0,00	0,00	0,00	0,00
30	Потери на зачищенной почве после отгрузки руды из забоя	$P_{\text{о}1}$	т	2,05	2,16	2,46	2,37
31	Разубоживание в кондиционной руде, отправленной потребителю	P_{12}	т	736,26	712,39	421,57	312,86
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
32	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	т	3,73	6,16	5,90	5,71
33	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	т	736,26	712,40	421,57	312,87
Суммарные нормативные абсолютные величины потерь и разубоживания							
34	Потери общие	$P_{\text{общ}}$	%	3,46	4,67	5,20	5,19
35	Разубоживание общее	$P_{\text{общ}}$	%	87,62	84,99	79,65	75,01