

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Алдашева Назерке Талғарқызы

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

На тему: «Вскрытие и разработка открытым способом Суздальского
золоторудного месторождения»

по специальности 5В070700 – «Горное дело»

Алматы 2019

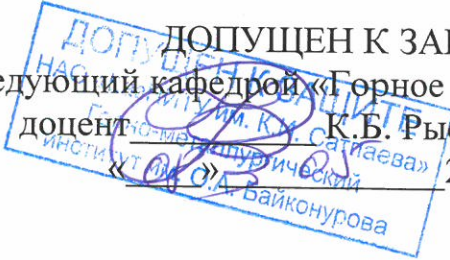
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра «Горное дело»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой «Горное дело»,
доцент К.Б. Рысбеков
«08» 12 2019 г.



ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: «Вскрытие и разработка открытым способом Суздальского
золоторудного месторождения»

по специальности 5В070700 – «Горное дело»

Выполнила

Алдашева Н.Т

Научный руководитель:

к.т.н., лектор

Калиева А.П.

«15» 12 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова
Кафедра «Горное дело» (5B070700)



УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
К.Б. Рысбеков
_____ 2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающейся: Алдашевой Назерке Талғарқызы

Тема: Вскрытие и разработка открытым способом Суздальского золоторудного месторождения

Утверждена приказом Ректора Университета №1113-б от
"__08__" октября _____ 2019 г.

Срок сдачи законченного проекта «15» мая 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту:

Краткое содержание дипломного проекта:

- а) Горно-геологическая характеристика месторождения;
- б) Горная часть;
- в) Специальная часть.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): Схема вскрытия; горная часть, специальная часть.

Рекомендуемая основная литература: в дипломном проекте содержится 8 литературных источников.

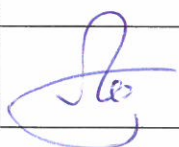
ГРАФИК

подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Горно-геологическая Характеристика месторождения	05.04	
Горная часть	13.04	
Специальная часть.	23.04	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект)
с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Горно-геологическая Характеристика месторождения	к.т.н., Калиева А.П	25.04.2019 	
Горная часть	к.т.н., Калиева А.П	25.04.2019 	
Специальная часть.	к.т.н., Калиева А.П	25.04.2019 	
Нормоконтролер	к.т.н., Абен Е.Х.		

Научный руководитель



Калиева А.П.

Задание принял к исполнению обучающийся

Алдашева Н.Т

Дата 15 мая ____ 2019 г.

АННОТАЦИЯ

Дипломдық жұмыс: негізгі мәтіннің 29 беттен, 9 суреттен, 4 кестеден, 8 қолданылған әдебиеттен тұрады. Ол мазмұннан, кіріспеден, төрт бөлімнен, қорытындыдан, пайдаланылған әдебиеттер тізімінен және тұрады.

Дипломдық жұмыста Суздаль алтын кені кен орнын ашу және ашық әдіспен игерудің талдау әдісі мен тиімділігі қарастырылады.

Игеру объектісі болып Қазақстан Республикасында қазіргі заманғы, жақсы инвестицияланған "Суздаль" алтын кен орны қабылданды, ол кенді тұрақты өндіріп, қайта өңдеп қана қоймай, жыл сайын геологиялық барлау жұмыстарын жүргізіп, қорлар мен ресурстарды өсіріп отырады.

Кіріспеде таңдалған тақырыптың өзектілігі, Зерттеудің мақсаты мен міндеттері негізделген. Бірінші тарауда "Кен орны туралы жалпы мәліметтер" ұсынылған: кен орны туралы түсінік, әкімшілік жағдай және жалпы мәліметтер. Карьерде жұмыс жасаудың әдістері мен ерекшеліктері қарастырылды, карьерде жұмыс жүргізудің отандық және шетелдік тәжірибесінің ерекшеліктері анықталды. Дипломдық жобаның екінші бөлімінде кен орнының қысқаша тау-кен-геологиялық бөлімі сипатталған және кен орнында өндірілетін оның негізгі қорларына талдау жүргізілді. Үшінші тарауда технология мен өндірістік процестерді ұйымдастырудың негізгі процестері ұсынылған, сондай-ақ Карьер параметрлері анықталған және есептелген. Қорытындыда жүргізілген зерттеу нәтижесінде алынған негізгі қорытындылар келтірілген.

Жалпы көлемі 38 парақты құрайды.

АННОТАЦИЯ

Дипломная работа содержит: 29 страниц основного текста, 9 рисунков, 4 таблиц, 8 использованных источников. Она состоит из содержания, введения, четырех разделов, заключения, списка использованных источников .

В дипломном проекте рассматривается аналитический метод и эффективность вскрытия и разработки открытым способом Суздальского золоторудного месторождения.

Объектом разработки принято современное, хорошо проинвестированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение “Суздаль”, которое не просто стабильно добывает и перерабатывает руду, но ежегодно ведёт геологоразведочные работы и приращивает запасы и ресурсы.

Во введении обоснована актуальность выбранной темы, поставленная цель и задачи исследования. В первой главе “ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ” представлены :понятие, административное положение и общие сведения о месторождении. Рассмотрены методы и специфика работы на карьере, определены особенности отечественного и зарубежного опыта проведения работ на карьере. Во второй части дипломного проекта представлена краткая горно-геологическая часть характеристика месторождения и проведен анализ ее основных запасов, добываемых на месторождении. В третьей главе представлены основные процессы технологии и организации производственных процессов, а так же определены и рассчитаны параметры карьера. В заключении приведены основные выводы,полученные в результате проведенного исследования.

Общий объем составляет 38 листов.

ANNOTATION

Graduate work contains: 29 pages of the main text, 9 figures, 4 tables, 8 sources used. It consists of content, introduction, four sections, conclusion, list of sources used and Annex.

The graduate work discusses the analytical method and the effectiveness of the opening and development of the Suzdal gold Deposit by open method.

The object of development adopted a modern, well-invested enterprise in the Republic of Kazakhstan gold Deposit “Suzdal”, which is not just stable mining and processing of ore, but annually conducts exploration and increases reserves and resources.

In the introduction, the relevance of the chosen topic, the goal and objectives of the study. In the first Chapter “GENERAL INFORMATION ABOUT the FIELD” are presented :the concept, administrative rules and General information about the field. Methods and specifics of work on career are considered, features of domestic and foreign experience of work on career are defined. In the second part of the diploma project is a multiple of the mining and geological characteristics of the field and the analysis of its main reserves produced at the field. The third Chapter presents the main processes of technology and organization of production processes, as well as defined and calculated career parameters. In conclusion, the main conclusions obtained as a result of the study are presented.

The total volume is 38 sheets.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	9
1.	Общие сведения о месторождении	10
2.	Геологическая часть	12
2.1	Геологическая характеристика района	12
2.2	Минералогический и химический состав руды	15
3.	Горная часть	17
3.1	Вскрытие карьерного поля	17
3.2	Производительность и режим работы карьера	18
3.3	Структура комплексной механизации	19
3.4	Технология проведения траншей	21
3.5	Система разработки	23
3.6	Подготовка пород к выемке	24
4.	Специальная часть	29
4.1	Выемочно-погрузочные работы.	29
	Заключение	37
	Список используемой литературы	38

ВВЕДЕНИЕ

Уровень развития горнодобывающей промышленности страны является одним из основных показателей ее промышленного потенциала.

Актуальность выбора данной темы для дипломного проекта состоит в том, что требуется доказать аналитическим методом эффективность вскрытия и разработки открытым способом Суздальского золоторудного месторождения.

Объектом разработки принято современное, хорошо проинвестированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение “Суздаль”, которое не просто стабильно добывает и перерабатывает руду, но ежегодно ведёт геологоразведочные работы и приращивает запасы и ресурсы.

Основными задачами являются вскрытие и система разработки месторождения, интенсификация разработки и переработки руд, повышение производительности труда, создание условий для ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов.

1. Общие сведения о месторождении

Суздальское золото-сульфидное месторождение располагается в северо-восточной части Западно-Калбинского золотоносного пояса в Восточном Казахстане. Карьер представляет собой генетический тип минерализованных зон прожилково-вкрапленных руд черносланцевых вылаканогенно-карбонатно-терригенных толщах нижнего карбона. На севере месторождение граничит с Семейтауской вулканоплутонической структурой раннетриасовой тектоно-магматической активизации.

Процесс рудоотложения был длительным и подразделяется на четыре этапа. Первый этап связан с накоплением слабозолотоносного сингенетического рудовмещающего толща пирита. Второй этап связан с формированием первой продуктивной высоко-золотоносной тонкоиглочатой арсенопиритовой минерализации в тектонической зоне. В третий этап формировались прокварцованные руды штокового типа с гнездово-вкрапленной полиметаллической минерализацией и свободным микроскопически видимым золотом. Завершался процесс формированием жильной кварц-антимонитовой минерализации, наложенной на все предыдущие типы руд. Месторождение представляет пример полигенных полихронных образований.

На Суздальском месторождении количество золота в рудах со смесью окиси в среднем составляет 6 граммов на тонну и 8 граммов на тонну содержится в сульфидных минералах. По сей день добываются исключительно сверху залегающие окисленные руды. До сегодняшнего дня добывались непосредственно окисленные руды. Государственное предприятие Алтай-золото разрабатывало месторождение с 1985 по 1994 года. На период работы предприятия была разработана 5,4 тонны золота. Руды доставляли в Балхаш, Армению и Узбекистан.

Климатические условия региона представляются особенным стратегическим положением преобладающим удалением на материке от океанов. Зона доступна арктическому бассейну, однако отделена от воздействия Индийского океана высокими горными массивами Азии.

Со стратегическим расположением месторождения связаны различные особенности климата. Например: несоответствие степени континентальности и увлажненности, перемена температурных критериев по сезонам года, огромное обилие типов климата. За счет разнообразного сложного рельефа климатические условия региона обуславливаются законом широтной запыленности, что объясняется высокими амплитудами годовых и суточных норм температуры воздуха. Зимой температура воздуха может достигать -45, летом – до +40.

Огромную составляющую местности субрегиона образуют пастбища различных сезонов. Поскольку основной проблемой является засушливость климата месторождение нуждается не только в орошении полей, но и в обводнении сенокосов.

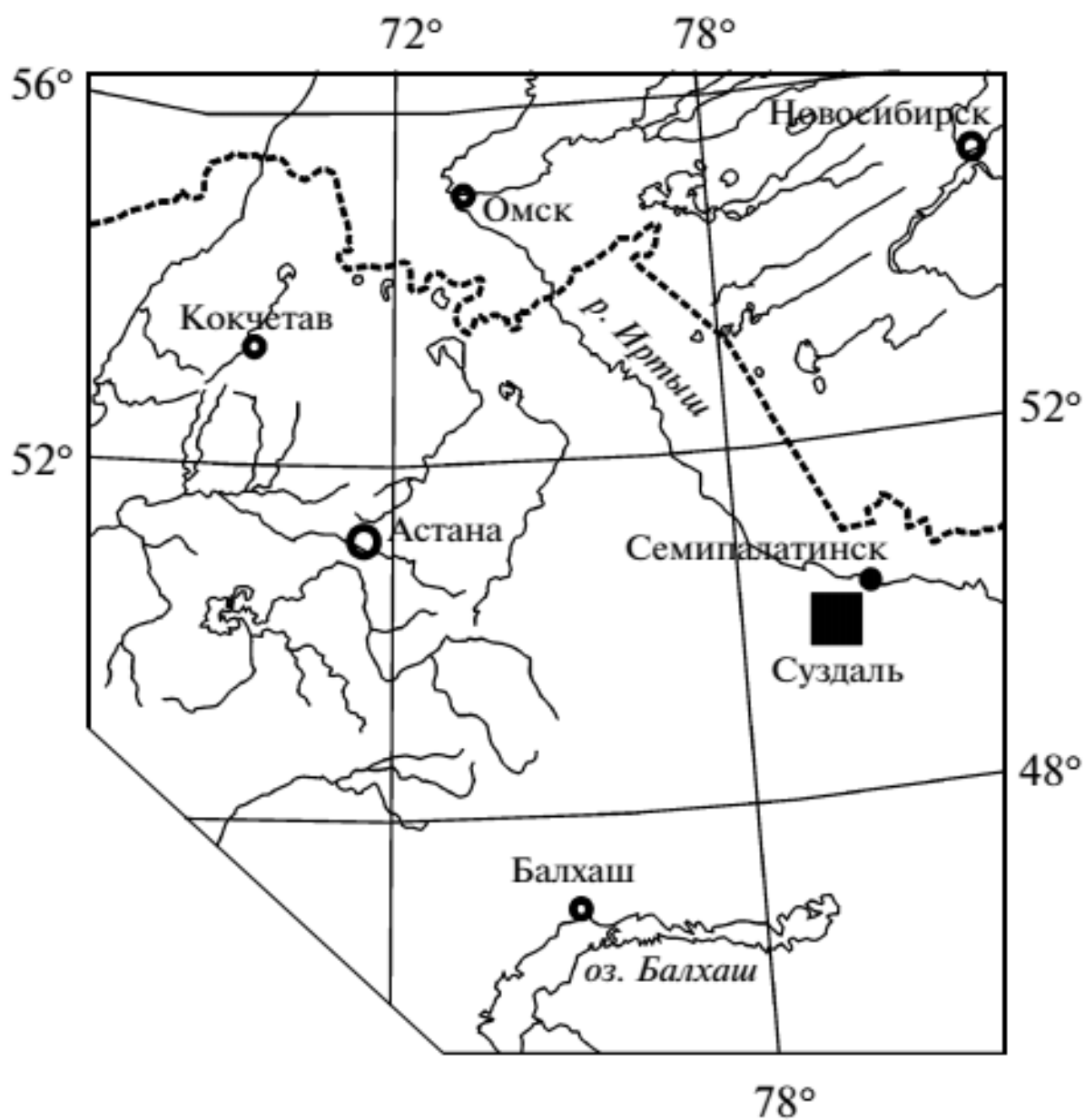


Рисунок 1.1 Обзорная карта района месторождения. Масштаб 1:200 000

2. Геологическая часть

2.1 Горно-геологическая характеристика района

Суздальское месторождение находится в Восточно-Казахстанской области, близ Семипалатинского района на границах Западно-Калбинского золотоносного пояса. (рис.1.2) На северо-западе пояс граничит с Калба-Нарымским, на юго-западе по Байгузин-Булакскому разлому с Жармо-Саурским редкометальными поясами.

Западно-Калбинско-Коксентауская золотоносная зона располагается на северо-востоке, где сосредоточены более 200 золоторудных месторождений страны.

Основополагающее сочетание данных текстур показаны меланократовыми метаморфическими породами в представлении с морскими кремнисто-базальтовыми образованиями и карбонатно-вулканогенными островных дуг.

Регион месторождения владеет трудной тектонической структурой и представлена комплексом блоково-складчатых меланжево-покровных морфоструктур (рис. 2.1). Отличается особенностью структурных элементов разломов северо-западного, северо-восточного и субширотного простираний.

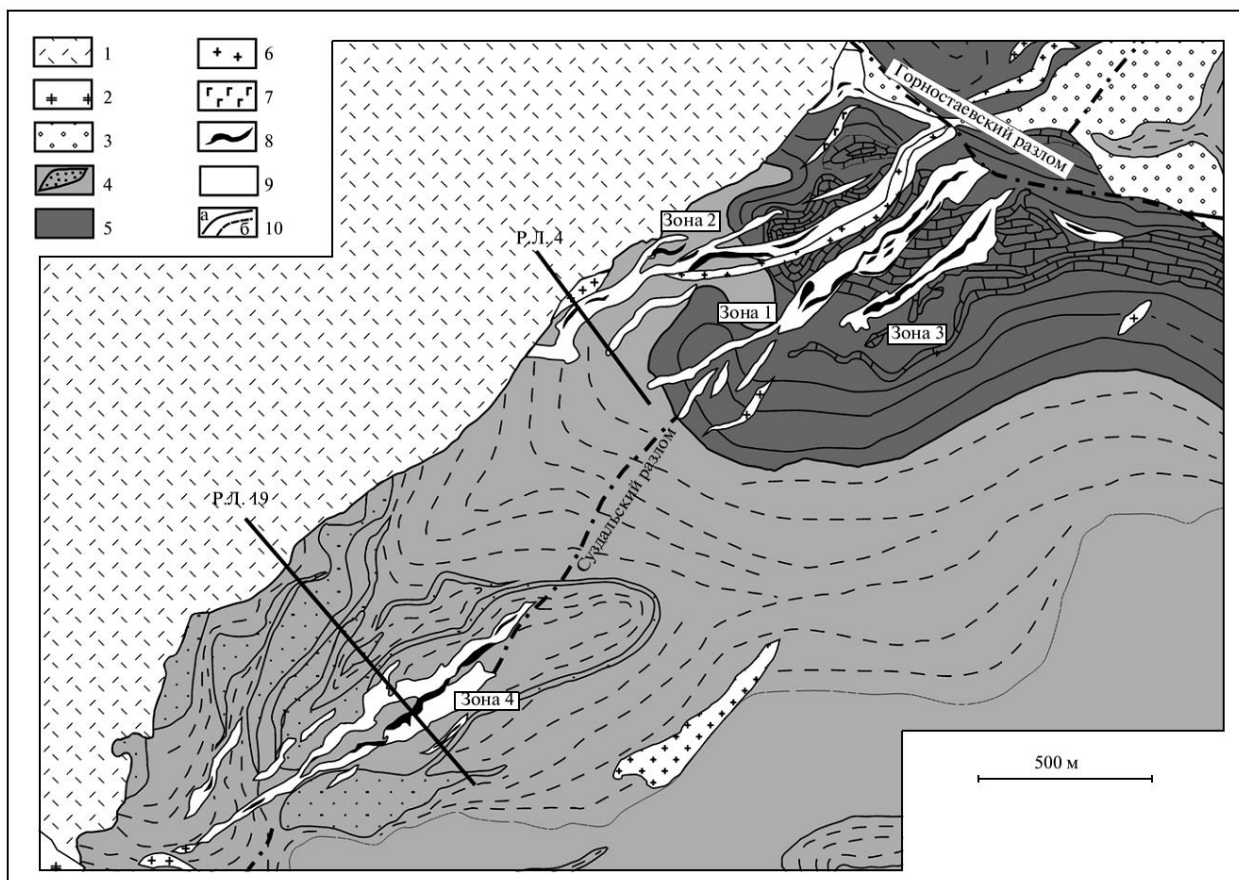


Рисунок 2.1 – Геологическая карта Суздальского месторождения

1, 2 – триасовый семейтауский комплекс: 1 – лавы и лавобрекчии липаритов, 2 – кварцевые порфиры, гранит-порфиры; каменноугольная система: верхний отдел, майтюбинская свита: 3 – песчаники глинистые, гравелиты, нижний отдел, серпуховский ярус: 4 – песчаники, глинистоуглистые алевролиты, аркалыкская свита: 5 – песчаники, известняки, алевролиты; 6, 7 – ранний мезозойский комплекс: 6 – гранит-порфиры, 7 – диориты; 8 – рудные тела с содержанием Au более 1.5 г/т; 9 – рудные тела зоны окисления с содержанием Au более 0.1 г/т; 10 – структурные элементы: а – установленные, б – предполагаемые.

Золото-сульфидное оруденение локализуется в рудных зонах(1–4), приуроченных к системе Суздальского разлома северо-восточного простирания (рис. 2.2) Все рудные тела имеют нечеткие границы и устанавливаются только по данным опробования. Рудная минерализация прослежена на глубину более 600 м, причем содержания золота в различных типах минерализованных пород практически выдерживаются на одном уровне, при широкой дисперсии. С глубиной намечается возрастание доли пирротина.

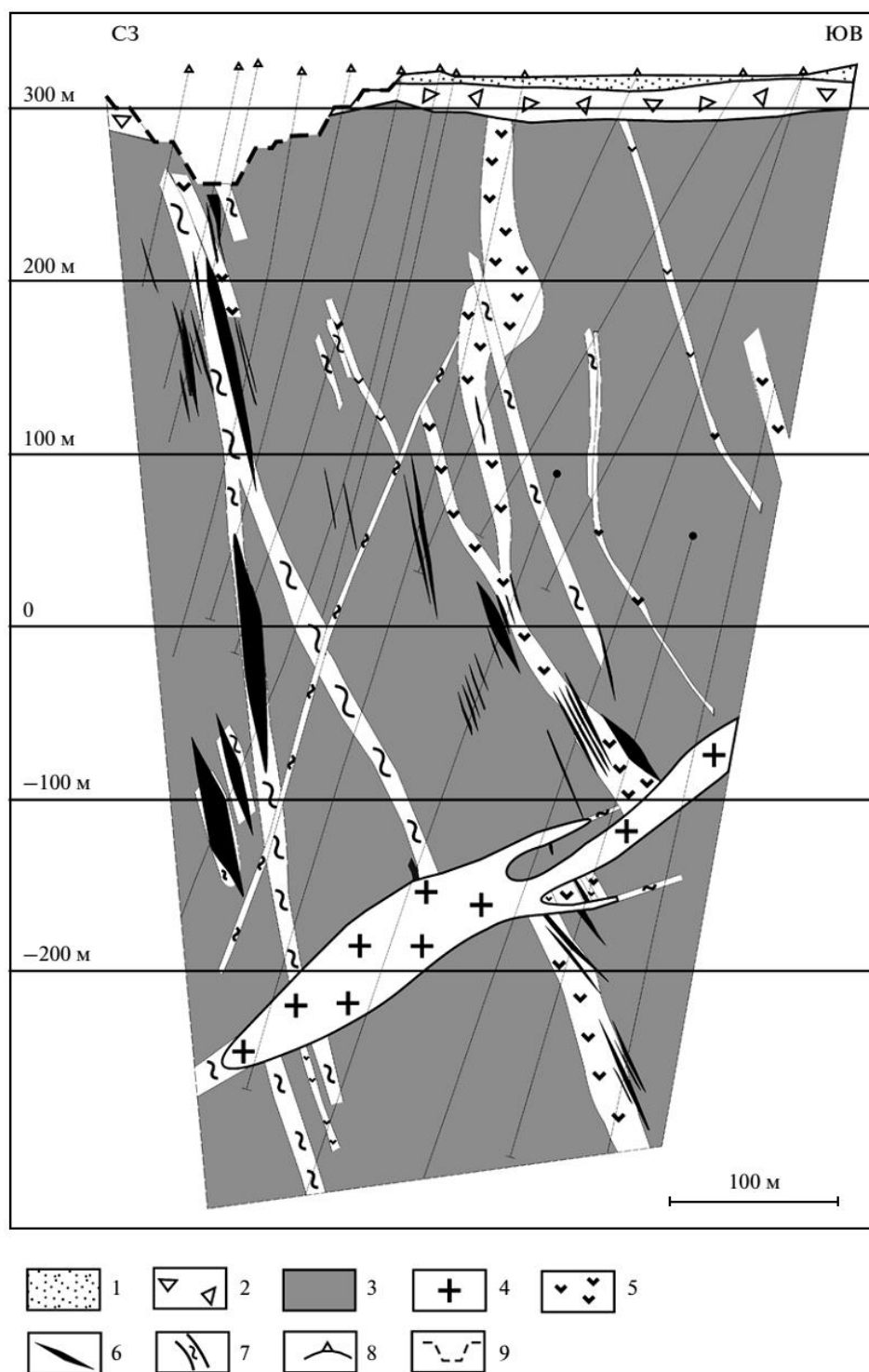


Рисунок 2.2 – Геологический разрез по профилю 19 (А.Г. Клименко, 2011)

1 – аллювий; 2 – кора выветривания; 3 – углеродистые алевролиты и песчаники; 4 – гранит-порфиры; 5 – метадолериты; 6 – рудные тела; 7 – зоны дробления и гидротермальной проработки; 8 – скважины; 9 – контур карьера отработки окисленных руд.

2.2. Минералогический и химический состав руды

На месторождении выделяются следующие типы золотосодержащих минерализованных вмещающих пород, различающихся по текстурам, литологическим и минеральным составам:

- Углеродистые алевропелиты и песчаники с пиритовой стратифицированной и тонковкрапленной пиритарсенопиритовой минерализацией.
- Брекчированные карбонатные породы с гнездово-прожилковой пиритарсено-пиритовой минерализацией.
- Прокварцованные и брекчированные карбонатно-терригенные породы с гнездово-прожилково-штокверковой золото-полисульфидной минерализацией.
- Минерализованные метабазалты, метадолериты и кварцевые порфиры с вкрапленной и прожилковой сульфидной минерализацией.

Минерализованные углеродистые алевропелиты и песчаники встречаются на месторождении повсеместно, но наиболее широко они представлены в опущенной западной части месторождения в рудных телах рудной зоны 4. Рудные тела, вскрытые карьером в этой зоне, сложены интенсивно кливажированными серыми песчаниками углеродистыми алевропелитами флишоидного строения, внешне напоминающими «рудные илы». Некоторые песчанистые или углеродистые алевропелитовые прослои избирательно обогащены пиритом, другие содержат визуально слабо различимую тонкодисперсную вкрапленность пирита и арсенопирита. Углеродисто-терригенные породы относятся к слабоизвестковистым разностям (CaO 0.28–4.97 мас. %) с содержанием SiO_2 от 47.89 до 75.88 мас. %. Для них характерно преобладание K_2O (от 2.18 до 4.14 мас. %) над Na_2O (0.07–0.75 мас. %) и отмечаются повышенные концентрации TiO_2 (0.60–1.0 мас. %) и P_2O_5 (0.08–0.22 мас. %).

Главные рудные минералы на Суздальском месторождении – золото, арсенопирит, пирит и пирротин (таблица 2.2). Второстепенные минералы представлены сфалеритом, халькопиритом, блеклой рудой, галенитом, рутилом и ильменитом. Редко в виде субмикроскопических вкраплений встречаются электрум, никелин, глаукодот, данаит, ульманнит, ауростибит, джемсонит, брейтгауптит, киноварь. Нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, доломитом, серицитом–мусковитом, Fe- Mg- хлоритом. Реже наблюдаются гранат, тремолит, флюорит, барит, апатит, Cr- шпинель, монацит, апатит и шеелит .

Таблица 2.1 – Минеральный состав руд Суздальского месторождения

Главные		Второстепенные		Редкие	
Рудные	Жильные	Рудные	Рудные	Жильные	Рудные
Золото	Кварц	Антимонит	Эпидот	Киноварь	Гранат
Арсенопирит	Серицит	Рутил	Хлорит	Сурьма самородная	Тремолит
Пирит	Кальцит	Анатаз	Сидерит	Cr-шпинель	Монацит
Пирротин	Доломит	Fe-сфалерит	Каолинит	Шеелит	Барит
		Хаълкопирит		Теннантит	Апатит
		Бертьерит		Тэтраэдрит	Люорит
				Ульманнит	Паризит
				Брейтгаупти т	Ксенотим
				Никелин	Бастнезит
				Ауростибит	Соддит
				Электрум	
				Глаукодот	
				Данаит	
				Галенит	
				джермсонит	

3. Горная часть

3.1 Вскрытие карьерного поля

В зависимости от рельефа поверхности капитальная траншея может иметь форму поперечного сечения в виде трапеции или неправильного четырехугольника. Продольный уклон траншеи устанавливается в зависимости от вида карьерного транспорта. При железнодорожном транспорте с тепловозной и электровозной тягой уклон принимается равным соответственно 20 – 40‰, при автомобильном транспорте – 60 – 100‰, при конвейерном транспорте – до 17—19°, при скиповом подъеме—от 19 до 90°.

Наибольшее применение при проведении траншей получил железнодорожный и автомобильный транспорт.

Обычно проходческие работы обслуживаются тем видом транспорта, который принят для эксплуатационных работ на карьере. Иногда на карьерах большой производственной мощности проходческие работы обслуживаются транспортом, отличным от основного карьерного. Например, при железнодорожном карьерном транспорте при проведении траншей применяют автомобили или конвейеры с доставкой непосредственно на отвалы или с перегрузкой в железнодорожные вагоны. Благодаря этому обеспечиваются большая скорость проведения траншей и более интенсивная разработка месторождения.

Траншеи обычно проводят с использованием экскаваторов типа прямая мех-лопата (при необходимости с применением драглайна) и одним из видов карьерного транспорта. Различают транспортный и бестранспортный способ проходки траншей. В первом случае вынимаемые породы транспортируются на значительное расстояние железнодорожным, автомобильным или конвейерным транспортом, во втором они складываются экскаватором на борту проходимой траншеи. Бестранспортный способ проходки капитальных траншей значительно экономичней, чем транспортный, однако область его применения ограничена проходкой капитальных траншей внешнего заложения и траншей внутреннего заложения на верхних границах карьерного поля.

В некоторых случаях при проходке траншей используются взрывы на выброс, средства гидромеханизации и колесные скреперы.

Для подготовки фронта работ на рисунке 3.1. рекомендуется пройти разрезную траншею в рыхлых породах при помощи экскаватора Hitachi ZX450 и автосамосвалов БелАЗ-7540. Породы плотностью $\gamma = 1,25 \text{ т/м}^3$.

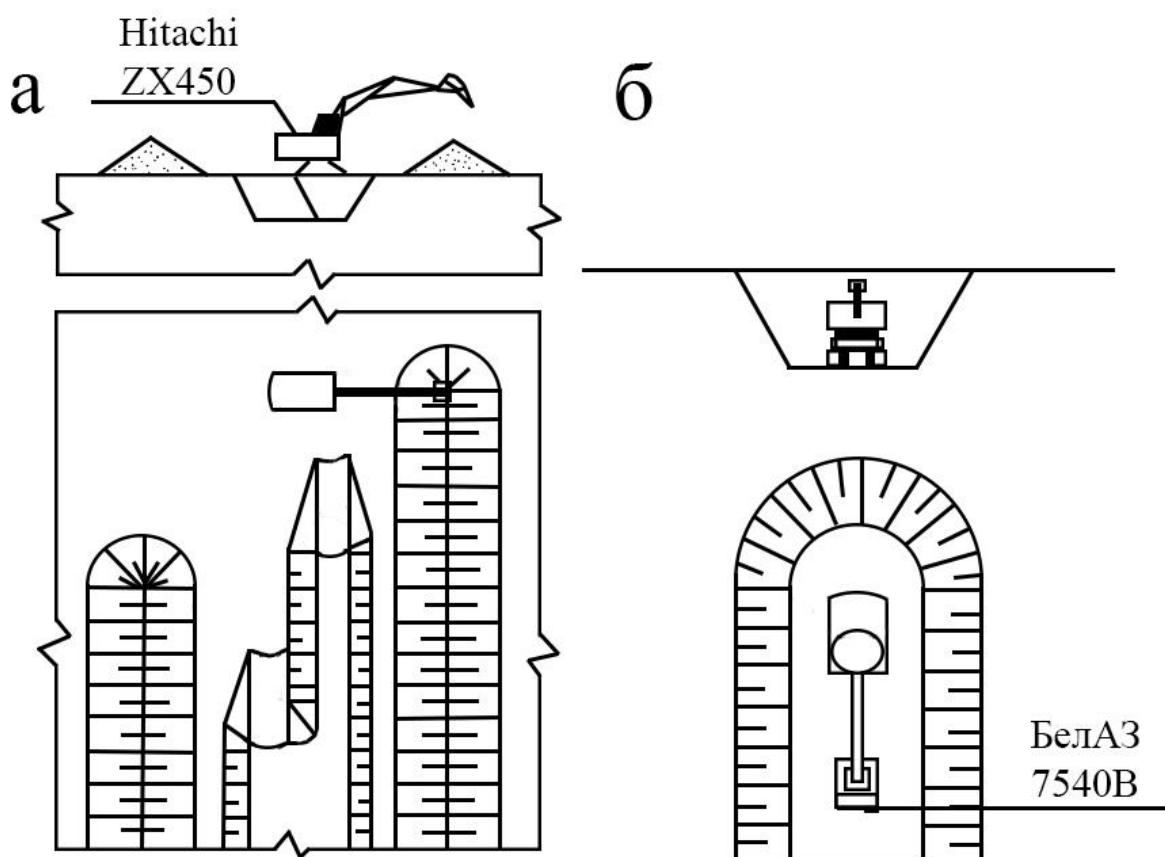


Рисунок 3.1 – Траншейный забой

3.2 Производительность и режим работы карьера

При данной производительности общий режим работы карьера целесообразно принят круглосуточный при непрерывной рабочей неделе и двух сменах в сутки. Т.к. месторождение находится в северо-восточной части принимаем вахтовый метод работы, число рабочих дней в году – 340.

Производительность карьера приведена в таблице 3.2.

Таблица 3.1 – Производительность карьера

Объемы	Годовая	
	тыс.м ³	тыс.т
Добыча	41,5	110
Вскрыша	2700	-
Горная масса	2741,5	-

Количество рабочих дней в году с соответствием с межремонтными сроками бурового, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования сведены в таблицу 3.2.

Таблица 3.2 – Число рабочих дней горно-транспортного оборудования

Оборудование	Число рабочих дней
Hitachi ZX450	340
Atlas Copco ROC L6	340
БелАЗ-7540	340

Массовые взрывы в карьере проводятся один раз в неделю.

Исходя из потребности и спроса потребителей на золото годовую производительность карьера по полезному ископаемому определяем 110 тыс.т.

3.3 Структура комплексной механизации

При разработке Суздальского месторождения применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО), (табл.3.4).

Таблица 3.3 – Комплекс оборудования

Вид оборудования	Вскрышное	Кол. шт	Добычное	Кол. шт
Бур. станок	Atlas Copco Roc-L6	1	Atlas Copco Roc-L6	1
Экскаватор	Hitachi – ZX-450	2	Hitachi – ZX-450	1
Автотранспорт	БелАЗ-7540 (30 т)	6	БелАЗ-7540 (30 т)	3

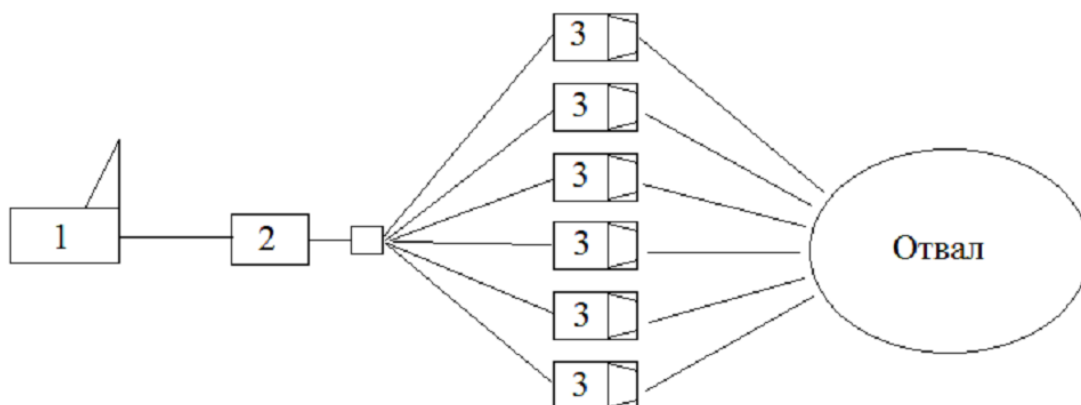


Рисунок 3.2 – Структура комплексной механизации для вскрышных работ

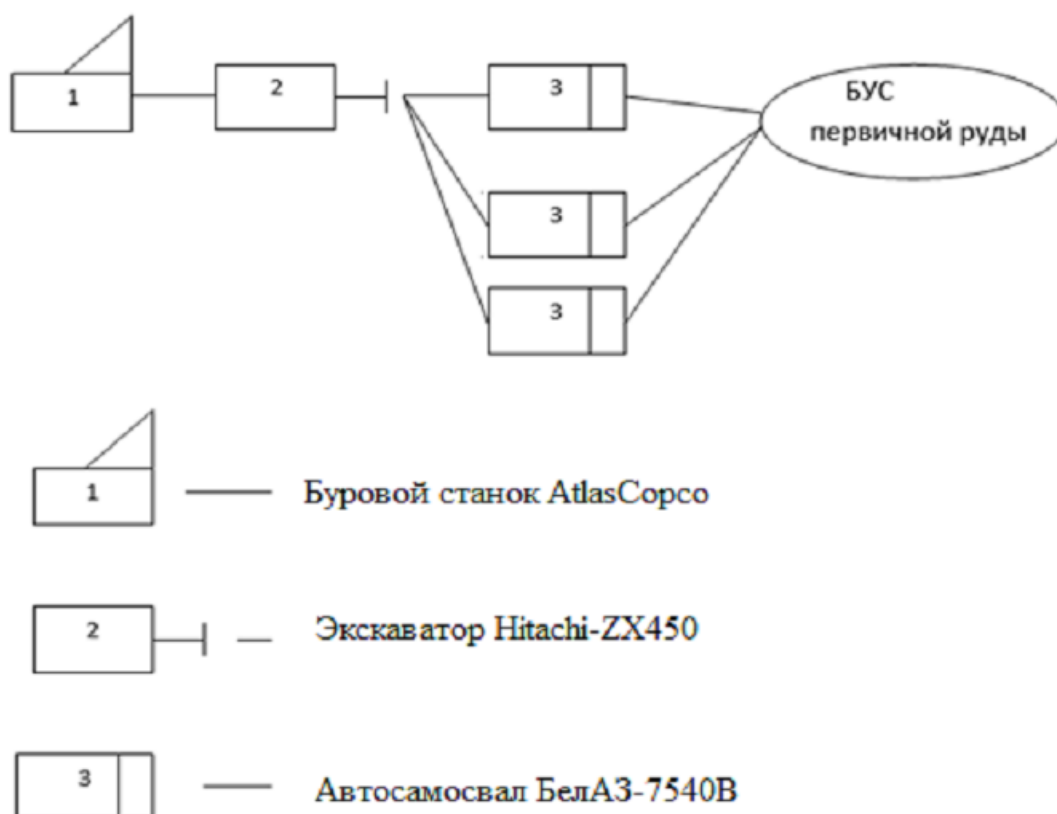


Рисунок 3.3 – Структура комплексной механизации для добычных работ

Породы имеют коэффициент крепости 10-12 (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости 8-20) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки Atlas Corso модели ROC L6, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условиях.

На погрузке горной массы работают исходя из поддержания необходимой производительности, экскаватор Hitachi ZX 450 с емкостью ковша 2,5 м³.

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезные ископаемые. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается большими объемами буровзрывных работ, дальностью транспортирования: на отвал – 2,7 км, на золото-извлекательную фабрику – 12,5 км.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами БелАЗ 7540В грузоподъемностью 30т.

Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозеры KOMATSU - D355A и Б-10М.

Кроме того, имеется большое количество вспомогательных машин и механизмов: поливочные машины, которые поливают дороги в карьере, а

также орошают рабочие площадки; маслозаправщики; кабеле намотчики, а также ремонтные машины и механизмы.

3.4 Технология проведения траншей

На северной части месторождения проектом принята технология проведения траншей транспортным способом с применением БВР. Для экскавации применяют HITACHI ZX-450H, бурения скважин используются буровые станки AtlasCopcoROC L6, транспортирования пород производятся автосамосвалами БелАЗ-7540В. Основные параметры технологии проведения траншей принимаем по предприятию:- аналогу;

- высота уступа – 10 м;
- угол откоса борта траншеи – 65-70 град.;
- ширина траншеи по дну – 23 м;
- минимальная ширина рабочей площадки – 25 м;
- уклон траншеи – 100 ‰.

Вычисляется объем въездной траншеи, м³:

$$V_{В.Т.} = \frac{H_y^2}{i_p} \cdot \left(\frac{b_{\min}}{2} + \frac{H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{3} \right) + H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha \cdot \left(\frac{b_{\min}}{2} + \frac{\pi \cdot H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{6} \right), \quad (3.1)$$

$$V_{В.Т.} = \frac{10^2}{0,1} \cdot \left(\frac{23}{2} + \frac{10 \cdot \operatorname{ctg} 70}{3} \right) + 10 \cdot \operatorname{ctg} 70 \cdot \left(\frac{23}{2} + \frac{3,14 \cdot 10 \cdot \operatorname{ctg} 70}{6} \right) = 12758$$

где H_y – высота уступа, м; $b_{\min}$ – ширина траншеи по дну, м; i_p – уклон траншеи, ‰; α – угол откоса борта траншеи, град.

Ширина всех траншей по дну принимается 23 м, из условия кольцевого разворота автомобиля, при проходке, размещения водоотводных канавок и труб водоотлива.

Объем разрезной траншеи, м³:

$$V_{Р.Т.} = (B_{\min} + H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha) \cdot H_y \cdot L_{\Phi}, \quad (3.2)$$

$$V_{Р.Т.} = (25 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 70) \cdot 10 \cdot 180 = 51552$$

где L_{Φ} – длина фронта работ, м;

Объем работ по разносу уступов для создания подготовленных запасов, м³:

$$V_p = (P_p + B_{\min}) \cdot H \cdot L_{\Phi} = (1,5 + 25) \cdot 10 \cdot 180 = 47700 \quad (3.3)$$

где P_p – ширина полосы подготовленных запасов, м; - минимальная ширина рабочей площадки, м.

Общий объем горно-подготовительных работ, тыс. м³:

$$V_{\text{ГПР}} = V_{\text{В.Т.}} + V_{\text{Р.В.}} + V_p = 12,7 + 51,5 + 47,7 = 112 \quad (3.4)$$

Рассчитаем время проходки траншей, лет:

$$t_{\text{В.Т.}} = \frac{V_{\text{В.Т.}}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{12758}{505080} = 0,022 \quad (3.5)$$

где $t_{\text{В.Т.}}$ – время проходки въездной траншеи, лет; $Q_{\text{Э.ГОД}}$ – годовая производительность экскаватора, м³/год.

$$t_{\text{Р.Т.}} = \frac{V_{\text{Р.Т.}}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{51552}{505080} = 0,09 \quad (3.6)$$

где $t_{\text{Р.Т.}}$ – время проходки разрезной траншеи, лет;

$$t_{\text{Р.Б.}} = \frac{V_{\text{Р.Б.}}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{47700}{505080} = 0,083 \quad (3.7)$$

где $t_{\text{Р.Б.}}$ – время по разному бортов траншеи, лет.

Определим время подготовки горизонта, лет:

$$T = t_{\text{В.Т.}} + t_{\text{Р.Т.}} + t_{\text{Р.Б.}} = 0,022 + 0,09 + 0,083 = 0,19 \quad (3.8)$$

Рассчитаем возможную величину годового понижения горных работ, м/год:

$$h_0 = \frac{h}{T} = \frac{10}{0,19} = 51 \quad (3.9)$$

3.5 Система разработки

Систему разработки принимают с учетом следующих факторов:

- угла падения залежи;
- крепости пород и полезного ископаемого;
- глубины залегания полезного ископаемого;
- мощности покрывающих глинисто-песчаных пород;
- требуемой производительности карьера и т.д .

Система разработки-это порядок производства горных работ,обеспечивающтх экономичную и безопасную эксплуатацию карьера заданной производственной мощностью при рациональном использовании запасов месторождения.

Систему разработки выбирают на основе изучения и анализа свойств пород и условий залегания полезного ископаемого,с учетом крепости пород и угла падения залежи,глубины залегания полезного ископаемого,мощности наносов и т.д.

При разработке наклонных и крутых залежей горно-подготовительные работы ведутся как в период строительства, так и при эксплуатации карьера для создания фронта добычных и вскрышных работ. В состав горно-подготовительные работы в эксплуатационный период входят вскрытие и нарезка новых горизонтов. Система разработки при наклонных и крутых залежах характеризуется порядком выполнения вскрышных, добычных, горно-подготовительные работы. Такие системы называются углубочными.

По направлению подвигания фронта горных работ в плане системы разработки применяется – односторонняя, при которых рабочая зона охватывает все борта по периметру карьера и разработка производится кольцевыми полосами от центра к границам карьерного поля или от границ к центру . В работе [7] В.В. Ржевский определяет интервал возможных значений ширины рабочей площадки $Шр.п$ пределами:

Обоснование ширины рабочей площадки, м:

$$Шр.п = B + c + a + Л + b_n = 25 + 1 + 6 + 3,7 + 2 = 38 \text{ м} \quad (3.10)$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м; c – расстояние от нижней бровки развала до кромки проезжей части автодороги, м; a – ширина проезжей части автодороги, м; b_n – ширина призмы обрушения, м; $Л$ – ширина полосы подготовленных запасов, м.

$$Л = \frac{\mu \cdot A_p}{L_p \cdot n_0 \cdot h} = \frac{0,06 \cdot 110000}{180 \cdot 1 \cdot 10} = 3,7 \quad (3.11)$$

где μ – нормативный коэффициент резерва запасов руды; A_p – годовая производительность по руде, м³; L_p – длина залежи, м; n_0 – количество добычных уступов, находящихся в одновременной разработке

3.6 Подготовка пород к выемке

Основными производственными процессами при работе карьера являются :

- подготовка пород к выемке;
- выемочно-погрузочные работы;
- транспортирование горной массы;
- отвальные работы;
- складирование полезного ископаемого.

$$П_p = 0,005 \cdot K_m \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 0,5\gamma, \quad (3.12)$$

$$П_p = 0,005 \cdot 0,7 \cdot (1200 + 60 + 140) + 0,5 \cdot 2,68 = 6,3$$

где $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости; $\sigma_{сж}, \sigma_p, \sigma_{сдв}$ – временные сопротивления пород, на сжатие, растяжение и сдвиг, МПа; γ – плотность пород, т/м³.

Показатель трудности бурения:

$$П_б = 0,007 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \cdot \gamma, \quad (3.13)$$

$$П_б = 0,007 \cdot (1200 + 140) + 0,7 \cdot 2,68 = 11,3$$

Удельный эталонный расход эталонного ВВ:

$$q_э = 0,02 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{рас}) + 2 \cdot \gamma, \quad (3.14)$$

$$q_э = 0,02 \cdot (1200 + 60 + 140) + 2 \cdot 2,68 = 32,4$$

По классификации в зависимости по трудности разрушения данные породы относятся к II классу - легкоразрушаемые породы. По показателю буримости породы относятся к III классу – труднобуримые. По показателю взрываемости породы относятся к IV классу – весьма трудновзрываемые. Исходя из трудности бурения и высокой крепости пород (по шкале Протодяконова $f=8-15$) на карьере Суздаль применяем станки

пневмоударного бурения AtlasCorso модели ROC L6, с диаметром долота 105 мм. на подшипниках с телами качения типа “К” – крепкие породы.

Рассчитываем оптимальный размер куска взорванной горной массы, м:

$$d_{cp.o} = (0,15 \div 0,2) \cdot \sqrt[3]{E} = (0,2) \cdot \sqrt[3]{2,5} = 0,27 \quad (3.15)$$

где E – вместимость ковша принятой модели экскаватора, м³.

Принимаем угол наклона скважин к горизонту равным 90°.

В соответствии с рекомендациями «Гипроруда» принимаем углы откоса уступов:

- рабочего уступа—70°.

- нерабочего уступа—55°.

Определяем диаметр скважины, мм:

$$d_c = K_{pc} \cdot d_d = 1,1 \cdot 105 = 115 \quad (3.16)$$

где K_{pc} – коэффициент расширения скважин при бурении; d_d – диаметр долота, мм.

Рассчитываем глубину перебура, м:

$$l_n = 0,2 \cdot h = 0,2 \cdot 10 = 2 \quad (3.17)$$

где h – высота уступа, м.

Вычисляем длину скважины, м:

$$L_{скв} = \frac{h}{\sin \beta} + l_n = \frac{10}{\sin 90} + 2 = 12 \quad (3.18)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту (β = 90°).

Техническая скорость бурения выбранного станка с учетом величины П_б, м/ч:

$$V_{б} \approx \frac{0,5 \cdot 10^{-3} \cdot W \cdot n_y}{K_1 \cdot П_{б} \cdot d_k^2 \cdot K_{ф}} = \frac{0,5 \cdot 10^{-3} \cdot 150 \cdot 23}{1 \cdot 11,5 \cdot 0,105^2 \cdot 1,1} = 13,2 \quad (3.19)$$

где W – энергия единичного удара, Дж; n_y – число ударов коронки, с-1; K₁ – коэффициент, учитывающий диапазон изменения П_б (при П_б = 10 ÷ 14, K₁ = 1); d_k – диаметр коронки (долота), м; K_ф – коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (при крестовых K_ф = 1,1); P_о – усилие подачи (P_о =

300 кН); n_0 – частота вращения бурового става ($n_0 = 2 \text{ с}^{-1}$); d_p – диаметр долота ($d_p = 0,269 \text{ м}$).

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка, м/смену:

$$Q_{\bar{6}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пер}}}{t_0 + t_B} = \frac{11 - 0,9}{0,08 + 0,05} = 81 \quad (3.20)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены ($T_{\text{см}} = 11 \text{ ч}$); $T_{\text{пер}}$ – длительность ежесменных перерывов в работе $0,9 \div 1,3 \text{ ч}$; t_0 – основное время бурения 1м скважины, ч; $t_0 = 1/V_{\bar{6}}$, ч; t_B – затраты времени на выполнение вспомогательных операций при бурении 1м скважины, ч.

Величину $t_{\bar{6}}$ принята по материалам фирмы AtlasCorso ROC L6. Она составляет 0,05 ч/м.

Ежесменные простои буровых станков обусловлены необходимостью выполнения подготовительно – заключительных операций, регламентированными перерывами, аварийными остановками и ремонтами, сверхнормативными затратами времени на технологические операции.

$$Q_{\bar{6},\bar{2}} = Q_{\bar{6}} \cdot N_{p.c.} = 81 \cdot 515 = 41715 \quad (3.21)$$

где $N_{p.c.}$ – число рабочих смен бурового станка в течение года с учетом их целосменных простоев, вызванных плановыми и неплановыми ремонтами и другими видами организационных и эксплуатационно-технологических перерывов, 515 ед.

В соответствии со свойствами пород выбираем тип ВВ Эмульсолит П-А20. Вычисляем проектный удельный расход ВВ, кг/м^3 .

$$q_n = q_{\bar{3}} \cdot K_{BB} \cdot K_D \cdot K_T \cdot K_V \cdot K_3 \cdot K_{OP} = 0,034 \cdot 1 \cdot 1,85 \cdot 1,4 \cdot 1,15 \cdot 0,95 \cdot 6 = 0,57 \quad (3.22)$$

$q_{\bar{3}}$ – удельный эталонный расход эталонного ВВ, кг/м^3 ; K_{BB} – переводной коэффициент ВВ; K_D – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; K_V – коэффициент, учитывающий влияние объема взрывааемой породы; K_3 – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда; K_3 – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда; K_{OP} – коэффициент, учитывающий местоположение заряда и число (свободных) поверхностей взрывааемой части массива.

Значение K_D можно установить по формуле [16]:

$$K_d = \frac{0,5}{d_{cp.o}} = \frac{0,5}{0,27} = 1,85 \quad (3.23)$$

где $d_{cp.o}$ – средний оптимальный размер куска взорванной породы, м.

Коэффициент K_T для конкретных условий:

$$K_T = 1,2 \cdot l_{cp} + 0,2 = 1,2 \cdot 1 + 0,2 = 1,4 \quad (3.24)$$

где l_{cp} – средний размер структурного блока в массиве, м.

Величина K_V зависит от высоты взрываемого уступа. Для уступов высотой до 15 м:

$$K_V = \sqrt[3]{\frac{15}{h}} = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1,15 \quad (3.25)$$

где h – высота уступа, м.

Конструкцию заряда. Принимаем сплошной колонковый заряд.

Рассчитываем длину забойки. Качественная забойка позволяет существенно улучшить качество взрываемых пород. Уменьшение величины забойки опасно преждевременным выбросом продуктов взрыва и снижением эффективности взрывных работ. Однако чрезмерное опускание забойки резко ухудшает качество взорванных пород, особенно крупноблочного строения.

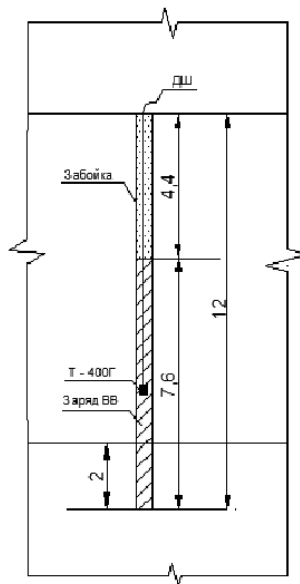


Рисунок - 3.3. Конструкция заряда

При ведении взрывных работ с перебуром, длина забойки для сплошного колонкового заряда равна, м:

$$l_z = l_{пер} + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot \Gamma_{cp}^{0,5} \cdot \Delta^{0,5}, \quad (3.26)$$

$$l_3 = 2 + 11,3 \cdot 0,11^{0,75} \cdot 0,7^{-0,5} \cdot 1,3^{0,5} = 4,4$$

где ρ – плотность ВВ, г/см³; l_{cp} – средний размер структурного блока в массиве, м; $l_{п}$ – длина перебура, м; d_c – диаметр скважины, м.

Вычисляем расчетную длину заряда, м:

– сплошной колонковый заряд:

$$l_{BB} = L_{скв} - l_3 = 12 - 4,4 = 7,6 \quad (3.27)$$

где $L_{скв}$ – длина скважины, м.

Выбираем тип промежуточного инициатора (шашки-детонатора). Исходя из рекомендаций, выбираем шашки-детонаторы с большой иницирующей способностью ТГ – 400Г, предназначенную для инициирования обводненных скважинных зарядов, гранулоотола, алюмотола, граммонитов и водонаполненных ВВ.

4. Специальная часть

4.1 Выемочно-погрузочные работы

На карьере Суздаль в качестве основного выемочно- погрузочного оборудования на вскрышных и добычных работах применяют экскаваторы Hitachi ZX-450H.

Находим относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород [19]:

$$\Pi_{э,р}=0,022 \cdot \left[\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{K_p^9} \right] \quad (4.1)$$

$$\Pi_{э,р}=0,022 \cdot \left[2,68 \cdot 32 + 0,1 \cdot 60 + \frac{10 \cdot (2,68 \cdot 32 + 0,1 \cdot 60)}{1,3^9} \right] = 3,9$$

где $d_{ср}$ – средний размер куска взорванной горной массы в развале, см;

Породы относятся к 1 классу по экскавируемости.

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации:

$$\Pi_{э,ф} = K_v \cdot K_{тр} \cdot \Pi_{э,р} = 1 \cdot 0,92 \cdot 3,9 = 3,6 \quad (4.2)$$

где K_v и $K_{тр}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Расчет производительности экскаватора HITACHI ZX-450H.

Паспортная производительность, $m^3/ч$:

$$Q_n = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц,п}} = \frac{3600 \cdot 2,5}{30} = 300 \quad (4.3)$$

где, E – вместимость ковша экскаватора, $T_{ц,п}$ - паспортная продолжительность рабочего цикла, с.

Продолжительность черпания мехлопаты, с:

$$t_{ч,ф} = \frac{\Pi_{э,ф}}{\Pi_{э,п}} \cdot t_{ч,п} \cdot K_p = \frac{3,6}{3,9} \cdot 8 \cdot 1,3 = 9,6 \quad (4.4)$$

где, $\Pi_{э,п}$ – паспортный показатель трудности экскавации; $t_{ч,п}$ – паспортное время черпания, с.

Продолжительность поворотных операций, с:

$$t_{п.ф} = t_{п.п} \cdot \frac{\beta_{ф}}{\beta_{п}} = 15 \cdot \frac{120}{90} = 20 \quad (4.5)$$

где, $t_{п.п}$ - паспортная продолжительность поворотных операций, с; $\beta_{ф}$ - фактический угол поворота под разгрузку, град; $\beta_{п}$ - паспортный угол поворота, град.

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф} = 9,6 + 20 + 1,6 = 31,2 \quad (4.6)$$

где, $t_{р.ф}$ – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Принимаем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше и наполнения ковша $K_{р.к}=1,53$ и $K_{н.к}=1,08$. [33, таблица 3.5 и 3.6].

Техническая производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки (НІТАСНІХ-450 $K_{т.в}=0,85$), $m^3/час$:

$$Q_{п} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.а} = \frac{3600 \cdot 2,5}{31,2} \cdot \frac{1,08}{1,53} \cdot 0,95 = 193 \quad (4.7)$$

Сменная эксплуатационную производительность экскаватора, $m^3/час$:

$$Q_{э} = Q_{тех} \cdot K_{н.ом} \cdot K_{у} \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{ур}, \quad (4.8)$$

$$Q_{э} = 193 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 11 \cdot 0,949 \cdot 0,75 = 1098$$

Годовая производительность экскаватора, m^3 :

$$Q_{год} = Q_{см} N_{р.с} = 1098 \cdot 460 = 505080 \quad (4.9)$$

где, $N_{р.с}$ – число рабочих смен экскаватора в течение года с учетом целосменных простоев и ППР.

Рабочий парк экскаваторов, ед:

$$N_{р.э} = \frac{A}{Q_{год}} = \frac{2741500}{505080} \approx 5 \text{ ед.} \quad (4.10)$$

где, $A_{гм}$ – производительность карьера по горной массе, т/год.
Разбиваем развал на две заходки:

$$A_1 = 15\text{м}; A_2 = 14\text{ м} \quad (4.11)$$

Определяем расчетную площадь поперечного сечения развала, м^2 :

$$S_p = K_{p.c} [W + b (n_p - 1)] \cdot h = 1,3 \cdot [5,5 + 5(4 - 1)] \cdot 10 = 230 \quad (4.12)$$

где, S_p – площадь поперечного сечения развала, м^2 ;

$K_{p.c}$ – средний коэффициент разрыхления пород при взрыве.

Уточняют правильность построения профиля развала. Должно выполняться условие:

$$S_1 + S_2 + \dots + S_n = S_p \quad (4.13)$$

$$155 + 75 = 230 \text{ м}^2$$

По каждой заходке задаются величиной коэффициента разрыхления, используя рекомендации В.В. Ржевского [34]: в отброшенной части развала коэффициент разрыхления равен 1,4-1,6, в зоне второго и третьего рядов он уменьшается на 8-10%.

Вычисляют средневзвешенное значение коэффициента разрыхления:

$$K'_{p.c} = \frac{K'_p S_1 + K''_p S_2 + \dots + K^n_p S_n}{S_p} = \frac{1,6 \cdot 75 + 1,2 \cdot 155}{230} = 1,3 \quad (4.14)$$

Сравнивают полученное значение с ранее вычисленной его величиной, должно выполняться условие:

$$K'_{p.c} = K_{p.c}$$

$$1,3 = 1,3$$

С учетом принятой величины коэффициента разрыхления в каждой заходке, вычисляют производительность экскаватора при выемке каждой из заходов.

Заходка 1, ($K_p = 1,6$):

Относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород:

$$\Pi_{э,р}=0,022 \cdot \left[\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{K_p^9} \right] \quad (4.15)$$

$$\Pi_{э,р}=0,022 \cdot \left[3 \cdot 27 + 0,1 \cdot 60 + \frac{10 \cdot (3 \cdot 27 + 0,1 \cdot 60)}{1,6^9} \right] = 2,2$$

где, $d_{ср}$ – средний размер куска взорванной горной массы в развале, см; γ – плотность пород, т/м³; $\sigma_{сдв}$ – временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см²; K_p – коэффициент разрыхления.

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска.

Данная порода в обоих случаях относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с $K_p=1,3$.

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации:

$$\Pi_{э,ф}=K_v \cdot K_{тр} \cdot \Pi_{э,р}=1 \cdot 0,95 \cdot 2,2=2,1 \quad (4.16)$$

где, K_v и $K_{тр}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно, конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла Hitachi-450 $T_{ц,п}=30$ с для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность, м³/час:

$$Q_n = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц,п}} = \frac{3600 \cdot 2,5}{30} = 300 \quad (4.17)$$

где, E – вместимость ковша экскаватора, м³.

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях, с :

$$t_{ч,ф} = \frac{\Pi_{э,ф}}{\Pi_{э,п}} \cdot t_{ч,п} \cdot K_p = \frac{2,1}{2,2} \cdot 8 \cdot 1,6 = 13,3 \quad (4.18)$$

где, $\Pi_{э,п}$ – паспортный показатель трудности экскавации; $t_{ч,п}$ – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций, с:

$$t_{п,ф} = t_{п,п} \cdot \frac{\beta_{ф}}{\beta_{п}} = 15 \cdot \frac{120}{90} = 20 \quad (4.19)$$

где, β_f - фактический угол поворота под разгрузку, град; β_n - паспортный угол поворота, град.

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора, с:

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф} = 13,3 + 20 + 1,6 = 35 \quad (4.20)$$

где, $t_{р.ф}$ – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ($K_{р.к}$) и наполнения ковша ($K_{н.к}$), Hitachi-450 $K_{р.к}=1,53$ и $K_{н.к}=1,8$.

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки (Hitachi-450 $K_{т.в}=0,95$), $m^3/час$:

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} = \frac{3600 \cdot 2,5}{35} \cdot \frac{1,08}{1,53} \cdot 0,95 = 171 \quad (4.21)$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность экскаватора, $m^3/час$:

$$Q_э = Q_{тех} \cdot K_{п.от} \cdot K_y \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{и.р}, \quad (4.22)$$

$$Q_э = 171 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,75 = 1117 m^3$$

где, $K_{пот} = 0,9$ – коэффициент потерь; K_y – коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов $K_y = 0,85$); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических условий ($K_{кл}=0,949$); $K_{и.р}$ – коэффициент использования выемочной машины на основной работе:

Заходка 2, ($K_p=1,2$):

Относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород:

$$\Pi_{э.р} = 0,022 \cdot \left[\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв} + \frac{10 \cdot (\gamma \cdot d_{ср} + 0,1 \cdot \sigma_{сдв})}{K_p^9} \right] \quad (4.23)$$

$$\Pi_{э.р} = 0,022 \cdot \left[3 \cdot 27 + 0,1 \cdot 60 + \frac{10 \cdot (3 \cdot 27 + 0,1 \cdot 60)}{1,2^9} \right] = 4,8$$

где, $d_{\text{ср}}$ – средний размер куска взорванной горной массы в развале, см; γ – плотность пород, т/м³; $\sigma_{\text{сдв}}$ – временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см²; K_p – коэффициент разрыхления.

Классифицируем породу по экскавируемости для среднего оптимального размера куска.

Данная порода в обоих случаях относится к I классу (кусковатость средняя и крупная) по экскавируемости с $K_p=1,3$.

Вычисляем действительный показатель трудности экскавации:

$$P_{\text{э.ф}} = K_v \cdot K_{\text{тр}} \cdot P_{\text{э.р}} = 1 \cdot 0,95 \cdot 4,8 = 4,6 \quad (4.24)$$

где, K_v и $K_{\text{тр}}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

Принимаем паспортную продолжительность рабочего цикла Hitachi-450 $T_{\text{ц.п}}=30$ с для выбранной модели экскаватора и вычисляем его паспортную производительность, м³/час [21]:

$$Q_n = \frac{3600 \cdot E}{T_{\text{ц.п}}} = \frac{3600 \cdot 2,5}{30} = 300 \quad (4.25)$$

где, E – вместимость ковша экскаватора, м³.

Определяем продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях, с:

$$t_{\text{ч.ф}} = \frac{P_{\text{э.ф}}}{P_{\text{э.п}}} \cdot t_{\text{ч.п}} \cdot K_p = \frac{4,6}{4,8} \cdot 8 \cdot 1,2 = 9 \quad (4.26)$$

где, $P_{\text{э.п}}$ – паспортный показатель трудности экскавации; $t_{\text{ч.п}}$ – паспортное время черпания, с.

Рассчитываем продолжительность поворотных операций, с:

$$t_{\text{п.ф}} = t_{\text{п.п}} \cdot \frac{\beta_{\text{ф}}}{\beta_{\text{п}}} = 15 \cdot \frac{120}{90} = 19,5 \quad (4.27)$$

где, $\beta_{\text{ф}}$ – фактический угол поворота под разгрузку, град; $\beta_{\text{п}}$ – паспортный угол поворота, град.

Вычисляем минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора, с:

$$T_{\text{ц.ф}} = t_{\text{ч.ф}} + t_{\text{п.ф}} + t_{\text{р.ф}} = 9 + 19,5 + 1,6 = 30 \quad (4.28)$$

где, $t_{р.ф}$ – фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

Для среднего размера куска породы в развале значения коэффициентов разрыхления породы в ковше ($K_{р.к}$) и наполнения ковша ($K_{н.к}$), Hitachi-450 $K_{р.к}=1,53$ и $K_{н.к}=1,8$.

Определяем техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки (Hitachi-450 $K_{т.в}=0,95$), $m^3/час$:

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в} = \frac{3600 \cdot 2,5}{30} \cdot \frac{1,08}{1,53} \cdot 0,95 = 200 \quad (4.29)$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность экскаватора, $m^3/час$:

$$Q_{э} = Q_{тех} \cdot K_{пот} \cdot K_{у} \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{и.р}, \quad (4.30)$$

$$Q_{э} = 200 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,75 = 1307 \text{ м}^3$$

где, $K_{пот} = 0,9$ – коэффициент потерь; $K_{у}$ – коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов $K_{у} = 0,85$); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических условий ($K_{кл}=0,949$); $K_{и.р}$ – коэффициент использования выемочной машины на основной работе:

Рассчитывают сменное подвигание забоя по каждой заходке, м:

$$Y_{см.i} = \frac{K_{см.i} \cdot Q_{см.i}}{S_i} \quad (4.31)$$

$$Y_{см.1} = \frac{1,6 \cdot 1117}{75} = 24$$

$$Y_{см.2} = \frac{1,2 \cdot 1307}{155} = 10$$

где $i = 1, 2, \dots, n$ – номер заходки; $Q_{э.ci}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора при отработке i -й заходки, m^3 ; $K_{р.ci}$ – откорректированный коэффициент разрыхления пород в i -й заходке.

Определяют затраты времени на отработку каждой из заходов, смен:

$$T_i = \frac{L_{б.в} (1 - K_{о.э})}{Y_{см.i}} \quad (4.32)$$

$$T_1 = \frac{168(1-0)}{24} = 6,25$$

$$T_2 = \frac{168(1-0)}{10} = 15$$

где, $L_{б.в}$ – длина взрывного блока, м; $K_{о.э}$ – доля отработанной части заходки к началу планируемого периода.

Определяют общие затраты времени на экскавацию горной массы в пределах блока, смен:

– при челноковой работе оборудования:

$$t'_3 = \sum_{i=1}^n T_i n_i = 6,25 + 15 = 21,25 \quad (4.33)$$

где n_i – число отрабатываемых заходов, ед.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной дипломной работе были проделаны работы по вскрытию и разработке открытым способом золоторудного карьера «Суздальского месторождения».

В геологической части приведено описание Суздальского золоторудного месторождения, представлены основные характеристики рудных тел, составлена стратиграфическая колонка.

В горной части проекта обоснована структура комплексной механизации, определены параметры карьера, произведены расчеты производственных процессов.

В специальной части проекта была обоснована рациональная глубина карьера. Были произведены расчеты по разделам данного проекта. По первоначальным параметрам карьера рассчитаны основные формулы по вскрытию месторождения, системе разработок, выемочно – погрузочным и горно–подготовительным работам. Так же был осуществлен выбор техники для ведения горных работ.

Принятые решения в дипломном проекте предопределяют ход горных работ и эффективность работы карьерного оборудования. Решения по проектированию проведены в соответствии с нормами и стандартами.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Ракишев Б.Р. Вскрытие и системы открытой разработки: Учеб. Пособие: -Алматы: КазНТУ, 2011.-275с.
- 2 Трубецкой К.Н., Потапов М.Г. и др. Справочник открытые горные работы. – М.: Горное бюро, 2008.
- 3 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 328 с.
- 4.Отчет по преддипломной работе.
5. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. – М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. – 472 с.
- 5 Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. – М: МГГУ, 2001. – 422 с.
6. Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ: учеб. пособие для вузов – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.
7. Ржевский В.В. «Открытые горные работы» часть 1. «Производственные процессы» Учебник для ВУЗов – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва – Недра, 1985. 509 с. 11. Ржевский В.В. «Открытые горные работы» часть 2. «Технология и комплексная механизация» Учебник для ВУЗов – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва – Недра, 1985. 549 с.
8. Мельников В.Н. «Краткий справочник по открытым горным работам» 4е изд., перераб. и доп. М: Недра, 1982, 414 с. 8. Мельников В.Н. Справочник ОГР. 1994. 590 с.
9. Трубецкой К.Н., Краснянский В.В., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. Учебник. М.: Недра,. 2009.-694 с.
10. Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ: учеб. пособие для вузов – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.