

Министерство по инвестициям и развитию Республики Казахстан
Комитет геологии и недропользования
Республиканское государственное учреждение
«Центрально -Казахстанский межрегиональный департамент геологии и
недропользования «ЦентрКазнедра» г. Караганда»
ТОО «Golden Sky»

УТВЕРЖДАЮ:
Генеральный директор ТОО «Golden Sky»

Н.Талдыбаев

2018 года



ПЛАН
горных работ на месторождении Енбекши

Разработчик

Директор ТОО «Таскор Интер»



А. Жанбатыров

Астана. 2018 г

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ	7
1.1 Географо-экономическое положение.....	7
1.2 Краткие сведения об изученности месторождения	Ошибка! Залкада не определена.
1.3 Геологическое строение месторождения	9
1.3.1 Морфология рудных тел	11
1.4 Гидрогеологические особенности месторождения	15
1.4.1 Оценка сложности гидрогеологических условий месторождения	16
1.4.2 Расчет прогнозных водопритоков	17
1.4.3 Качество подземных вод	17
1.4.4 Хозяйственное и техническое водоснабжение.....	18
1.5 Запасы месторождения	19
1.5.1 Состояние запасов по месторождению «Енбекши»	19
1.5.2 Запасы месторождения, принятые для проектирования	20
1.6 Дальнейшее направление разведочных работ.....	21
2 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЯ, СРОК СЛУЖБЫ И РЕЖИМ РАБОТЫ РУДНИКА	23
2.1 Срок службы рудника	23
2.2 Режим работы рудника	24
3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ	24
3.1 Двумя фланговыми вертикальными стволами и этажными квершлагами	25
3.2 Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежащего бока, пройденным с поверхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционно-лифтовым стволом	27
3.3 Принятая схема вскрытия	29
3.4 Подготовка месторождения	31
4 ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ РУДЫ	33
4.1 Выбор системы разработки	33
4.2 Принципы деления промышленных запасов.....	33
4.3 Характеристика системы разработки.....	34
4.3.1 Общие решения	34
4.4 Система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой	35
4.4.1 Горно-подготовительные и нарезные работы блока	35
4.4.2 Определение параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока.....	36
4.4.3 Расчет себестоимости проходки 1 м ³ подготовительно - нарезных выработок.....	41
4.4.4 Обоснование потерь и разубоживания руды для системы разработки с магазинированием руды	45
4.4.5 Технологические параметры для потолкоуступного очистного забоя	49
4.4.6 Технологические параметры для сплошного очистного забоя	51
4.4.7 Расчет себестоимости системы разработки с магазинированием руды для сплошного очистного забоя ($m_p = 2,0$ м).....	53
4.5 Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков.....	55
4.5.1 Очистные работы	56
4.5.2 Кондиционный кусок руды	60
4.5.3 Подготовка и отработка пускового комплекса	60
4.5.4 Горно-подготовительные и нарезные работы блока	61
4.5.5 Определение конструктивных параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока...61	
4.5.6 Обоснование потерь и разубоживания руды для мощности 10 метров	64
4.6 План подготовки запасов подземного рудника.....	66

4.6.1 Обеспеченность рудника вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами	67
4.7 Календарный график отработки месторождения	69
5 СНАБЖЕНИЕ РУДНИКА СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ.....	88
5.1 Система снабжения сжатым воздухом, применяемое оборудование	88
5.2 Сеть сжатого воздуха	89
6 ВОДОСНАБЖЕНИЕ	90
6.1 Источник водоснабжения	90
6.2 Расход воды	90
6.3 Система и схема водоснабжения	91
6.4 Разводящая сеть водопровода	91
6.5 Запорная и регулирующая арматура	92
6.6 Диаметры трубопроводов	92
6.7 Пожаротушение	93
6.8 Пылеподавление	94
7 ВОДООТЛИВ.....	95
7.1 Общие данные	95
7.2 Приток воды	95
7.3 Система и схема водоотлива	95
7.3.1 Общие данные	95
7.3.2 Самотечные водоотливные канавки.....	96
7.3.3 Водосборники и водоотливные установки	97
7.3.4 Временные участковые водоотливные установки.....	97
7.3.5 Главные водоотливные установки	99
7.3.6 Насосные агрегаты	99
7.3.7 Сеть трубопроводов: всасывающий, сборный и нагнетательный.....	100
7.3.8 Запорная, предохранительная арматура	102
7.3.9 Приборы контроля и управления.....	102
7.3.10 Грузоподъемное оборудование.....	102
8 ВЕНТИЛЯЦИЯ РУДНИКА	103
8.1 Проветривание горно-капитальных выработок на первом этапе строительстве рудника	103
8.2 Общешахтное проветривание.....	104
8.3 Параметры осевого одноступенчатого вентилятора серии ВО-18/10- 1000 РД без направляющего аппарата	105
9 ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИЯ, АВТОМАТИЗАЦИЯ, СИГНАЛИЗАЦИЯ И СВЯЗЬ.....	90
9.1 Основные функции диспетчерской службы рудника	90
9.2 Системы автоматизации	90
9.3 Связь	90
9.4 Виды сигнализации	91
10 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ	92
10.1 Общие сведения	92
10.2 Характеристика электрических нагрузок рудника	92
10.3 Источники электроснабжения	93
10.4 Выбор напряжения подстанций	93
10.5 Схема электроснабжения рудника	94
10.5.1 Общие положения	94
10.5.2 Качество электроэнергии	94
10.6 Выбор оборудования	94
10.7 Электрические сети высокого напряжения	95
10.8 Конструкция подстанций	95
10.9 Защита от атмосферных перенапряжений	97

10.10 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок	98
10.11 Охрана окружающей среды.....	98
10.12 Силовое электрооборудование.....	99
10.12.1Общая часть	99
10.12.2 Выбор пусковой и защитной аппаратуры.....	99
10.12.3 Канализация электроэнергии.....	99
10.12.4 Заземление и молниезащита	100
10.13 Электроосвещение	100
10.13.1Подземные выработки.....	100
10.13.2 Поверхностные потребители	100

11 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И НА НАЧАЛЬНОМ ЭТАПЕ

СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК..... 102

11.1 Открытые горные работы по строительству отвалов и площадок	102
11.2 Взрывные работы на поверхности	103
11.3 Проветривание забоя наклонного транспортного съезда	105
11.4 Противопожарная защита на площадках уклонов и при начальных этапах строительства	106
11.4 Ликвидация пустот	107

12 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ПОВЕРХНОСТИ.....Ошибка! Закладка не определена.

12.1 Основные решения по генплану и транспорту 130

12.2 Архитектурно-строительные решения 132

12.2.1 Местные климатические условия и инженерно-геологические данные	Ошибка! Закладка не определена.
12.2.2. Административно-бытовая зона	132

12 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ..... 110

12.1 Экологические условия разработки 110

12.2 Основные источники и виды воздействия 110

12.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха..... 110

12.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия 112

12.5 Прогнозирование воздействия на растительный и животный мир 112

12.6 Требования в области использования и охраны недр 112

12.7 Санитарно-эпидемиологические требования 113

13 ПРОМЫШЛЕННАЯ И ПОЖАРНАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ..... 117

13.1 Охрана труда 117

13.2 Производственная санитария..... 118

13.2.1 Административно-бытовые помещения	120
13.2.2 Медицинская помощь.....	121
13.2.3 Водоснабжение	121

13.3 Техника безопасности..... 122

13.4 Генеральный план и транспорт..... 123

13.5 Пожарная безопасность..... 124

13.6 Мероприятия по охране и рациональному использованию недр 125

14 ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНО- НАРЕЗНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ	130
14.1 Общие решения.....	133
14.2 Штаты.....	133
15 ЭКОНОМИКА РУДНИКА	137
15.1 Капитальные затраты на строительство рудника	137
15.2 Заработная плата	138
15.3 Затраты на материалы.....	140
15.4 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых	141
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	142

ВВЕДЕНИЕ

Основанием для составления настоящего проекта «План горных работ на месторождении Енбекши», послужил договор №1 от 17 июня 2018 г. между ТОО «Golden Sky» и ТОО «Таскор Интер», утвержденное Техническое задание на выполнение проекта стадии П, также экспертное заключение ГКЗ РК от 18. 07. 2018 г.

В процессе выполнения проектных работ использовались материалы исходных данных для начала проектирования, выданные Заказчиком.

На основании данных материалов, а также в соответствии с действующими нормами и правилами, а также в полном соответствии с согласованными требованиями к проекту произведены все проектные расчеты и выполнены графические материалы.

Пояснительная записка проекта (Книга 1) состоит из 15 разделов: общие сведения о месторождении, геологическая часть, горная часть (подземные горные работы).

В первом разделе изложена географо-экономическая характеристика месторождения и изученность месторождения; во втором – геологическое строение района, стратиграфия, структура рудного поля, геологическая характеристика месторождения, инженерно-геологическое описание и гидрогеологические условия, а также данные подсчета запасов и состояния запасов.

В разделе «Горная часть» (второй, третий и четвертый разделы) изложены технологические и технические решения, их обоснование, расчеты процессов подземной разработки месторождения «Енбекши» и положения проекта по охране недр и геолого - маркшейдерскому обеспечению.

С пятого по девятый разделы выполнены необходимые расчеты и выбраны соответствующие виды оборудования электро-механической, технологической части стационарных установок, обеспечивающих бесперебойную работу процессов подземной разработки месторождения. Кроме того, проектом освещены вопросы управления и автоматизации производственных процессов, обеспечивающих безопасную работу и оперативную локализацию возможных аварийных ситуаций.

В пояснительной записке настоящего проекта (десятый, двенадцатый и тринадцатый разделы) выполнены мероприятия и рекомендации по безопасности жизнедеятельности работников, охране окружающей среды и пожарной безопасности, в результате исполнения которых будут снижены риски травматизма и загрязнения окружающей среды.

В заключительных разделах проектом рассчитаны численность рабочих, служащих и линейного надзора, а также себестоимость добычи руды подземным способом.

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИИ

1.1 Географо-экономическое положение

Месторождение Енбекши расположено в Актогайском районе Карагандинской области на площади трапеции М-43-129-Б, координаты центра участка $48^{\circ}32'$ северной широты и $76^{\circ}22'$ восточной долготы. Ближайшая железнодорожная станция Кеньтюбе находится в 130км. к северо-западу от участка работ и связана с ним грунтовой дорогой. Районный центр с. Актогай расположен в 110км. на юго-запад от участка.

Климат района резко континентальный, максимальные и минимальные температуры колеблются от $+42^{\circ}$ до -39° при среднегодовой $+5^{\circ}$. Среднегодовое количество осадков составляет 120-150мм., преобладающее направление ветров северо-восточное и юго-западное.

Рельеф – типичный мелкосопочник с абсолютными отметками 873-926м. и относительными превышениями от 20м. до 100м., склоны сопок крутые, иногда скальные. Гидрографическая сеть представлена сухими руслами временных водотоков, в верховьях их имеются родники. Восточнее месторождения расположена речка Кусак, приток р. Токрау, в сухое время года она пересыхает, образуя цепочки плесов с солоноватой водой. Источниками водоснабжения служат эксплуатационные гидрогеологические скважины, пробуренные ранее для сельскохозяйственных целей.

1.2 Краткие сведения об изученности месторождения

Участок месторождения выявлен Алматинской аэрогеологогеофизической экспедицией (АГГЭ) по аномалии калиевой природы при проведении аэроспектрометрической съемки масштаба 1:25000 в 1981г. (Жирнов, 1981г.). При заверке этой аномалии силами АГГЭ в 1986г. наземными методами были обнаружены золотоносные кварцево-жильные зоны. Выполненный небольшой объем канавных работ (880м^3) и колонкового бурения (284п.м.) подтвердил наличие рудных тел, были оценены прогнозные ресурсы категории P_2 в количестве 13,75т. золота до глубины 200м. В 1987-88гг. поисково-оценочные работы проводила Балхашская ГРЭ (Горбатенко, 1988г.). В этот период выполнены поисковые маршруты, переопробована часть канав предшественников (68м^3), пройдена одна новая канава (12м^3) и пробурено 689п.м. колонковых скважин. В результате работ подсчитаны запасы золота по условным кондициям при бортовом содержании 2,0г/т. Были выделены до глубины 40м. два подсчетных блока категории C_2 в западной части рудной зоны (ныне рудная зона Надежда) с запасами руды 71,2тыс.т, золота 529,8кг., серебра 1430,5кг., при средних содержаниях в руде 7,4г/т и 20,1г/т, соответственно. Прогнозные ресурсы категории P_1 оценены в 873кг. золота.

Обзорная карта района работ
месторождение Енбекши
масштаб 1 : 200 000

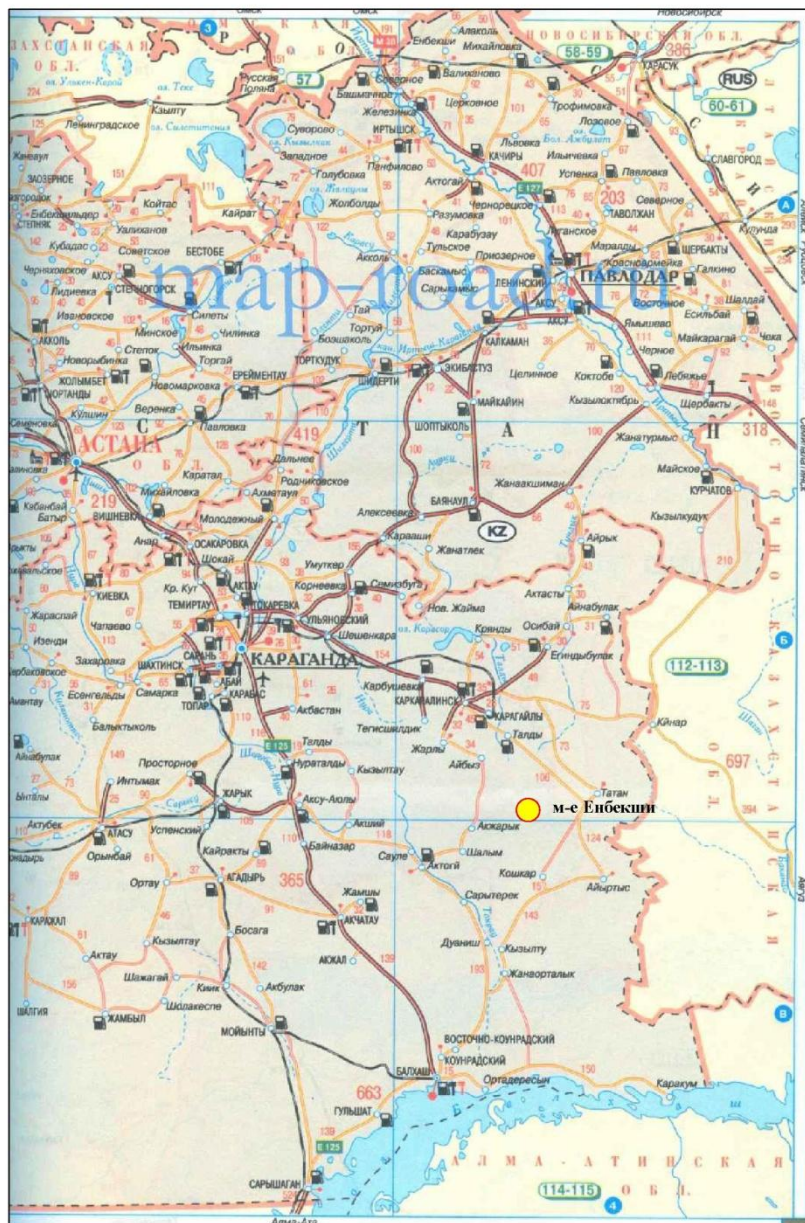


Рис. 1

Первый недропользователь ОАО ГРК «АБС-Балхаш» получил лицензию серии АИ №1545 от 04.03.1999г. на разведку и добычу золотосодержащих руд месторождения с геологическим отводом площадью 27,28км² и в этом же году приступил к проведению геологоразведочных работ. Направление работ и объемы согласовывались с ТУ «Центрказнедра» протоколами №13-ПР от 05.04.99г., №42-ПР от 07.12.99г. и двумя протоколами в 2000г. (от 19.04. и от 13.06).

По завершению первого этапа ГРП был составлен отчет с предварительной оценкой запасов и прогнозных ресурсов, которые были подсчитаны при бортовых содержаниях золота 1,0 и 2,0г/т. для заключения Контракта на недропользование, запасы и ресурсы согласованы НТС ТУ «Центрказнедра» (Протокол №44-Р от 16.03.2000г.) в следующих количествах:

Таблица 1.2.1

Борт, г/т	Категория	Руда, т.т.	Золото		Серебро	
			кг.	Сср., г/т	кг.	Сср., г/т
2,0	C ₂	102,3	1007,5	9,8	-	-
	P ₁	15,9	137,3	8,6	2900	28,4
Итого:	C ₂ +P ₁	118,2	1144,8	9,7	2900	28,4
1,0	C ₂	141,3	1061,7	7,4	-	-
	P ₁	31,9	162,5	5,1	-	-
Итого:	C ₂ +P ₁	173,2	1224,2	7,1	2900	28,4

НТС Управления рекомендовал продолжить разведку месторождения, подсчитать и утвердить запасы золота и серебра. Запасы серебра оценены в отчете на основании тесной корреляционной зависимости металлов по золотосеребряному соотношению.

1.3 Геологическое строение месторождения

Площадь месторождения и рудного поля (в пределах геологической карты масштаба 1:1000) сложена туфами и вулканическими брекчиями, а также лавами андезито-дацитов. Туфогенные породы развиты на северо-востоке и по восточной периферии участка, на северо-западе и юге площади на поверхность выходят лавы андезито-дацитов. Непосредственно висячем боку основной рудной зоны находится блок туфогенных пород, а в лежащем – лавы андезито-дацитов, так что рудная зона локализуется между двумя пачками пород. Интрузивные образования представлены дайкой щелочных гранит-порфиров, протягивающейся в субширотном направлении, но в отличие от рудных тел, она имеет субвертикальное падение. В связи с рудоконтролирующей зоной связаны жильные тела дацитовых порфиров, закартированные в штольне. На восточном фланге рудного поля в зоне субмеридионального разлома известно субвулканическое тело риолитов, превращенное во вторичные кварциты. Разрывная тектоника представлена послерудными сместителями субмеридионального простирания, по которым рудные тела перемещены с горизонтальной амплитудой от 10 до 60м.

Наибольшим же распространением пользуются широтные тектонические структуры, представленные зонами дробления, брекчирования с последующим наложением на них метасоматического и прожилкового окварцевания и рудной минерализацией. Субширотному же направлению подчиняется и трещиноватость пород в лежащем боку рудного тела Надежда (№1), тектонические трещины здесь контролируют тонкие кварцевые прожилки мощностью до 10-20см., несущие золотую минерализацию.

На месторождении широко проявлены процессы гидротермальной переработки пород, выразившиеся в площадной пропилитизации вулканитов, окварцевании, калишпатизации (адуляризации), хлоритизации и карбонатизации пород - вдоль тектонических разломов. Кроме того, вдоль субширотных рудоконтролирующих зон развиваются вторичные кварциты серицитовой фации в виде жильных тел, линз, вторичного окварцевания с последующим наложением кварцевых жил и прожилков рудного этапа. Адуляр образует гнезда в эффузивных породах и слагает кварц-адуляровые прожилки в рудных жилах и метасоматитах.

Рудные тела выполняют широтные разрывные структуры крутого и наклонного залегания. Они сложены кварцевыми, кварцево-адуляровыми метасоматитами с наложенным прожилковым окварцеванием и убогой вкрапленностью пирита, не превышающей 1%, и кварцевыми жилами мощностью от 0,4 до 2,0м. и более, в редких случаях встречены жилы мощностью до 5,5-7,0м. (скв. 37, 35, 33). В собственно кварцевых жилах сульфидная минерализация отмечается еще в меньшем количестве в сравнении с метасоматитами, в то же время содержание металлов в них высокое и достигает двухзначных значений, максимальное – 132,4г/т.

Внутреннее строение рудных тел сложное. В типичном сечении имеются две кварцевые жилы, залегающие в кровле и подошве рудного тела, между ними заключены метасоматически измененные породы с кварцевыми прожилками. Жилы висячего бока чаще отсутствуют, вместо них развита более густая сеть высоко золотоносных кварцевых прожилков. Золотоносность метасоматитов между жилами зависит от степени насыщенности их кварцевыми прожилками, но в целом она невысокая, она зависит также и от их мощности - чем мощнее зона метасоматитов, тем ниже содержание в ней золота. Внешние золотоносные зальбанды жил имеют мощность не более 1м.

Распределение золота в рудных телах неравномерное. Проведенный повариантный подсчет (отчет Данилова В.И 2001г.) показал, что сплошность рудных тел по простиранию при бортовом содержании золота 3,0г/т, даже на участке богатых руд западного фланга рудного тела Надежда, не сохраняется. Сплошность сохраняется при бортовом содержании 2г/т. На участках бедных руд восточного флага сплошность не сохраняется и при 2-х граммовом борте. При подсчете запасов, (по состоянию на 01.01.2016г.) при бортовых содержаниях – 2г/т; 1г/т; 0,5г/т. сплошность рудных тел по борту 2г/т сохраняется в Центральном и Восточном блоке р.т. Надежда (№1). При бортовых содержаниях 1г/т и 0,5г/т подсчетные контура 1г/т и 0,5г/т совпадают и окаймляют подсчетный контур по борту 2г/т с запада и востока,

также по падению на глубину 220-240м. По р.т. Удача (№2) при бортовых содержаниях 1г/т и 0,5г/т, подсчетные контура 1г/т и 0,5г/т совпадают и окаймляют подсчетный контур по борту 2г/т. Сплошность рудных тел по борту 2г/т сохраняется, только в Центральном блоке на глубину 180м. Проведена оценка коэффициентов вариации мощностей и содержаний золота на уровне проб по метасоматитам и по собственно кварцевым жилам, выборки проб взяты по канавам, скважинам, штольни, штрекам, восстающим рудных тел Надежда (№1), Удача (№2), Апофиза (№3). Расчеты приведены в текстовом приложении №1 книги 2, ниже в таблице № 3.2.1 даны итоговые результаты вариационного анализа.

Таблица 3.2.1

Коэффициенты вариации мощности и содержания золота

Выработки	Тип руды	Кол. проб	Средние значения		Коэффициент вариации (%)	
			М, м	Сод. г/т.	Мощн.	Содерж
Канавы	Метасом.	8	1,0	2,6	16,4	79,1
Канавы	Кварц	3	1,2	14,6	8,5	32,6
Скважины	Метасом.	232	1,2	2,3	27,5	93,7
Скважины	Кварц	17	0,9	18,0	4,2	54,8
Штрека	Метасом.	252	0,9	3,2	14,1	77,6
Штрека	Кварц	82	0,9	24,9	2,1	74,3
Штольня	Метасом.	33	0,7	3,9	12,9	50,7
Штольня	Кварц	9	0,7	16,9	4,1	54,9
Восстающие	Метасом.	106	0,9	4,6	10,8	64,6
Восстающие	Кварц	56	1,0	18,5	3,3	48,5

Таблица показывает, что изменчивость содержаний в бедных рудах высокая (коэф. вариации равен 50-93%). Для богатых руд, значение его равно 32-74%. Изменчивость мощностей также значительна, коэффициенты вариации их колеблются от 2% и до 27%. Данные вариационного анализа подтверждают высокую изменчивость оруденения и мощностей.

1.3.1 Морфология рудных тел

К настоящему времени на месторождении известны две промышленные рудные зоны Надежда (№1) и Удача (№2) и, соответственно, два рудных тела, разделенных на ряд тектонических и подсчетных блоков. На западном фланге в лежащем боку р.т. Надежда выделено р.т. Апофиза (№3) небольшой протяженностью по простиранию. К югу от рудного тела Надежда на расстоянии 0,6-1км. прослежена на протяжении 500м. - Южная рудная зона, параллельная Надежде. Где выполнен большой объем канавных работ и пробурено шесть колонковых скважин, однако промышленного оруденения, за исключением нескольких пересечений, в зоне не выявлено (граф. приложение № 2). На северо-восточном фланге месторождения (рудного поля) выделена Северная рудная зона юго-восточного простирания

и СВ падения, она прослежена канавами на 200м., и скважинами разведочного бурения и выделена в отдельном рудно-тектоническом блоке (гр. прил. № 2), предполагается ее доразведка из штреков горизонтов 63м. и 120м. пройденных по р.т. Надежда (№1) (гр. приложение №19).

Рудное тело Надежда (№1), субширотного простирания и изменчивого северного падения, имеет общую протяженность на поверхности 530м., протяженность сохраняется и на разведанных до 220-240м. глубинах. На сегодняшний день после первой апробации запасов в ГКЗ РК, (отчет В.И. Данилова за 2001г.) на месторождении Енбекши из шахты РЭШ-1 глубиной 120м. с горизонтов 63м. и 120м., ОАО ГРК «АБС-Балхаш» была произведена доразведка балансовых запасов категории C_2 до категории C_1 , и частично запасы отработаны. ТОО «GoldenSky» приступило к разведочным работам на рудном поле в 2009г. Основные работы заключались в проходке канав по рудной зоне Южная и др. По рудным телам Надежда (№1) и Удача (№2) проводилась разведка глубоких горизонтов буровыми скважинами, для перевода прогнозных ресурсов P_1 , в категорию C_2 до глубины 220-240м.

Рудное тело Надежда (№1) разбито на два блока дайкой гранит – порфиров, по простиранию на северный и южный блок. Где северный блок р.т. Надежда (№1), в некоторой степени взброшен по отношению к южному блоку по дайке гранит-порфиров, что затрудняет возможность их совместной отработки с горизонта 120м. В плане р.т. Надежда (№1) прослеживается в субширотном направлении на 530м. и делится субмеридианальными разломами на три блока по сместителям. Первый (Западный) блок находится в западной части в пределах, и возможно за пределами профилей 0-1. Второй блок (Центральный) находится в пределах профилей 1-8. Третий блок (Восточный) находится в восточной части р.т. Надежда (№1) и расположен в пределах профилей 8-13, также имеет продолжение от профиля 13 к востоку.

Западный блок отделен от Центрального блока сместителем №1 (азимут падения СВ 65^0 , угол падения 70^0). С поверхности по сместителю №1 смещение на север составляет 5-7м., смещение на горизонте 63м. - 40м., смещение на горизонте 120м. - 50м.

Центральный блок находится между сместителями №1 и №2 (аз.пад. ЮВ $110-115^0$, уг.пад. 70^0). С поверхности смещение на север по сместителю №2 составляет 4-5м., смещение на горизонте 63м. – 10-15м., смещение на горизонте 120м. – 35-40м.

Восточный блок отделен от Центрального блока сместителем №2 и сместителем №3 (аз.пад. 75^0 , уг.пад. 70^0). С поверхности смещение на север составляет 8-10м., смещение на горизонте 63м. – 18-20м., смещение на горизонте 120м. – 18-20м. За сместителем №3 рудное тело имеет продолжение.

Р.т. Надежда (№1) в пределах профилей 0-4 по Южному и Северному блокам имеет крутое падение, от 50 до 80^0 . В пределах профилей 5-12 имеет тенденцию к выполаживанию, в Южном блоке угол падения составляет $35-45^0$, в Северном блоке угол падения $45-50^0$.

Продуктивность Южного блока над дайкой гранит-порфиров, существенно ниже в сравнении с нижележащим Северным блоком под дайкой, особенно в центральной части рудной зоны.

Так на горизонте штольни 63м., в Западном и Центральном рудно-тектоническом блоке руда отбита в профилях 0-3 и 5-8, не доразведанным и не отработанным остался промежуток в профилях 3-5, в виду его сложности для отработки из-за апофизы дайки гранит-порфира. В Восточном рудно-тектоническом блоке, ограниченного сместителями №2 и №3, интервал от сместителя №2 до восстающего №3 пройденный по горизонту 20м. - штольни №1 рудного тела Надежда (№1), характеризуется прерывистостью оруденения по горной выработке. В штольне плотным шагом опробования через 2м. выявлена очень сложная форма рудного тела. Прослежено два рудных интервала протяженностью по 40м. каждый, мощностью до 1м. В первом от устья штольни интервале, рудное тело при бортовых содержаниях 2г/т, распадается на небольшие линзы, к тому же и уровень содержания золота здесь невысокий (4-6г/т). Несколько выдержаннее второй отрезок рудного тела в интервале штольни 85-123м. Здесь прослежена собственно кварцевая жила с содержанием золота в ряде проб от 14,8г/т до 41,3г/т, на мощность 0,3-0,5м., а полная мощность рудного тела не превышает 1м. Рудное тело к тому же разбито поперечными сместителями и безрудной дайкой дацит-липаритовых порфиров. Сложное внутри блоковое строение р.т. Надежда (№1) также можно рассмотреть на примере плотного (через 2м.) опробования полотна карьера на горизонте 12м. На этой глубине рудное тело разбито сместителями на 7 тектонических блоков, длиной от 12-14м. до 28м. Горизонтальные амплитуды перемещения по двум сместителям составляют от 3 до 5м., по другим - существенного смещения нет.

На поверхности этот интервал прослежен канавами (№201- №207) и места сдвижек определяются изгибами рудного тела. Ниже горизонта штольни №1 с горизонта 63м. будет произведена доразведка рудного тела на предмет его промышленной обоснованности. С горизонта 120м. р.т. Надежда (№1) прослежено в центральном блоке в профилях 4-8 . По Южному блоку р.т. Надежда (№1), по всему его простиранию и падению, по всем подсчетным блокам при бортовых содержаниях 2г/т, 1г/т, 0,5г/т, определены следующие средние мощности и содержания: борт 2г/т - мощность 1,3м., ср.сод. 8,8г/т; борт 1г/т - мощность 1,7м., ср.сод. 7,0г/т; борт 0,5г/т - мощность 3,0м., ср.сод. 6г/т. По Северному блоку р.т. Надежда (№1), по всему его простиранию и падению, по всем подсчетным блокам при бортовых содержаниях 2г/т, 1г/т и 0,5г/т, определены следующие средние мощности и содержания: борт 2г/т - мощность 1,8м., ср.сод. 5,7г/т; борт 1г/т - мощность 1,8м., ср.сод. 4,1г/т; борт 0,5г/т - мощность 2,7м., ср.сод. 2,4г/т.

Рудное тело Апофиза (№3) субпараллельно р.т. Надежда (№1) и расположено со стороны лежащего бока р.т. Надежда (№1) на отдалении 5-10м. достаточно разведано и прослежено в Южном блоке в пределах профилей 0-3. В 4-ом профиле оно, скорее всего, не вскрыто. В 5-ом профиле оно прослеживается по скважине Е-27, но содержание золота по нему составляет 0,6г/т. В профиле 6 оно прослежено в двух пересечениях по

скважинам Е-26 с содержанием до 1г/т, в интервале 34,4 - 47,6м., и Е-11 с содержанием 5,8г/т в интервале 37-39м. В пределах 8-го профиля по скважине Е-17, р.т. вскрыто на глубине 53,4-54,2м. с содержанием золота 0,9г/т. В пределах профилей 9-12, р.т. Надежда (№1) и р.т. Апофиза (№3) не разбуривались. В профиле 13, со стороны лежачего бока р.т. Надежда (№1), скважинами Е-15 и Е-16 вскрыты три рудных тела, возможно р.т. Апофиза (№3). При доразведке ортами с горизонтов, р.т. Апофиза (№3) будет прослежено на отрезке между 9 и 12 профилями.

По Южному блоку рудного тела Апофиза (№3), на всем его простирании в пределах профилей 0-4, по всем подсчетным блокам при бортовых содержаниях 2г/т, 1г/т и 0,5г/т, определены следующие средние мощности и содержания: борт 2г/т - мощность 3,6м., ср.сод. 5,2г./т; борт 1г/т - мощность - 3,5м., ср.сод. - 2,1г/т; борт 0,5г/т - мощность 4,8м., ср.сод. 2г/т. По Северному блоку рудного тела Апофиза (№3), на всем его простирании, по всем подсчетным блокам при бортовых содержаниях 2г/т, 1г/т и 0,5г/т, определены следующие средние мощности и содержания: борт 2г/т - мощность 2,4м., ср.сод. 3,1г./т; борт 1г/т - мощность 1,95м., ср.сод. 2,35г/т; борт 0,5г/т - мощность 2,5м., ср.сод. 2г/т.

Рудное тело Удача (№2) расположено севернее вышеописанной зоны Надежда, имеет различное простирание, от субширотного до северо-восточного, и крутое падение к северу под углом от 60° - 85° . Рудное тело прослежено канавами с поверхности в пределах профилей 1-12 и вскрыто скважинами, рудные подсечения на глубинах 230-250м. Горными выработками прослежено и частично отработано на горизонтах 63м. и 120м. По Центральному рудно-тектоническому блоку, в Восточном рудно-тектоническом блоке прослежено траншеей и канавой с поверхности и скважинами до глубины 170м.

Центральный рудно-тектонический блок с западной стороны, скорее всего, будет ограничен сместителем (аз.пад. СВ $65-70^{\circ}$, уг.пад. 70°), который прослеживается в западной части р.т. Надежда (№1) и по всей вероятности смещает так же Центральный рудно-структурный блок (в свое время р.т. Удача (№2) с поверхности за разломом не было вскрыто карьером №2, а на горизонте 120м. уперлось в сместитель). С восточной стороны Центральный блок ограничивается сместителем №1 (аз.пад. ЮВ, 110° уг.пад. 70°). С поверхности Центральный блок смещается к северу на 20-25м., с горизонта 63м. на 55-60м. Восточный рудно-тектонический блок р.т. Удача (№2) ограничивается сместителем №1 (аз.пад. ЮВ 110° , уг.пад. 70°) и сместителем №2 (аз.пад. $110-115^{\circ}$ уг.пад. 70°). С поверхности Восточный блок смещается к северу на 20-25м., с горизонта 63м. на 35-40м. За сместителем №2 рудное тело имеет продолжение.

По рудному телу Удача (№2), на всем его простирании и падении, по всем подсчетным блокам при бортовом содержании 2г/т, 1г/т, 0,5г/т определены следующие средние мощности и содержания: борт 2г/т - мощность 1,4м., ср.сод. 6,2г./т.; борт 1г/т - мощность 2,4м., ср.сод. 4,2г/т.; борт 0,5г/т - мощность 3,2м., ср.сод. 3,6г/т.

В пределах профилей 3-4, р.т. Удача (№2) срезается дайкой гранит – порфиоров в приповерхностной части и не имеет выхода на дневную поверхность.

В пределах профиля 5 на 120 горизонте р.т. Удача (№2) и р.т. Надежда (№1) почти сливаются. В профиле 6 сливаются. Далее рудное тело отклоняется на северо-восток. Поэтому р.т. Удача (№2) было разведано и отработано с откаточного горизонта 120м. р.т. Надежда (№1).

Выводы

1. Месторождение Енбекши, залегающее в вулканогенной толще среднего-верхнего карбона, относятся к вулканогенному типу золото-серебряной кварц-адуляровой формации. Верхнюю возрастную границу, очевидно, следует считать нижнюю пермь, поскольку дайка щелочных гранит-порфиоров топарского комплекса является пост рудной.

2. Месторождение является небольшим по запасам – до 5,0т. золота и 10,0т. серебра со средними содержаниями металлов в руде 4-7г/т и 8-14г/т, соответственно. Характеризуется сложным геологическим строением, небольшими площадными размерами рудных тел и высокой изменчивостью, как по мощности, так и по содержанию металлов. Характерна также высокая изменчивость в залегании рудных тел в плане и на глубину.

3. ГКЗ РК отнесло месторождение Енбекши к третьей группе сложности по геологическому строению. Обобщая весь предыдущий материал по разведке месторождения до 2001г. и весь имеющийся фактический материал по данным буровой и подземной разведки на 2016г., вскрылись значительные дополнительные факторы, которые значительно усложняют разведку и отработку месторождения Енбекши, и которые не до конца были отражены в первом отчете в силу недоразведанности на тот период. В связи с чем, авторы настоящего отчета просят пересмотреть Комиссию ГКЗ РК свое первое заключение и отнести это месторождение по сложности геологического строения для целей разведки к 4-ой группе месторождений, типу кварцевых жил, линз, гнезд и непротяженных линейных тел кварцевых метасоматитов.

1.4 Гидрогеологические особенности месторождения

В пределах месторождения преимущественным развитием пользуются трещинные и трещинно-жильные подземные воды осадочно-вулканогенных намюрских-среднекаменноугольных образований. Трещинный тип вод связан с экзогенной трещиноватостью пород, глубина проникновения которой достигает 50м., трещинно-жильный тип приурочен к маломощным зонам дробления пород тектонического происхождения и может вскрываться до глубины 100-120м. и более. В зависимости от литологии пород и их устойчивости к выветриванию, отличие можно установить только по характерным тектоническим признакам. Маломощные рыхлые четвертичные делювиально-пролювиальные отложения, развитые в межсочных логах и

понижениях, значительных скоплений подземных вод не содержат и какой-либо роли в гидрогеологических условиях месторождения не играют.

Водоносная зона трещиноватости преимущественно вулканогенных намюрских-среднекаменноугольных пород ($C_{1n}-C_2$) развита на всей площади месторождения и окружающих его площадях. Водовмещающие породы представлены дацитовыми и андезитовыми лавами их туфами, конгломератами. Для пород характерна активная трещиноватость до глубины 30-50м., а в зонах тектонических нарушений она достигает 100-120м. Обводненность пород очень неравномерная, дебиты скважин изменяются от 0,5 до 5,4л/с при понижении уровня до 32м., наиболее характерные дебиты 0,5-2,5л/с. Для площади развития вулканогенных пород, при значительной расчлененности рельефа и хорошей обнаженности, характерны многочисленные выходы подземных вод на поверхность в виде родников с расходами до 0,2л/с и мочажин. В зависимости от рельефа глубина залегания подземных вод изменяется от 0,0 до 28,5м. По степени минерализации подземные воды от ультрапресных до пресных, сухой остаток не превышает 0,5-0,7г/дм³, по химическому составу воды от гидрокарбонатных кальциевых до сульфатно-гидрокарбонатных натриево-кальциевых. Формирование запасов и химического состава подземных вод происходит за счет инфильтрации атмосферных осадков. Общие климатические, геоморфологические и литологические особенности территории в совокупности с хорошей обнаженностью пород создают благоприятные условия для накопления подземных вод, а хорошая дренируемость территории способствует формированию вод хорошего качества, соответствующих требованиям СанПиН "питьевая вода". В целом, за счет рассматриваемых подземных вод вулканогенных пород, возможно решение всех водохозяйственных и технологических проблем горнорудного предприятия, поскольку имеющиеся альтернативные источники водоснабжения в аллювиальных четвертичных отложениях долин рек Актайлак и Кусак располагаются на значительном расстоянии от рудника.

1.4.1 Оценка сложности гидрогеологических условий месторождения

По результатам многолетних наблюдений в пределах горнорудных районов Центрального Казахстана С.Ж. Жапархановым разработана «Классификация месторождений твердых полезных ископаемых по условиям их обводненности». Согласно этой классификации, месторождение приурочено к участкам развития высокого мелкосопочника с абсолютными отметками 886,4-990,5м. разделенного широкими логами с временными водотоками на отдельные гряды и постепенным понижением высот к бортам логов до 775-812,3м. Постоянные водотоки на площади рудного поля, участвующих в обводнении месторождения, отсутствуют. Атмосферные осадки выпадают в пределах 150-350мм. в год. В геологическом строении принимают участие палеозойские осадочно-вулканогенные породы с

коэффициентами фильтрации до 0,1м/сутки, хорошо обнажены, дислоцированы, с зонами разломов и смятий. Геолого-гидрогеологические условия в верхней части месторождения простые, водопритоки в выработки не превышают 25м³/час, запасы подземных вод быстро срабатываются. При достижении местного базиса эрозии (абс. отметка 800м.), водопритоки в систему горных выработок могут достигать 200-400м³/час и носят более стабильный характер. Эксплуатация месторождения не вызовет особых затруднений из-за величины водопритоков, но требует проведения специальных мероприятий по отводу шахтных вод за пределы рудного поля в целях предотвращения их инфильтрации в горные выработки. Примеры месторождений такого типа: Карагайлы, Кеньтюбе, Кайракты, Алайгыр, Жаур и др. Вышеприведенные данные о климатических, геоморфологических и геолого-гидрогеологических условиях района месторождения позволяет отнести его ко II типу.

1.4.2 Расчет прогнозных водопритоков

Гидрографическая сеть представлена сухими руслами временных водотоков, в верховьях логов отмечаются родники с непостоянными дебитами. Водоупорами подземных вод служат засоленные глины неогеновой системы, поэтому почвенно-грунтовые воды в той или иной степени засолены. По данным гидрогеологических исследований отчетного периода подземные воды месторождения гидрокарбонатно-сульфатные, натриево-кальциевые или сульфатно-гидрокарбонатные, сухой остаток составляет от 260 до 500 мг/л, воды мягкие, их можно применять в технических целях и в любых энергетических установках. Они пригодны для хозяйственно-питьевого водоснабжения за исключением шахтных вод, в которых содержание нитратов превышают норму в три раза (за счет буровзрывных работ), эти воды пригодны лишь для технических целей.

Максимальный водоприток в подземные горные выработки определен в 148м³ в час, большая его часть используется для технических целей, в том числе на пылеподавление в теплое время года, излишек будет сбрасываться в пруд-испаритель.

1.4.3 Качество подземных вод

Характеристика качества подземных вод месторождения приводится по данным их опробования из поисковых гидрогеологических скважин и при проходке горных выработок. Подземные воды, находящиеся в благоприятных условиях формирования, по степени минерализации относятся к весьма пресным, сухой остаток колеблется от 260 до 507мг/дм³, по химическому составу от гидрокарбонатно-сульфатных натриево-кальциевых до сульфатно-гидрокарбонатных натриево-кальциевых. Катионный состав в воде стабильный и незначительные колебания связаны с петрографическим составом пород. Изменения в анионной группе

увязываются с наличием сульфидной минерализации в водовмещающих породах, вследствие чего отмечается общее отклонение воды в сторону кислых (рН 6,2-6,8). По степени жесткости подземные воды относятся к мягким и пригодны для применения в любых теплоэнергетических установках. В силу слабой техногенной нагрузки на территорию подземные воды в бактериологическом отношении здоровые. Появление в составе подземных вод нитратов в количестве 130-135 мг/дм³ (допустимое содержание 45 мг/дм³) связано с проведением буровзрывных работ в горных выработках, что может оказать негативное влияние на близко расположенные к шахтному полю источники хозпитьевого водоснабжения или нитратному загрязнению близлежащих водоносных горизонтов или комплексов при инфильтрации в них шахтных вод. Коррозионную агрессивность подземных вод по содержанию ионов сульфата, хлора, магния и водородному показателю по отношению к бетону, металлическим конструкциям, стальным, свинцовым и алюминиевым оболочкам кабелей следует отнести к низкой.

Содержания отдельных компонентов в подземных и шахтных водах приведены в табл. 5.5.1, согласно которой, их величины не превышают допустимых концентраций СанПиН 3.01.067.97 "питьевая вода", за исключением шахтных вод при повышенном в 3 раза содержанием нитратов, что исключает применение их для питьевого водоснабжения и не исключает возможность использования в бытовых и технологических нуждах.

1.4.4 Хозпитьевое и техническое водоснабжение

Хозпитьевое водоснабжение планируется осуществлять за счет Кусакского месторождения подземных вод, расположенного в 15 км от участка, объем потребляемой воды для этой цели определен в 45-50 м³/сутки. Такое же количество бытовых сточных вод по сети местной канализации будет отводиться на установку очистки сточных вод, а затем в пруд-испаритель. Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что планируемая система водоснабжения и водооборота обеспечит минимальное негативное воздействие на подземные воды и поверхностные водоемы.

Техническое водоснабжение должно базироваться на использовании откачиваемых шахтных вод в технологическом цикле.

Из имеющихся в районе месторождений подземных вод с утвержденными эксплуатационными запасами следует указать:

- Кусакское месторождение, разведенное в 1987г. для оазисного орошения в долине р.Кусак. Расположено в 15км. на восток от месторождения, эксплуатационные запасы утверждены в количестве 66,2тыс.м³/сутки (протокол ТКЗ №507 от 30.01.87г.), в т.ч. по категориям А-20.3; В-34.3 и С₁-11.6тыс.м³/сутки.

- Актайлякское месторождение, разведенное в 1987г. для хозпитьевого водоснабжения в долине р. Актайляк. Расположено в 14км. на восток от

месторождения, эксплуатационные запасы утверждены в количестве 22,4тыс.м³/сутки (Протокол ТКЗ №507 от 30.01.87 г.).

Ожидаемый максимальный водоприток на глубинах до 240 м составит 124-200 м³ в час и не потребует больших капитальных затрат для водоотлива.

Водоотведение шахтных вод, количество которых превышает потребность горнорудного предприятия в технической воде, по трубопроводу перебрасывается в пруд-испаритель, обустроенный в межсопочном логоу в 1км. к югу от месторождения. Также намечается обустройство второго пруда испарителя в 2км. к востоку от месторождения, где имеется развитие водоупорных неогеновых глин, исключающих возможность инфильтрации шахтных вод в продуктивные водоносные горизонты и их загрязнение.

1.5 Запасы месторождения

1.5.1 Состояние запасов по месторождению «Енбекши»

Повариантный подсчет запасов на месторождении Енбекши выполнен методом геологических блоков, по вариантам бортового содержания 0,5г/т, 1,0г/т, 2,0г/т. Схемы блокировки запасов приняты в проекции на вертикальную плоскость.

Выбор значений минимальной мощности рудных тел, максимальной мощности пустых прослоев в кондициях для подсчета запасов сделан на основе анализа статистических, геологических, горнотехнических и характеру распределения золота в рудных телах и структуре рудоносной зоны.

Оконтуривание и подсчет запасов производились отдельно по каждому варианту бортового содержания. Построение разрезов и блокировок, оконтуривание рудных сечений, расчет площадей, объемов горной массы проведены в программах AutoCad2014.

Способ разработки месторождений обоснованно принимается подземным.

Производительность рудника месторождения Енбекши, а также потребность в рудничном автотранспорте и вспомогательном оборудовании рассчитаны по вариантам оценки. Цена на золото 38,2 \$/г и серебра - 0,66\$/г принятая в расчетах определена исходя из десятилетней динамики.

Руда месторождения «Енбекши» по своему составу не относится к упорным рудам, сравнительно легко цианируется и может перерабатываться на ЗИФ месторождения Таскара по технологии «уголь в пульпе» с получением отвальных хвостов.

Результаты геолого-экономической оценки запасов месторождения Енбекши свидетельствуют, что положительный эффект от разработки месторождения достигается при значении бортового содержания золота 1,0 г/т, рентабельности 16,4 %, чистая прибыль составит 12875159 тыс.тг, срок окупаемости 2,9 лет, срок обеспеченности запасами 14 лет.

1.5.2 Запасы месторождения, принятые для проектирования

К проектированию приняты запасы месторождения «Енбекши» по состоянию на 1 января 2016 года.

ЦК МКЗ рекомендовало ЕКЗ РК утвердить, для подсчета запасов золотосеребряных руд в контуре подземной отработки месторождения Енбекши, следующие параметры промышленных кондиций:

- Бортовое содержание золота в пробе - 1,0г/т;
- Минимальное промышленное содержание золота в подсчетном блоке - 1,6г/т, в блоках попутной добычи - 1,4г/т;
- Минимальная мощность рудных тел, для крутопадающих и наклонных рудных тел - 1,0 м;
- Минимальное содержание золота в краевой выработке для оконтуривания запасов по простиранию и падению - 1,0 г/т;
- Мощность безрудных прослоев, включаемых в рудный контур - 3,0 м;
- К забалансовым относить блока с содержанием золота от 1,1 г/т до 1,6 г/т, оконтуренные при минимальном содержании в краевой выработке 1,0 г/т на минимальную мощность рудного тела (при меньшей мощности, но высоком содержании использовать соответствующий метропроцент).

Запасы золото-серебряных рудместорождения Енбекши по состоянию на 01.01.2016 год, подсчитанные по рекомендуемому варианту кондиций, с учетом оставшихся неотработанных запасов, в следующих количествах:

Полезное ископаемое	Ед. изм.	Балансовые запасы по категории:		Забалансовые запасы
		C ₁	C ₂	
Всего по месторождению				
Руда	тыс.т	274,7	695,5	128,6
Золото	кг	1830	2244,7	151,2
Ср. содержание по золоту	г/т	6,66	3,23	1,17
Серебро	т	3,5	4,3	0,3
Ср. содержание по серебру	г/т	12,7	6,2	2,3
в том числе:				
Рудное тело - 3 (Апофиза)				
Руда	тыс.т		292,4	1,2
Золото	кг		896	1,4
Ср. содержание по золоту	г/т		3,1	1,1
Серебро	т		1,7	0,003
Ср. содержание по серебру	г/т		5,8	2,1
Рудное тело - 2 (Удача)				
Руда	тыс.т	114,4	146,5	57,7
Золото	кг	725,4	350,2	69,8

Ср. содержание по золоту	г/т	6,3	2,4	1,2
Серебро	т	1,4	0,7	0,1
Ср. содержание по серебру	г/т	12,1	4,5	2,3
Рудное тело -1 (Надежда)				
Руда	тыс.т	160,3	256,6	69,7
Золото	кг	1104,6	998,5	80
Ср. содержание по золоту	г/т	6,9	3,9	1,2
Серебро	т	2,1	1,9	0,2
Ср. содержание по серебру	г/т	13,1	7,4	2,2

1.6 Дальнейшее направление разведочных работ

На месторождении «Енбекши» на весь период отработки предусматривается геологическое и маркшейдерское обеспечение горных работ, а также:

- продолжить технологические исследования с целью повышения качества промпродукта;
- доизучить технологию по повышению извлечения золота до уровня руд месторождения Таскара, сходных по вещественному составу с рудами данного месторождения;
- в процессе разработки доизучить гидрогеологические, горнотехнические и геоэкологические условия;
- продолжить проведение мониторинга подземных вод и окружающей среды;
- продолжить геологоразведочные работы на месторождении с обеспечением его изученности в соответствии с действующими требованиями ГКЗ Республики Казахстан.

Геолого-экономическая переоценка запасов месторождения, в соответствии рекомендации экспертного заключения ГКЗ РК (доразведка месторождения) может быть выполнена по отдельному проекту.

Цель доразведки разрабатываемого месторождения - расширение минерально-сырьевой базы предприятия, что способствует продлению срока его деятельности. Объектами изучения и оценки этого вида доразведки являются слабаразведанные участки месторождения: глубокие горизонты, фланги и прилегающие к месторождению перспективные участки.

Задачами доразведки разрабатываемого месторождения являются:

- 1) последовательное уточнение его геологического строения, горно-геологических условий, а также качества полезного ископаемого на недостаточно детально изученных участках;
- 2) расширение общих контуров месторождения за счет выявления и оконтуривания новых участков, зон и залежей полезного ископаемого, как по площади, так и в глубину;
- 3) детализация данных по предварительно оцененным участкам, продуктивным зонам и залежам с переводом их запасов в категории разведанных для восполнения отработанных запасов или расширения сырьевой базы действующего предприятия;

4) дополнительное изучение вещественного состава и технологических свойств полезного ископаемого, геолого-технологическое картирование с учетом новых данных, уточнение и пересмотр (при необходимости) требований стандартов (технологических условий) к качеству добываемого сырья, а также технологических схем переработки;

5) геолого-экономическая переоценка месторождения с учетом вновь выявленных запасов и ресурсов полезного ископаемого. Результаты доразведки обобщаются в отчете с подсчетом запасов.

2 ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЯ, СРОК СЛУЖБЫ И РЕЖИМ РАБОТЫ РУДНИКА

В соответствии с "Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки" годовую производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении по формуле:

$$A_{год} = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{\Pi})}{(1 - \rho)}, \text{ тыс. т в год} \quad (2.1)$$

где $V=18$, м – годовое понижение уровня выемки;
Поправочные коэффициенты к величине годового понижения:
 $K_1=1,1$ – на угол падения рудных тел;
 $K_2=1,25$ – на мощность рудных тел;
 $K_3=0,8$ – на применяемые системы разработки (с магазинированием);
 $K_4=1,0$ – на число этажей, находящихся в одновременной работе;
 $\gamma = 2,62 \text{ т/м}^3$ – удельный вес руды;
 $K_{\Pi}=0,12$ – коэффициент потерь;
 $\rho = 0,18$ – коэффициент разубоживания;
 $S = 1000, \text{ м}^2$ – средняя величина рудной площади в этаже.
Коэффициент качества - K_k составит $(1-0,12) / (1-0,18) = 1,073$
Годовая производственная мощность при одноэтажной выемке составит

$$A_1 = \frac{18 \cdot 1,1 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1000 \cdot 2,62 \cdot (1 - 0,12)}{(1 - 0,18)} = 56 \text{ тыс. т/год};$$

при двухэтажной выемке

$$A_2 = \frac{33 \cdot 1,1 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1000 \cdot 2,62 \cdot (1 - 0,12)}{(1 - 0,18)} = 103 \text{ тыс. т/год}.$$

Учитывая сложность горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения (от наклонных до вертикальных рудных тел, тектонические нарушения и т.п.) проектом принимается годовая производственная мощность рудника не более $A_{год}=100$ тыс. т руды в год.

2.1 Срок службы рудника

Срок службы рудника определяется следующим образом:

1-й год – строительство рудника, 2-й год – продолжение строительства рудника и добыча 30 тыс. тонн, 3-й год – завершение строительства и набор производственной мощности рудника – добыча 50 тыс. тонн. На затухание предприятия потребуется 2 года, при этом годовая добыча снизится до 40 и

21 тыс. тонн, соответственно. За периоды строительства и затухания проектом предусматривается добыча $30+50+40+21 = 141$ тыс. тонн товарной руды.

Тогда общий срок службы предприятия рассчитывается по формуле

$$T = T_p + \frac{Q \cdot K_k - 141}{A(1-\rho)} + T_z = 3 + \frac{970,2 \cdot 1,073 - 141}{100} + 2 = 3 + 9 + 2 = 14 \text{ лет.} \quad (2.2)$$

где T_p – срок строительства рудника, $T_p = 3$ года;

Q – балансовые запасы месторождения, $Q = 970,2$ тыс. т.;

T_z – время на затухание рудника, $T_z = 2$ года.

Извлекаемые запасы (товарная руда) составляют 1041 тыс. т.

Календарный график добычи руды приведен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Календарный график добычи руды

Календарный год	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	
Порядковый год	1	2	3	4	5	6	7	8	
Добыча руды, тыс. т в год		28,0	46,6	93,2	93,2	93,2	93,2	93,2	
Товарная руда, тыс. т в год		30	50	100	100	100	100	100	
Календарный год			2026	2027	2028	2029	2030	2031	Всего, тыс. тонн
Порядковый год			9	10	11	12	13	14	1041
Добыча руды, тыс. т в год			93,2	93,2	93,2	93,2	37,3	19,6	970,2
Товарная руда, тыс. т в год			100	100	100	100	40	21	1041

2.2 Режим работы рудника

Согласно «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» (1986 г.) принимается вахтовый метод работы подземного рудника "Енбекши" в увязке с работой ОФ:

Число рабочих дней в году - 360
 Число рабочих смен в сутки: - 2
 в т. ч. по выдаче руды - 2
 буровая - 2
 обслуживание машин в смену - ежесменная
 ремонт машин - по графику

Продолжительность рабочей смены: в шахте, час. - 11;

на дневной поверхности - 12.

Междусменный перерыв 1 час предназначен для проветривания выработок и очистных забоев после взрывных работ.

Внутрисменный перерыв 1 час на рабочих местах, предназначен для приема пищи и отдыха рабочих.

В добычные смены производится погрузка и вывозка горной массы из проходческих и очистных забоев.

В ремонтную смену предусматривается производить буро-взрывные работы в очистных забоях, профилактический осмотр и ремонт горно-шахтного оборудования, работы по осмотру, креплению горных выработок, прокладке коммуникаций, вентиляционных труб и прочее.

3 ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Выбор способа вскрытия и подготовки обуславливает себестоимость добычи полезного ископаемого, капитальные затраты, потери в целиках и экономику предприятия в целом. Для этого выбирается несколько вариантов вскрытия, а из них, наиболее экономически выгодный вариант.

Для месторождения Енбекши приемлемыми вариантами вскрытия являются:

1. Двумя фланговыми вертикальными стволами (клетевой, вентиляционный) и этажными квершлагами;
2. Одним центральным вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами, а также двумя фланговыми вентиляционными стволами;
3. Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежачего бока, пройденным сповёрхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционно-лифтовым стволом.

Из рассматриваемых вариантов вскрытия с явными отрицательными признаками являются:

2 вариант – большая протяженность вертикальных выработок, откатка горной массы на каждом горизонте, относительно высокие капзатраты на строительство ОД, оборудование шахтного подъема;

Сравнение первого и третьего вариантов произведем по технико-экономическим показателям.

3.1 Двумя фланговыми вертикальными стволами и этажными квершлагами

Капитальные затраты

При выполнении расчетов приняты следующие стоимостные показатели

Вид проходческих работ	Цена, \$США/м ³	Вид проходческих работ	Цена, \$США/м ³
Стволы	110	Гориз откаточные выработки	50
Восстающие (рудоспуски)	90	Наклонные выработки	70

Стоимость поддержания выработок составляет 10% от стоимости проходки выработки.

Углубка главного ствола шахты (РЭШ 1, клетевой)

$$K = H \cdot k \cdot n = 150 \cdot 450\,000 \cdot 1 = \mathbf{67,5 \text{ млн. тг}}, \quad (3.1)$$

где H - высота ствола, м;

k - стоимость строительства 1 п.м. ствола, тг;

n - количество стволов.

Оборудование клетевых подъемов $2,1 \cdot 185 = \mathbf{389 \text{ млн. тг}}$

Проходка вент-лифтового восстающего

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B = 220 \cdot 120000 \cdot 1 = \mathbf{26,4 \text{ млн. тг}} \quad (3.2)$$

Проходка откаточных штреков

$$K_{KB} = \sum L_K \cdot K_K = 2103 \cdot 60000 = \mathbf{126,2 \text{ млн. тг}}, \quad (3.3)$$

где $\sum L_K$ - общая длина всех штреков, м;

K_K - стоимость строительства 1 п.м штрека, тг.

Проходка капитального рудоспуска

$$K_{PK} = H_{PK} \cdot k_{PK} \cdot n_{PK} = 150 \cdot 180000 \cdot 1 = \mathbf{27 \text{ млн. тг}}, \quad (3.4)$$

Проходка и оборудование околоствольного двора

$$K_{od} = (0,24 + 0,48 \cdot A_r) \cdot n \cdot K\$ = (0,24 + 0,48 \cdot 0,1) \cdot 2 \cdot 330 = \mathbf{190 \text{ млн. тг}}, \quad (3.5)$$

где n - количество околоствольных дворов;

$K\$$ - курс доллара США.

Строительство надшахтных зданий и сооружений

$$K_{H3} = (9,3 + 3,24 \cdot A_r) \cdot K\$ = (9,3 + 3,24 \cdot 0,1) \cdot 330 = \mathbf{3176 \text{ млн. тг}} \quad (3.6)$$

Итого капитальных затрат:

$$\begin{aligned} \sum K &= K_C + K_n + K_B + K_{KB} + K_{PK} + K_{od} + K_{H3} = \\ &= 67,5 + 389 + 24,6 + 126,2 + 27 + 190 + 3176 = \mathbf{4000 \text{ млн. тг}} \end{aligned} \quad (3.7)$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{изв}} = \frac{4000000000}{1038100} = \mathbf{3853 \text{ тг/т}}, \quad (3.8)$$

где $\sum K_i$ - сумма капитальных затрат, тг.

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{yd} = \frac{\sum K}{A_r \cdot Tn} = \frac{4000000000}{100000 \cdot 5} = \mathbf{8000 \text{ тг/т}} \quad (3.9)$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания ствола шахты

$$C = H \cdot Ч \cdot n \cdot T = 160 \cdot 40000 \cdot 1 \cdot 13 = \mathbf{83,2 \text{ млн. тг}}, \quad (3.10)$$

где $Ч$ – стоимость поддержания 1 м ствола.

Стоимость поддержания вент-лифтовых восстающих

$$C_{в.ст} = H_C \cdot Ч_C \cdot n_C \cdot T = 220 \cdot 12000 \cdot 1 \cdot 13 = \mathbf{34,3 \text{ млн. тг}} \quad (3.11)$$

Стоимость поддержания штреков

$$C_{кв} = L_{CP} \cdot Ч_C \cdot T = 500 \cdot 6000 \cdot 3,5 = \mathbf{10,5 \text{ млн. тг}}, \quad (3.12)$$

где L_{CP} - средняя длина штреков, м;

T - время эксплуатации штрека, год.

Стоимость откатки по горизонтам

$$C_{от} = L_{CP} \cdot Q_{извл} \cdot K_{от} = 500 \cdot 1038100 \cdot 0,08 = \mathbf{41,5 \text{ млн. тг}}, \quad (3.13)$$

где $K_{от}$ - коэффициент откатки по квершлагам.

Стоимость подъема руды по стволу шахты

$$C_{под} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot K_{под} = 1038100 \cdot 220 \cdot 0,16 = \mathbf{36,5 \text{ млн. тг}}, \quad (3.14)$$

где $K_{под}$ - коэффициент подъема руды по стволу шахты.

Стоимость ремонта надшахтных сооружений

$$C_{нс} = (0,164 + 0,07 \cdot A_T) \cdot K\$ \cdot T = (0,164 + 0,07 \cdot 0,1) \cdot 330 \cdot 12 = \mathbf{640 \text{ млн. тг}} \quad (3.15)$$

Итого эксплуатационные расходы:

$$\begin{aligned} \sum \mathcal{E} &= C + C_{в.ст} + C_{кв} + C_{от} + C_{под} + C_{нс} = \\ &= 83,2 + 34,3 + 10,5 + 41,5 + 36,5 + 640 = \mathbf{846 \text{ млн. тг}} \end{aligned} \quad (3.16)$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\overline{C_{\mathcal{E}}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}} = \frac{846000000}{1038100} = \mathbf{815 \text{ тг/т}} \quad (3.17)$$

Отнесенные расходы

$$C_{\mathcal{E}} = \overline{K} + \overline{C_{\mathcal{E}}} = 3853 + 815 = \mathbf{4668 \text{ тг/т}} \quad (3.18)$$

Приведенные затраты

$$I = C_{\mathcal{E}} + E \cdot K_{\text{вб}} = 4668 + 0,12 \cdot 8000 = \mathbf{5628 \text{ тг/т}}, \quad (3.19)$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

3.2 Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежачего бока, пройденным с поверхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционно-лифтовым стволом

Капитальные затраты

Проходка автотранспортного уклона шахты

$$K_C = L_C \cdot k_C \cdot n_C = 2015 \cdot 250000 \cdot 1 = \mathbf{503,8 \text{ млн. тг}},$$

где L_C - длина съезда, м;

k_C - стоимость проходки 1 м выработки, тг;

n - количество стволов.

Проходка вент-лифтового восстающего

$$K_B = H_B \cdot k_B \cdot n_B = 220 \cdot 120000 \cdot 1 = \mathbf{26,4 \text{ млн. тг}}$$

Строительство портала съезда

$$K_{ПС} = (0,24 + 0,48 \cdot A_T) \cdot n \cdot K\$ = (0,24 + 0,48 \cdot 0,1) \cdot 1 \cdot 330 = \mathbf{95 \text{ млн. тг}},$$

Проходка доставочных штреков

$$K_{дш} = \sum L_K \cdot K_K = 2103 \cdot 160000 = \mathbf{336,4 \text{ млн. тг}},$$

Проходка капитального рудоспуска

$$K_{рк} = H_{рк} \cdot k_{рк} \cdot n_{рк} = 150 \cdot 180000 \cdot 1 = \mathbf{27 \text{ млн. тг}},$$

Приобретение основного технологического оборудования:

$$\text{Подземный шахтный автосамосвал UK-20 LP (Китай) – 2шт} \cdot \$360000 \cdot 330 = \mathbf{133 \text{ млн. тг}},$$

Погрузочно-доставочная машина

$$\text{GNHSLP-5 (Германия)– 1шт} \cdot \$300000 \cdot 330 = 111 \text{ млн. тг.}, \text{ либо его} \\ \text{аналог АСУ-2С (Китай) - 1шт} \cdot \$150000 \cdot 330 = \mathbf{56 \text{ млн. тг.}}$$

Итого капитальных затрат

$$\sum K = K_C + K_B + K_{ПС} + K_{дш} + K_{рк} = \mathbf{1177,6 \text{ млн. тг}}$$

Удельные капитальные затраты на 1 т извлекаемых запасов

$$\bar{K} = \frac{\sum K_i}{Q_{изв}} = \frac{1177600000}{1038100} = \mathbf{1135 \text{ тг/т}},$$

где $\sum K_i$ - сумма капитальных затрат, тг.

Удельные капитальные затраты на 1 т годовой добычи

$$K_{уд} = \frac{\sum K}{A_r} = \frac{1177600000}{100000 \cdot 4} = \mathbf{2944 \text{ тг/т}}$$

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания автотранспортного уклона шахты

$$C_{см} = H_C \cdot Ч_C \cdot n_C \cdot T = 2015 \cdot 25000 \cdot 1 \cdot 12 = \mathbf{604,5 \text{ млн. тг}},$$

где Ч – стоимость поддержания 1 п.м съезда.

Стоимость поддержания вент-лифтовых восстающих

$$C_{в.см} = H_C \cdot Ч_C \cdot n_C \cdot T = 220 \cdot 12000 \cdot 1 \cdot 13 = \mathbf{34,3 \text{ млн. тг}}$$

Поддержаниедоставочных штреков

$$C_{дш} = 500 \cdot 16000 \cdot 3,5 = \mathbf{28 \text{ млн. тг}},$$

Стоимость подъема руды по наклонному съезду шахты

$$C_{под} = Q_{извл} \cdot H_C \cdot K_{под} = 1038100 \cdot 2015 \cdot 0,3 = \mathbf{627,5 \text{ млн. тг}},$$

где $K_{под}$ - коэффициент подъема руды по съезду шахты.

Итого эксплуатационные расходы:

$$\sum \mathcal{E} = \mathbf{1294,3 \text{ млн. тг}}$$

Эксплуатационные расходы на 1 т руды

$$\overline{C_{\mathcal{E}}} = \frac{\sum \mathcal{E}}{Q_{извл}} = \frac{1294300000}{1038100} = \mathbf{124,6 \text{ тг/т}}$$

Отнесенные расходы

$$C_{\mathcal{E}} = \overline{K} + \overline{C_{\mathcal{E}}} = 1135 + 124,6 = \mathbf{1260 \text{ тг/т}}$$

Приведенные затраты

$$I = C_{\mathcal{E}} + E \cdot K_{\text{зд}} = 1260 + 0,12 \cdot 2944 = \mathbf{1613 \text{ тг/т}},$$

где E – коэффициент эффективности капитальных вложений.

Расчеты показали, что приведенные затраты по 1-му варианту составили 5628 тг/т, а по 3-му варианту – 1613 тг/т.

Проектом принимается 3 вариант вскрытия месторождения «Енбекши», который на 71% экономически эффективнее 1-го варианта.

3.3 Принятая схема вскрытия

Принятая настоящим проектом схема вскрытия: Одним наклонным автотранспортным съездом со стороны лежачего бока, пройденным с поверхности и этажными квершлагами, а также одним фланговым вентиляционно-лифтовым стволом. Запасы рудных тел вскрываются и подготавливаются автотранспортным уклоном, этажными транспортными штреками и вентиляционно-лифтовым стволом.

С целью исключения подтопления шахты и обеспечения нормальной вентиляционной сети при вскрытии запасов месторождения «Енбекши» проектом предусмотрено оставление целиков в местах выхода рудных тел на

поверхность на глубину 20-30м. Размеры целиков будут рассчитаны локальным проектом.

Из существующей штольни засекается автотранспортный уклон (АТУ), сечением – $14,1 \text{ м}^2$. Сопряжения АТУ с другими выработками необходимо крепить анкерной крепью или железобетонными штангами (ЖБШ) на глубину 1,8 – 2,2м, в зависимости от толщины непосредственной кровли, сеткой расположения 0,8 – 1,2м. Паспорт крепления сопряжений утверждается главным инженером рудника.

По мере проходки уклона, из него выбиваются высечки на горизонтах (отметки 800, 750, 700 и 650 м по почве выработки) и при необходимости, на поэтажах. Директивный угол наклона уклона $6,5^\circ$, на прямолинейных участках $-7-8^\circ$, на закруглениях $-5-6^\circ$. Сечение автотранспортного уклона – $12,5 \text{ м}^2$, а на закруглениях $14,1 \text{ м}^2$. АТУ предназначен для транспортировки горной массы, доставки оборудования и материалов на горизонты и этажи, а также служит для выдачи отработанного воздуха на поверхность и в качестве запасного выхода на поверхность.

Данная схема вскрытия принята с целью ускорения ввода в эксплуатацию запасов месторождения «Енбекши», она является усовершенствованной схемой вскрытия и подготовки рудных тел. Использование автотранспортного уклона сокращает объем вертикальных выработок и оборудование комплекса подъема, позволяет применить мобильное самоходное оборудование и сократить процессы перегрузки горной массы, а также безопасно осуществлять перевозку людей автотранспортом специального назначения.

Сечение квершлагов и штреков, по которым производится транспортировка руды, также принято равным $12,5 \text{ м}^2$, а за пределами рудного тела до сбойки с вентиляционно-лифтовым восстающим – $7,4 \text{ м}^2$. Сечения экспло-разведочных $-8,4-9,5 \text{ м}^2$, поэтажных буровых и доставочных штреков (доставочно-буровые) колеблется от $9,5$ до 10 м^2 в зависимости от условий проходки выработок.

Одновременно с проходкой АТУ, для подачи свежего воздуха и организации второго запасного выхода восстанавливается ранее пройденный ствол РЭШ-1 с поверхности на отметку +750м, который оборудуется в вентиляционно-лифтовой восстающий с лифтовым подъемником УПГЛ или П-1000, ходовым и вентиляционным отделениями. С углублением горных работ на горизонты ниже отм. +750м углубляется ствол РЭШ-1 до отм. +650м, на что разрабатывается локальный проект.

По мере проходки уклона через 25м формируется ниша безопасности, а через 100-200 м по его длине оборудуются погрузочные пункты и технологические ниши (камеры), которые используются для разминовки и разворота самоходного оборудования, укрытия самоходных машин, а также установки вентиляторов местного проветривания.

По мере проходки этажных транспортных штреков также оборудуются перегрузочные пункты и технологические ниши.

3.4 Подготовка месторождения

Развитие горных работ на этажах начинают проходкой из автотранспортного уклона этажных доставочно-вентиляционных, полевых и рудных штреков, этажных вентиляционных восстающих (ВВ), перегрузочных камер и рудоспусков в блоках с уровня этажного горизонта и участковых наклонных съездов. Два-три этажа предусматривается в подготовке и развитии очистной добычи руды и один в проходке этажных подходных выработок к блокам.

Конструктивное оформление при подготовке блоков с использованием самоходного оборудования осуществляется с учетом одновременной подготовки на этаже 2-3-х блоков.

Принят последовательно-параллельный порядок развития и движения фронтов очистной выемки руды на этажах и в блоках по простиранию рудных тел, т.е. с формированием на этажах одновременно двух-трех выемочных блоков с последовательной их выемкой и параллельным ведением в них очистных работ.

Технологический порядок подготовки и отработки блоков определяется принятой для соответствующих условий системой разработки. Подготовительные и нарезные выработки располагают максимально по руде в контурах обрабатываемых рудных тел.

Этажи отрабатывают в нисходящем порядке. Шаг опережения отработки верхних этажей по отношению к нижерасположенным этажам равен половине высоты этажа (ПОПБ ПС РК) [4]. Сближенные параллельные рудные тела отрабатываются в направлении от висячего к лежащему боку.

В условиях отработки маломощных рудных тел с изменяющимися по их падению морфологией и мощностью для рационального размещения рудных буровых и полевых транспортно-доставочных выработок относительно выемочного контура рудных тел предусматривается проведение эксплуатационной разведки. Эксплуатационная разведка заключается в бурении из основной этажной выработки веерных разведочных скважин вкрест простирания рудных тел. Методика определения количества скважин, их расположение уточняется геолого-маркшейдерской службой рудника. По результатам данной разведки составляются локальные проекты подготовки и отработки блоков.

Проектом определены запасы по степени готовности к эксплуатации, которые подразделяются на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытыми считаются часть балансовых запасов месторождения, для разработки которых выполнены все горнокапитальные работы по вскрытию. Для отнесения запасов к группе вскрытых необходимо подсечение горной выработкой контакта висячего или лежащего бока залежи; если месторождение представлено несколькими залежами - то каждой залежи.

Границы вскрытых запасов принимаются:

по восстанию - от горизонта подсечения залежи горнокапитальной вскрывающей выработкой до вышележащего горизонта или выклинивания залежи;

по простиранию - в пределах участков, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию;

вкрест простирания: для наклонных и крутопадающих месторождений - в пределах всей мощности, для которых выполнены горнокапитальные работы по вскрытию. При этом по запасам, находящимся выше горизонта подсечения, пройдены все горнокапитальные вскрывающие выработки.

Подготовленными считается часть вскрытых запасов в блоках или участках, в которых пройдены все горноподготовительные выработки, предусмотренные проектом.

Готовыми к выемке считаются запасы блоков и участков, в которых пройдены все нарезные выработки, предусмотренные проектом.

Обеспеченность рудника вскрытыми запасами принимается, исходя из времени, необходимого для вскрытия следующего участка (горизонта) месторождения.

Величина вскрытых запасов с учетом опыта эксплуатации аналогичного месторождения проектом принимается на 12 месяцев, подготовленных – на 15 месяцев и готовых к выемке на 2 месяца для системы разработки с подэтажными штреками и для системы разработки с магазинированием руды соответственно на 10 и 5 месяцев.

4ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ РУДЫ

4.1 Выбор системы разработки

Выбор системы разработки на основании технико-экономического сравнения произведен по следующим факторам:

- величина и качество разведанных запасов месторождения в зависимости от экономически обоснованного бортового содержания для применяемой системы разработки;
- геологические и горнотехнические условия залегания промышленного оруденения с учетом изменчивости параметров рудных тел, контуров запасов, непрерывности минерализации;
- производительность системы разработки и минимизация себестоимости добычи руды;
- применение комплексной механизации работ на основе высокопроизводительного технологического оборудования;
- с учетом требований безопасности труда, промышленной санитарии и охраны недр.

Горно-геологические и горнотехнические условия месторождения «Енбекши» по устойчивости и анализ распределения запасов залежей по горизонтам, мощностям и углам падения позволили определить целесообразность применения следующих систем разработки:

1. Система с магазинированием руды - для маломощных рудных тел.
2. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков – для мощных рудных тел.

Решение о применении выбранных систем разработки основано «Проектом промышленных кондиций и подсчета запасов золоторудного месторождения Енбекши».

Система разработки с отбойкой из подэтажных штреков достаточно эффективна при использовании самоходного горного оборудования на очистных работах и может обеспечить высокую производительность рудника.

4.2 Принципы деления промышленных запасов

В соответствии с принятой схемой вскрытия и отработки запасов подземного рудника все запасы месторождения разделены на этажи высотой 50-60 м.

Промышленные запасы каждого этажа рассматриваются в виде отдельного блока, ограниченного сверху и снизу смежными этажами, а по простиранию и вкрест простирания соответственно длиной рудного тела по простиранию и его горизонтальной мощностью.

Каждый этаж делится на подэтажи высотой 20 м. Подэтажи являются самостоятельной выемочной единицей, так как имеют общую схему подготовки.

Принятый принцип распределения запасов положен в основу детального проектирования и календарного планирования отработки подземного рудника.

4.3 Характеристика системы разработки

4.3.1 Общие решения

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия месторождения «Енбекши», опыт работы отечественных рудников, а также мировой опыт подземной разработки месторождений со сходными условиями, для участков крутопадающих рудных залежей мощностью $m_p = 1-3$ м по горно-геологическим и горнотехническим условиям, наиболее приемлемой является – система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой (рис. СР-01-2015, СР-02-2015).

Для крутопадающих мощных и сближенных маломощных рудных залежей экономически эффективной является - этажно-камерная система разработки с отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков. Система разработки, благодаря применению мощного самоходного погрузочно-доставочного и бурового оборудования, из числа систем высокопроизводительных и эффективных.

Рекомендуемая система разработки отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков предусматривает сплошную отработку рудного тела выемочными участками (блоками) без оставления целиков путем послойной отбойки руды скважинами и торцовый выпуск отбитой руды на подэтажном доставочном штреке. При этом отбитая руда в выработанном пространстве располагается под углом естественного откоса от уровня доставочного штрека на всю высоту выработанного пространства. Периодическая послойная отбойка руды над доставочным штреком исключает возможность его разрушения вмещающих пород всяческого бока, что выпуск отбитой руды после очередного взрыва будет осуществляться с минимальным количеством породной массы в отбитой руде.

С целью повышения интенсивности выемки руды в блоках отработку их запасов целесообразно осуществлять в отступающем порядке от фланга к флангу рудного тела. После отбойки каждого слоя и выпуска отбитой руды предусматривается планомерное зачистка днища камер путем заезда ПДМ в очистное пространство с дистанционно управляемым средством из безопасного расстояния.

Параметры выемочного участка: длина 50-150 м, высота этажа равна 50-60 м, а высота подэтажа – 20 м, ширина блока соответствует мощности рудного тела.

В зависимости от мощности рудных тел в настоящем проекте рассмотрены следующие варианты рекомендуемой системы:

- вариант с расположением камер по простиранию залежи для отработки рудных тел мощностью 3-5 м;
- вариант с расположением камер вкрест простирания залежи для отработки рудных тел мощностью более 10 м.

Указанные варианты отличаются друг от друга по способу подготовки выемочных блоков и параметрам отдельных конструктивных элементов. Во всех вариантах предусматривается применение на проходческих и очистных работах самоходного дизельного оборудования на пневмошинном ходу.

Конструкция системы разработки должна обеспечивать возможность проведения эксплуатационной разведки, механизацию всех технологических процессов, безопасность горных работ и в частности наличие двух выходов из блока (выемочного участка) на верхний и нижний горизонты.

4.4 Система разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой

Сущность системы разработки состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют по простиранию на отдельные выемочные блоки длиной 40-60 м с высотой блока (этажа) 50-60 м. Восстающие через 4-5 м сбивают с очистными камерами ходками. Расстояние между выпускными выработками днища (дучками) не превышает 4-6 м, толщина потолочины составляет в среднем 3-4 м. Руду в блоке отбивают послойно в восходящем порядке и оставляют на определенный срок в очистном пространстве. В виду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, необходимо до 30 % руды по мере отбойки выпускать, оставляя под кровлей свободное пространство высотой около 2 м. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород в процессе выемки блока и служит основанием (платформой) для рабочих очистного пространства. При этом управление бортами и кровлей осуществляется магазинированием руды.

4.4.1 Горно-подготовительные и нарезные работы блока

Подготовка блока включает проведение погрузочной камеры, вентиляционного штрека, материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока – проведение подсечного штрека, выпускных выработок, днища (дучек, разворонок дучек, ниш под дучки), отрезных восстающих, ходки в очистное пространство, скреперного штрека, лебедочной камеры.

4.4.2 Определение параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока

Для расчета междуканальных целиков (МКЦ) проектом используется методика ВНИМИ [32].

Расчеты осуществляются в два этапа, принимая в качестве окончательного больший из двух полученных расчетами размеров целика.

Определяем ширину «ножек» целика, остающихся после проходки в нем блокового восстающего и горизонтальных ходков.

Определяем ширину междуканального целика с учетом его высоты вкост простирания, причем влияние восстающего и ходков учитываем коэффициентом пригрузки.

Ширину ножки целика вычисляем по формуле:

$$a' = \sqrt{qL}, \quad (4.1)$$

где

$$q = \frac{\gamma \cdot H \cdot k_H \cdot k_\alpha}{2 \cdot \sigma_{сж} \cdot k_T \cdot k_D}, \quad (4.2)$$

где γ - плотность налегающих пород, $\gamma = 25,7 \text{ кН/м}^3$;

H – глубина разработки залежи, $H = 50, 100 \text{ м}$;

n – коэффициент запаса, учитывающий изменение прочности, площади поперечного сечения целика и воздействие взрывных работ, $n = 1,7$;

k_H – коэффициент, учитывающий отношение глубины залегания и ширины, $k_H = 0,8$;

k_α – коэффициент, учитывающий угол залегания.

$$k_\alpha = \cos 2\alpha + v \cdot \sin 2\alpha,$$

α - угол падения;

v - коэффициент бокового распора, $v \leq 0,2 \leq 0,4$, принимаем $v = 0,4$;

$\alpha = 75^\circ$, $k_\alpha = 0,45$;

h – расстояние по вертикали между ходками в целике, при шпуровой отбойке $h = 4 \text{ м}$;

b – ширина ходка, $b = 2 \text{ м}$;

k_T – коэффициент структурного ослабления, $k_T = 0,5$;

k_D – коэффициент, учитывающий время стояния целика, $k_D = 0,7$;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности материала обнажения при сжатии,

$$\sigma_{сж} = 120 \text{ МПа};$$

h_X – высота ходка, $h_X = 2 \text{ м}$;

L – длина камеры по простиранию (длина блока), $L = 50 \text{ м}, 60 \text{ м}$;

Общая ширина целика:

$$a = 2a' + a_B, \quad (4.3)$$

где a_B – ширина восстающего, $a_B = 2 \text{ м}$.

Вычисляем коэффициент пригрузки:

$$k_T = \frac{ah}{2(h-h_0)} \quad (4.4)$$

Определяем общую ширину целика с учетом его высоты (размера вкрест простирания или пролета камеры А):

$$\begin{aligned} \text{если } a/A \leq 1, \text{ то } a &= \sqrt[3]{(q \cdot D^2 \cdot A)} \\ \text{если } a/A > 1, \text{ то } a &= \sqrt{(q \cdot D) \cdot A} \end{aligned} \quad (4.5)$$

$$q_1 = \frac{\gamma \cdot H \cdot n \cdot k_a \cdot k_H}{1000 \cdot k_T \cdot k_D \cdot \sigma_{СЖ}} \quad (4.6)$$

где А = 2, 3, 4 для шпуровой отбойки.

При мелкошпуровой отбойке руды в камерах к расчетной общей шириной целиков а добавляют по 0,3 м с каждой стороны.

Для шпуровой отбойки при мощности рудного тела 3 м, глубине залегания – 100 м и длине блока – 50 м определяем ширину ножки целика:

$$q = \frac{25,7 \cdot 100 \cdot 1,7 \cdot 0,8 \cdot 0,45 \cdot 4 \cdot 2}{2000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 120 \cdot (4 - 2)} = 0,07$$

$$a' = \sqrt{0,12 \cdot 50} \approx 2,5 \text{ м.}$$

Общая ширина целика

$$a = 2 \times 2,5 + 2 = 7 \text{ м.}$$

Находим коэффициент пригрузки

$$k_H = \frac{7,0 \cdot 4}{2 \cdot 2,5 \cdot (4 - 2)} = 1,4$$

Определяем общую ширину целика с учетом пролета камеры А = 4, проверяем условие а/А:

$$a/A = 7,0 / 4 = 1,75 > 1, \text{ поэтому}$$

$$a = \sqrt{q \cdot L \cdot A},$$

$$q_1 = \frac{25,7 \cdot 100 \cdot 1,7 \cdot 0,45 \cdot 0,8}{1000 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 120} = 0,04$$

тогда

$$a = \sqrt{0,04 \cdot 50 \cdot 4} = 2,8 \text{ м.}$$

Допустимая ширина целика при системе разработки с магазинированием руды блоками по условию устойчивости равна:

$l_{МКЦ} = 2,8 + 2 \times 0,4 = 2,3$ м, принимаем максимальное значение целика равное: $l_{МКЦ} = 7$ м, для вынимаемой мощности рудного тела – 4м;

$l_{МКЦ} = 6$ м, для вынимаемой мощности рудного тела – 3м;

$l_{МКЦ} = 4,9$ м, для вынимаемой мощности рудного тела – 2м.

В таблице 4.1 приведены расчетные параметры целиков для длины блока $50 \leq L_B \leq 100$, мощности рудной залежи $2 \leq m \leq 4$ м и глубины разработки $50 \leq H \leq 100$ м.

Потери руды на конструктивных элементах днища блока являются одним из основных критериев для определения технико-экономических показателей применяемой технологии разработки.

Граничными условиями, определяющими оптимальное расстояние между выпускными выработками, служат – устойчивость днища с одной стороны и условия обособленности выпуска руды из каждой дучки.

Таблица 4.1- Параметры междуканальных целиков при системе разработки с магазинированием руды блоками со шпуровой отбойкой

		Глубина разработки					
		Н = 50 м			Н = 100 м		
Б	м	2	3	4	2	3	4
50		3,0	3,6	4,1	3,8	4,5	5,2
80		3,5	4,2	4,5	4,5	5,5	6,3
100		3,8	4,5	5,2	4,9	6,0	7,0

Минимальное расстояние между выпускными выработками определяется по формуле:

$$l_{\text{дуч}} = \sqrt{\frac{2 \cdot k_{\text{оп}} \cdot d_{\text{д}}^2 \cdot \gamma_{\text{пр}} \cdot H}{k_{\text{в}} \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot n_{\text{зп}}}}, \text{ м} \quad (4.7)$$

где $k_{\text{оп}}$ – коэффициент, учитывающий уменьшение прочности днища в зависимости от числа расположенных в нем выработок, $k_{\text{оп}} = 1,5$;

$d_{\text{д}}$ – диаметр выработки выпуска на момент прекращения горных работ, равен диаметру выработки плюс величина разноса, которую принимаем 0,3 м;

$k_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий уменьшение временного сопротивления пород сжатию от воздействия взрывных работ в выработках выпуска, принимаем 0,7;

$\sigma_{\text{сж}}$ – временное сопротивление руды сжатию, кг/см^2 , $\sigma_{\text{сж}} = 1200 \text{ кг/см}^2$;

$n_{\text{зп}}$ – коэффициент запаса прочности, $n_{\text{зп}} = 1,7$;

$\gamma_{\text{пр}}$ – объемный вес покрывающих пород, $\gamma_{\text{пр}} = 2,62 \text{ т/м}^3$;

H – глубина разработки, м, $H = 100 \text{ м}$.

Подставляя в формулу (4.7) данные, получим, что минимальное расстояние между выпускными отверстиями по условию устойчивости днища блока равно

$$l_{\text{дуч}} = 1,5 \cdot 1,5 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 0,7 \cdot 1200}{0,7 \cdot 1200 - 100 \cdot 2,62 \cdot 1,7}} = 4,64 \approx 5 \text{ м}.$$

Расстояние между выработками днища (дучками) при шпуровой отбойке принимаем 5 м.

Количество дучек и разворонок (воронок) в днище блока определяется по формуле:

$$n_{\text{дв}} = \frac{L_{\text{б}} - l_{\text{д}}}{l_{\text{д}}}, \text{ м}, \quad (4.8)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина блока, м;

$l_{\text{д}}$ – расстояние между выпускными отверстиями (дучками), $l_{\text{д}} = 5,4$ м;

$l_{\text{МКЦ}}$ – ширина междукammerного целика, $l_{\text{МКЦ}} = 4,9 \div 7,0$ м;

$d_{\text{д}}$ – диаметр дучки, $d_{\text{д}} = 1,2$ м.

Согласно ПОПБ РК между навалом выпускаемой из дучек руды и стенкой выработки скреперования должен оставаться проход для людей. При ширине свободного прохода 0,7 м находим длину сбойки скреперного штрека с дучкой:

$$l_{\text{сб.д}} = H_{\text{СК}} \cdot \text{ctg } \alpha_0 - (B_{\text{СК}} - 0,7), \text{ м}, \quad (4.9)$$

где α_0 – угол естественного откоса выпускаемой руды из дучки, $\alpha_0 = 38^\circ$;

$B_{\text{СК}}$ – ширина выработки скреперования, $B_{\text{СК}} = 1,7$ м;

$H_{\text{СК}}$ – высота выработки скреперования, $H_{\text{СК}} = 1,9$ м.

Объем сбойки скреперного штрека с дучкой (ниши под дучки) равен:

$$V_{\text{сб.д}} = S_{\text{сб}} \cdot l_{\text{сб.д}}, \text{ м}^3, \quad (4.10)$$

Количество сбоек скреперного штрека с дучками равно количеству дучек на блок, т.е.:

$$n_{\text{сб.д}} = n_{\text{д.б.}} \quad (4.11)$$

В конструктивном отношении, в зависимости от способа разделки, выпускные воронки представляют усеченную пирамиду или конус. Исходя из этого, объем воронки определяется по формуле:

$$V_{\text{в}} = \frac{1}{3} \pi (r_{\text{н}}^2 + r_{\text{в}}^2 + r_{\text{н}} r_{\text{в}}) h_{\text{р}}, \text{ м}^3, \quad (4.12)$$

где $h_{\text{р}}$ – высота разворонки дучки, м;

$r_{\text{н}}$, $r_{\text{в}}$ – соответственно радиусы нижнего и верхнего оснований, $r_{\text{н}} = 0,6$ м,

$r_{\text{в}} = 2,5$ м.

Во избежание потерь отбитой руды на гребнях дучек, угол откоса дучек принимаем $\alpha_{\text{от}} \geq 45^\circ$, тогда

$$h_{\text{р}} = \frac{l_{\text{д}} - d_{\text{д}}}{2}, \text{ м}, \quad (4.13)$$

Длина материально-ходового восстающего

$$l_{\text{хв}} = \frac{H_{\text{б}}}{\sin \alpha}, \text{ м}, \quad (4.14)$$

где $H_{\text{б}}$ – высота блока;

$H_{сб.х}$ – высота сбойки погрузочной камеры с материально-ходовым восстающим, $H_{сб.х}=2,0$ м;

α - угол падения залежи, $\alpha=75^\circ$.

Количество ходков в очистное пространство на одном фланге блока

$$n_{х.о} = \frac{(H_{б} - H_{д.в} - H_{шт.сл} - h_{п.ц} - \frac{l_{д} - d_{д}}{2})}{h_{х.о}}, \quad (4.15)$$

где $h_{х.о}$ – расстояние между ходками по вертикали, $h_{х.о} = 5$ м;

$h_{п.ц.}$ – высота подштрекового целика, $h_{п.ц.} = 3$ м.

Высота (толщина) подштрекового целика

$$h_{п.ц} = \frac{l_{д.в}}{2}, \text{ м}, \quad (4.16)$$

Высота (толщина) днища блока

$$h_{д.в} = \frac{l_{д.в}}{2}, \text{ м}, \quad (4.17)$$

Расчет производим для следующих условий:

$L_{б} = 50$ м; $H_{б} = 50$ м; $m_p = 2$ м; $\gamma = 2,62$ т/м³; $\alpha = 75^\circ$.

Количество дучек и воронок в днище блока

$$n_{д} = \frac{50 - 3,6 - 2,1}{3,6} = 12,1 \text{ шт.}$$

Длина сбойки скреперного штрека с дучкой

$$l_{сб.д} = 2,15 \cdot \tan 38^\circ - (2,0 - 0,7) \approx 1,4 \text{ м.}$$

Объем сбойки скреперного штрека с дучкой равен

$$V_{сб.д} = 3,6 \cdot 2,1 = 7,56 \text{ м}^3.$$

Высота разворонки дучки

$$h_p = (5,4 - 1,2) / 2 = 2,1 \text{ м.}$$

Объем разворонки дучки

$$V_{п.д} = \frac{1}{3} \cdot 3,6 \cdot 2,1^2 = 5,04 \text{ м}^3.$$

Суммарный объем разворонок в блоке

$$\sum V_{п.д} = 7 \cdot 18,7 = 130,9 \text{ м}^3.$$

Длина материально-ходового восстающего

$$l_{х.в} = \frac{50 - 2,0}{\sin 75^\circ} = \frac{48,0}{0,9659} = 49,7 \text{ м.}$$

Количество ходков в очистное пространство на одном фланге блока

$$n_{x.o.} = (50 - 4,3 - 2,15 - 3 - \frac{5,4 - 1,2}{2}) / 5,0 = 8$$

принимаем $n_{x.o.} = 8$, на блок $n_{x.o.6} = 16$.

Суммарный объем ходков на блок

$$\sum V_{x.o.} = 8 \cdot 3,36 \cdot 2,0 = 54 \text{ м}^3.$$

Толщина надштрекового целика

$$h_{н.ц} = 2,15 + (5,4 - 1,2)/2 = 4,25 \text{ м.}$$

Толщина днища блока

$$h_{д.б} = 4,3 + 2,15 + (5,4 - 1,2)/2 = 8,55 \text{ м.}$$

Длина отрезного восстающего

$$l_{o.в} = \frac{50 - 8,55 - 3 - 2}{\sin 75^\circ} = \frac{46,45}{0,9659} = 38 \text{ м.}$$

Объем подготовительно-нарезных работ для блока длиной $L_B = 50$ м, высотой $H_B = 50$ м приведен в таблице 4.2.

Рудные тела малой мощности, в случае подтверждения высокого содержания серы (25% и выше) в результате доразведки или эксплоразведки, должны отрабатываться системой разработки исключая слеживание отбитой руды. На этот блок составляется локальный проект отработки и организация работ с мероприятиями по предупреждению взрыва сульфидной пыли, а также самовозгорания. Локальный проект утверждается главным инженером рудника.

4.4.3 Расчет себестоимости проходки 1 м³ подготовительно - нарезных выработке

Расчет производится для проходки скреперного штрека сечением 3,23 м².

Таблица 4.2 - Объем горно-подготовительных и нарезных работ

№ п/п	Наименование Выработки	Число выработок	Размеры выработок				Объем		
			Высота, м	Ширин а, м	Сечени е, м ²	Длина, м	По руде, м ³	По породе , м ³	Всего, м ³
I	Подготовительные выработки								
1.1	Погрузочные камеры	1	5	4	20	5		100	100
1.2	Вентиляционный штрек	1	1,9	1,7	3,23	50	162	-	162
1.3	Материально-ходовой восстающий	1	2,6	2,6	6,8	50	340	-	340
1.4	Сбойка материально-ходового восстающего с погрузочной камерой	1	2	2,5	5	3,5	-	17,5	17,5
1.5	Рудоспуск	1	2	2,2	4,4	44		193,6	193,6
	Доставочный штрек	1	3	3,2	9,5	45,5		432	432
	Итого:	-	-	-	-	198	502	743,1	1245,1
II	Нарезные выработки								
2.1	Отрезной восстающий	1	2,85	1,6	4,6	38	266,8	-	266,8
2.2	Дучки	7	1,2	1,2	1,44	2/14	20,2	-	20,2
2.3	Разворонки дучек	7	-	-	-	-	130,7	-	130,7
2.4	Сбойки доставочного штрека с дучками (ниши под дучки)	7	1,8	2,0	3,36	1,4/9,8		32,9	32,9
2.5	Ходки в очистное пространство	16	2,0	1,8	3,36	2,5/40	134,4	-	134,4
	Итого:	-	-	-	-	101,8	552,1	32,9	585
	Всего:					299,8	1054,1	776	1830,1

Таблица 4.3 - Заработная плата проходчиков

№ п/п	Наименование профессии	Кол-во смен работы	Кол-во рабочих	Тарифная ставка, тенге/см	Общие затраты времени, чел. см	Общая сумма затрат, тенге
1.	проходчик	1	1	13800	1	13800
2.	взрывник	1	1	15300	1	15300
	Итого:					29100

Себестоимость 1 м³ горной массы горно-проходческих работ по статье «Заработная плата»:

$$C_{з.р} = \frac{\sum C \cdot K_{п}}{V_{отб} \cdot N_{ц}} = \frac{29100 \cdot 1}{6,12 \cdot 7} = 680 \text{ тенге/м}^3. \quad (4.18)$$

где $K_{п}$ – коэффициент премиальности, $K_{п} = 1$ с учетом премии;
 $\sum C$ - заработная плата проходчиков, тенге/см;
 $V_{отб}$ – объем отбойки за 1 цикл, м³;
 $N_{ц}$ – число циклов, совершаемых за смену.

Таблица 4.4 - Основные и вспомогательные материалы для проходки выработки S=3,23 м²

№ п/п	Наименование материалов	Норма	Ед.изм.	Цена ед., в т.ч. НДС, 12%,тенге	Общая сумма затрат, тенге
1.	Взрывчатые материалы (аммонит 6 ЖВ)	2,2	кг/м ³	630	1386,0
2.	Средства взрывания (20 % от стоимости ВВ)	-	-	-	277,0
3.	Буровая сталь	0,01	шт/м ³	52000	520,0
4.	Твердые сплавы	0,2	шт/м ³	4000	800,0
5.	Канаты стальные	0,135	п.м./м ³	700	95,0
6.	Вентиляционные рукава	0,012	м/м ³	3700	45,0
	Итого:				3123,0

Себестоимость 1 м³ горной массы по статье «Материалы»
 $C_{м.в} = 3123/6,12 = 510 \text{ тенге/м}^3.$

Таблица 4.5 - Затраты на электроэнергию и сжатый воздух для проходки выработки $S=3,23 \text{ м}^2$

Вид оборудования	Расход электроэнергии, кВт/час	Цена за 1 кВт, в т.ч. НДС, 12%, тенге	Кол-во часов в работе	Общая сумма затрат, тенге
1. Перфоратор ПР-63Л	-	-	7	792,0
2. Скреперная лебедка ЛС-30-2С	30	12	3	1 080,0
3. Вентилятор СВМ-6М	24	12	12	3456,0
Итого:				5 328,0

Себестоимость 1 м^3 горной массы по статье «Электроэнергия и сжатый воздух»:

$$C_{ЭВ} = \frac{5328}{6,12 \cdot 7} = 125 \text{ тенге/м}^3.$$

Таблица 4.6 - Амортизация оборудования для проходки выработки

Наименование оборудования	Количество	Стоимость ед., тенге	Сумма, тенге	Годовая амортизация, 15-25%	Амортизация, тенге в смену
1. Компрессор GA-30C	1	3 800 000	3 800 000	570000	792,0
2. Скреперная лебедка ЛС-30-2С	1	1 400 000	1 400 000	350000	486,0
3. Перфоратор ПП-63	2	240000	480 000	120000	167,0
4. Вентилятор СВМ-6М	1	230 000	230 000	57500	80,0
Итого:					1525,0

Себестоимость 1 м^3 горной массы по статье «Амортизация оборудования»:

$$C_A = \frac{1525}{6,12 \cdot 7} = 36 \text{ тенге/м}^3.$$

Таблица 4.7 - Себестоимость 1 м^3 горно-подготовительных работ

№ п/п	Виды затрат	Стоимость 1 м^3 горной массы, тг/м ³
1.	Заработная плата	680,0
2.	Основные и вспомогательные материалы	510,0
3.	Электроэнергия и сжатый воздух	125,0
4.	Амортизация оборудования	36,0
Итого:		1351,0
+ 10 % неучтенных		135,0
Всего:		1486,0

4.4.4 Обоснование потерь и разубоживания руды для системы разработки с магазинированием руды

Расчет потерь и разубоживания руды выполнен по методике, разработанной КазНТУ им. К.И. Сатпаева, под руководством проф. Б.У. Раскильдинова. В качестве выемочной единицы принимается очистной блок.

Балансовые запасы блока определяются по следующей формуле:

$$B_{Б.З} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_p \cdot (H_{Б} / \sin \alpha) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (4.19)$$

где γ_p – плотность руды, $\gamma_p = 2,62 \text{ т/м}^3$;

m_p – мощность рудной залежи, $m_p = 1-3 \text{ м}$;

$V_{Х.В}$ – ширина выработки материально-ходового восстающего, м.

В случае постоянного оставления руды в охранных целиках, зависящих от конструктивных особенностей проектируемой системы разработки, потери составят:

1. В потолочине – подштрековом целике ($\Pi_{П.Ц}$).
2. В днище блока ($\Pi_{Д.Ц}$):
 - потери в надштрековом целике ($\Pi_{Н.Ц}$);
 - потери в целике на уровне транспортного горизонта – доставочной выработки ($\Pi_{Т.Ц}$).
3. В междуканальных целиках ($\Pi_{М.Ц}$).

Потери руды в потолочине (подштрековом целике)

$$\Pi_{П.Ц} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_p \cdot (h_{П.Ц} / \sin \alpha) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (4.20)$$

где $h_{П.Ц}$ – высота подштрекового целика, $h_{П.Ц} = 3,0 \text{ м}$.

Потери руды в надштрековом целике



$$\Pi_{Н.Ц} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_p \cdot (h_{Н.Ц} / \sin \alpha) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (4.21)$$

где $h_{Н.Ц}$ – высота надштрекового целика, $h_{Н.Ц} = 4,25 \text{ м}$;

S_d – сечение дучки, $S_d = 1,14 \text{ м}^2$;

h_d – высота дучки, $h_d = 2 \text{ м}$.

Потери руды в целике на уровне транспортного горизонта



$$\Pi_{Т.Ц} = (L_{Б} - V_{Х.В}) \cdot m_p \cdot (H_{Д.В} / \sin \alpha) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (4.22)$$

где $H_{Д.В}$ – высота доставочной выработки на транспортном горизонте,
 $H_{Д.В} = 4,3 \text{ м}$;

$S_{Д.В}$ – сечение доставочной выработки, $S_{Д.В} = 12,5 \text{ м}$.

Потери руды в междуканальных целиках

$$-\dots\dots\dots - \quad (4.23)$$

Количество дучек (n_d) и воронок (n_B), ходков в очистное пространство ($n_{x.o}$) определяются по формулам (4.7) и (5.15).

Общие потери руды блока в массиве

$$\Pi_{П.Б} = (\Pi_{П.Ц} + \Pi_{Н.Ц} + \Pi_{Т.Ц} + \Pi_{М.Ц}), \text{ т}, \quad (4.24)$$

Коэффициент потерь руды

$$K_{\Pi} = \Pi_{П.Б} / B_{З.Б}, \quad (4.25)$$

Общие потери руды блока в процентах

$$\Pi_{П.Б} = \frac{\Pi_{П.Б}}{B_{З.Б}} \cdot 100, \quad \%, \quad (4.26)$$

Потери руды блока в массиве определяем для следующих условий:

$$L_B = 50 \text{ м}, H_B = 50 \text{ м}, \alpha = 75^\circ, \gamma_p = 2,62 \text{ т/м}^3; m_p = 2 \text{ м}.$$

Балансовые запасы блока:
при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$B_{Б.З} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (50 / \sin 75^\circ) \cdot 2,62 = 96 \cdot (50 / 0,9659) \cdot 2,62 = 13020 \text{ т}.$$

Потери руды в потолочине при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$\Pi_{П.Ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (3 / \sin 75^\circ) \cdot 2,62 = 782 \text{ т}.$$

Потери руды в надштрековом целике блока при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$\Pi_{Н.Ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (4,25 / \sin 75^\circ) \cdot 2,62 - 7 \cdot 2,62 \cdot (1,14 \cdot 2 + 1/3 \cdot 2,1 \cdot 3,14[(0,6)^2 + 0,6 \cdot 2,5 + (2,5)^2]) = 738 \text{ т}.$$

Потери в целиках на уровне транспортного горизонта при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$\Pi_{Т.Ц} = (50 - 2,0) \cdot 2 \cdot (4,3 / \sin 75^\circ) \cdot 2,62 - 12,5 \cdot 2 \cdot 2,62 = 1055 \text{ т}.$$

Потери руды в междуканальных целиках при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$\Pi_{М.Ц} = [2,0 \cdot (7,5 - 2,0) \cdot 2,62 \cdot (50 - 2,0) / \sin 75^\circ - 2 \cdot 5 \cdot 3,36 \cdot 2 \cdot 2,62] = 1256 \text{ т}.$$

Расчетные показатели потерь руды в блоке по видам их образования приведены в таблице 4.8.

Таблица 4.8 - Расчетные показатели потерь руды в блоке по видам их образования

№	Виды потерь руды	Условное обозначение	Количество, при мощности рудной залежи - 2,0 м	
			т	проц.
1	Балансовые запасы блока	Б _{Б.з}	13020	100
2	Потери в потолочине	П _{П.ц}	782	6,0
3	Потери в надштрековом целике	П _{Н.ц}	738	5,7
4	Потери в целике на уровне транспортного горизонта	П _{Т.ц}	1055	8,1
5	Потери в междукammerных целиках	П _{М.ц}	1256	9,6
	Всего потери блока	П _{П.б}	3831	29,4

В случае полного оставления подготовленных запасов руды к очистной выемке в охранных целиках, суммарные потери руды блока при мощности $m_p = 2,0$ м составят – 29,48 %.

В виду значительных потерь руды в охранных целиках, потолочине (подштрековый целик), целике на уровне транспортного горизонта и междукammerных целиках, они подлежат полной отработке после проведения очистной выемки руды в блоке.

Потери останутся только в днище блока – надштрековом целике. В этом случае фактические потери при мощности $m_p = 2,0$ м составят – 5,7 %. Потери руды прямо пропорциональны мощности отрабатываемого рудного тела.

Разубоживание руды определяется по следующей формуле:

$$R = \frac{m_0}{m_p} \cdot 100, \% \quad (4.27)$$

где m_0 – ширина очистного пространства после производства взрывных работ, м; m_p – средняя отрабатываемая мощность, м; γ_r – плотность руды, $\gamma_r = 2,62$ т/м³; γ_{Π} – плотность вмещающих пород, $\gamma_{\Pi} = 2,7$ т/м³.

Ширина очистного пространства m_0 зависит в основном от технологии проведения взрывных работ и определяется по формуле

$$m_0 = m_p + 2 m_{\text{Б.П}}, \text{ м}, \quad (4.28)$$

где $m_{\text{Б.П}}$ – величина одностороннего прихвата боковых пород, м.

При сплошной конструкции шпурового заряда
 $m_{Б.П} = (8 - 10) \cdot d_{ШЗ}, \text{ м}$ (4.29)

Ширина очистного пространства при сплошной конструкции шпурового заряда при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$m_0 = 2,0 + 2 \cdot 8 \cdot 0,043 = 2,7 \text{ м}$$

Разубоживание руды при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$K_p = \frac{(2,7 - 2) \cdot 2,7}{(2,7 - 2) \cdot 2,7 + 2,0 \cdot 2,62} \cdot 100 = 26,5 \%$$

Разубоживание руды обратно пропорционально мощности обрабатываемого рудного тела.

Извлекаемые запасы блока с учетом потерь и разубоживания руды определяются по формуле:

$$B_{из.б} = (50 - 2,0) \cdot 2,0 \cdot \frac{50}{\sin 75^\circ} \cdot 2,62 \cdot \frac{1 - 0,057}{1 - 0,26} = 16705 \text{ т}, \quad (4.30)$$

Извлекаемые запасы блока при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$B_{из.б} = (50 - 2,0) \cdot 2,0 \cdot \frac{50}{\sin 75^\circ} \cdot 2,62 \cdot \frac{1 - 0,057}{1 - 0,26} = 16705 \text{ т}.$$

Извлекаемые запасы обратно пропорциональны мощности обрабатываемого рудного тела.

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в п.м./1000 т отбитой руды

$$P_{пнв} = \frac{\sum L_{пнв}}{B_{из.б}}, \text{ м/1000 т}, \quad (4.31)$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в м³/1000 т отбитой руды

$$P_{пнв} = \frac{\sum V_{пнв}}{B_{из.б}}, \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}, \quad (4.32)$$

где $\sum L_{пнв}$ - суммарная длина подготовительно-нарезных выработок в блоке, $\sum L_{пнв} = 299,8 \text{ м}$;

$\sum V_{пнв}$ - суммарный объем подготовительно-нарезных выработок в блоке, $\sum V_{пнв} = 1830,1 \text{ м}^3$;

$B_{из.б}$ - извлекаемые запасы руды блока, т.

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок при мощности $m_p = 2,0 \text{ м}$

$$P_{пнв} = \frac{299,8}{16705} \cdot 1000 = 18 \text{ м/ 1000 т}$$

$$P'_{\text{пнв}} = \frac{1830,1}{16705} \cdot 1000 = 110 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}$$

4.4.5 Технологические параметры для потолкоуступного очистного забоя

На черт. СР-01-2015 приведена конструкция системы разработки и схема расположения шпуров при потолкоуступном забое.

Сечение выработки в черне 4 м^2 .

Характеристика взрывааемой массы:

- крепость 10 – 18, категория по буримости VIII- X.

Технологические условия бурения, заряжания и взрывания

а) диаметр шпура 43 мм

б) способ взрывания – электрический.

Объем отбойки в забое при потолкоуступной выемке с отбойкой руды горизонтальными шпурами определяется по формуле:

$$V_{\text{ОТБ.СЛ}} = l_{\text{ш}} \cdot \eta \cdot W \cdot m_p \cdot N_p, \text{ м}^3, \quad (4.35)$$

где $l_3 = l_{\text{ш}} \cdot \eta$ - уход забоя в направлении бурения шпуров, м;

N_p – число взрывааемых рядов шпуров в 1 слое блока.

W – линия наименьшего сопротивления шпура (ЛНС), м.

ЛНС шпура рассчитывается по формуле

$$W = 52 K_3 d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma e \omega}} = 52 \cdot 0,7 \cdot 0,043 \sqrt{\frac{1100}{2700 \cdot 0,98 \cdot 1,9}} = 0,73 \text{ м} \quad (4.36)$$

K_3 – коэффициент зажима, при $S < 20 \text{ м}^2$, $K_3 = 0,7$;

d – диаметр заряда, м;

Δ – плотность ВВ при заряжании, кг/м^3 ;

e – коэффициент работоспособности ВВ;

γ – плотность породы, кг/м^3 ;

ω – коэффициент структуры трещиноватости пород, для монолитных с жильными включениями $\omega = 1,9$.

Число взрывааемых рядов шпуров в 1 слое блока:

$$N_{p, \text{СЛ}} = \frac{L_{\text{СЛ}}}{W} = \frac{L_B - L_{\text{МКЦ}} - B_{\text{О.В}}}{W} = \frac{50 - 4,9 - 2}{0,73} = 59 \text{ шт} \quad (4.37)$$

принимаем $N_p = 60$.

$$V_{\text{ОТБ.СЛ}} = 2,0 \cdot 0,95 \cdot 0,73 \cdot 2 \cdot 60 = 167 \text{ м}^3.$$

Общее число шпуров в 1 слое блока:

$$N_{ш.сл} = N_p \cdot n_{ш.p} = 60 \cdot 2 = 120. \quad (4.38)$$

Общая длина шпуров в 1 слое блока

$$L_{ш.сл} = l_{ш} \cdot N_{ш} = 120 \cdot 2,0 = 240 \text{ м.} \quad (4.39)$$

Длина шпуров на 1 м³ отбойки руды:

$$L_0 = 240 / 167 = 1,44 \text{ м/м}^3.$$

Выход руды с 1 п.м. шпура

$$V_0 = 167 / 240 = 0,7 \text{ м}^3/\text{м}$$

Таблица 4.9 - Технологические параметры отбойки руды для потолкоуступного очистного забоя

Наименование шпуров	К-во шпуров	Глубина шпуров	Вес заряда ВВ				Очередность введения боевика	Длина забойки, м
			патронирован		гранулирован			
			на 1 шпур	на забой	на 1 шпур	на забой		
Отбойные	120	2,0	0,25	30	2,4	288	1	0,4
Всего	120	2,0	-	30	-	288	-	48

Таблица 4.10 - Техничко-экономические показатели при отбойке руды для потолкоуступного забоя

КИ Ш	Объем отбойки за цикл, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³		Выход руды с 1 п.м. шпура, м ³ /м	Расход шпурометров, м/м ³
		Патронир.	Гранулир.		
0,95	167	0,18	1,72	1,4	1,44

Количество смен, необходимых для выпуска руды 1-го слоя из блока:

$$n_{в.сл} = \frac{V_{от.сл} \cdot \gamma_p}{P_{скрп.лб}} = \frac{167 \cdot 2,62}{120} \approx 3,7 \text{ смен.} \quad (4.40)$$

Общее время выпуска руды из блока при системе разработки с магазинированием

$$t_B = \frac{B_{ИЗ.Б} \cdot 0,8}{P_{Скреп.Леб} \cdot n}, \text{ сутки}, \quad (4.41)$$

где n – количество смен в сутках;

$P_{Скреп.Леб}$ – сменная производительность скреперной лебедки при 10-ти часовой работе в смену, м³/смен.

При мощности $m_p = 2$ м и двухсменной работе в сутки

$$t_B = \frac{16705 \cdot 0,8}{120 \cdot 2} \approx 56 \text{ суток};$$

Количество смен для обурирования 1-го слоя в блоке

$$n_{Б.СЛ} = \frac{L_{Ш.СЛ}}{t_B \cdot n_B \cdot (P_{Б.Ч}) \cdot K_{Э.П}} = \frac{240}{11 \cdot 2 \cdot 38,4 \cdot 0,6} \approx 0,5 \text{ смены}, \quad (4.42)$$

где $P_{Б.Ч}$ – производительность 1-го перфоратора, $P_{Б.Ч} = 38,4$ м/час;

t_B – время работы в смену, $t_B = 11$ часов;

n_B – количество забойных бурильщиков;

$K_{Э.П}$ – коэффициент эксплуатации перфораторов в смену, $K_{Э.П} = 0,6$.

Общий расход ВВ на отбойку в слое блока

$$Q_{ВВ.СЛ} = q_{Ш} \cdot (l_{Ш} - l_H) \cdot N_{Ш.СЛ} = 1,7 \cdot (2,0 - 0,4) \cdot 120 = 326 \text{ кг}. \quad (4.43)$$

Фактический удельный расход ВВ в забое

$$q_{ОТБ} = Q_{ВВ.СЛ} / V_{ОТБ.СЛ} = 326/167 = 2 \text{ кг/м}^3. \quad (4.44)$$

4.4.6 Технологические параметры для сплошного очистного забоя

1. Сечение выработки в черне 86 м².
2. Характеристика взрывааемой массы:
крепость 10–18, категория по буримости VIII - X.
3. Технологические условия бурения, заряжания и взрывания
 - а) диаметр шпура 43 мм
 - б) способ взрывания – электрический.

Таблица 4.11 - Технологические параметры отбойки руды для сплошного очистного забоя

именование	К-во	Глубина	Вес заряда ВВ, кг		Очередность	Длина
			патронирован	гранулирован		

уров	шпуров	шпуров	на 1 шпур	на забой	на 1 шпур	на забой	введе ния боевика	забо йки, м
Отбойные	59	2,0	0,25	14,8	1,72	101,5	1	0,4
Контурные	118	2,0	0,25	29,5	1,72	203	1	0,4
Всего	177	354	-	44,3	-	304,5	-	70,8

Таблица 4.12 - Техничко-экономические показатели при отбойке руды для сплошного забоя

КИШ	Объем отбойки за цикл, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³		Выход руды с 1 п.м. шпура, м ³ /м	Расход шпурометров, м/м ³
		Патронир.	Гранулир		
0,95	167	0,27	1,82	0,47	2,2

Количество смен, необходимых для выпуска руды 1-го слоя из блока:

$$n_{B,CL} = \frac{167 \cdot 2,62}{120} \approx 3,7 \text{ смены.}$$

Общее время выпуска руды из блока при проектируемой системе $t_B = 56$ суток,

Количество смен для обурирования 1-го слоя в блоке

$$n_{B,CL} = \frac{L_{ш.сл}}{t_B \cdot n_B \cdot (P_{Б.ч}) \cdot K_{Э.П}} = \frac{354}{10 \cdot 2 \cdot 38,4 \cdot 0,7} \approx 0,66 \text{ смен,} \quad (4.39)$$

где $P_{Б.ч}$ – производительность 1-го телескопного перфоратора, $P_{Б.ч} = 38,4$ м/час;

t_B – время работы в смену, $t_B = 10$ часов;

n_B – количество забойных бурильщиков;

$K_{Э.П}$ – коэффициент эксплуатации перфораторов в смену, $K_{Э.П} = 0,7$.

Общий расход ВВ на отбойку в слое блока

$$Q_{ВВ.сл} = q_{ш} \cdot (l_{ш} - l_H) \cdot N_{ш.сл} = 1,7 \cdot (2,0 - 0,4) \cdot 177 = 481 \text{ кг.} \quad (4.40)$$

Фактический удельный расход ВВ в забое

$$q_{ОТБ} = Q_{ВВ.сл} / V_{ОТБ.сл} = 481 / 167 = 2,88 \text{ кг/м}^3. \quad (4.41)$$

4.4.7 Расчет участковой себестоимости системы разработки с магазинированием руды для сплошного очистного забоя ($m_p = 2,0$ м)

Таблица 4.13 - Заработная плата горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ)

Наименование профессий	Кол-во смен работы	Кол-во рабочих	Тарифная ставка, тенге/час	Общие затраты времени, смен	Общая сумма затрат, тенге
ГРОЗ					
Забойщик	1	2	13800	2	27600
Взрывник	1	2	15300	2	30600
Итого:					58200

Себестоимость 1 т руды по статье «Заработная плата»:

$$C_{c.p} = \frac{\sum C_3 \cdot K_{II}}{V_{отб.у} \cdot \gamma} = \frac{58200 \cdot 1,2}{167 \cdot 2,62} = 160 \text{ тенге/т}, \quad (4.42)$$

где K_{II} — коэффициент премиальности, $K_{II} = 1,2$ с учетом премиальных;

$V_{отб.у}$ — объем отбойки уступа, $V_{отб.у} = 167 \text{ м}^3$.

Таблица 4.14 - Основные и вспомогательные материалы при отработке системой с магазинированием руды

	Наименование материалов	Норма	Ед.изм	Цена ед., тенге	Общая сумма затрат, тенге
.	Взрывчатые материалы (аммонит 6 ЖВ)	2,88	кг/м ³	630	303005,0
.	Средства взрывания (20 % от стоимости ВВ)	-	-	-	60601,0

.	Буровая сталь	0,377	кг/м ³	2000	125918,0
.	Твердые сплавы	0,18	шт/м ³	4000	120240,0
.	Лес крепежный	0,01	м ³ / м ³	40 000	66800,0
	Итого:				676564,0

Себестоимость 1 т руды по статье «Материалы» $C_{М.В} = \frac{676564}{167 \cdot 2,62} = 1546,0$ тенге/т.

Таблица 4.15 - Затраты на электроэнергию и сжатый воздух для очистных работ

Вид оборудования	Расход электроэнергии, кВт/час	Цена за 1 кВт, в т.ч. НДС, 12%, тенге	Кол-во часов в работе	Общая сумма затрат, тенге
1. Перфоратор ПТ-48, 4 единицы	-	-	9	4073,0
2. Скреперная лебедка ЛС-30-2С	30	12	35	12600,0
Итого:				16 673,0

Себестоимость 1 м³ горной массы по статье «Электроэнергия и сжатый воздух»:

$$C_{ЭВ} = \frac{16673}{167 \cdot 2,62} = 38 \text{ тенге/т.}$$

Таблица 4.16 - Амортизация оборудования

	Наименование оборудования	Кол-во	Стоимость ед., тенге	Сумма, тенге	Суммарные отчисления, тенге
1.	Компрессор GA-90C	1	10 000 000	10000 000	16666,0
2.	Перфоратор ПТ-48	4	400 000	1 600 000	13333,0
	Неучтенные 10%				3000,0
	Итого:				33000,0

Себестоимость 1 т руды по статье «Амортизация оборудования»

$$C_{А.О} = \frac{33000}{167 \cdot 2,62} = 75 \text{ тенге/т.}$$

Стоимость погашения ГПР

$$C_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР} \cdot C_{ГПР}}{B_{из.б}} = \frac{1830 \cdot 1486}{16705} = 163 \text{ тенге/т}, \quad (4.43)$$

где $V_{ГПР}$ – суммарный объем ГПР по блоку, $V_{ГПР} = 1830 \text{ м}^3$;
 $C_{ГПР}$ – стоимость 1 м^3 горной массы, $C_{ГПР} = 1486 \text{ тенге /м}^3$.

Таблица 4.17 - Себестоимость очистной выемки по системе разработки с магазинированием руды

Виды затрат	Стоимость 1 т руды, тенге/т
Заработная плата	160,0
Основные и вспомогательные материалы	1546,0
Электроэнергия и сжатый воздух	38,0
Амортизация оборудования	75,0
Итого:	1819,0
Погашение ГПР	163,0
Итого по системе:	1982,0

Конструкция различных вариантов рекомендуемой системы приведена на черт СР-01-2015 и СР-02-2015.

4.5 Этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков

Конструкция системы разработки приведена на СР-03-2015.

Основные параметры системы разработки:

- высота блока равна высоте этажа - 50 м;
- длина блока - 50-100 м;
- длина камер - 50 м;
- ширина камер равна мощности рудных тел - 5-15 м;
- высота подэтажей - 15 - 16м

При мощности рудного тела от 3 до 15 м, а так же при сближенных рудных телах находящихся друг от друга до 7м отрабатываемых одновременно одной камерой подготовка и нарезка блока заключается в проходке по породе на уровне основного горизонта транспортного

квершлага, заездов на уровень доставочно-бурового горизонта, подэтажных доставочно-буровых штреков, рудоспусков, вентиляционных восстающих и отрезного восстающего. Все подэтажные доставочно-буровые выработки проходят по руде, что позволяет уточнить контуры рудного тела в процессе подготовительно-нарезных работ и снизить потери и разубоживание руды при очистной выемке.

По мере проходки квершлага в пределах выемочного участка сооружаются рудо-погрузочные пункты и технологические ниши безопасности.

На уровне отметки основных этажей проходится автотранспортный уклон, с которого проходят доставочно-буровые штреки до сбойки с вентиляционными восстающими.

При мощности рудного тела от 5 до 10 м доставочно-буровые штреки располагают, при устойчивых вмещающих породах, в лежащем боку рудного тела для бурения параллельных скважин и производства щадящих взрывов при очистных работах, что позволяет сохранению лежащего бока рудного тела от возможных обрушений.

При мощности рудного тела более 10 м подготовку блока ведут двумя (или тремя) спаренными доставочно-буровыми штреками с оставлением рудного целика между ними шириной от 3 м до 5 м. Ширина рудного целика днища должна зависеть от мощности рудного тела отрабатываемого выемочного участка. На фланге выемочного участка проходят отрезной восстающий с целью оформления отрезной щели для ведения очистных работ.

Высота подэтажа принята, исходя из оптимальной глубины скважин малого диаметра, и составляет 15-16 м.

Во всех вариантах в средней части участка проходят рудоспуски. Расстояние доставки при этом составляет 75-100 м.

Сечения подготовительно-нарезных выработок и рекомендуемые типы крепи показаны на черт.ГКР-01-2015.

Подготовительно-нарезные выработки проходятся из автотранспортного уклона и квершлага с применением дизельного самоходного оборудования.

Параметры основных конструктивных элементов рекомендуемых вариантов систем разработки подлежат уточнению в процессе опытных работ.

4.5.1 Очистные работы

Очистные работы заключаются в обурировании массива руды скважинами из подэтажных выработок, зарядании и взрывании скважин и выпуске отбитой руды из торцов выработок. Выпуск отбитой руды ведут из торца доставочно-буровых выработок с помощью ПДМ, оборудованного

дистанционно управляемым средством. Оснащение погрузочно-доставочных машин пультом дистанционного управления системы «ТРОТЕЛ» обеспечивает высокую безопасность при выпускных работах, подчистке днищ камер предупреждающих самовозгорание руды с высоким содержанием серы и повышает эффективность использования самоходного оборудования. Запасы подэтажа погашают путем послойного взрывания скважин. После выпуска отбитой руды производят зачистку днища камеры с оставлением минимального объема отбитой руды, которая извлекается при отработке запасов нижнего подэтажа.

Бурение скважин начинают после завершения проходки отрезного восстающего, когда на горизонте доставки созданы условия для проветривания выработок. В первую очередь бурят скважины для образования отрезной щели и отбойки руды в смежной со щелью приконтурной зоне. Скважины диаметром 75мм бурят буровой установкой Simba1254 перфоратором с верхним ударником, либо станками ЛПС-3У и КС-50.

ЛНС и расстояние между скважинами рассчитываются по формулам

$$W = \sqrt{\frac{Q \cdot e}{q_0 \cdot \gamma \cdot m}} = \sqrt{\frac{5,3 \cdot 1,5}{1,3 \cdot 2,62 \cdot 1}} = 1,5 \text{ м} \quad ()$$

где Q - количество ВВ размещаемое в 1м скважины, кг;

e - коэффициент относительной работоспособности ВВ;

q_0 - удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³. По данным Б. Н.

Кутузова и др.

γ - плотность руды, т/м³;

m - коэффициент сближения зарядов; $m = 1-1.2$ - в направлении, параллельном плоскости забоя; $m = 1$ - для монолитных руд.

$$Q = \frac{\pi d^2 \rho l}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,075^2 \cdot 1200 \cdot 1}{4} = 5,3 \text{ кг} \quad ()$$

где d - диаметр скважины, м;

ρ - плотность заряда ВВ, кг/м³;

l - длина скважины, равная 1м.

$$e = \frac{360}{A} = \frac{360}{240} = 1,5 \quad ()$$

где A - работоспособность игданита, см³.

Проектом принимается минимальное и максимальное расстояние между скважинами в веере 0,8 и 2,2м, соответственно.

Расстояние от борта просечки - 0,3-0,5м. Основную часть запасов руды секции (камеры) обуривают полувеерно-расположенными скважинами с ЛНС равной 1,5 м и расстояние между концами скважин в веере 2-2,2 м. Выход руды с 1 м скважин $d75$ мм – 5,5-7,5 т. В каждом опорном комплекте необходимо предусмотреть бурение одной-двух контрольных скважин по бортам для установления контакта руда-порода. После разбуривания контрольных скважин с учетом полученных данных составляется проект на разбуривание всего массива руды в камере (секции). В проекте на разбуривание необходимо предусматривать перебур скважин до контактов

руда-порода на 0,3-0,5 м. Оформление отрезной щели начинают после завершения бурения не менее 3 вееров комплектов скважин на подэтаже, но не более 5-6 вееров. Для ускорения зарядки скважин необходимо применять рассыпные ВВ (гранулит, игданит и т. п.). Зарядку скважин производят пневмозарядчиками Ульба-150 или ЗП-25. Общий вес взрываемого заряда не должен превышать 1000 кг. Взрывание электрическое короткозамедленное, при этом масса взрываемого заряда ВВ в одном замедлении не должна превышать 500 кг. Поэтому одновременно должно взрываться не более трех вееров с замедлением между ними 30-45 мс. Удельный расход ВВ на отбойку при диаметре 75 мм составляет 0,6-0,85 кг/т.

Обуривание массива руды ведут буровой установкой Simba1254 как от флангов блока к центру, так и от фланга к флангу. При мощности рудного тела до 10 м принято параллельное или полувеерное расположение скважин. При этом скважины висячего бока рудного тела необходимо располагать параллельно к контакту руды с породой на расстоянии 0,5-0,7 м. Причем при мощности 3-5 м, массив руды рекомендуется обуривать параллельными сближенными скважинами диаметром 64 мм (см. черт. ГТР-02-2015). В каждом ряде обуривается три-пять скважины. Придание отбиваемому слою наклона (67-73°) в сторону выработанного пространства снижает количество выбрасываемой отбитой руды по длине камеры и способствует накоплению основной отбитой массы в зоне выпуска.

Как показывает опыт аналогичных рудников, при таких схемах расположения скважин обеспечивается полнота отбойки и исключается подрыв пород висячего бока. При мощности рудного тела до 5 м комплект скважин включает параллельные и веерно расположенные скважины, а при большей мощности скважины располагают веерно. Рекомендуемые параметры буровзрывных работ подлежат уточнению в процессе опытных работ.

Отбойка руды производится на отрезной восстающий или на предварительно образованную отрезную щель от флангов блока к центру. Верхний подэтаж отрабатывают с опережением по отношению к нижнему. Руду можно отбивать вертикальными слоями или наклонными под углом 67-73° в сторону выработанного пространства слоями. В зависимости от мощности за один прием отбивают по одному-два слоя руды на каждом подэтаже. Перед очередным взрывом производят выпуск отбитой руды и производят дозачистку воронки выпуска, что обеспечивает накоплению отбитой руды в пределах зоны выпуска. При принятом порядке взрывания скважин и схемы выпуска на подэтажах отбитая руда располагается в районе воронки выпуска под углом естественного откоса.

При мощности рудного тела более 10 м отбойка руды в блоке производится секциями шириной 12-17 м, расположенными вкрест простирания рудного тела. Фронт очистных работ также продвигается от фланга блока к его центру. В крайней фланговой секции на контакте с висячим боком оформляется отрезная щель путем отбойки скважин на

отрезной восстающий. Отбойка руды на выемочном участке производится от крайней секции висячего бока к лежащему (или наоборот) взрыванием веерно расположенных скважин на отрезную щель. Скважины бурят из доставочно-буровых подэтажных штреков, расположенных в центральной части рудного тела. Выемку руды в секциях (камерах) ведут сплошным фронтом с отставанием друг от друга на величину 1-2 ЛНС.

Очистные камеры располагают по простиранию или вкрест простирания. Порядок отработки запасов камер и направления фронта очистных работ в блоке корректируются после уточнения контуров рудных тел по данным эксплоразведочных выработок. Затем на основе уточненных опробованием контуров рудного тела, горнотехнических условий и определения фактической мощности рудного тела корректируется (составляется) рабочая документация на отработку рудных тел.

Принятый порядок отработки выемочного участка уменьшает сейсмическое влияние взрывных работ на состояние бортов камеры.

Рекомендуемый настоящим Проектом комплекс самоходного оборудования для очистных работ обеспечивает заданную производительность в объеме 100 тыс. т в год и соответствует составу, рекомендуемому «Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» [11].

Удельные объемы подготовительно-нарезных работ по различным вариантам принятой проектом этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков приведены в таблице 4.18.

Для обеспечения безопасности горных работ и полноты выемки запасов камер первой очереди при отработке рудных тел мощностью более 10 м оставляют временные межкамерные рудные целики шириной 8-10 м, которые отрабатываются последовательно после выемки запасов камер 2-3 очереди. Для подготовки временных целиков к отработке составляется проект на его отработку и утверждается главным инженером рудника. Порядок подготовки и отработки временных целиков аналогичен отработке запасов камер первой очереди.

Таблица 4.18 - Удельные объемы подготовительно-нарезных работ

№ п./п	Наименование показателей	Мощность рудного тела, до 5 м	Мощность рудного тела, 5-10 м	Мощность рудного тела, более 10 м	Средне-взвешенные показатели
1.	Удельный объем горно-подготовительных работ, м ³ /1000 т	32,7	26,4	20,4	26,5
	в т. ч. по руде	-	-	-	-
	по породе	32,7	26,4	20,4	26,5
2.	Удельный объем	36,3	29,5	22,7	29,5

	нарезных работ, м ³ /1000 т				
	в т. ч. по руде	36,3	29,5	22,7	29,5
	по породе	-	-	-	-
3.	Удельный объем подготовительно- нарезных работ, м ³ /1000 т	69,0	55,9	43,1	56,0
	в т. ч. по руде	36,7	29,5	22,7	29,5
	по породе	32,3	26,4	20,4	26,5

Производительность труда забойного рабочего на очистных работах и по системе определена расчетным путем по производительности и трудоемкости отдельных технологических процессов, а производительность подземного и рабочего по руднику – с учетом штата подземного и поверхностного персонала.

Ниже приведены основные технико-экономические показатели:

Удельный объем подготовительно-нарезных работ, м³/1000 т - 56,0

Производительность труда:

- забойного рабочего на очистных работах, м³/чел. смену - 41,0;

- забойного рабочего по системе, м³/чел. смену - 19,0.

4.5.2 Кондиционный кусок руды

В соответствии с типом принятых погрузочно-доставочных машин и автосамосвалов размер кондиционного куса принят 400 мм. Такой размер куса обеспечивает нормальную работу люков, погрузочного и транспортного оборудования. Принятый размер кондиционного куса обеспечивается мелкошпуровой отбойкой горной массы на проходческих работах и применением скважин малого диаметра (75 мм) на очистных работах.

4.5.3 Подготовка и отработка пускового комплекса

Подготовка и нарезка запасов пускового комплекса горизонта отм. +800 и +750м требует выполнения горнопроходческих работ в объеме горно-капитальных работ: горизонтальные выработки 754 п.м. (9651,2 м³); наклонные - 403 п.м (5239 м³); вертикальные 70 п.м. (420 м³). Горно-подготовительные и нарезные работы 2402 м³. Удельный объем горнопроходческих работ на 1000 т товарной руды составляет 36 м³.

Вскрытие и подготовка запасов руды горизонта +800 м к отработке заключаются в проходке автотранспортного уклона (АТУ), засеченного из существующей штольни, далее на отметке +800 м проходится квершлаг до

сбойки с ранее пройденным разведочным штреком, который восстанавливается и расширяется до размеров, принятых настоящим проектом и используется в качестве бурового штрека для отработки рудного тела. Кроме того, из кваршлага проходят доставочные этажные штреки для остальных рудных тел.

Для подготовки рудных тел с автотранспортного уклона кваршлагом вскрывают близлежащие рудные тела и проходят автотранспортный штрек, затем из него в пределах блока - блоковые доставочные орты-заезды по каждому рудному телу – доставочно-буровые штреки до границ блока, а из них – вентиляционный и отрезной восстающие на высоту этажа (подэтажа).

Обустройство массива руды производится восходящими скважинами из буровых подэтажных штреков. Вначале образуют отрезную щель взрыванием скважин на отрезной восстающей и, после выпуска отбитой руды, из щели ведут отбойку и выпуск руды с торца доставочно-бурового штрека. Направление отбойки - от флангов выемочного участка к его центру.

Выпуск руды осуществляется с торца доставочно-бурового штрека погрузочно-доставочной машиной АСУ-2С, оснащенной аппаратурой дистанционного управления, позволяющей работать с заходом в очистное пространство. Разгрузка руды ПДМ производится в рудоспуск, пройденный с горизонта 750 м. Рудоспуски оснащены вибропитателями типа ПВУ, производительностью 70-100 т/час. Вывозка руды из рудоспуска на поверхность производится автосамосвалом типа УК 20 LP грузоподъемностью 21 т.

4.5.4 Горно-подготовительные и нарезные работы блока

Подготовка блока включает проведение вентиляционного штрека, материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока – проведение подэтажных штреков, отрезного восстающего.

Материально-ходовой восстающий нижележащего горизонта (блока) будет служить рудоспуском.

4.5.5 Определение конструктивных параметров и объема подготовительно-нарезных работ блока

Параметры целика также как для системы разработки со шпуровой отбойкой определяются по методике ВНИМИ.

Приведем пример расчетов параметров целиков при отбойке скважинами для мощности рудного тела – 10м, глубины заложения камер от поверхности 100 м, длине блока – 50м.

Определяем ширину ножки целика, для этого по формуле (4.1) находим q

$$q = \frac{25,7 \cdot 100 \cdot 1,8 \cdot 0,8 \cdot 0,45 \cdot 15 \cdot 2}{2000 \cdot 0,5 \cdot 0,6 \cdot 120 \cdot (15 - 2)} = 0,05$$

$$\text{Тогда } a^i = \sqrt{0,05 \cdot 50} = 1,6 \text{ м.}$$

Общая ширина целика по формуле (4.3) равна

$$a = 2 \cdot 1,6 + 2 = 5,2 \text{ м.}$$

В таблице 4.19 приведены параметры целиков при скважиной отбойке из подэтажных штреков для маломощных рудных залежей 4 - 7 м и глубиной разработки 50 и 100 м.

Таблица 4.19 - Параметры целиков при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Глубина рудной залежи							
		H=50м			H=100м		
L	m	5	6	7	5	6	7
50		4,6	4,7	4,9	6,0	6,1	6,4
80		5,4	5,6	5,8	7,0	7,4	7,7
100		6,0	6,1	6,4	7,5	8,1	8,6

Объем подготовительно-нарезных выработок в блоке при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков приведен в таблице 4.20.

Таблица 4.20 - Объем горно-подготовительных и нарезных работ в блоке при системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

	Наименование выработки	Число выра- боток	Размеры выработок					Объем		
			Высота, м	Ширина, м	Сечение, м ²	Длина одной,м	Сум- марная длина,м	По руде, м ³	По породе, м ³	Всего, м ³
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Подготовительные выработки									
1.1	Вентиляционный штрек	1	3,6	3,9	12,5	50	50	625	-	625
1.2	Материально-ходовой восстающий	1	2,6	2,6	6,8	47	47	-	320	320
	Итого:	-	-	-	-	-	97	625	320	945
2	Нарезные выработки									
2.1	Подэтажный штрек	3	3,6	3,9	12,5	50	150	1250	-	1250
2.2	Отрезной восстающий	3	1,6	2,85	4,6	15	45	207	-	207
	Итого:						195	1457	-	1457
	Всего:						292	2082	320	2402

В соответствии с Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки 1ВНТП 37 86 проектом принимаются следующие технико-экономические показатели системы разработки подэтажного обрушения с применением самоходного оборудования:

Удельный объем подготовительно-нарезных работ - $30 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}$;

Выход руды с 1 м скважины, м^3 ,

при диаметре скважин: 60 мм - 1-1,5; 70 мм - 1,5-2; 100 мм - 3-4;

Удельный расход ВВ на отбойку - 1,2-1,3 $\text{кг}/\text{м}^3$;

Средняя производительность блока - 15 тыс.т/мес;

Производительность труда рабочего по системе - $10 \text{ м}^3 / \text{чел.} \cdot \text{смену}$.

4.5.6 Обоснование потерь и разубоживания руды для мощности 10 метров

В случае оставления руды в охранных целиках, потери руды при данной системе составят:

- потери в днище блока ($\Pi_{\text{д.ц}}$);
- потери в междукammerных целиках ($\Pi_{\text{м.ц}}$).

Потери в днище блока определяется по формуле

$$\Pi_{\text{д.ц}} = ((L_{\text{Б}} - B_{\text{ХВ}})(h_{\text{д.ц}}/\sin\alpha)m_p\gamma_p - n_{\text{д}}\gamma_p(S_{\text{д}}h_{\text{д}} + 1/3h_p \pi (r_{\text{В}}^2 + r_{\text{В}}r_{\text{м}} + r_{\text{п}}^2))), \text{ т},$$

где $h_{\text{д.ц}}$ - высота днища блока, $h_{\text{д.ц}} = 4,85 \text{ м}$.

Потери в днище блока при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$\Pi_{\text{д.ц}} = ((50-2) \cdot 4,85/\sin 75^\circ \cdot 10 \cdot 2,62 - 6 \cdot 2,62(1,76 \cdot 2,5 + 1/3 \cdot 2,35 \cdot 3,14((0,75)^2 + 0,75 \cdot 3,1 + (3,1)^2))) = 6314,6 - 551,7 = 5763 \text{ т},$$

Потери в междукammerных целиках определяют по следующей формуле

$$\Pi_{\text{м.ц}} = ((L_{\text{МКЦ}} - B_{\text{ХВ}})m_p\gamma(H_{\text{Б}}h_{\text{д.ц}})/\sin\alpha - \Pi_{\text{п.э}}S_{\text{п}}(L_{\text{МКЦ}} - B_{\text{ХВ}})), \text{ т},$$

где $S_{\text{п}}$ – сечение подэтажного штрека, $S_{\text{п}} = 8,5 \text{ м}^2$;

$\Pi_{\text{п.э}}$ – количество подэтажей, $\Pi_{\text{п.э}} = 2$.

Потери в междукammerных целиках при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$\Pi_{\text{м.ц}} = ((8,6-2,6) \cdot 10 \cdot 2,62 \cdot (50-4,85)/\sin 75^\circ - 3 \cdot 8,5(8,6-2,6)) = 7348 - 153 = 7195 \text{ т}$$

Расчетные показатели потери руды в блоке по месту их возможного образования приведены в таблице 4.21.

Таблица 4.21 – Потери руды в блоке

Виды потерь руды		Условное обозначение	Мощность рудной залежи	
			$m_p=10,0$ м	
			т	%
1	Балансовые запасы блока	$B_{б.з}$	64286,0	100
2	Потери в днище блока	$\Pi_{д.ц}$	5763,0	10,0
3	Потери в междукammerных целиках	$\Pi_{м.ц}$	7195,0	11,2
	Всего	$\Pi_{п.б}$	51328,0	21,2

Балансовые запасы блока определяются по формуле:

$$B_{б.з} = ((L_B - B_{XB}) m_p H_b / \sin \alpha \cdot \gamma_p, \text{ т},$$

при мощности $m_p=10,0$ м

$$B_{б.з} = (50 - 2,6) \cdot 10 \cdot 50 / \sin 75^\circ \cdot 2,62 = \mathbf{64286 \text{ т}},$$

В случае оставления руды только в днище блока, потери в блоке при мощности $m_p=10,0$ м для проектируемой системы составят – **10%**.

Для этого рудные тела отрабатывают в нисходящем и отступающем порядке. После отработки предыдущего блока (камеры) вместе с отработкой последующего блока (камеры) погашаются междублоковые (камерные) целики.

Целики в днище блока (камеры) в пределах этажа, также погашаются из нижележащего блока (камеры), за исключением целиков в днище, находящихся на уровне транспортного горизонта.

Ширина очистного пространства в блоке после производства очистной отбойки

$$m_o = m_p + 2 m_{б.п} d_{ск.з}, \text{ м},$$

При скважинной отбойке со сплошной конструкцией колонкового заряда величина одностороннего прихвата ($m_{б.п}$) составляет не менее 10 диаметров заряда т.е. $m_{б.п} \geq 10 d_{ск.з}$. при мощности $m_p=10,0$ м

$$m_o = 10,0 + 2 \cdot 10 \cdot 0,075 = 11,5 \text{ м}.$$

Разубоживание руды определяется по формуле:

$$K_p = \frac{(m_o - m_p) \gamma_n}{(m_o - m_p) \gamma_n + m_h \gamma_p} 100\%$$

при мощности $m_p=10,0$ м

$$K_p = \frac{(11,5 - 10,0)2,7}{(11,5 - 10,0)2,7 + 10,0 \cdot 2,62} 100 = 13,4\%$$

Извлекаемые запасы блока с учетом потерь и разубоживания

$$B_{изв} = B_{б.з}((1 - K_{п.б}) / (1 - K_p)), \text{ т},$$

$$B_{изв} = 64286 (1 - 0,1) / (1 - 0,134) = 66810 \text{ т}.$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок в м/1000т и м³/1000т отбитой руды определяется по формулам:

$$P_{пнв} = \frac{\sum L_{пнв}}{B_{изв}} 100 \text{ т, м/1000т};$$

$$P'_{пнв} = \frac{\sum V_{пнв}}{B_{изв}} 100 \text{ т, м}^3/\text{1000т}.$$

Удельный объем подготовительно-нарезных выработок:

при мощности $m_p = 10,0 \text{ м}$

$$P_{пнв} = (292 / 66810) \cdot 1000 = 4,4 \text{ м/1000т};$$

$$P'_{пнв} = (2402 / 66810) \cdot 1000 = 36 \text{ м}^3/\text{1000т}.$$

Расчетные показатели удельного объема подготовительно-нарезных выработок не превышают принятых проектом и удовлетворяют условиям проектирования.

Принимая во внимание вероятность применения системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков свыше 85%, по руднику «Енбекши» проектом принимаются нижеприведенные значения потерь – 9,4% и разубоживания – 15,4%. После доразведки и при выполнении локальных проектов на отработку месторождения по блокам и этажам, потери - разубоживания будут уточняться для каждого выемочного блока.

4.6 План подготовки запасов подземного рудника

Проектом предусмотрено несколько этапов вскрытия:

Первый этап предусматривает проходку комплекса горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок, обеспечивающих начало очистной добычи в соответствии с принятой системой разработки и постоянной схемой проветривания рудника. При этом попутная добыча руды начинается на этаже +800 м параллельно со строительством рудника (проходкой горно-капитальных выработок), как только будет запущена общешахтная система проветривания.

На втором этапе и последующих этапах продолжаются работы по проходке горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок исходя из производительности рудника 100 тыс. т в год с

соблюдением установленных нормативов вскрытых (не менее 12 мес.), подготовленных (не менее 15 мес.) и готовых к выемке запасов (не менее 2 мес.) и принятого шага вскрытия 50 м.

Вскрытие месторождения транспортным уклоном и условия вентиляции позволяют выполнять проходку горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных работ по строительству рудника одновременно тремя-четырьмя забоями, в т. ч. один по проходке вертикальных выработок.

Это позволяет максимально сократить время строительства горных выработок, для проведения которых предусмотрено три комплексные бригады.

Каждая бригада оснащена комплексом высокопроизводительного самоходного оборудования, обеспечивающего скорости проходки выработок. Первая бригада будет выполнять все работы по проведению автотранспортного уклона. Вторая и третья бригады будут выполнять все работы по проведению этажных горизонтальных и наклонных выработок. Четвертая бригада выполняет все работы по проведению вертикальных выработок.

Разработанный план горно-капитальных работ при строительстве подземного рудника предусматривает:

- Последовательность и совмещение выполнения горнопроходческих работ с целью максимального сокращения сроков строительства.
- Вскрытие, подготовку и нарезку рабочих этажей для производства очистных работ на этажах с отметками: +800 и +750 м.

Проектом предусматривается, что на монтаж стационарного оборудования на поверхности будут привлечены специализированные монтажные организации.

До начала монтажных работ все оборудование и металлоконструкции должны быть заказаны, изготовлены и доставлены на промплощадку рудника.

В таблице 4.23 представлен план производства горно-капитальных и горно-подготовительных работ на первый этап вскрытия, обеспечивающий начало добычи руды системой разработки с магазинированием и системой с отбойкой из подэтажных штреков. При этом проходятся все вскрывающие капитальные выработки на этажах с отметками: +800 и +750 м.

4.6.1 Обеспеченность рудника вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами

Определяются запасы, по степени готовности к эксплуатации - вскрытые, подготовленные и готовые к выемке в соответствии с ([11] таблица 2), допустимыми нормативами подготовленных и готовых к выемке запасов.

Для рудника «Енбекши» при годовой добыче 100 тыс. т руды в год и отработке запасов системой разработки с магазинированием и подэтажными штреками в соотношении 20:80 процентов рассчитываются запасы, по степени готовности

Для системы разработки с магазинированием

Подготовленные запасы товарной руды – 10 месяцев

$$Z_{\text{подг}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{п}} = 1700 \cdot 10 = 17000 \text{ т}$$

где $A_{\text{мес}}$ – месячная добыча применяемой системой разработки;

$T_{\text{п(г)}}$ – подготовленные (готовые) запасы

Количество руды в блоке без учета временно не активных запасов составляет

$$Z_{\text{акт. бл.}} = B_{\text{Б.З}} - П_{\text{П.Б}} = 13020 - 738 = 12282 \text{ т.}$$

Количество блоков подготовленных запасов

$$N_{\text{подг}} = Z_{\text{подг}} / Z_{\text{акт. бл.}} = 17000 / 12282 = 1,4 \text{ блока.}$$

Готовые запасы товарной руды – 5 месяцев

$$Z_{\text{гот}} = A_{\text{мес}} \cdot T_{\text{г}} = 1700 \cdot 5 = 8500 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = Z_{\text{гот}} / Z_{\text{акт. бл.}} = 8500 / 12282 = 0,7 \text{ блока.}$$

Для системы разработки с подэтажными штреками

Подготовленные запасы товарной руды – 15 месяцев

$$Z_{\text{подг}} = 6700 \cdot 15 = 100500 \text{ т}$$

$$N_{\text{подг}} = 100500 / 58523 = 1,7 \text{ блока.}$$

Готовые запасы – 2 месяца

$$Z_{\text{гот}} = 6700 \cdot 2 = 13400 \text{ т}$$

$$N_{\text{гот}} = 13400 / 58523 = 0,3 \text{ блока.}$$

На проведение выработок 1-го горизонта вскрытия и подготовки потребуется 10 месяцев плюс один месяц для подготовки рудника к сдаче в эксплуатацию.

Со 2-го года начала строительства подземный рудник должен начать очистные работы на этаже +800м.

Общий объем пустых пород по руднику, с учетом ГКР, прихвата при проходке - 10% и неучтенных - 10%, составляет **134 тыс.м³**.

Календарный план рассчитан на основе скоростей проходки выработок, определенных НТП: 110 п.м. проходки горизонтальных; 100 п.м. - наклонных выработок; 60 п.м. - вертикальных выработок при величине заходки 1,5 м и 30 п.м. – углубки ствола РЭШ-1.

Чтобы обеспечить рациональную загрузку основного и вспомогательного горизонта, возможная производительность по добыче на 2-й год службы рудника составит 30, а на 3-й год 50 тыс. т руды в год.

Для поддержания требуемой производственной мощности требуется параллельная подготовка нижеследующих этажей, предусмотренных шагом вскрытия.

Начиная с 4-го года работы рудника будет вестись полномасштабная эксплуатация. На этом этапе горные работы будут проводиться одновременно на двух горизонтах, что позволит вводить и отрабатывать каждый этаж независимо друг от друга по мере выбывания производственных мощностей. Общими будут только автотранспортный уклон, и система вентиляции рудника (в части выдачи исходящей струи на поверхность).

Горношахтного оборудования, в работе одновременно должно находиться не менее двух забоев по проходке горизонтальных или наклонных выработок и одного забоя вертикальных выработок в зоне производства работ для каждой бригады.

4.7 Календарный график отработки месторождения

Общая отработка месторождения обуславливается взаимно увязанными вскрытием, подготовкой шахтного поля, очистной выемкой, транспортом и подъемом руды на-гора. Основным показателем рудника, производственная мощность, зависит от пропускной способности обогатительной фабрики.

Календарным планом предусматривается начало очистных работ со 2-го года. С 4-го года производительность составит 100 тыс. т и рудник выйдет на проектную мощность. На 13-й и 14-й годы работы рудника проектом предусматривается его затухание (соответственно, 40 и 21 тыс. т), а также начало ведения работ по ликвидации объектов недропользования.

С целью обеспечения правильного планирования добычи руды проектом разработаны: Календарный график отработки месторождения (таблица 4.22); Линейный график ГКР, добычи и ликвидации месторождения (таблица 4.23); Объемы и сроки ведения ГКР (таблица 4.24).

Таблица 4.22 - Календарный график отработки месторождения "Енбекши"

Наименование работ	Ед. изм.		Всего добыча	Годы отработки								Утвержденные запасы, тыс.т
				2019	2020	2021	2022	2023-2030		2031	2032	
Горно-капитальные работы	тыс.м ³		51	25	20	6,271						
	тыс.т		138	67,5	54	17						
Порода	тыс.м ³		134	25,0	22,5	10,3	7,9	7,9	7,9	3,3	1,8	
Балансовые погашаемые запасы руды	тыс.т		970,2	0	28	47	93	93	93	37	20	970,2
Эксплуатационные запасы (товарная руда)	тыс.т		1 041		30	50	100	100	100	40	21	
Содержание золота	г/т		49		4	4	4	4	4	4	4	
Содержание серебра	г/т		49		8	8	8	8	8	8	8	
Количество золота в балансовых запасах	кг		4 074,9		117,4	195,7	391,4	391,4	391,4	156,6	82,2	
Количество серебра в балансовых запасах	т		7,8		0,2	0,4	0,7	0,7	0,7	0,3	0,2	
Потери средн 9,4%	%		9,4		9,4	9,4	9,4	9,4	9,4	9,4	9,4	
Разубоживание средн 15,56%	%		15,6		15,6	15,6	15,6	15,6	15,6	15,6	15,6	
Количество золота в товарной руде	кг		3 691,9		106,4	177,3	354,6	354,6	354,6	141,9	74,5	
Количество серебра в товарной руде	т		6,6		0,2	0,3	0,6	0,6	0,6	0,3	0,1	
Общий объем горной массы (с учетом ГКР)	тыс.т		1 540,4	135,0	144,7	94,8	121,2	121,2	121,2	48,8	25,9	

Условные обозначения

Горно-капитальные работы и вскрытие
Добыча товарной руды



Суточная горная масса

128	м3
335	т

Зависимость вида горных работ

Режим работы вахтовый 15/15

360дн/год

Таблица 4.23 - Линейный график ГКР, добычи и ликвидации месторождения

Наименование выработки	Календарные годы отработки							
Вид деятельности	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025 - 2032	
АТУ								
РЭШ-1								
Штрек +800								
Штрек +750								
Штрек +700								
Штрек +650								
ВХВ 800-870								
ВХВ 750-800								
ВХВ 700-750								
ВХВ 650-700								
Добыча								
Ликвидация								

Таблица 4.24 - Объемы и сроки ведения ГКР

Наимен. вып-ки			Длина	Сечение	Объем	Время,мес
Проходка капит. выработок	Автотранспортны		1631	13	21203	16,3
	Штрек отм +800		754	12,8	9651,2	6,9
	Штрек отм +750		412	12,8	5273,6	3,7
	Штрек отм +700		533	12,8	6822,4	4,8
	Штрек отм +650		404	12,8	5171,2	3,7
	Ствол РЭШ-1		100	13,5	1350	3,3
	ВХВ		300	6	1800	5,0
	в т.ч. Итого:		4134		51271,4	43,8
870-800	АТУ		403	13	5239	4,0
800-750	АТУ		416	13	5408	4,2
750-700	АТУ		419	13	5447	4,2
700-650	АТУ		393	13	5109	3,9
	Итого по АТУ:		1631			

4.8 Расчет основного самоходного оборудования

4.8.1 Погрузочно-доставочное оборудование

Уборка и доставка отбитой руды из очистного забоя блока производится ковшевыми погрузочно-доставочными машинами на дизельном ходу типа АСУ-2С(Китай). Опыт эксплуатации подобных машин на рудниках Орловского и других месторождений показал, что оптимальное расстояние доставки руды составляет 150-200м. Сменная эксплуатационная производительность одной машины определяется по формуле

$$P_{см} = 60 \cdot T_{см} \cdot V_k \cdot K_z \cdot K_{исп} \cdot \gamma_p / K_p \cdot T_p, \quad \text{т/см},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены. $T_{см} = 10$ час;

V_k – емкость ковша, $V = 2 \text{ м}^3$;

K_z – коэффициент заполнения ковша, $K_z = 0,85$;

$K_{исп}$ – коэффициент использования машины в течении смены, $K_{исп} = 0,6$;

γ_p – объемный вес руды, $\gamma_p = 2,62 \text{ т/м}^3$;

K_p – коэффициент разрыхления руды, $K_p = 1,5$;

T_p – продолжительность одного рейса, мин.

Доставка руды от забоя осуществляется к участковому рудоспуску или к самосвалу, расположенному у транспортного штрека. По хронометражным данным промышленного испытания данного типа машин на подземных рудниках при доставке руды на расстояние 200м продолжительность одного рейса составляет $T_p = 5,0$ мин.

Тогда сменная эксплуатационная производительность погрузочно-доставочной машины АСУ-2С составит

$$П_{см} = 60 \cdot 10 \cdot 2 \cdot 0,85 \cdot 0,6 \cdot 2,62 / (1,5 \cdot 5) = 214 \text{ т/см}$$

Принимаем $П_{см} = 210 \text{ т/см}$.

Количество погрузочно-доставочных машин для обеспечения заданной производительности рудника по горной массе составляет

$$n_{погр} = A_{см} / П_{см} = 168 / 210 = 0,8$$

где $A_{см}$ – сменная производительность рудника по добыче, $A_{см} = 168 \text{ т}$.



ПДМ АСУ-2С

Грузоподъемность [т] 4,0

Емкость ковша [м³] 2,0

Ширина [мм] 1770

Высота [мм] 1708 - 1905

Длина [мм] 6816

Мощность двигателя [кВт] 63

Принимаем число погрузочно-доставочных машин типа «АСУ-2С» в количестве 1 ед. в работе и 1 ед. в резерве, всего 2 ед. ПДМ.

4.8.2 Расчет эксплуатационной производительности автосамосвала UK 20 LP

Сменная производительность одной машины UK 20 LP(Китай) определяется по формуле

$$\Pi_{\text{см}} = 60 \cdot T_{\text{см}} \cdot P_{\text{с}} \cdot K_{\text{исп}} / K_{\text{р}} \cdot T_{\text{р}}, \quad \text{т/см}$$

где $T_{\text{см}} = 10$ часов - продолжительность смен;

$P_{\text{с}} = 21$ т – грузоподъемность самосвала;

$K_{\text{исп.}}$ – коэффициент использования машины в течении смены, принимается $K_{\text{исп.}} = 0,9$;

$\gamma_{\text{р}} = 2,62 \text{ т/м}^3$ – объемный вес руды;

$K_{\text{р}} = 1,5$ – коэффициент разрыхления руды;

$T_{\text{р}}$ – продолжительность одного рейса, мин;

$$T_{\text{р}} = t_{\text{погр.}} + t_{\text{разм.}} + t_{\text{р.з.}} + t_{\text{дв.}}, \quad \text{мин}$$

где $t_{\text{погр.}}$ – время стояния автосамосвала под погрузкой, мин;

$t_{\text{разм.}}$ – время разминировки и маневра, мин;

$t_{\text{р.з.}}$ – время разгрузки руды, мин;

$t_{\text{дв.}}$ – время движения машины, мин;

$$T_{\text{р}} = 5 + 2,2 + 0,17 + 29 = 36,4 \text{ мин}$$

На основании хронометражных наблюдений принимается: $t_{\text{погр.}} = 5$ мин, $t_{\text{р.з.}} = 0,17$ мин и $t_{\text{разм.}} = 2,2$ мин.

Время движения машины составляет

$$t_{\text{дв.}} = \left(+ \frac{L_{\text{д}}}{60 \cdot K_{\text{с}}} \right), \quad \text{мин} \quad \frac{1}{V_{\text{г}}} \quad \frac{1}{V_{\text{п}}}$$

где $L_{\text{д}}$ – длина доставки руды от рудоспуска к пункту перегрузки, м;

$K_{\text{с}}$ – коэффициент, учитывающий снижение скорости на коротких отрезках трассы, пересечениях и поворотах, принимается $K_{\text{с}} = 0,75$;

$V_{\text{г}}$ и $V_{\text{п}}$ – скорость движения машины соответственно груженной и порожней, согласно технической характеристике принимается $V_{\text{г}} = 2,5$ м/с и $V_{\text{п}} = 4,0$ м/с.

$$t_{\text{дв.}} = \frac{2000}{60 \cdot 0,75} \left(\frac{1}{2,5} + \frac{1}{4} \right) = 29 \text{ мин}$$

Тогда сменная эксплуатационная производительность доставочной машины UK 20 LP составит

$$\Pi_{\text{см}} = 60 \cdot 10 \cdot 21 \cdot 0,9 / (1,5 \cdot 36,4) = 207 \text{ т/см}$$

$$N_{\text{сам}} = 168 / 207 = 0,8 \text{ шт.}$$



Технические характеристики:

Грузоподъемность 21 000 кг

Емкость кузова 10,5 м³

Габаритные размеры:

Общая длина 9100 мм

Максимальная ширина 2210 мм

Высота по защитному навесу 2450 мм

Время разгрузки 10 с

Скорость движения передним и задним ходом

1-я передача 5,2 км/ч

2-я передача 10,9 км/ч

3-я передача 18,5 км/ч

4-я передача 31,7 км/ч

Мощность двигателя (186-298)кВт

Принимаем число доставочных машин типа UK 20 LPв количестве 1 ед. в работе и 1 ед. в резерве, всего 2 ед. автосамосвалов.

5 СНАБЖЕНИЕ РУДНИКА СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

5.1 Система снабжения сжатым воздухом, применяемое оборудование

При проектировании воздушно-силового хозяйства учтены требования технического задания, «Норм технологического проектирования компрессорных станций и воздухопроводных сетей» [39].

Поскольку основное горно-транспортное оборудование не использует в своей работе сжатый воздух, проектом предусмотрено использование передвижных компрессорных установок, устанавливаемых в подземных выработках.

Потребителями воздуха подземного рудника являются:

- комплекс проходки восстающих КПВ-4 – $12,0 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- перфораторы ПП-63 4х3,5 – $14 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- противопожарные двери – $0,5 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Требуемая производительность компрессорной установки ($26,5 \text{ м}^3/\text{мин}$) определена исходя из максимальной потребности самого большого потребителя, которым является перфораторы очистного забоя, с учетом потерь в трубопроводах (до 15 %).

По номенклатуре, выпускаемого оборудования приняты следующие типоразмеры передвижных компрессоров производства Atlas Copco:

GA-90C – $15,4 \text{ м}^3/\text{мин}$;

GA-30C – $5,4 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Компрессоры GA-90C применяются для снабжения воздухом очистного забоя (по одному на каждый работающий блок).

Компрессоры, расположенные на поверхности, в обычное время используются для снабжения воздухом поверхностных потребителей (при необходимости) и приводов противопожарных дверей.

Передвижные компрессоры GA-30C применяются для снабжения воздухом вспомогательного оборудования небольшой мощности (пневмонасосов для откачки воды из забоя, при зарядании шпуров и др.) и устанавливаются в одной из свободных выработок рабочего этажа с соблюдением безопасных зазоров и ПТЭ электрооборудования. Также могут устанавливаться, при необходимости, в породных складах совместно с компрессорами GA-90C с целью экономии электроэнергии.

Проектом принято количество компрессоров GA-90C – 4 штуки, и GA-30C – 2 штуки. Проектом допускается применение аналогичного оборудования других производителей, допустимого к применению на рудниках Республики Казахстан (Vega 30-10; Vega 90-8, Германия).

Монтаж оборудования и запуск его в эксплуатацию должен производиться в соответствии с инструкцией завода-изготовителя, поставляемой вместе с агрегатами.

Обслуживание компрессоров по смене осуществляет участковый электромеханик.

5.2 Сеть сжатого воздуха

Поскольку для воздухообеспечения применяются передвижные компрессоры (максимально приближенные к потребителям) отпадает необходимость в прокладке стационарных воздушных сетей.

Распределение воздуха к потребителям осуществляется по временным схемам с использованием гибких резиновых рукавов Г(IV)-6,3-80-94-У и Г(IV)-6,3-100-112 по ГОСТ 18698-73 (диаметром 89 мм).

Расчетные параметры сети сжатого воздуха следующие:

- давление начальное – 0,86 МПа;
- давление конечное – 0,76 МПа;
- расход воздуха – 15,5 м³/мин;
- диаметр трубы и толщина стенки – 89×3,5 мм.

Сеть трубопроводов при запуске ее в эксплуатацию должна быть испытана согласно действующим правилам.

Трубопровод относится к группе «В» категории V, согласно таблице 1 (СН527-80). Испытательное давление (пневматическое) на прочность данного трубопровода принимается $1,25P_p = 1 \text{ МПа}$ (10 кгс/см²).

Монтаж и испытание трубопровода сжатого воздуха производить в соответствии с требованиями «Правил устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов» [16] и главы СНиП 3.05.05-84 «Технологическое оборудование и технологические трубопроводы» [17].

Трубопровод в горных выработках подвешивается на металлических крючьях. Трубопроводы имеют распределители с воздушными кранами d 50 мм, к которым присоединяются гибкие воздушные шланги (30-40 м) для соединения с оборудованием.

6 ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Водоснабжение предназначено для обеспечения водой производственных и противопожарных нужд подземного рудника.

6.1 Источник водоснабжения

Снабжение водой подземных потребителей производится по пожарно-оросительному трубопроводу диаметром 100мм, проложенному по всем выработкам подземного рудника и оборудованном однотипными противопожарными кранами, расположенными согласно «Инструкции по противопожарной защите шахт» (ПОПБРК). Участок пожарно-оросительного трубопровода, проложенный по поверхности, имеет теплоизоляцию для предохранения от замерзания при отрицательных температурах воздуха в зимнее время.

Для пылеподавления при бурении и погрузке горной массы используются шахтные воды после предварительной очистки. С этой целью у водосборников предусматриваются специальные водоочистительные устройства. Для тушения подземных пожаров используются шахтные воды, подаваемые насосами водоотливных установок непосредственно в пожарно-оросительный трубопровод. Подключение водоотливных ставов к пожарно-оросительному трубопроводу производится в месте сопряжения ходка в насосную с наклонным съездом в районе горизонтов 750 и 650 м.

6.2 Расход воды

Расход воды на производственные и противопожарные нужды приведен в таблице 6.1.

Таблица 6.1 - Расход воды на производственные и противопожарные нужды

Наименование системы	Потребный напор, м	Расчетный расход воды			
		Производственный			Противопожарный, $м^3 / час$
		$м^3 / сут$	$м^3 / час$	$л / сек$	
Производственно-противопожарная	50-100	50	9	2.5	30

Расход воды на производственные нужды (питание шахтного оборудования и обеспыливающих средств) взят согласно данным ЦНИИП и МакННИИ, приведенным в «Руководстве по составлению проектов противопожарной защиты рудников (шахт) (таблица 8)» [12].

Расход воды на внутреннее пожаротушение принят из расчета действия одной струи производительностью $Q_1 = 30 \text{ м}^3/\text{час}$ [12;18].

Количество одновременных пожаров – 1.

Продолжительность тушения пожара $t = 3$ часа.

Объем воды, необходимый для пожаротушения, составит:

$$V_{\text{н}} = 30 \cdot 3 = 90 \text{ м}^3 \quad (6.1)$$

Расход воды, который необходимо подать в подземные выработки – $36 \text{ м}^3/\text{час}$, суммируется из расхода воды на устройство водяных завес, тушения пожара одним пожарным стволом и половины расхода воды на технологические нужды [18].

6.3 Система и схема водоснабжения

Система водоснабжения принята объединенная производственно-противопожарная, по степени обеспеченности подачи воды относится к третьей категории надежности.

Система включает:

- разводящую сеть водопровода;
- подводки к оборудованию;
- запорную и регулирующую арматуру.

Схемой водоснабжения предусматривается самотечная транспортировка технической воды по трубопроводам из резервуаров. Резервуары и трубопроводы подогреваются в зимнее время. Схема водоснабжения является объединенной в одну систему.

Схема выполняется зонированной. Зонирование вызвано большой разностью геодезических отметок между верхней и нижней частями системы. Зонирование осуществляется по параллельной схеме. Количество зон определено из допустимого давления у потребителей, которое должно быть не менее 50 и не более 100 м. вод. ст. Для выполнения этого условия устраиваются разгрузочные узлы на горизонтах 800, 750, 700, 650 м, укомплектованные разгрузочными бачками разрыва струи объемом 2 м^3 .

6.4 Разводящая сеть водопровода

Разводящая сеть водопровода в подземных выработках состоит из магистральных и участковых линий, диаметр магистральных линий – 110 мм, участковых – 90 мм и 50 мм. Трубопроводы прокладываются открыто по стенам выработок:

- магистральные в наклонном съезде и ходовом восстающем;
- участковые на горизонтах.

Участковые трубопроводы, прокладываемые на верхних горизонтах, после отработки демонтируются и переносятся на нижележащие горизонты.

На трубопроводы наносится окраска красного цвета согласно требованиям ПОПБ РК.

Для устройства водопроводной сети используются водопроводные напорные полиэтиленовые трубы по ГОСТ 18599-2001. Поставщик ТОО «КазТрубСервис» БИН 150940002454, г. Алматы,

6.5 Запорная и регулирующая арматура

Запорная арматура устанавливается на всех ответвлениях водопроводных линий и позволяет:

- отключать отдельные участки;
- подавать воду на требуемый участок для ликвидации пожара.

Регулирующая арматура устанавливается: на участках трубопроводов и перед пожарными кранами, где давление превышает 60 м. вод. ст.

6.6 Диаметры трубопроводов

Диаметры магистральных трубопроводов, прокладываемых в подземных выработках, определяются исходя из их пропускной способности по формуле и уточняются согласно требованиям [3]:

$$D = \sqrt[4]{\frac{Q}{0,785 V}} \quad (6.2)$$

где Q – расчетный расход воды, м³/сек;
 V – скорость воды в трубопроводах, м/с.

$$D = \sqrt[4]{\frac{Q}{0,785 V}}$$

Принимаются стандартные трубопроводы с наружными диаметрами:

- магистральные трубопроводы – 110 мм;
- участковые трубопроводы – 90, 50 мм.

Толщина стенки труб в зависимости от коррозионного износа, допустимого рабочего давления и материала труб:

$$\delta = \frac{1,05 P D}{100} \quad (6.3)$$

где δ – толщина стенки, мм;

R_1 – прочностные свойства труб ($R_1 = 2,27$);
 D – наружный диаметр трубопровода, м (114 мм);
 P – давление в трубопроводе, МПа (1.0 МПа);
 R_c – допуск толщины стенки, (15 %);
 S_k – коррозионный износ, мм.

Коррозионный износ трубопровода определяется из выражения

$$S_k = (L_1 + L_2) \cdot T \quad (6.4)$$

где L_1 – скорость коррозии наружной поверхности трубопровода (в выработках – 0,15 мм/год);

L_2 – скорость коррозии внутренней поверхности трубопровода (0,07 мм/год).

T – срок службы трубопровода (14 лет).

Расчет коррозионного износа трубопроводов приведен в таблице 6.2.

Таблица 6.2 - Расчет коррозионного износа трубопроводов

Прокладка трубопровода	$S_k = (L_1 + L_2) \cdot T_{\text{мм}}$	L_1 , мм/год	L_2 , мм/год	T , лет
в выработках	3,1	0,15	0,07	14

Толщина стенок труб проложенных: в подземных выработках:

- магистральных:

$$\delta = \frac{100 \cdot (2,27 \cdot 0,114 \cdot 1 + 3,1)}{100 - 15} = 3,95 \text{ мм};$$

- участковых:

$$\delta = \frac{100 \cdot (2,27 \cdot 0,0935 \cdot 1 + 3,1)}{100 - 15} = 3,9 \text{ мм};$$

$$\delta = \frac{100 \cdot (2,27 \cdot 0,053 \cdot 1 + 3,1)}{100 - 15} = 3,8 \text{ мм};$$

По принятому расчетному диаметру и учитывая величину коррозионного износа трубопровода, приняты трубы внутренним диаметром и толщиной стенки 110×4,2; 90×4,3; 50×4,6 мм.

6.7 Пожаротушение

Пожаротушение в подземном руднике предусматривается пожарными кранами.

Пожарные краны размещаются согласно требованиям ПОПБРК:

- у камер на расстоянии 10 м со стороны поступающей струи воздуха;
- у ходка в склад взрывчатых материалов;

- у пересечений и ответвлений подземных выработок;
- в горизонтальных выработках – через 200 м;
- в тупиковых выработках длиной более 50 метров – через каждые 50 м.

Рядом с пожарным краном устанавливается ящик, укомплектованный: стволом со sprysком 19 мм, рукавом диаметром 66 мм длиной 20 м, снабженный с обоих концов соединительными головками.

Ящик, установленный в устье выработки, доукомплектовывается дополнительным рукавом длиной 20 м.

6.8 Пылеподавление

Пылеподавление предусматривается для снижения запыленности рудничной атмосферы.

Улавливание тонкодисперсных частиц пыли предусмотрено смачиванием, для чего устраивается водяная завеса и устанавливаются оросители.

Водяные завесы устраиваются на каждом горизонте перед выходом в автотранспортный уклон для осаждения пыли из воздушных потоков и орошения породы и руды в кузове автомобиля.

В проекте приняты оросители с тангенциальным подводом воды типа МакНИИ, включение оросителей предусмотрено при помощи пускателей.

7ВОДООТЛИВ

7.1 Общие данные

Водоотлив – комплекс мероприятий, обеспечивающий нормальные санитарные условия и безопасность ведения работ.

Задачей водоотлива является удаление воды из горных выработок на дневную поверхность.

7.2 Приток воды

Ожидаемый максимальный водоприток на глубинах до 240 м составит 124-200 м³ в час и не потребует больших капитальных затрат для водоотлива.

Подземные воды, находящиеся в благоприятных условиях формирования, по степени минерализации относятся к весьма пресным, сухой остаток колеблется от 260 до 507мг/дм³, по химическому составу от гидрокарбонатно-сульфатных натриево-кальциевых до сульфатно-гидрокарбонатных натриево-кальциевых. Катионный состав в воде стабильный и незначительные колебания связаны с петрографическим составом пород. Изменения в анионной группе увязываются с наличием сульфидной минерализации в водовмещающих породах, вследствие чего отмечается общее отклонение воды в сторону кислых (рН 6,2-6,8). По степени жесткости подземные воды относятся к мягким и пригодны для применения в любых теплоэнергетических установках.

Содержания отдельных компонентов в подземных и шахтных водах не превышают допустимых концентраций СанПиН 3.01.067.97 "питьевая вода", за исключением шахтных вод при повышенном в 3 раза содержанием нитратов, что исключает применение их для питьевого водоснабжения и не исключает возможность использования в бытовых и технологических нуждах.

7.3 Система и схема водоотлива

7.3.1 Общие данные

Системой водоотлива предусматривается устройство:

- самотечных водоотливных канавок во вскрывающих наклонных выработках и на промежуточных горизонтах;
- водосборников, временных участковых водоотливных установок на промежуточных горизонтах 750 м, 700м и главной водоотливной установки на горизонте 650м.

Схема временного участкового водоотлива с промежуточных горизонтов предусматривает сбор и подачу воды в водоотливные канавки автотранспортного уклона.

Схема главного водоотлива одностадийная, предусматривает сбор и подъем воды из горных выработок на поверхность.

Водоотливная установка с горизонта 650 м подает воду на поверхность.

7.3.2 Самотечные водоотливные канавки

Самотечные водоотливные канавки осуществляют сбор воды, поступающей в подземные выработки, и транспортировку воды к водосборнику водоотливной установки.

Сечения водоотливных канавок для пропуска воды зависят от расхода воды, уклона выработки и шероховатости стенок канавок.

Количество воды, которое может пропустить водоотливная канавка наклонного транспортного съезда, определяется по формуле:

$$Q = FV, \text{ м}^3/\text{час} \quad (7.1)$$

где Q – расход воды, протекающей по канавке, $\text{м}^3/\text{час}$;

F – живое сечение канавки, м^2 ;

V – средняя скорость потока, $\text{м}/\text{сек}$ (средняя скорость потока берется из условия не осаждения мути и песка в канавке).

$$V = C \sqrt{Ri}, \text{ м/сек} \quad (7.2)$$

где i – уклон канавки, выраженный отношением разности высот двух точек ее дна к расстоянию между точками;

R – гидравлический радиус, м ;

$$R = \frac{F}{P} \quad (7.3)$$

где P – смачиваемый периметр, м ;

C – коэффициент:

$$C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma}{\sqrt{R}}} \quad (7.4)$$

γ – коэффициент, зависящий от свойств стенок канавки (коэффициент взят по данным академика Н. Н. Павловского, для бетонных канавок $\gamma = 0,16$).

Геометрическая форма поперечного сечения водоотливных канавок изображена на рис.7.1.

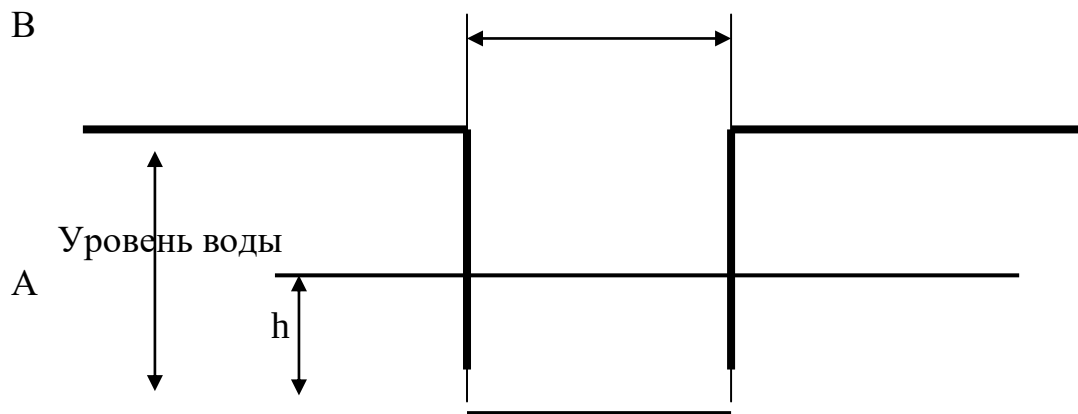


Рис. 7.1 - Геометрическая форма поперечного сечения водоотливных канавок

- А – глубина канавки, м;
- В – ширина канавы по дну, м;
- h – глубина наполнения канавы, м;
- а – глубина запаса или надводная часть канавки.

7.3.3 Водосборники и водоотливные установки

Водосборники предназначены для сбора, осветления и аккумуляирования воды. Осветление воды предусмотрено за счет выпадения взвесей.

Аккумуляирование притока воды осуществляется в период:

- непосредственного увеличения притока;
- остановки работы насосов (плановое или неплановое).

Водосборник состоит из двух независимых друг от друга выработок.

Емкость выработок рассчитывается:

- для временных участковых водоотливных установок - на двухчасовой приток воды;
- для главных водоотливных установок - на четырехчасовой нормальный приток воды.

Водосборники должны систематически очищаться (загрязнение водосборника более чем на 30 % его объема не допускается) [17]. Очистка предусматривается за счет взмучивания шлама при помощи поливочного крана, рукава и пожарного ствола, установленных на входе в водосборники, и при помощи самоходной техники.

7.3.4 Временные участковые водоотливные установки

Временные участковые водоотливные установки на промежуточных горизонтах предназначены для подъема и перекачивания воды в водоотливные канавки автотранспортного уклона.

Подъем и перекачивание воды осуществляется за счет установки переносных погружных моноблочных насосов типа ГНОМ (или «FLUGT»), устанавливаемых на каждом рабочем горизонте в количестве двух штук.

Транспортировка воды предусмотрена по двум резиновым напорным рукавам по ГОСТ18698-78.

Производительность насосных агрегатов рассчитывается на откачку нормального суточного притока воды насосными агрегатами не более чем за двадцать часов и принимается по максимально возможному притоку воды в промежуточные горизонты.

Расчет производительности насосных агрегатов приведен в таблице 7.1.

Таблица 7.1- Расчет производительности насосных агрегатов

Формула подсчета: $Q = \frac{Q_{\text{ас}} \cdot 24}{20}, \text{м}^3 / \text{час}$			
Производительность насосных агрегатов $Q, \text{м}^3 / \text{час}$	Нормальный часовой приток воды $Q_{\text{ас}}, \text{м}^3 / \text{час}$	Продолжительность притока воды 24 часа	Продолжительность работы насосов, 20 час
10,1	8.4	24	20

Технические характеристики насосов, принимаемых к установке на рабочих горизонтах, приведены в таблице 7.2.

Таблица 7.2- Техническая характеристика насоса ГНОМ-25-20Ex

Фирма - производитель	Характеристика насоса					
	Модель	Подача, $\text{м}^3 / \text{час}$	Напор, м	Мощность электро-двигателя, кВт	Частота вращения, $\text{об} / \text{мин}$	Масса, кг
Московский механический завод	ГНОМ-25-20Ex	5	0		900	4

Расчет оптимальных диаметров напорных прорезиненных рукавов приведен в таблице 7.3.

Таблица 7.3 - Расчет оптимальных диаметров напорных прорезиненных рукавов

Формула расчета диаметров трубопроводов $d = \sqrt{\frac{Q}{900 \cdot v}}$				
Трубопроводы	Диаметр трубопровода	Производительность насосного агрегата	Число π	Скорость движения воды в трубопроводе
	$D, \text{м}$	$Q_n, \text{м}^3 / \text{час}$	π	$v, \text{м} / \text{сек}$

Напорный	0.077	25	3.14	1.5
----------	-------	----	------	-----

В Проекте принимаются рукава класса В (II)-6.3-75-89-У по ГОСТ18698-79,

где В - вода техническая;
6.3 – рабочее давление, кгс/см²;
75 - внутренний диаметр трубопровода, мм;
89 - наружный диаметр трубопровода, мм;
У – работоспособный в районах с умеренным климатом.

7.3.5 Главные водоотливные установки

Главная водоотливная установка предназначена для подъема воды с горизонта 650 м на дневную поверхность по РЭШ-1.

Подъем воды запроектирован при помощи насосной станции нормального типа.

Насосная станция оборудуется:

- на горизонте 650 м тремя насосными агрегатами (один рабочий, два резервных);
- трубопроводами, запорной предохранительной арматурой, приборами контроля и управления;
- грузоподъемным оборудованием.

7.3.6 Насосные агрегаты

Производительность насосных агрегатов рассчитывается на откачку нормального суточного притока воды, насосными агрегатами не более чем за двадцать часов [17].

Расчет производительности насосных агрегатов приведен в таблице 7.4.

Таблица 7.4 - Производительность насосных агрегатов

Горизонт, м	Формула подсчета $Q = \frac{Q_{\text{пр}} \cdot 24}{20}, \text{ м}^3 / \text{час}$			
	Производительность насосных агрегатов $Q_{\text{м}^3/\text{час}}$	Нормальный часовой приток воды $Q_{\text{час}} \text{ м}^3/\text{час}$	Продолжительность притока воды, час	Продолжительность работы насосов, час
40	80	50	4	10

Требуемый напор насосов:

$$H=1.15H_z, \quad (7.5)$$

где H_z – геометрический напор, м;

H_z – геометрический напор складывается: из разности геодезических отметок горизонтов, геометрической высоты всасывания и превышения труб над устьем ствола.

Тогда требуемый напор насосов:

- на горизонте 650 м $H = 1.15 (870-650) = 253$ м.

Технические характеристики насосов принимаемых к установке на горизонте 650м приведены в таблице 7.5.

Таблица 7.5 - Технические характеристики насоса ЦНС-180-255

Горизонт, м	Фирма-производитель	Характеристика насоса					
		Модель	Подача, м ³ /час	Напор, м	Мощность электродвигателя кВт	Частота вращения, об/мин	Цена, тыс. руб.
650	Электрогидромаш	ЦНС	180	255	200	1475	3000

7.3.7 Сеть трубопроводов: всасывающий, сборный и нагнетательный

Всасывающий трубопровод предназначен для забора воды из водоприемного колодца.

Каждый насосный агрегат имеет отдельный всасывающий трубопровод с приемным клапаном и сеткой. Клапан применяется для удержания столба воды во всасывающем трубопроводе насоса. Сетка предохраняет насос от попадания инородных тел.

Сборный трубопровод собирает откачиваемую насосами воду и распределяет ее по нагнетательным трубопроводам. Для выполнения этого условия предусмотрен кольцевой трубопровод, состоящий из распределительных задвижек, позволяющих переключать насосные агрегаты на любой из трубопроводов.

Нагнетательный трубопровод принимает откачиваемую воду и транспортирует ее на поверхность по двум трубопроводам (рабочему и резервному).

При притоках, превышающих производительность рабочих насосов, автоматически включаются резервные насосы и оба нагнетательных трубопровода (по одному на рабочие и резервные насосы).

Внутренний диаметр трубопроводов определяется по скорости движения воды в трубопроводах. Оптимальная скорость движения воды для всасывающего трубопровода составляет 1-1.5 м/сек, для нагнетательного - 2-2.2 м/сек.

Расчет оптимальных диаметров трубопроводов приведен в таблице 7.6.
Стандартные напорные полиэтиленовые трубы по ГОСТ 18599-1001, принимаемые к обвязке насосного оборудования, приведены в таблице 7.7.

Таблица 7.6 - Расчет оптимальных диаметров трубопроводов

Горизонт, м	Формула расчета диаметров трубопроводов $d = \sqrt[5]{\frac{Q}{900 \pi v}}$				
	Трубопроводы	Диаметр трубопровода	Производительность насосного агрегата	Число π	Скорость движения воды в трубопроводе
		$d, м$	$Q_n, м^3 / час$	π	$v, м / сек$
40	Всасывающий	0,2	180	3,14	1,5
	Сборный, нагнетательный	0,17	180	3,14	2,2

Таблица 7.7–Водопроводные напорные полиэтиленовые трубы по ГОСТ 18599-1001

Горизонт, м	Трубопроводы	Диаметр трубопровода
		$d, мм$
40	Всасывающий	$200+12,4= 212,4$
	Сборный,нагнетательный	$180+11= 191$

Толщина стенки трубопроводов в зависимости от допустимого рабочего давления и материала труб определяется по формуле:

$$S = \frac{1}{1000} \sqrt{\frac{P D T}{k_1 (1 - \frac{L_1}{D} - \frac{L_2}{D})}} \quad (7.6)$$

где k_1 - коэффициент прочности материала труб ($k_1 = 2.27$);

D - диаметр трубопровода, м;

P - давление в нижней части колонны трубы, МПа;

L_1 - скорость коррозионного износа наружной поверхности трубы, мм/год;

L_2 - скорость коррозионного износа внутренней поверхности трубы, мм/год;

T - срок службы трубопровода, лет;

k_c - коэффициент, учитывающий минусовой допуск толщины стенки трубы, %.

Сборный, нагнетательный трубопровод:

- горизонт 40 м

$$\delta = \frac{100(2,27 \cdot 0,2 \cdot 2,5 + (0,15 + 0,07) \cdot 14)}{100 - 15} = 5 \text{ мм.};$$

Принимается ближайшая толщина стандартных труб по ГОСТ 18599-1001.

Диаметры трубопроводов транспортирующих воду от горизонта на поверхность приведены в таблице 7.8.

Таблица 7.8 - Диаметры трубопроводов

Транспортировка воды	Трубопроводы	Диаметр трубопровода
		<i>d, мм</i>
От горизонта 650 до поверхности	Нагнетательный	200+12,4 = 212,4

7.3.8 Запорная, предохранительная арматура

Запорная арматура, устанавливаемая в пределах водоотливной установки, позволяет оперативно выполнять переключения по трубопроводу:

- для подключения насоса к определенному нагнетательному трубопроводу;
- для ремонта насосного агрегата без остановки рабочего;
- для опорожнения нагнетательных трубопроводов.

Предохранительная арматура – обратный клапан, устанавливается на каждом нагнетательном трубопроводе и предохраняет насосный агрегат от гидравлических ударов, при его эксплуатационной или аварийной остановке.

7.3.9 Приборы контроля и управления

Приборы контроля и управления осуществляют автоматическую работу насосов:

- пуск и остановку насосов в зависимости от уровня воды в водосборнике;
- пуск резервного агрегата в случае неисправности рабочего или увеличения притока воды в водоприемник;
- поочередное включение в работу насосов в период нормальной эксплуатации;
- переход с автоматического управления на ручное.

7.3.10 Грузоподъемное оборудование

Грузоподъемное оборудование запроектировано для подъема и перемещения груза в водоотливных установках.

В качестве грузоподъемного оборудования предусмотрены электрические тельферы ГОСТ 3472-87:

- для горизонта 650 м - тип ТВ-505 (грузоподъемностью 5 т).

8 ВЕНТИЛЯЦИЯ РУДНИКА

8.1 Проветривание горно-капитальных выработок на первом этапе строительстве рудника

В соответствии с календарным графиком горно-капитальных работ при строительстве подземного рудника в первую очередь проходятся автотранспортный уклон (АТУ), и выработки с целью создания первоначальной вентиляционной системы за счёт общешахтной депрессии.

До решения этой задачи организуется проходка горно-капитальных выработок, как минимум, двумя рабочими забоями, которые проветриваются вентиляторами местного проветривания нагнетательным способом. Этот метод исключает рециркуляцию загрязненного выхлопными газами воздуха и многократный доступ его в призабойное пространство. При этом свежий воздух нагнетается в каждый забой по вентиляционному трубопроводу диаметром 600 мм одним или двумя вентиляторами местного проветривания ВМ-6, соединенным последовательно.

По мере проходки АТУ, ведётся монтаж трубопровода до сопряжения съезда со сбойкой к вентиляционному восстающему для исходящей струи. От этого сопряжения вентиляционные трубопроводы монтируются в одну нитку, по наклонному съезду и по сбойке к вентиляционному восстающему для организации его проходки.

Расчёт показывает, что два вентилятора при принятом диаметре трубопровода 600 мм обеспечивает проветривание одного забоя с протяжённостью выработки до 500 м при условии работы в забое не более одной ПДМ или одного автосамосвала. После завершения проходки и оборудования капитального вент. лифтового ствола РЭШ-1, будет создана возможность подачи воздуха через РЭШ-1, по транспортному штреку через АТУ на поверхность.

Место углубки РЭШ-1 может сместиться к границе подтвержденных запасов, за зоной сдвижения массива.

Вентилятор ВМ-6 устанавливается на ниже лежащую отметку, появляется возможность углубки наклонного съезда и проходки основных горно-капитальных выработок вскрытого горизонта для организации общешахтной схемы проветривания.

На момент готовности схемы вентиляции проветривание при проходке решается путём простого переноса ВМ-6 ближе к забою с установкой на съезде в 10 м выше сопряжения со сбойкой восстающего.

После оформления капитального вентиляционно-лифтового ствола РЭШ-1 приступают к немедленному строительству здания главной вентиляторной установки (ГВУ) и монтажу вентиляторной установки ВО-18/10 РД, работающей на нагнетание.

За это время должны быть пройдены все горно-капитальные, горно-подготовительные выработки этажа 700 м и произведена их сбойка с наклонным автотранспортным съездом, проходка которого не прекращается и продолжается тупиковым забоем с проветриванием по одному из предложенных вариантов.

После пуска в эксплуатацию вентилятора главного проветривания и образования замкнутой вентиляционной системы проветривания выработок этажа 700 м за счёт общешахтной депрессии, проветривание тупиковых забоев значительно упрощается и облегчается.

Вентиляторы местного проветривания, установленные на поверхности возле портала штольни, демонтируются.

8.2 Общешахтное проветривание

Схема проветривания фланговая. Воздух с поверхности поступает по вент. лифтовому стволу РЭШ-1, оборудованному вентилятором ВО-18/10-1000 РД, работающим на нагнетание, далее 30-40% по АТУ для обособленного проветривания вышележащих горизонтов, далее на поверхность. Основная часть воздуха по транспортным штрекам, омывая выемочные блоки выдается по блоковым вент. восстающим на вент. штрек вышележащего горизонта. Отработанный воздух выдается по вент. ходовому восстающему № 2 на дневную поверхность.

Расчет воздуха и депрессия рудника выполнен в соответствии с требованиями норм технологического проектирования для подземных месторождений, инструкций и справочников, принятых в Республике Казахстан.

Количество воздуха рассчитано по следующим параметрам, требуемым правилами безопасности: по максимальному количеству людей, находящихся в шахте; по интенсивности пылевыведения; по концентрации вредных и опасных газов; по выхлопным газам от ДВС работающих в шахте; по вредным газам, образованным при ведении взрывных работ, а также с учетом резервных участков и обособленно проветриваемых выработок, максимальной и минимальной скорости движения воздуха, с 20%-ым запасом подачи вентилятором главного проветривания.

Максимальное количество воздуха, требуемое для подачи, является количеством для разжижения газов ДВС работающих в шахте – 28,9 м³/сек.

Общешахтный расход воздуха для подачи вентилятора главного проветривания составляет 80,6 м³/сек.

Результаты расчета требуемого количества воздуха для подачи в шахту сведены в таблицу 8.1.

Расчет депрессии рудника - 1384 Па, осуществлялся по необходимому количеству воздуха, проходящему по выработке заданного сечения и ее сопротивлению, а также по максимальной (минимальной) скорости движения струи воздуха по выработке, регламентированной требованиями правил безопасности. Результаты расчета депрессии рудника сведены в таблицу 8.2.

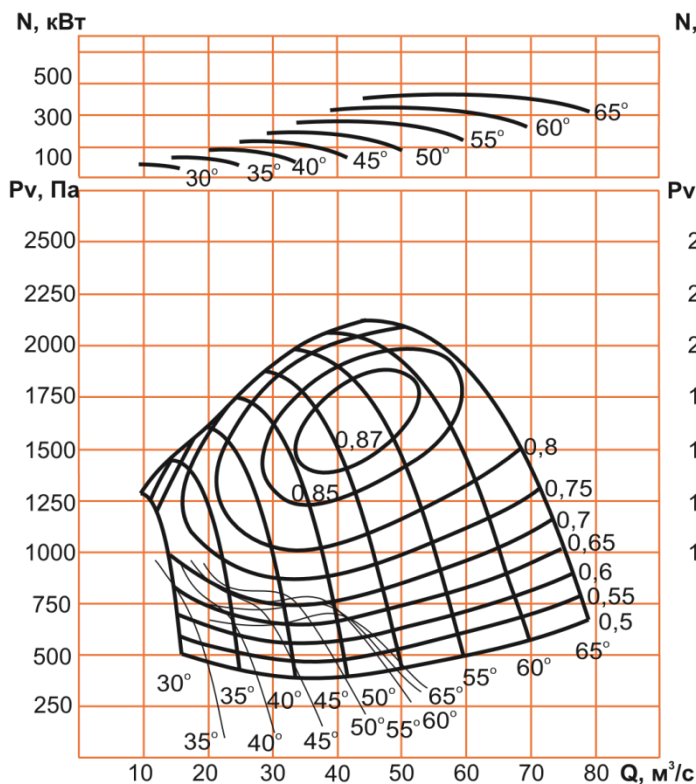
По полученным результатам, с учетом характеристик вентиляторов (номограммы на рис.8.1), выбирается оптимальный вентилятор главного проветривания типа ВО-18/10- 1000 РД без направляющего аппарата.

8.3 Параметры осевого одноступенчатого вентилятора серии ВО-18/10- 1000 РД без направляющего аппарата

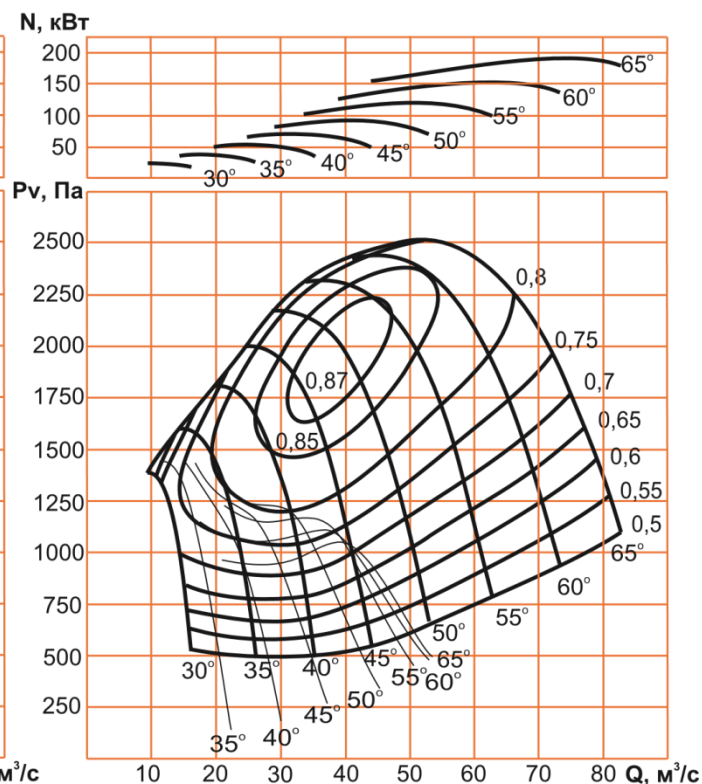
ПАРАМЕТРЫ	Обозначение вентилятора
	ВО-18/10- 1000 РД
Номинальный диаметр рабочего колеса, мм	1800
Номинальный диаметр втулки рабочего колеса, мм	1000
Номинальная подача, м ³ /с (пред.откл. $\pm 10\%$)	70
Номинальное полное давление, Па (пред.откл. $\pm 10\%$)	1700
Номинальное статическое давление, Па (пред.откл. $\pm 10\%$)	1600
Подача в пределах рабочей области, м ³ /с Минимальная, не более Максимальная, не менее	22 115
Статическое давление в пределах рабочей области, Па Минимальная, не более Максимальная, не менее	600 2000
Максимальный КПД, не менее Полный Статический	0,85 0,81
Мощность электропривода, кВт, не более	250
Частота вращения, мин ⁻¹ , не более	1000
Масса вентилятора без электродвигателя, кг, не более	8200
Габаритные размеры, мм, не более Высота Ширина Длина	3100 2900 9000

На рисунке 8.1 представлена номограмма характеристики полного давления и мощности вентилятора ВО-18/10- 1000 РД без направляющего аппарата.

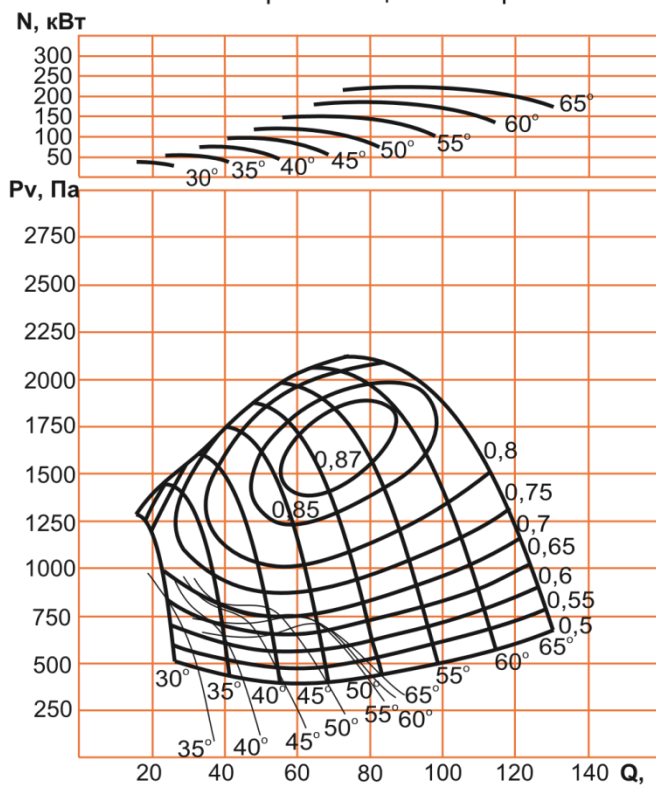
Проектом допускается применение аналогичного вентилятора главного проветривания других производителей при условии обеспечения вышеперечисленных характеристик, в т.ч. заданной производительности и депрессии, допущенный к применению на предприятиях РК.



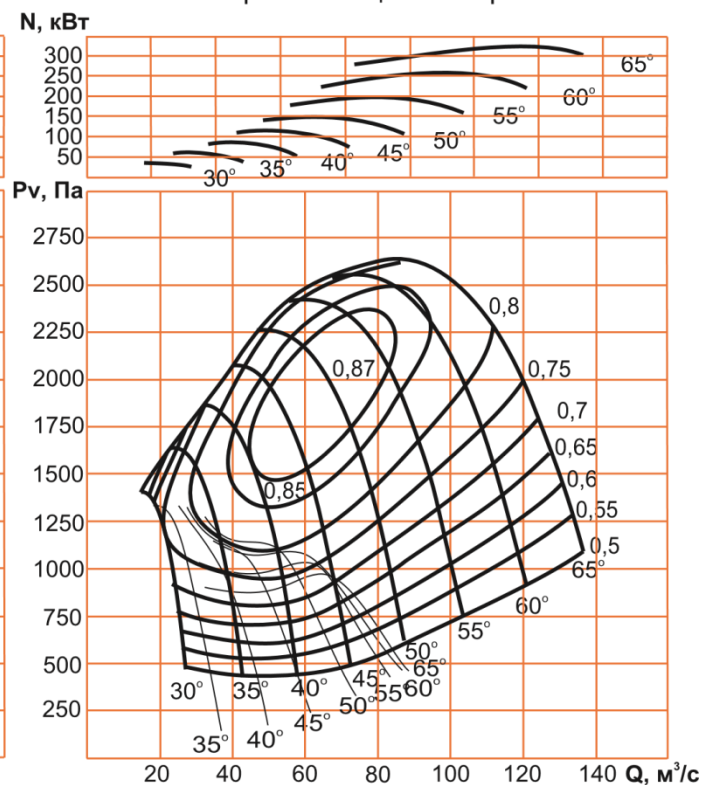
Характеристики полного давления и мощности вентилятора ВО-16/10-1000 РД без направляющего аппарата



Характеристики полного давления и мощности вентилятора ВО-16/10-1000 РД с направляющим аппаратом



Характеристики полного давления и мощности вентилятора ВО-18/10-1000 РД без направляющего аппарата



Характеристики полного давления и мощности вентилятора ВО-18/10-1000 РД с направляющим аппаратом

Рисунок 8.1 – Характеристики вентиляторов

Таблица 8.2 - Расчет депрессии рудника при отработке рудника "Енбекши" по наиболее сложному пути

В	Наименование выработки	№ узлов	Тип крепи	а, кг*сек ² /м ⁴	Р, м	L, м	Sw, м ²	Sw ³	Q, м ³ /сек	Q ²
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	9
	Расчет депрессии рудника при отработке рудника "Енбекши"									
	Гор. +650									
	Вент. лифтовой ствол, подающий (РЭШ-1)									
1	Ствол РЭШ 1 (от пов-сти до гор. 650)	1-2	т/бетон	0,0030	12,56	220,0	12,50	1953,13	80,60	6496,4
2	Околоствольный двор ствола РЭШ-1 - квершлаг, сопряжение на квершлаг	3-4	т/бетон	0,0030	13,80	30,0	16,00	4096,00	76,30	5821,7
3	Транспортный штрек отм. +650	6-7	т/бетон	0,0022	11,50	400,0	10,00	1000,00	70,00	4900,0
4	Блоковый вент. восстающий	7-8	без крепи	0,0020	8,00	50,0	4,00	64,00	8,00	64,0
	Транспортный штрек отм. +700	6-7	т/бетон	0,0022	11,50	533,0	10,00	1000,00	8,00	64,0
5	Автотранспортный уклон (АТУ)	4-5	т/бетон	0,0018	11,50	2015,0	10,00	1000,00	30,00	900,0
6	Квершлаг АТУ	5-6	т/бетон	0,0022	11,50	30,0	10,00	1000,00	30,00	900,0
7	Ствол ВХВ 2 (на пов-сть)	8-9	т/бетон	0,0030	10,00	130,0	6,00	216,00	35,00	1225,0
8	Расход воздуха на добычной блок	9-10	без крепи	0,0022	11,50	50,0	10,00	1000,00	6,80	46,2
	Итого по Гор. 300									
	Общая депрессия рудника по наиболее сложному пути ВСЕГО									

		Депрессия	Производ.
	Вентилятор у устья ВХВ	1383,090	80,6

9 ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИЯ, АВТОМАТИЗАЦИЯ, СИГНАЛИЗАЦИЯ И СВЯЗЬ

9.1 Основные функции диспетчерской службы рудника

1. Оперативный контроль за работой всех энерготехнологических объектов рудника, систем водоснабжения, вентиляции, воздухоснабжения и других сооружений.
2. Предотвращение аварийных ситуаций на руднике, принятие оперативных мер по локализации их последствий.
3. Оперативный контроль выполнения плановых заданий по руде и проходке.
4. Координация технологических взаимосвязей между производственными подразделениями рудника.
5. Учет и контроль сменно-суточного расхода энергоресурсов. Контроль за соблюдением режимов потребления электроэнергии.
6. Оперативная связь с должностными лицами рудника с целью своевременного решения всех производственных задач. Контроль за своевременным проведением погрузочно-разгрузочных операций на складах и т.д.
7. Выполнение оперативных переключений в электросетях 6 кВ по распоряжению ответственных лиц службы главного энергетика.
8. Ведение диспетчерской документации

9.2 Системы автоматизации

Проектом предусмотрена комплексная автоматизация компрессорных установок, вентиляторов главного проветривания, электрокалориферов, насосов главного водоотлива, насосов подачи воды в подземный рудник.

Автоматизация данных установок выполняется в объеме типовых проектных решений и индивидуальных разработок проектов.

9.3 Связь

Все основные объекты предприятия, включая рудник, промплощадку наклонной выработки и административные здания будут оборудованы средствами связи.

На руднике будет использоваться два типа связи: проводная и радиосвязь.

Радиосвязь будет выполнена по схеме с антеннами в виде линии передачи с излучающими элементами. Диспетчер рудника будет иметь возможность поддерживать связь с любым участком рудника. В горном офисе будут установлены персональные компьютеры, подключенные к локальной сети Ethernet/IP с помощью сетевых концентраторов скоростью 100 бит в сек.

Помимо радиосвязи предусматривается обеспечение рудника системой обычной телефонной связи. Навесные телефоны, имеющие защиту от атмосферных воздействий, будут размещаться на входах в порталы, в камерах-убежищах.

Рудник будет оснащен системой аварийного оповещения, которая будет являться частью общей системы, охватывающей все технологические участки. В основном главном офисе рудника «Енбекши» будет установлен коммутатор телефонной системы, который будет иметь шесть входных каналов для 25 местных линий.

9.4 Виды сигнализации

В целях оповещения работающих об аварии все действующие горизонты оборудуются следующими видами сигнализации:

- звуковой;
- автоматической.

Звуковая сигнализация подается с помощью приспособления «Ревун», который устанавливается на устье автотранспортного уклона, в отдаленных горизонтальных выработках, в насосной, на вагончике горноспасателей.

Автоматическая сигнализация устанавливается в устье вентиляционно-лифтового ствола РЭШ-1 и на входе в АТУ.

10 ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

10.1 Общие сведения

Данный раздел рассматривает энергоснабжение при отработке месторождения Енбекши подземным способом.

Исходными данными для проектирования настоящего раздела служат:

- техническое задание на разработку Проекта;
- данные горной части Проекта;
- генеральный план предприятия;
- нормативные документы, действующие в Республике Казахстан.

Высота над уровнем моря объектов рудника 650-870 м.

Расчетные климатические условия приняты на основании раздела 1 настоящего Проекта.

Разделы электроснабжение, электрооборудование, электроосвещение разрабатывались с учетом требований:

Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки, [11];

4. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утвержденные приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352. (ПОПБ ПС РК) [4];

СНиП-II-A.5-70. Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений [10]

Правил устройства электроустановок (ПУЭ), VI, VII издания, [24];

Инструкции по проектированию электроснабжения промышленных предприятий, СН 174-75, М. 1976, [25];

Инструкции по проектированию силового и осветительного оборудования промышленных предприятий, СН 357-77, М. 1976 [26];

Указаний по расчету электрических нагрузок, Тяжпромэлектропроект, М., 1990, [27].

10.2 Характеристика электрических нагрузок рудника

Приемниками электрической энергии проектируемого подземного рудника месторождения «Енбекши» являются:

Подземный рудник: двигатели переменного тока 6 кВ вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива; двигатели 0,4 кВ компрессоров и насосов водоотлива; двигатели 0,4 кВ буровых станков для геологоразведочных работ, 0,4 кВ вентиляторов местного проветривания; электрокалориферы; 127 В -освещение подземных выработок.

Работа предприятия – круглосуточная в две смены.

Все основные объекты: подземный рудник работает в 2 смены по 11 часов (360 дней в году), объекты поверхностного комплекса - 2 смены по 12 часов; объекты вспомогательного назначения – в одну смену.

По условиям надежности и бесперебойности электроснабжения большинство технологических потребителей подземного рудника относятся ко 2 категории. Потребители 1-й категории подземного рудника: вентиляторы главного проветривания, насосы главного водоотлива.

Потребители вспомогательного назначения относятся к 3 категории.

10.3 Источники электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является подстанция 35/6 кВ.

Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1000 кВт, обеспечивающий послеаварийный режим электроснабжения подземного рудника в случае выхода из строя основного источника электроснабжения.

Послеаварийным режимом обеспечивается работа одного вентилятора главного проветривания – 250 кВт, на время вывода людей на поверхность со всех рабочих мест. Остаются в работе два насоса главного водоотлива – 30 кВт - на гор. 650 м и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,4 кВ – 2×30 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

При работе дизель-генератора автоматически отключаются остальные потребители, в работе остаются шины 6 кВ бесперебойного питания РП-6 кВ, РПП-6 кВ.

10.4 Выбор напряжения подстанций

Для распределительных высоковольтных сетей подземного рудника выбрано напряжение 6 кВ.

Целесообразность выбора этого напряжения обусловлена следующим:

- максимальное допустимое напряжение для сетей подземного рудника – 6кВ.
- электродвигатели вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива работают на напряжении 6 кВ.
- для силовых и распределительных цепей до 1000В приняты трехфазные системы напряжения:
 - 380В с изолированной нейтралью в подземных выработках и на поверхности рудника.
 - на токоприемниках электроосвещения приняты напряжения:
 - 380 / 220 В - на поверхности.
 - 127 В - в подземных выработках и на складе ВМ.

10.5 Схема электроснабжения рудника

10.5.1 Общие положения

Схема электроснабжения рудника «Енбекши» разрабатывалась исходя из условий, что источником электроснабжения рудника является ПС 110/6 кВ и расчетные нагрузки приняты для первой очереди отработки.

На площадке рудника располагается:

- распределительный пункт, укомплектованный 14 ячейками 6 кВ типа КСО 386 в сборном, металлическом, утепленном здании. Ячейки приняты с выключателями нагрузки 6 кВ;
- дизель-генераторная установка контейнерного типа мощностью 1000 кВт, которая присоединяется по кабельной линии КЛ-6 (40 м) шинам РП-6кВ;
- двухтрансформаторная подстанция мощностью 2×250 кВА, напряжением 6/0,4 кВ, соединение обмоток Y/Δ – 11 (изолированная нейтраль).

Расчетная мощность $P_p = 3553$ кВт

Годовой расход электроэнергии $W = 12354,8$ тыс. кВт-час.

Расчетная мощность и годовой расход электроэнергии для подземного рудника даны на 5-й год отработки по календарному графику (в работе 2 горизонтов).

10.5.2 Качество электроэнергии

На объектах месторождения нет крупных потребителей с резко-переменной нагрузкой, поэтому колебаний напряжения в электрических сетях не ожидается.

Естественный коэффициент мощности на шинах РПП-6 кВ «Рудник» - 0,97.

10.6 Выбор оборудования

Основные объекты энергообеспечения рудника располагаются на высоте 870-878м над уровнем моря.

Выбор электрооборудования, устанавливаемого на высотах, менее 500 м над уровнем моря (н.у.м.), при углублении уровня добычи, выполнен согласно требований:

ГОСТ 1516.1-76 - Электрооборудование переменного тока на напряжении от 3 до 500 кВ [15].

ГОСТ 183-77 – Машины электрические вращающиеся [40].

ГОСТ 15150-69 – Машины, приборы и другие технические изделия [41].

Для обеспечения надежности и работоспособности силового электрооборудования приняты следующие решения:

- трансформаторные подстанции и распределительные устройства 6 кВ для электроснабжения рудника поставляются в нормальном исполнении;
- блоки управления электродвигателями, магнитные пускатели, контакторы выбираются на номинальные данные по 380 вольтовой шкале.

10.7 Электрические сети высокого напряжения

Межцеховая кабельная канализация осуществляется по технологическим и кабельным эстакадам и частично при небольшом количестве кабелей (до 6 штук) – в земле, в траншеях.

В подземных выработках кабели прокладываются по выработкам по кабельным конструкциям.

10.8 Конструкция подстанций

Трансформаторные подстанции 6/0,4 кВ, устанавливаемые на поверхности, предусматриваются комплектного исполнения, наружной установки.

Шахтные трансформаторные подстанции приняты во взрывобезопасном исполнении, передвижные, устанавливаемые в камерах выработок (рис. 10.1, 10.2).

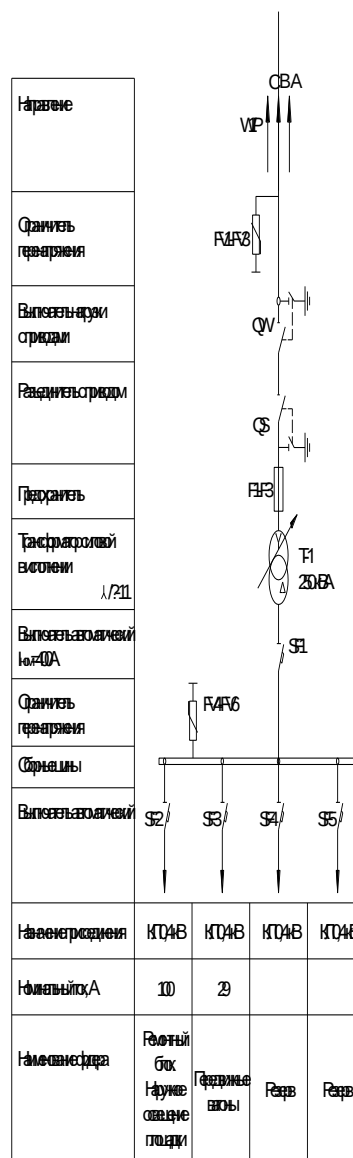


Рис. 10.1 - Схема трансформаторной подстанции Т-1

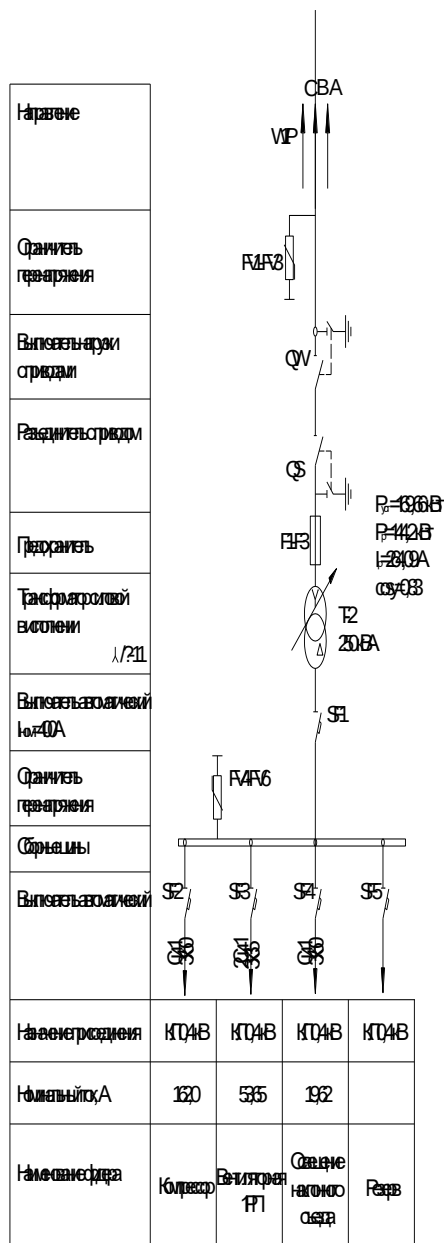


Рис. 10.2 - Схема трансформаторной подстанции Т-2

10.9 Защита от атмосферных перенапряжений

Защита от грозовых перенапряжений металлического здания распределительного пункта 6 кВ выполняется его заземлением (Правила устройства электроустановок (ПУЭ) [24], пункт 4.2.135).

Защита оборудования от волн перенапряжений, набегающих с ВЛ, предусмотрена:

- трубчатыми разрядниками, установленными на опорах ВЛ-6 кВ;

- ограничителями перенапряжений на ошиновке 6 кВ.

10.10 Мероприятия по безопасной эксплуатации электроустановок

Обслуживание электроустановок предполагается методом периодических осмотров и ремонтов.

Оперативная эксплуатация системы электроснабжения рудника будет производиться соответствующей энергетической службой рудника.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала предусматривается защитное заземление корпусов электрооборудования, электроконструкций, металлических оболочек кабелей путем присоединения их к заземляющему устройству, выполненному общим для всех систем напряжения. В качестве заземляющих устройств используются искусственные заземлители.

Сопротивление заземляющих устройств подстанций 6/0,4 кВ с изолированной нейтралью не должно превышать 4 Ом на поверхности.

Сопротивление общего заземляющего устройства (главного заземлителя и местных заземлителей) в подземных выработках не должно превышать 2 Ом.

Для защиты людей от поражения электрическим током в сетях 380 В в подземных выработках на подстанциях предусматриваются реле утечки.

При питании подземных электроприемников напряжением 6 кВ средства защиты от утечек (замыканий) на землю работают с воздействием на отключение высоковольтных ячеек.

На трансформаторных подстанциях и распределительных пунктах предусматриваются блокировки, обеспечивающие безопасность их эксплуатации.

Для предотвращения ошибочных действий при оперативных переключениях на трансформаторных подстанциях и распределительных пунктах предусматриваются электромагнитная и механическая блокировки элементов РУ- 6 кВ.

Подстанции укомплектованы противопожарным оборудованием и оборудованием по технике безопасности.

10.11 Охрана окружающей среды

Основными мероприятиями по охране окружающей среды являются:

- применение на РП-6 кВ вакуумных выключателей;
- обваловка площадки, на которой располагается резервный дизель-генератор и сбор стоков с нее в специально устанавливаемый масло-грязе-бензоулавливатель.

10.12 Силовое электрооборудование

10.12.1 Общая часть

В настоящем разделе рассматриваются вопросы силового электрооборудования проектируемых объектов рудника как на поверхности, так и в подземных выработках.

К таким объектам относятся:

1. В подземных выработках:

очистные, подготовительные и горно-капитальные работы;

2. На поверхности:

- установка главного проветривания типа реверсивного осевого одноступенчатого вентилятора серии ВО-18/101000РД (без направляющего аппарата);

- компрессор;

- ремонтный пункт.

10.12.2 Выбор пусковой и защитной аппаратуры

Защита электроустановок 380 В предусматривается:

- от токов короткого замыкания – максимальными расцепителями автоматических выключателей;

- от перегрузки – тепловыми расцепителями автоматических выключателей и тепловыми реле блоков управления и пускателей;

- нулевая защита – блок-контактами пусковых аппаратов.

На отходящих линиях 6 кВ предусматривается:

- максимальная токовая отсечка;

- максимальная токовая защита;

- защита от замыканий и утечек на землю.

- защита от токов перегрузки и нулевая защита – для линий, питающих высоковольтные электродвигатели;

- автоматическое повторное включение (АПВ);

- автоматическое включение резервного питания оборудования (АВР);

- измерение тока запроектировано на каждом фидере 6 кВ.

Расчетный учет электроэнергии производится на вводе 110 кВ подстанции с применением информационно-измерительной системы учета электроэнергии.

10.12.3 Канализация электроэнергии

Питающие и распределительные сети намечаются к выполнению кабелями с алюминиевыми жилами - для стационарных установок; для

передвижных и переносных установок и на поверхности – кабелями с медными гибкими жилами.

10.12.4 Заземление и молниезащита

Все электрооборудование, согласно требованиям ПУЭ и ЕПБ, подлежит заземлению.

В подземных выработках заземление осуществляется путем присоединения корпусов электрооборудования к местным заземлителям, соединенным общешахтной системой заземления.

Для защиты людей от поражения электрическим током при нарушении изоляции в сетях 380 В в подземных выработках предусматриваются реле утечки.

На поверхности заземление осуществляется путем присоединения корпусов электрооборудования к заземлителям подстанций.

Молниезащита зданий и сооружений выполняется в соответствии с РД.34.21.122-87 «Инструкция по устройству молниезащиты зданий и сооружений», [28].

10.13 Электроосвещение

10.13.1 Подземные выработки

В качестве источников света применены люминесцентные лампы в светильниках ЛСР 01 мощностью 20 Вт и лампы накаливания в светильниках НСП11 в трансформаторных камерах.

Напряжение сети освещения – 127 В линейное.

Питание осветительной сети осуществляется от трансформаторных подстанций через агрегаты АОШ-4.

Питающая и распределительная сети выполняются кабелями с медными жилами.

Осветительные установки заземляются в соответствии с требованиями ПОПБ РК.

10.13.2 Поверхностные потребители

Электроосвещение поверхностных потребителей осуществляется на напряжении 220 В от понижающих трансформаторов типа ТСЗИ-4, мощностью 4 кВт, напряжением 380/220 В, с соединением обмоток звезда-треугольник-11.

Прожекторное освещение площадки осуществляется прожекторами с галогенными лампами, устанавливаемыми по два на портале АТУ и на столбах

через 50 м по площадке. Напряжение сети прожекторного освещения 220 В от понижающих трансформаторов типа ТСЗИ-4, мощностью 4 кВт, напряжением 380/220 В, с соединением обмоток звезда-треугольник-11.

Понижающие трансформаторы для осветительных установок устанавливаются в РП-6 кВ на поверхности рудника.

Для ускорения начала работ при проходке припортальной части штольни электроснабжение АТУ осуществляется от дизель-генераторной установки мощностью 250 кВА, напряжением 380 В, установленной на площадке штольни (АТУ).

Для распределения электроэнергии применяются автоматы типа ВРН с подключением аппарата защиты от токов утечки.

Для подключения сварочного трансформатора, понижающих трансформаторов для питания потребителей на 220 В применяется распределительный пункт типа ПР11.

Электроосвещение промплощадки уклона осуществляется двумя прожекторами с галогенными лампами, установленными на железобетонной стойке.

Силовые кабели приняты с медными жилами. Кабели прокладываются по кабельной эстакаде, до административных зданий в кабельной траншее, между зданиями - на тросе.

Для заряда аккумуляторных батарей шахтных головных светильников предусматривается автоматическая зарядная станция типа «Заряд-К», устанавливаемая в отсеке в ламповой. Зарядная станция подключается на напряжение 220В через трансформатор ТСЗИ-4,0.

Все металлические нетоковедущие части электрооборудования, могущие оказаться под напряжением, заземляются путем присоединения к заземляющему устройству.

Для заземления оборудования, установленного в зданиях, используется заземляющая жила кабеля, которая присоединяется к общему заземляющему устройству.

11 ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И НА НАЧАЛЬНОМ ЭТАПЕ СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

11.1 Открытые горные работы по строительству отвалов и площадок

Лица технического надзора должны вести постоянный контроль за состоянием отвалов; в случае обнаружения признаков сдвижения породы работы прекращаются.

Запрещается отдых работников непосредственно в забоях, в призабойном пространстве, а также вблизи действующих механизмов и на оборудовании.

Работы на породном отвале производятся в соответствии с утвержденным главным инженером предприятия паспортом, с которым все лица, связанные с работами на строительстве площадки, должны быть ознакомлены под роспись. На месте производства работ вывешиваются предупреждающие надписи об опасности нахождения людей на откосах отвалов, вблизи их основания и в местах разгрузки землеройной техники.

Размеры призмы обрушения отвала должны устанавливаться маркшейдерской службой и регулярно доводиться до сведения работающих на отвале.

В связи с круглосуточным режимом эксплуатации площадка должна быть освещена, при этом должна быть обеспечена освещенность не менее 5 Лк.

Все находящиеся на работах по строительству площадки горные и строительно-дорожные машины должны быть в исправном состоянии и снабжены действующими сигнальными устройствами, исправными тормозами, ограждениями от вращающихся и движущихся частей, противопожарными средствами, иметь предусмотренное паспортами оборудования освещение, комплект исправного инструмента и необходимую контрольно-измерительную аппаратуру.

Периодичность проверок и технического обслуживания машин и механизмов выполняется в соответствии с требованиями заводов-изготовителей, графиком планово-предупредительного ремонта оборудования и положениями, установленными на предприятии.

Запрещается работа на неисправных машинах и механизмах. Категорически запрещается использование открытого огня для разогревания масел и воды.

Присутствие посторонних лиц в кабине и на наружных площадках бульдозера при его работе запрещено.

Не разрешается оставлять без присмотра бульдозер с работающим двигателем и поднятым отвалом, а при его работе становиться на подвесную раму и отвал. Запрещена работа на бульдозере без блокировки, исключающей запуск двигателя при включенной коробке переключения передач или при отсутствии устройства для запуска двигателя бульдозера из кабины. Также запрещена работа поперек крутых склонов при углах откосов, превышающих предусмотренные инструкцией завода-изготовителя.

Для ремонта, смазки и регулировки бульдозер устанавливается на горизонтальной площадке, двигатель выключается, а отвал опускается на землю.

В случае аварийной остановки бульдозера на наклонной плоскости, принимаются меры, исключающие самопроизвольное его движение под уклон.

Запрещается находиться под поднятым отвалом без установки его на надежные подкладки и при работающем двигателе бульдозера.

При производстве буровых работ буровой станок устанавливается на спланированной поверхности площадки. Перемещение по площадке бурового станка с поднятой мачтой разрешается только по спланированной горизонтальной площадке.

Бурение скважин производится с соблюдением параметров бурения, предусмотренных проектом буровзрывных работ.

11.2 Взрывные работы на поверхности

Общие правила

Предприятие, ведущее взрывные работы, обязано иметь разрешительную и проектную документацию на производство взрывных работ, хранение и перевозку ВМ, склад ВМ, спецтранспорт для перевозки ВМ и службы, включающие исполнителей и руководителей взрывных работ.

Предприятие руководствуется разработанными и согласованными «Положением о руководстве взрывными работами» и «Мероприятиями по совершенствованию взрывного дела».

ВМ в процессе производства работ подвергается испытаниям в целях определения пригодности их к хранению и применению согласно «Инструкции по испытанию взрывчатых материалов» ПОПБ ВР. [6].

Буровзрывные работы производятся в соответствии с технической документацией (типовые проекты или паспорта буровзрывных работ). С этими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, должен быть ознакомлен под роспись.

Предприятие, ведущее буровзрывные работы, разрабатывает проекты или паспорта БВР, используя типовые проекты БВР с учетом конкретных горнотехнических условий.

Проекты и паспорта БВР утверждаются руководителем взрывных работ – главным инженером предприятия.

Проекты и паспорта БВР составляются на основании расчётов, опытных данных и с учетом результатов не менее трех проведённых опытных взрываний.

К производству взрывных работ допускаются взрывники, имеющие «Единую книжку взрывника», стаж работы по профессии не менее одного года, а также допущенные к выполнению указанных работ по состоянию здоровья.

Рабочим, занятым на работах с ВМ, выдаются под роспись инструкции по охране труда, предусматривающие меры безопасности и обязанности работников при обращении с ВМ.

Не допускается ближе 100 метров от места нахождения ВМ применять открытый огонь и курить, иметь при себе при обращении с ВМ огнестрельное оружие, зажигательные и курительные принадлежности. Зажигательные принадлежности разрешается иметь только взрывникам, а оружие – лицам охраны.

На всех дорогах, ведущих в опасную зону, устанавливаются аншлаги с предупредительными подписями и знаками.

Охрана опасной зоны производится специально проинструктированными под роспись сигнальщиками.

Взрывание скважинных зарядов производится взрывником из специального укрытия.

Опасная зона (800 м) вводится с начала монтажа взрывной сети из детонирующего шнура.

Монтаж электровзрывной сети

Перед выдачей электродетонаторов (ЭД) они проверяются в помещении склада взрывчатых материалов.

После проверки их сопротивления провода ЭД замыкаются накоротко и в таком положении находятся до момента присоединения к взрывной сети. При выполнении операции проверки и подбора ЭД по сопротивлениям на рабочем столе проверяющего не должно быть более 100 ЭД.

Электровзрывные сети должны иметь исправную изоляцию, надежные электрические соединения, которые необходимо изолировать с помощью специальных зажимов-контактов.

Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной. До начала заряжания взрывник обязан осмотреть взрывную магистраль, соединительные провода, убедиться в исправности сети.

Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока или включающего ток устройства к заряду.

После монтажа и осмотра электровзрывной сети необходимо проверить ее проводимость.

Постоянная взрывная магистраль не должна отставать от места взрыва более чем на 100 метров.

Перед взрыванием скважинных зарядов общее сопротивление всей электровзрывной сети должно быть подсчитано и затем измерено из безопасного места измерительными приборами. В случае расхождения измеренного и расчетного сопротивления более чем на 10%, необходимо устранить отклонения от расчетного сопротивления.

Взрывной прибор должен иметь специальные клеммы магистральных проводов электровзрывной сети.

Присоединение магистральных проводов к взрывному прибору производится в месте укрытия взрывника.

Концы проводов смонтированной части электровзрывной сети должны быть замкнуты накоротко до присоединения их к проводам следующей части электровзрывной сети.

Запрещается присоединение проводов смонтированной части электровзрывной сети к следующим проводам, пока противоположные концы последних не замкнуты накоротко.

Концы магистральных проводов также должны быть замкнуты накоротко в течение всего времени до присоединения их к клеммам прибора, подающего напряжение для взрывания.

Со всех электроустановок, кабелей, контактных и воздушных проводов и других источников электроэнергии, действующих в зоне монтажа электровзрывной сети, напряжение должно быть снято с момента начала монтажа сети.

При взрывании с применением ЭД выход взрывника из укрытия после взрыва разрешается не ранее, чем через 5 минут и только после отсоединения электровзрывной сети от источника электрического тока и замыкания ее накоротко.

Безопасные расстояния при производстве массовых взрывов

Перед производством массовых взрывов все работающие выводятся за пределы опасной зоны, равной 800 м.

Порядок проведения массовых взрывов должен строго соответствовать «Распорядку проведения массового взрыва», проекту на проведение массового взрыва, утвержденному главным инженером.

11.3 Проветривание забоя наклонного транспортного съезда

В забой, где будут работать самоходные машины с дизельными двигателями внутреннего сгорания, следует подавать свежий воздух в количестве, обеспечивающем снижение концентрации вредных продуктов выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, но не менее 5 м³/мин

на 1 л.с. номинальной мощности дизельных двигателей. Контроль должен производиться не реже двух раз в месяц.

Борьба с рудничной пылью является одной из основных технических задач по созданию нормальных санитарно-гигиенических условий труда для рабочих, занятых как на подземных, так и на открытых работах. В этой связи предусматривается проветривание наклонного транспортного съезда в течение всего рабочего времени одной вентиляторной установкой из двух вентиляторов ВМ-12А; мокрое бурение и орошение горной массы при погрузочно-разгрузочных операциях; применение средств индивидуальной защиты – противоаэрозольных бесклапанных респираторов типа «Лепесток» (ШБ-1) или Ф-62М.

Выработка, проветриваемая после взрывных работ, должна быть ограждена предупредительным сигналом с надписью «Вход запрещен, забой проветривается».

Перед допуском рабочих в забой ядовитые продукты взрыва должны быть разжижены не более чем до 0,008 % по объему при пересчете на условную окись углерода.

11.4 Противопожарная защита на площадках уклонов и при начальных этапах строительства

Противопожарная защита промплощадок наклонных выработок должна соответствовать требованиям ПОПБ ПС РК [4]; инструкции по противопожарной защите шахт; СНиП–II-30 [8]; СНиП–II-31 [9]; СНиП II-A.5-70 «Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений» [10].; «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» [11]; «Руководства по составлению проектов противопожарной защиты шахт цветной металлургии» [12].

Наклонный автотранспортный съезд на всем протяжении крепится несгораемой бетонной крепью, что снижает возможность возникновения пожара.

После проходки наклонного съезда в интервале 0-30 м предусматривается проходка 2-х камер для последующей установки в них (в период эксплуатации подземного рудника) двух противопожарных двустворчатых дверей, расстояние между которыми должно быть не более 10 м.

Точное место расположения камер для противопожарных дверей должно быть определено после проходки наклонных съездов до отметок с учетом фактической устойчивости пород. Строительство камер производится до возведения постоянной набрызг-бетонной крепи.

После привязки камер производится расширение выработки с применением БВР и в соответствии с паспортом крепления камеры.

11.4 Ликвидация пустот

Ликвидация подземных пустот представляет собой комплекс мероприятий по управлению горным давлением вблизи выработанного пространства для обеспечения безопасности дальнейшей отработки рудных залежей.

Применяют следующие способы ликвидации пустот:

- закладка - заполнение всего выработанного пространства различными закладочными материалами. Этот способ применяется для предохранения от разрушений на поверхности или вышележащих горизонтах;
- обрушение междокамерных и междуэтажных целиков, а также налегающей толщи пород массовыми взрывами;
- поддержание - сохранение от обрушения вмещающих пород после очистной выемки полезного ископаемого различными целиками и искусственными сооружениями;
- изоляция (локализация) - отделение подземных пустот от прилегающих выработок для предупреждения попадания в пустоты людей и распространения воздушной волны;
- комбинированный - сочетает в себе элементы, характерные для двух и более способов.

На выбор способа ликвидации подземных пустот основное влияние оказывают геологические и горнотехнические условия. Главными геологическими факторами, определяющими применение того или иного способа ликвидации подземных пустот, являются физико-механические свойства руды и вмещающих пород, условия залегания рудных тел (размеры, мощность и форма залежи, глубина залегания и угол падения).

Значительное влияние на состояние подземных пустот оказывают горнотехнические условия, состояние поверхности, время существования пустот, а также применяемые системы разработки и технология ведения горных работ, ограничивающие выбор того или иного способа ликвидации подземных пустот.

Из физико-механических свойств важнейшими являются прочностные свойства руды и вмещающих пород, соответственно которым принимается способ ликвидации подземных пустот, обеспечивающий безопасные условия ведения дальнейших горных работ.

В условиях месторождения «Енбекши» наиболее приемлемой для отработки является система разработки с магазинированием и этажно-камерная система разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков. Способ погашения пустот обрушенными породами, которые находятся в отработанном очистном пространстве вышележащего блока и перепускаются в нижеотработанную

камеру одновременно с отработкой погашением междуэтажного целика (потолочины).

После перекрытия днища падающей рудой и породой происходит изоляция образовавшейся пустоты от выработок приемного горизонта. Поскольку движение обрушенной сыпучей массы продолжается, то продолжается и сжатие воздуха в пустоте около висячего бока. За счет резкого сокращения объема этой незаполненной пустоты давление заключенного в ней воздуха возрастает до такой степени, что сжатый воздух прорывается вверх навстречу движущейся разрыхленной массе обрушенных пород и, прорываясь сквозь толщу, погашает накопленную энергию, заполняя пространство между кусками породы. Можно утверждать, что заполнившие отработанную камеру обрушенная руда и пустые породы находятся в разрыхленном состоянии. В процессе выпуска обрушенных запасов потолочины продолжает поддерживаться разрыхленное состояние пород, заполнивших отработанную камеру.

При отработке месторождения принятой системой разработки с обрушением руды и вмещающих пород процессы деформации и сдвижения пород висячего бока развиваются вслед за выемкой руды. В случае отсутствия сдвижения в устойчивых породах висячего бока, необходимо применить принудительное обрушение, путем разбуривания веерного комплекта скважин в этих породах. Для этого, в условиях системы разработки с магазинированием руды, после полного выпуска руды из очистного блока проходится буровая ниша скреперного штрека. Из буровой ниши, скважинами принудительного обрушения, разбуривается висячий бок с учетом его фактического контура. В сложных горно-геологических и горно-технических условиях допускается разбуривание вышеназванных скважин из смотровых ходков вентиляционно-ходового восстающего отрабатываемого блока. Диаметр скважин, расстояние между ними и ЛНС рассчитывается с учетом горно-геологических характеристик пород висячего бока. После этого из безопасного расстояния по взрывной и воздушной волне взрываются скважины принудительного обрушения.

Для принудительного обрушения висячего бока очистного блока составляется паспорт БВР, утвержденный главным инженером рудника.

Аналогично, из буровой ниши доставочного штрека, происходит принудительное обрушение висячего бока в условиях этажно-камерной системы разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков.

Выползание углов сдвижения, с одной стороны, приводит к увеличению площади зоны деформации на дневной поверхности, а с другой стороны при достижении критического угла сдвижения пород висячего бока оседания поверхности происходить не будет. Зона обрушения пород висячего бока образуется под защитой консоли и не имеет выхода на дневную поверхность. Во избежание попадания людей в зону обрушения, проектом предусматривается огораживание зоны обрушения, по периметру, забором из

колючей проволоки и вывешивание табличек «Вход запрещен. Зона обрушения» таким образом, чтобы они находились в зоне видимости со всех сторон.

Из результатов краткого анализа состояния вопроса следует основной вывод, что сохранение целостности пород висячего бока путем предотвращения возможности их обрушения и сдвижения обеспечивает сохранность дневной поверхности и резко уменьшает сложности при подземной разработке, обусловленные горным давлением.

Практика подземной разработки месторождений в различных горно-геологических условиях свидетельствует, что исключить возможность сдвижения пород висячего бока можно за счет:

Применения технологии подземной разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями;

Оставления в центральной (по простиранию) части месторождения предохранительного рудного целика;

Сооружения предохранительного целика в центральной части залежи из твердеющей закладки.

Первое из перечисленных мероприятий полностью исключает деформацию и сдвижение пород висячего бока, а второе и третье позволяют локализовать зону обрушения и сдвижения, обеспечивая при этом сохранность дневной поверхности и некоторое снижение величины давления, обусловленное сдвижением горных пород.

Выводы. В условиях разработки месторождения «Енбекши» использование технологии горных работ с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями исключается ввиду значительных капитальных затрат на строительство закладочного комплекса и повышения себестоимости добычи руды. Несмотря на то, что в будущем повышение себестоимости за счет дополнительных затрат на закладку компенсируется снижением разубоживания руды и ее потерь, в настоящий период, исходя из экономических соображений, внедрение этой технологии вряд ли возможно.

Оставление рудного предохранительного целика обуславливает снижение эксплуатационных запасов руды в этаже, и все затраты на подготовку горизонта ложатся на существенно меньшее количество руды, что повышает себестоимость. Поэтому этот вариант с экономической точки зрения также не целесообразен.

Вариант горных работ, при которых предохранительный целик сооружается из твердеющей закладки, обуславливает необходимость сооружения закладочного комплекса. Его экономическая целесообразность рассмотрена выше.

Таким образом, в условиях золоторудного месторождения Енбекши наиболее приемлем способ погашения пустот обрушенными породами, которые находятся в отработанном очистном пространстве вышележащего блока и перепускаются в нижеотработанную камеру одновременно с отработкой погашением междуэтажного целика (потолочины).

12 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

12.1 Экологические условия разработки

Оценка экологических условий разработки месторождения Енбекши выполнена в соответствии с «Методическими указаниями к экологическому обоснованию проектов кондиций на минеральное сырье» [36], «Временной Инструкцией о порядке проведения оценки воздействия намечаемой хозяйственной деятельности на окружающую среду (ОВОС) в Республике Казахстан (РНД 03. 02.01 – 1993)» [37].

Основные результаты проведения экологического обоснования намечаемой хозяйственной деятельности рассматриваемого предприятия с разработкой мероприятий по охране окружающей среды будут выполнены при проектировании разработки запасов месторождения в соответствии с «Пособием по составлению проекта «Охрана окружающей среды» [38] к СниП 1.02.01.85.

Экономически район освоен слабо, территория его не заселена и используется для отгонного животноводства. Развития земледелия в районе не планируется. Животный и растительный мир скуден.

Площадь месторождения и прилегающая территория не используется в сельскохозяйственном производстве. Объекты, представляющие историческую, культовую или природную ценность, в районе месторождения отсутствуют.

12.2 Основные источники и виды воздействия

На участке месторождения планируемое производство включает в себя подземные горные работы, транспортировку добытой руды до модульной обогатительной фабрики, а также доставку породной горной массы во внутренний отвал. Основными источниками воздействия на окружающую среду в инфраструктуре будущего предприятия будут: подземный рудник, пруд-отстойник шахтных вод, отвалы вмещающих пород, склад ГСМ.

Следует отметить, что принятый способ вскрытия и отработки месторождения окажет минимальное воздействие на окружающую среду по сравнению с открытыми горными работами.

12.3 Прогнозирование и оценка загрязнения атмосферного воздуха

Производственные вредности, образующиеся в технологических процессах подземной добычи руд (пыль неорганическая, газы взрывных работ – окислы углерода, окислы азота, сернистые газы) будут удаляться в атмосферу главной вентиляторной установкой рудника производительностью 138 м³/с.

Ожидаемые величины выбросов в атмосферу приводятся в проекте ОВОС.

При ведении горных работ происходит выделение неорганической пыли, окиси углерода, двуокиси азота. Ожидаемый годовой выброс вредных веществ составит: окись углерода – 1,699 т/г, двуокись азота – 0,295 т/г, пыль неорганическая – 0,998 т/г. С целью снижения пылевыведения предполагается применение комплекса мероприятий: орошение горных выработок с применением пылеосаждающих добавок, бурение шпуров с промывкой водой, гидрозабойка при ведении взрывных работ и др. Качество рудничного воздуха контролируется специализированной службой горноспасательных частей.

Комплекс мероприятий по регулированию выбросов в период неблагоприятных метеорологических условий (НМУ) в основном направлен на снижение выбросов твердых веществ, как оказывающих наибольшее влияние на загрязнение атмосферы.

Контроль за соблюдением нормативов выброса будет осуществляться путем производства инструментальных замеров непосредственно на источниках выброса.

Обогащение добытой руды будет производиться на вновь строящейся обогатительной фабрике с постоянным комплексом природоохранных мероприятий (мокрые процессы при обогащении, захоронение хвостов обогащения и пр.) Таким образом ожидаемые технологические процессы носят в целом щадящий характер по отношению к окружающей природной среде.

Пруд-накопитель предназначен для приема карьерных вод, которые в дальнейшем используются для пополнения недостающего объема оборотной воды в процесс на обогатительной фабрике.

Емкость пруда-накопителя должна соответствовать тридцатичасовому максимальному водопритоку в карьер – $V = 1835 \cdot 36 = 66060 \text{ м}^3$.

Параметры пруда-накопителя:

Полезный объем – 70 000 м³;

Площадь – 17500 м²;

Полезная глубина пруда-накопителя – 4 м;

Максимальная высота дамбы обвалования 10 м;

Ширина гребня – 6 м;

Заложение откосов: верхового 1:2,5; низового 1:2,0.

Для полной изоляции окружающей среды от токсичных веществ сбрасываемых стоков, проектом предусматривается устройство гидроизоляционного экрана.

В проекте может быть принят гидроизоляционный экран, покрывающий ложе из геомембраны 5/1-300 толщиной 1,5 мм. Верховые откосы плотины покрываются геомембраной 5/2-300 также толщиной 1,5 мм. Разница в

марках геомембраны обусловлена прочностными характеристиками. По верховому откосу плотины геомембрана защищена от скольжения местным песчано-гравелистым грунтом толщиной 0,3 м с покрытием скальным грунтом от волнового воздействия.

В соответствие с «Положением об охране подземных вод» Проектом разработки месторождения предусмотрен комплекс мероприятий.

При реализации предлагаемых мероприятий отрицательное воздействие на окружающую среду ожидается слабым, в пределах допустимых норм.

12.4 Рекультивация нарушенных земель и природоохранные мероприятия

Согласно «Земельного кодекса» и в соответствии с ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации» предприятия и организации, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых, а также производящие другие работы, связанные с нарушением почвенного покрова, обязаны снимать и хранить плодородный слой почвы для целей дальнейшего его использования при рекультивации земель.

Поверхность района месторождения представлена глинисто-щебнистой массой и дресвой туфов, порфиритов, кварцитов, липаритов, андезитов (образования коры выветривания), реже суглинками со щебнем. Плодородный слой почвы практически отсутствует.

В связи с этим по окончании работ будет проведена только техническая рекультивация нарушенных земель, заключающаяся в придании рельефу местности первоначального вида.

В процессе добычи и переработки золотосодержащих руд будут образовываться отходы производства в виде пустых пород и хвостов обогащения. Для утилизации и временного хранения пустых пород предусмотрено устройство отвалов, хвостов обогащения – размещение на хвостохранилище обогатительной фабрики.

12.5 Прогнозирование воздействия на растительный и животный мир

Уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено.

12.6 Требования в области использования и охраны недр

В области охраны недр при эксплуатационных работах для обеспечения полноты опережающего геологического изучения объекта, а также для обеспечения рационального и комплексного использования

минерального сырья на всех этапах освоения месторождения будет предусматриваться проведение опережающих и сопровождающих эксплоразведочных работ с целью:

- детального оконтуривания эксплуатационных блоков;
- подсчета эксплуатационных запасов по блокам;
- осуществления контроля за качеством добываемой руды;
- расчета потерь и разубоживания.

С целью выявления и разведки небольших рудных тел в границах рудной зоны, уточнения количественной и качественной характеристики запасов, их прироста и перевода в более высокие категории на месторождении будут выполняться геологоразведочные работы по отдельным проектам.

Системы разработки, предложенные при освоении месторождения, апробированы на аналогичных рудных телах других объектов и обеспечивают наиболее полное извлечение из недр полезного ископаемого с наименьшими потерями. Перечень мероприятий для обеспечения этого требования будет определен при составлении локального проекта отработки месторождения Енбекши. После уточнения запасов в процессе доразведки забалансовые руды в контуре отработки следует перевести в балансовые, а непереведенные руды должны быть заскладированы в отвале забалансовых руд на поверхности.

В процессе эксплуатации предусмотрено обслуживание геолого-маркшейдерской службой рудника горных работ с целью контроля за полнотой и качеством отработки запасов, обеспечения учета состояния и движения запасов, их погашения. При этом составляется соответствующая геолого-маркшейдерская документация с проведением маркшейдерской съемки, опробовательских работ, в т.ч. товарного опробования, проводится контроль за правильностью шихтовки, ведутся систематические наблюдения за зоной сдвижения.

Сохранение энергетического состояния верхних частей недр, а также охрана недр от обводнения, пожаров, взрывов, а также других стихийных факторов, снижающих их качество или осложняющих разработку месторождения, будет обеспечено принятыми в проекте параметрами систем вскрытия, подготовки и добычи.

12.7 Санитарно-эпидемиологические требования

В процессе освоения месторождения Енбекши предусматривается организация санитарно-защитной зоны в зависимости от санитарной квалификации и расчетов рассеивания вредных веществ в атмосферном воздухе. При этом обеспечивается благоустройство санитарно-защитной зоны.

Все оборудование, трубопроводы, химические средства и т.п. будут применяться из числа разрешенных органами санитарно-эпидемиологического надзора.

В период производственной деятельности предприятия будут проведены необходимые санитарно-эпидемиологические мероприятия, направленные на улучшение экологической обстановки для обеспечения нормальных условий жизни и здоровья работающих, обеспечения защиты жизни и здоровья персонала и населения при возникновении экстремальных условий. Предусматривается участие в развитии социальной сферы, а также соблюдение требований промсанитарии по созданию здоровых и безопасных условий труда, бытового и медико-санитарного обеспечения трудящихся.

На границе санитарно-защитной зоны предусматривается соблюдение приземных концентраций выбрасываемых вредных веществ, не превышающих предельно допустимых концентраций загрязняющих веществ в атмосферном воздухе населенных мест с учетом фоновое загрязнение.

12.8 Прогноз социально-демографических изменений и оценка вероятных аварийных ситуаций

На основе проведенных предварительных оценок возможных экологических изменений в среде обитания животного мира и человека вследствие освоения месторождения Енбекши возможных социально-демографических сдвигов в районе предполагаемого строительства, касающихся изменений в демографической структуре, вынужденных изменений миграционных потоков животных и птиц, изменений привычных условий жизни в связи со сменой традиционных форм занятости населения, не ожидается.

В ходе производственной деятельности недропользователь учитывает, что необходимым экологическим основанием для проведения операций по недропользованию являются положительное заключение государственной экологической и санитарно-эпидемиологической экспертизы на проведение этих операций и выданные на его основе разрешения на природопользование исполнительными органами, ведающими вопросами охраны окружающей среды.

Недропользователь будет представлять на государственную экологическую и санитарно-эпидемиологическую экспертизу всей предпроектной и проектной документации, содержащей оценку воздействия планируемой деятельности на окружающую среду, здоровье населения и раздел «Охрана окружающей среды» с мероприятиями на период осуществления и прекращения операций по недропользованию.

Недропользователь обязуется вести мониторинг недр и окружающей среды с целью изучения воздействия на них в результате своей деятельности по настоящему контракту и принятия мер по своевременному устранению негативного воздействия. Данные производственного мониторинга и отчетность о воздействии на окружающую среду передаются специально уполномоченным органам в области охраны окружающей среды.

Государственный контроль за соблюдением законодательства об охране недр и окружающей среды, обеспечения санитарно-

эпидемиологического благополучия населения будет осуществляться уполномоченными государственными органами в пределах своей компетенции.

После прекращения производственной деятельности или при поэтапном возврате контрактной территории подрядчик передает контрактную территорию в состоянии, пригодном для дальнейшего использования по прямому назначению, в соответствии с законодательством Государства.

Любые нарушения (ухудшения) состояния окружающей среды, а также самой контрактной территории во время отработки месторождения Енбекшивосстанавливаются за счет недропользователя до состояния, пригодного для дальнейшего использования по прямому назначению.

В случае сверхнормативных выбросов (сбросов) загрязняющих веществ в окружающую среду, возникновения аварийных и чрезвычайных ситуаций недропользователь обязуется оперативно сообщать о них Центральному исполнительному органу в области окружающей среды, государственный орган санитарно-эпидемиологического надзора и местные исполнительные органы.

По имеющимся материалам уникальных, редких и особо ценных дикорастущих растений и природных растительных и животных сообществ, требующих охраны, в районе месторождения не встречено. В районе строительства и в ходе хозяйственной деятельности предприятия исторических и культурных памятников, подлежащих охране, не имеется.

В случае обнаружения геохимических, геоморфологических и гидрогеологических объектов, имеющих особую экологическую, научную, культурную или иную ценность, недропользователь обязуется прекратить работы на соответствующем участке и известить об этом уполномоченный орган по использованию и охране недр.

Освоение месторождения Енбекши не приведет к социально-демографическим сдвигам в районе строительства. Производственная деятельность предприятия не представляет угрозы не только для здоровья персонала предприятия, но и местного населения и условий их жизнедеятельности при прямом, косвенном, кумулятивном и другим видам воздействия на окружающую среду.

При проведении недропользователем всего комплекса эксплуатационных работ на месторождении Енбекши будет обеспечено выполнение правил и норм по безопасному ведению работ, санитарно-эпидемиологических правил и норм, предусмотренных законодательством Государства, а также проведение мероприятий по предупреждению и ликвидации аварий, несчастных случаев и профессиональных заболеваний.

Проведение всех видов работ, если они представляют опасность для жизни и здоровья людей, будет запрещено.

Государственный контроль за соблюдением правил и норм по технической безопасности и промышленной санитарии при проведении

разведки будет осуществляться специально уполномоченным исполнительным органом.

Таким образом, освоение месторождения Енбекши не приведет к необратимым или кризисным изменениям в окружающей природной среде как в период строительства и эксплуатации, так и после ликвидации предприятия.

13 ПРОМЫШЛЕННАЯ И ПОЖАРНАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Проектом предусматривается разработка золоторудного месторождения Енбекши – строительство подземного рудника производительностью 120,0 тыс. тонн руды в год.

Вскрытие месторождения предусмотрено наклонным транспортным съездом с поверхности до горизонта 40 м.

Рудные тела предполагается отрабатывать системой разработки с магазинированием руды и системой разработки подэтажных штреков.

Для проветривания горизонтов принята фланговая схема проветривания. Способ проветривания – всасывающий. Проветривание рудника будет осуществляться при помощи вентиляторной установки главного проветривания расположенного у АТУ, подогрев воздуха в зимний период – калориферной установкой у ствола ВЛВ 1 (ш. 42).

Транспортировка руды на обогатительную фабрику и породы в отвал будет производиться подземными автосамосвалами UK 20 LP.

13.1 Охрана труда

В соответствии с нормативными требованиями по охране труда в Проекте предусматривается:

- доставка рабочих на горизонты к месту работы в специальной машине для перевозки людей MIDIMINKA-12 по наклонному съезду;
 - установка лифтового подъемника в вентиляционном восстающем ВВ2 для сообщения между горизонтами;
 - использование пункта медицинской помощи в передвижном вагончике;
 - питание в передвижном вагончике;
- обеспечение нормальных условий труда в производственных, вспомогательных и санитарно-бытовых помещениях путем использования: нагревательных приборов, установок для кондиционирования воздуха;
- применение материалов в строительной части не оказывающих вредных воздействий на организм и здоровье трудящихся;
 - обслуживающие технологические площадки и лестницы имеют ограждения высотой не менее 1,0 м, рассчитанные в соответствии со СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Основным источником шумообразования является вентилятор главного проветривания.

Для снижения шума до санитарных норм все источники шума выделяются в изолированные помещения с устройством изоляции.

Уменьшения шумообразования в горных выработках достигается своевременным, качественным ремонтом и регулировкой очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддержанием в нормальном

состоянии дорожного покрытия и различных коммуникаций, своевременным устранением утечек в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы местного проветривания комплектуются глушителями шума заводом-изготовителем.

Мероприятия по борьбе с вибрацией заключаются в следующем: установка оборудования на виброопорах, оснащение пневмоподдержками ручных перфораторов при бурении шпуров.

Расположение отопительно-вентиляционного оборудования и установок предусмотрено с учетом обеспечения свободного доступа к нему для безопасного ремонта и обслуживания, уменьшения шума.

13.2 Производственная санитария

Безопасные и гигиенические условия труда в шахте сводятся в основном к обеспечению комфортных условий трудящихся по освещению и проветриванию рабочих забоев, борьбе с запыленностью, вибрацией и шумом.

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия на них условий рабочей среды и работающего оборудования Проектом предусмотрено:

- подача свежего воздуха в количестве, обеспечивающем его эффективную скорость по выработкам;
- подогрев подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°C в зимнее время;
- оснащение всех откаточных, камерных выработок, ходовых отделений стволов шахт и вентиляционно-ходовых восстающих стационарным, а проходческих и очистных забоев – переносным освещением;
- применение самоходного бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на работающего;
- применение буров с резинометаллическими буртиками, которые снижают уровень шума в 1,5-1,7 раза;
- применению средств индивидуальной защиты – антивибрационных рукавиц института «НИГРИ», спецобуви с прокладками из пенопласта, разработанными институтом охраны труда;
- осуществление систематического газо-температурного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе.

Для снижения вредного влияния шума рекомендуется:

- установка на выхлопных отверстиях перфораторов глушителей шума, выпускаемых заводом «Пневматика» или криворожским заводом «Коммунист»;
- установка на вентиляторах местного проветривания глушителей шума;
- применение индивидуальных средств защиты органов слуха: наушников ВНИИОТ-1 (завод «Респиратор»), пластинчатых вкладышей

одноразового использования (завод физико-механического института имени Карпова).

Снижение запыленности.

Бурение. Снижение запыленности воздуха обеспечивается нормализацией мокрого бурения с добавлением в подаваемую воду смачивателей типа ДБ.

Перед бурением грудь забоя и прилегающие борта и кровля выработки орошаются водой.

Примыкающие к призабойной части борта и кровля выработок орошаются водой с добавлением составов, обеспечивающих закрепление осевшей пыли.

Взрывные работы. Для подавления пыли при взрывных работах предусматривается:

- установка туманообразователей и форсунок с регулируемым факелом струи воды и включение их непосредственно перед производством взрыва;
- применение гидромин, взрывааемых непосредственно перед отпалкой забоя;
- при проходке по сухим породам – орошение перед взрывом бортов и кровли выработок с добавкой адсорбирующих составов.

Погрузочно-разгрузочные работы. Перед уборкой в проходческих забоях производится пропитка водой навала горной массы и орошение бортов и кровли выработок водой с использованием форсунок и туманообразователей.

На блоковых и капитальных рудоспусках устанавливаются оросители, работа которых заблокирована с процессом разгрузки или открыванием перекрывающих их ляд.

На погрузочных люках рудоспусков откаточных горизонтов устанавливаются оросители, которые включаются в работу перед погрузкой горной массы в вагонетки.

При ведении горных работ основное пылеобразование происходит при бурении шпуров и скважин, взрывных работах, погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировке горной массы. Поэтому для уменьшения пылеобразования в Проекте предусматриваются следующие мероприятия:

- снижение пылеобразования при бурении путем применения перфораторов с промывкой;
- при погрузке горной массы в транспортные средства или их разгрузке, горная масса орошается с помощью оросителей, которые устанавливаются над вибролюками у блоковых восстающих, у приемных бункеров на

поверхности. Горная масса, которая грузится в забое ПДМ смачивается оросителями, встроенными в машину.

При транспортировке горной массы пылеподавление предусматривается:

- на скреперных дорожках - с помощью оросителей, смонтированных на специальном трубопроводе или гибком шланге;
- на основных транспортных выработках и подъездных дорогах к приемным бункерам – смывом осевшей пыли со стенок выработок, полив дорожного покрытия;
- для предотвращения выноса пыли из горных работ в атмосферу на основных доставочных выработках устраиваются водяные завесы.
- разработка схемы вентиляции рудника, обеспечивающей эффективное проветривание подземных выработок, очистных забоев, камерных выработок. Это достигается также созданием требуемой скорости воздушной струи, обеспечивающей эффективный вынос пыли;
- обеспечение действенной вентиляции при проходке выработок путем применения вентиляторов местного проветривания.

Все пылеподавляющие устройства блокируются с работой механизмов или включаются заблаговременно перед включением механизма и производства взрыва.

Построенные производственные объекты на поверхности, связанные с выделением пыли расположены на требуемом удалении с учетом розы ветров.

На каждом горизонте предусмотрены оборудованные камеры ожидания и санузел, у стволов шахт и в технологических камерах – медицинские аптечки.

Подземные рабочие должны быть обеспечены спецодеждой, индивидуальными светильниками, флягами для питьевой воды, а также индивидуальными перевязочными пакетами в прочной водонепроницаемой оболочке и самоспасателями.

13.2.1 Административно-бытовые помещения

При проведении горных работ оборудуются административно-бытовые помещения, которые должны соответствовать санитарно-эпидемиологическим требованиям к проектированию производственных объектов (СанПиН №334 от 08.07.2005 г).

На участке административно-бытовой зоны имеется здание АБК, резервуар для чистой воды, септик.

Должны быть оборудованы закрытые туалеты в удобных для пользования местах, устраиваемые в соответствии с общими санитарными правилами.

На каждом предприятии должна быть организована стирка спецодежды не реже двух раз в месяц, а также починка обуви и спецодежды.

13.2.2 Медицинская помощь

Для санитарно-бытового обслуживания данным Проектом предусматривается вагончик, где организован пункт первой медицинской помощи, согласно санитарным правилам для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых (№1.06-064-94).

Пункт первой медицинской помощи должен быть оборудован телефонной связью.

На предприятиях с числом рабочих менее 300 допускается медицинское обслуживание рабочих ближайшим лечебным учреждением.

На каждом участке, а также на основных горных и транспортных агрегатах и в чистых гардеробных душевых должны быть аптечки первой помощи.

На всех участках должны быть носилки для доставки пострадавших в медицинский пункт.

Для оказания первой медицинской помощи на рабочих местах данным проектом предусматривается наличие аптечек с комплектом медикаментов.

13.2.3 Водоснабжение

1. Каждое предприятие обязано обеспечить всех работающих доброкачественной питьевой водой, удовлетворяющей требованиям СанПиН 2.1.4.1116-02 «Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды, расфасованной в емкости. Контроль качества».

2. Вода питьевого источника должна подвергаться периодическому химико-бактериологическому исследованию для определения пригодности ее для питья. Пользование водой для хозяйственно-питьевых нужд допускается после специального разрешения на это органов Государственной санитарной инспекции.

3. Способы очистки воды, предназначенной для хозяйственных и питьевых нужд и источников водоснабжения, находящихся в ведении карьера, должны быть согласованы с органами Государственной санитарной инспекции.

4. Водонапорные сооружения поверхностных источников воды, а также скважины и устройства для сбора воды должны быть ограждены от загрязнения. Для источников, предназначенных для питьевого водоснабжения, должна устанавливаться зона санитарной охраны.

5. Персонал, обслуживающий местные установки по приготовлению питьевой воды, должен проходить медицинский осмотр и обследование в соответствии с действующими санитарными нормами.

6. Сосуды для питьевой воды изготавливаются из материалов, легко очищаемых и дезинфицируемых.

Сосуды для питьевой воды должны быть снабжены кранами фонтанного типа. Сосуды должны защищаться от загрязнений крышками,

запертыми на замок, и не реже одного раза в неделю промываться горячей водой или дезинфицироваться.

7. Сосуды с питьевой водой должны размещаться на участках работ таким образом, чтобы обеспечить водой всех рабочих предприятия.

8. В период строительства вода доставляется в спецмашине АВВ-3,6. На рабочих местах питьевая вода хранится в специальных термосах емкостью 30 л. Аварийная емкость для хранения воды ($V=15 \text{ м}^3$) обрабатывается и хлорируется один раз в год.

13.3 Техника безопасности

В проекте предусматривается обеспечение безопасного ведения горных работ путем осуществления следующего комплекса мероприятий:

- устройство выходов из подземного рудника через ствол ВЛВ1 и ВЛВ2, оборудованные лифтом, лестничным отделением и через автотранспортный уклон машиной для перевозки людей;

- устройство лестничных отделений во всех блоковых восстающих на горизонтах для сообщения между горизонтами;

- устройство электрического освещения поверхностных и подземных сооружений и всех рабочих мест. Промышленная площадка АТУ, основные горные выработки и подземные камеры, а также все выработки, по которым перемещаются люди, освещаются стационарными светильниками; различные забои и места осмотра оборудования (вентилятора главного проветривания с вентканалом и т.п.) – освещаются переносными светильниками с допусковым напряжением.

- обеспечение подземных рабочих индивидуальными светильниками типа «Кузбасс»;

- устройство телефонной связи и аварийной сигнализации для оповещения рабочих в случае возможной аварии в шахте;

- устройство общей сети заземления на промышленных площадках и подземных выработках рудника;

- по безопасному ведению работ при бурении, при взрывах и доставки ВМ к участковому пункту хранения ВМ емкостью 2000 кг.

Сечения и крепления всех выработок приняты по расчету. В принятых сечениях транспортных выработках при принятого самоходного оборудования при проходке автотранспортного уклона обеспечиваются необходимые зазоры на прямых участках и закруглениях (чертеж ГКР – 01-2015).

При проходке выработок принято погрузочно-транспортное и проходческое оборудование, позволяющее наряду с повышением производительностью труда повысить его безопасность на всех операциях, снизить уровень пылеобразования.

В подземных камерах УТП, склада ППМ предусмотрено по два выхода, а также компоновка оборудования, обеспечивающая эксплуатационные и монтажные проходы требуемой ширины.

Проветривание рудника осуществляется по фланговой схеме. Способ проветривания всасывающий. У устья ствола ВЛВ 1 расположена калориферная, в которой в зимнее время приточный воздух подогревается калориферами, обеспечивающие в устье ствола температуру воздуха +2°.

На устье АТУ установлен вентилятор главного проветривания типа «ВО-22/14 РД» (с направляющим аппаратом), работающий на всасывание.

Сеть трубопроводов сжатого воздуха и пожарно-технического водоснабжения по транспортным выработкам размещается с учетом соблюдения требуемого прохода для людей, как по ширине, так и по высоте.

С целью сокращения сроков поддержания выработок вентиляционных, а также возможности скорейшего погашения технологических целиков в отработанных очистных блоках принята отработка рудных тел с севера на юг.

Для ликвидации замыкания вентиляционной струи через отработанные горизонты и предотвращения попадания людей в непроветриваемые выработки предусматривается установка глухих бетонных перемычек на отработанных горизонтах у ВЛВ1, ВЛВ2 и автотранспортного уклона, а также в выработках не участвующих в схеме вентиляции.

Все насосные станции и водосборники располагаются в околоствольных дворах ВЛВ2 и АТУ. Чистка водосборников предусматривается комбинированным способом, путем взмучивания с последующей откачкой пульпы насосом и выдачи их на поверхность.

Все работы, связанные с проходкой выработок, очистной выемкой, буровзрывными работами, должны выполняться в соответствии с «4.

Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утвержденные приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352. (ПОПБ ПС РК)», «ПОПБ при взрывных работах», «Норм технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» ВНТП 37-86.

13.4 Генеральный план и транспорт

Для создания нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в соответствии с действующими нормативными положениями Проектом предусмотрено:

- расположение сооружений надшахтного комплекса, производственных объектов (электрокотельные, отвалы для забалансовой руды, пустой породы) выделяющих дым, пыль, на требуемом удалении, с учетом розы ветров, по отношению к воздухоподающему стволу ВЛВ1;

- расположение взрыво-пожароопасного объекта склада нефтепродуктов 50 м³ на безопасном расстоянии от котельной с устройством земляного вала.

Наряду с мерами безопасности при ремонте и обслуживании автомобильного транспорта, которые предусматриваются в ремонтных мастерских рудника, проектом предусматриваются меры безопасности при эксплуатации: применение предупреждающих знаков, ограждающих столбиков на обочинах дорог, придание дороге требуемого профиля и соблюдением необходимого продольного и поперечного уклона.

13.5 Пожарная безопасность

В данной части главы приводятся решения по противопожарной защите подземного рудника.

В соответствии с нормативами по генеральным планам предприятий проектом предусмотрено расположение зданий и сооружений надшахтного комплекса, электро-котельные, с учетом необходимых противопожарных разрывов и господствующего направления ветров.

Противопожарные мероприятия заключаются в обеспечении свободных проездов вокруг зданий и подъездов к ним, соблюдении противопожарных разрывов между зданиями, а также назначении строительных материалов в соответствии со степенью пожароопасности и огнестойкости зданий и сооружений. Согласно «Руководства по составлению проекта противопожарной защиты шахт» сооружения относятся к 3 степени огнестойкости. Расход воды на наружное тушение пожара составляет 10 л/с или 36 м³/ч.

Проектом приняты следующие решения по обеспечению пожарной безопасности рудника:

- все поверхностные здания и сооружения запроектированы с учетом противопожарных требований, предусмотренных СНиП РК 2.02-05-2002 §39;

- для хранения противопожарного запаса воды на площадке имеется резервуар с насосной станцией емкостью 200 м³ находится на расстоянии 100м от АТУ, а другой, емкостью 50 м³ находится вблизи устья ВЛВ1;

- предусмотрена прокладка пожарно-технического водопровода, оборудованного пожарными кранами и редукционными клапанами. Узел «вода-воздух» используется при тушении пожара в горизонтальных выработках для подачи воды по трубопроводу сжатого воздуха при неисправности водопровода;

- надшахтное здание ствола ВЛВ1 построен из металла и листового металла, устье ствола до глубины 10,5 м, портал с устьем (20 м) и вентиляционный канал автотранспортного уклона закреплены монолитной бетонной крепью;

- в воздухоподающих выработках околоствольных дворов всех горизонтов устанавливаются на расстоянии 10 м друг от друга двойные несгораемые двери, закрывающиеся по ходу вентиляционной струи;

- в устье ствола ВЛВ1 установлен кольцевой ороситель, соединенный с противопожарным водопроводом на поверхности. Источник обеспечивает подачу воды для тушения пожара в стволе ВЛВ1 в количестве 3 м³/ч на 1 м² сечения;

- трубопроводы на поверхности оборудованы гидрантами около сооружений, а в подземных выработках гайками «Ротта» у камерных выработках, на сопряжениях выработок и на прямых участках через 200 м;

- все околоствольные дворы и камерные выработки оснащаются первичными средствами пожаротушения;

- околоствольные дворы и камерные выработки запроектированы из несгораемых материалов;

- для своевременного обнаружения загорания здания и сооружения оснащаются автоматической пожарной сигнализацией;

- предусмотрена молниезащита зданий и сооружений;

- подача воды предусматривается от противопожарного резервуара в магистральный трубопровод пожарно-технического водоснабжения по наклонному съезду от надземного резервуара.

Проектом на поверхности предусмотрен склад противопожарных материалов, находящийся в 30 м от АТУ. На горизонтах 190, 150, 100 и 40 м предусмотрены подземные склады ППМ. Номенклатура материалов в складах соответствует требованиям ПОПБ РК.

13.6 Мероприятия по охране и рациональному использованию недр

В процессе выполнения добычи золотосодержащих руд на месторождении «Енбекши» должны соблюдаться требования законодательства Республики Казахстан, касающиеся рационального использования и охраны недр (Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании» № 2828 от 27 января 1996 г. с изменениями и дополнениями и «Единые правила охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых в Республике Казахстан») и приниматься все меры с целью: охраны жизни и здоровья населения, обеспечения рационального и комплексного использования полезных ископаемых, сохранения свойств энергетического состояния верхних частей недр с целью предотвращения оползней, подтоплений, просадок грунта, сохранения окружающей природной среды, предотвращения водной и ветровой эрозии почвы и загрязнения подземных вод.

В процессе отработки месторождения для обеспечения полного и комплексного геологического изучения объекта проектом предусматривается проведение опережающей и сопровождающей эксплоразведки с целью:

- детального оконтуривания эксплуатационных блоков;
- подсчета эксплуатационных запасов по блокам;
- осуществление контроля за качеством добываемой руды;
- расчета потерь и разубоживания.

С целью уточнения контуров рудных тел, уточнения горно-геологических условий, перевода запасов с категории C_2 в категорию C_1 , уточнения контуров рудных тел и процентного содержания полезного компонента в руде на месторождении «Енбекши» предусматривается эксплоразведка. На всех горизонтах проектом предусматривается эксплоразведочное бурение и проходка разведочных ортов. Количество эксплоразведочных скважин, ориентировочно, 500шт, средняя глубина скважин 20.0м, следовательно, количество погонных метров бурения составит 10000п.м. Разведочные орты общей длиной 800п.м. и объемом 4800м³. В процессе бурения предусматривается отбор керновых проб поинтервально. Диаметр бурения эксплоразведочных скважин 59мм, в пробу будет отбираться весь керн без оставления дубликата. Величина интервала опробования должна зависеть от литологических разностей пород и руд и, в среднем, будет составлять 1,0м. Общее количество керновых проб составит 10000 штук. Во всех разведочных ортах будет производиться бороздовое опробование. Сечение борозды принято 3х10см, длина борозды будет определяться литологическим составом руд, пород и не должна превышать 1.0м. Количество бороздовых проб – 800шт.

При проведении эксплоразведочных работ планируется попутная добыча руды.

Опробованию будут подвергаться не только эксплоразведочные скважины и выработки, но и руда, добытая в результате попутной добычи и очистных работ.

Количество товарных проб будет соответствовать количеству товарных партий руды, полученных при добыче. Если принять вес товарной партии – 100 тонн, то количество отобранных проб будет, ориентировочно, 6567шт.

Для отбора проб партию руды весом до 100 тонн на заранее подготовленной площадке расстилают высотой 0,2 – 0,4 м. Затем по всей площади руды с помощью рулетки равномерно отмечают место отбора точечных проб. Точечные пробы должны быть отобраны на всю толщину слоя.

Минимальное число точечных проб (N) с опробуемой партии при ручном отборе определяется по формуле:

$$N = K1 \cdot V \cdot \sqrt{M} = 0,113 \cdot 33 \cdot \sqrt{100} = 37,3 \approx 37$$

где M – 100 тн. (масса опробуемой партии);
 V – 33 % - (коэффициент вариации содержания золота по ГОСТ 14180-80);

K_1 – 0,113 (коэффициент принимаемый для руды с неравномерным распределением золота) рассчитывается по формуле:

$$K_1 = a \cdot 0,075 = 1,5 \cdot 0,075 = 0,113$$

где a – 1,5 – коэффициент превышения числа точечных проб, для руды с неравномерным распределением золота, определяемых по закону гамма - распределений.

Масса частичной (точечной) пробы, при крупности куска 0 - 35 мм. для товарной руды отбираемой ручным способом, согласно таблице 1 – должна составлять не менее 2 кг.

Частичные (точечные) пробы объединяют и складировуют на заранее подготовленную площадку или на клеенку. Объединенная проба весом 70 – 80 кг. тщательно перемешивается методом кольца и конуса сокращается и отбирается проба весом 10 – 15 кг. Отобранной пробе присваивается номер и отправляется в химическую лабораторию.

Основные химико-аналитические работы (определение Au и Ag в пробах) будут выполняться аттестованной аналитической лабораторией, находящейся в поселке Майкаин.

Качество произведенных анализов будет проверяться внутренним и внешним геологическим контролем химико-аналитическими лабораториями и г.Экибастуз или Павлодар. Количество проб, отобранных на внешний и внутренний контроль будет составлять 10% от общего количества отобранных проб: 5% на внутренний контроль и 5% на внешний контроль в соответствии с «Инструкцией по внутреннему, внешнему и арбитражному геологическому контролю качества анализа разведочных проб твердых негорючих полезных ископаемых», 1982г. В соответствии с требованиями о полноте выемки и комплексном использовании минерального сырья при разработке месторождения «Енбекши» подземным способом, предусматривается извлечение из недр 100% запасов утвержденных ГКЗ РК в контурах подсчетных блоков с переработкой ее на обогатительной фабрике.

Система разработки, применяемая на месторождении, апробирована на аналогичных рудных телах других объектов и обеспечивает наиболее полное извлечение из недр полезного ископаемого, характеризуется минимальными размерами поддерживающих целиков, которые в последствии гасятся, и минимально возможными в данных условиях величинами потерь и разубоживания.

Определение количественных показателей нормативов потерь и разубоживания при отработке рудных зон месторождения «Енбекши» проводится в соответствии с «Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и

приисках Министерства цветной металлургии СССР» (МЦМ СССР, 1975 г.) [32], «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче» (г. Иркутск, 1994 г.) [33], «Типовым методическим указаниям по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче» (Москва, 1972 г.) [34].

Расчет проводится по следующим видам потерь и разубоживания: потери и разубоживание при проходке подготовительных выработок; потери и разубоживание при извлечении руды из внутриблоковых целиков и целиков подготовительных выработок; потери и разубоживание в результате примешивания пород из-за сложности контакта руды и вмещающих пород; потери при погрузке, разгрузке, складированию.

В процессе эксплуатации месторождения с целью контроля за полнотой и качеством отработки запасов, обеспечения учета состояния и движения запасов и их погашения предусмотрено обслуживание геолого-маркшейдерской службой. В задачи геолого-маркшейдерской службы, а также ИТР предприятия входит:

- контроль за правильностью отработки месторождения путем регулярных маркшейдерских съемок;
- геологическая документация забоев, искусственных и естественных обнажений, проведения опробования;
- контроль за соблюдением предусмотренных проектом мест заложения, направления, параметров горных выработок, размеров предохранительных целиков, технологических схем проходки;
- учет количества добытой руды и металла по маркшейдерской съемке и оперативным путем;
- применять взвешивающие устройства для учета добываемого и реализуемого полезного ископаемого;
- не допускать перемешивания и совместного складирования рудной массы и вмещающих пород;
- обеспечить проведение наблюдений за проявлением горного давления, сдвижения горного массива;
- запрещать выдачу нарядов на выполнение горных работ, если их содержание противоречит требованиям законодательства о недрах;

Построение зоны влияния горных работ произведено от нижней части запасов категории C_2 под углом сдвижения $75-79^\circ$. Все сооружения промплощадок ВЛВ1 и автотранспортного уклона располагаются вне зоны сдвижения горных пород, в связи с чем, оставление охранных целиков для защиты объектов не предусматривается. Сооружения располагаются на безрудных площадях.

Контроль зоны сдвижения осуществляется по замерам смещений реперных пунктов в соответствии с требованиями «Инструкции по производству маркшейдерских работ».

В процессе добычи золотосодержащих руд будут образовываться отходы производства в виде пустых пород. Для утилизации и временного хранения пустых пород предусмотрено устройство отвалов. Порода, выдаваемая на поверхность, используется в качестве балластного материала при строительстве дорог. Попутно добываемая в процессе проходки забалансовая руда, будет выдаваться и складироваться отдельно, в специально предусмотренный отвал забалансовых руд для их возможного последующего промышленного применения.

Таблица 13.1 - Мероприятия по охране и рациональному использованию недр

	Мероприятия	Срок выполнения	Ответственные за выполнение
1	Обеспечить полноту извлечения запасов, намеченных к отработке, применив систему с магазинированием руды	постоянно	нач. участка
2	Исключить образование сверхнормативных потерь	постоянно	нач. участка
3	Обеспечить достоверный и качественный геолого-маркшейдерский учет по вопросам состояния и движения запасов, потерь и разубоживания	постоянно	геолог маркшейдер
4	Тщательный геолого-маркшейдерский контроль, при производстве БВР	постоянно	геолог маркшейдер
5	Переработка руд на обогатительной фабрике	постоянно	нач. участка
6	При строительстве промплощадки рудника предусматривать предварительное снятие почвенно-растительного слоя и сохранность его для последующей рекультивации	время строительства	маркшейдер, главный инженер
7	Запрещается производить погрузку полезного ископаемого в транспортные средства, загрязненными веществами, вредными при дальнейшей переработке	постоянно	нач. участка

14 ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ПОВЕРХНОСТИ

14.1 Основные решения по генплану и транспорту

Месторождение Енбекши расположено в Актогайском районе Карагандинской области на площади трапеции М-43-129-Б, координаты центра участка $48^{\circ}32'$ северной широты и $76^{\circ}22'$ восточной долготы. Ближайшая железнодорожная станция Кеньтюбе находится в 130км. к северо-западу от участка работ и связана с ним грунтовой дорогой. Районный центр с. Актогай расположен в 110км. на юго-запад от участка.

Климат района резко континентальный, максимальные и минимальные температуры колеблются от $+42^{\circ}$ до -39° при среднегодовой $+5^{\circ}$. Среднегодовое количество осадков составляет 120-150мм., преобладающее направление ветров северо-восточное и юго-западное.

Рельеф – типичный мелкосопочник с абсолютными отметками 873-926м. и относительными превышениями от 20м. до 100м., склоны сопков крутые, иногда скальные. Гидрографическая сеть представлена сухими руслами временных водотоков, в верховьях их имеются родники. Восточнее месторождения расположена речка Кусак, приток р. Токрау, в сухое время года она пересыхает, образуя цепочки плесов с солоноватой водой.

Источниками водоснабжения служат эксплуатационные гидрогеологические скважины, пробуренные ранее для сельскохозяйственных целей.

Для обеспечения функционирования рудника «Енбекши» предусмотрено строительство сооружений, а также размещение оборудования на проходку автотранспортного уклона. Перечень объектов строительства на площадке автотранспортного уклона приведен на схеме генерального плана (черт. ГП-01-2015).

На промплощадке размещены следующие объекты строительства и эксплуатации рудника:

№п/п	Наименование объекта	Площадь застройки, м ²	Примечание
	Портал и устье штольни на автотранспортный уклон с въездной траншеей	100	
	Здание РЭШ-1	247	
	Здание подъемной машины РЭШ-1	100	
	Здание РЭШ-2	50	
	Здание компрессорной станции 9 × 12	107	
	Главная понизительная подстанция (ГПП 35/6кВ)	35	
	Электроподстанция (630кВа)	11	
	Трансформаторная подстанция ТМЗ 250/6	23	
	Электроподстанция (ТП 6,3/10-66)	10	
	Дизель электростанция (ДЭС)	61	
	Дизель электростанция (ДЭС-200)	22	

Дизель электростанция (ДЭС-125)	18	
Дизель электростанция (ДЭС-60)	10	
Градирня	30	
Склад ВМ	97	
Караульное помещение	35	
Бокс (блок вспомогательных цехов)	163	
Вахтовый поселок	3574	
Склад руды	723	
Склад забалансовой (бедной) руды	994	
Породный отвал открытых горных работ	1361	
Породный отвал №1	576	
Породный отвал №2	476	
Свинарник (коровник)	185	
Огород №1	3483	
Огород №2	2500	
Огород №3	1521	
Карьерные выемки с контурами 186, 162, 200м	548 п.м.	
Автодороги поверхностные	4,1 км	

Проектом предусмотрено размещение калориферной установки с вентиляционным каналом в здании РЭШ-1. Склад противопожарных материалов (ППМ) и материальный склад общей будет размещаться в бывшем здании компрессорной станции.

Модульные электродогревательные МЭК типа 320/04 – 1шт и 200/04 – 2шт, со стальными водогрейными котлами, с общей мощностью, соответственно 320 и 200 х 2, (720кВт) будут размещены в вахтовом поселке и в здании РЭШ-1.

Проектом предусмотрено установка:

- водонапорной башни со стальным баком емкостью 50 м³ высотой 9 м;
- двух резервуаров пожарно-технического водоснабжения емкостью 100м³ в вахтовом поселке и у ствола РЭШ-1;
- насосной станции пожарно-технического водоснабжения (два насоса типа К-60М);
- выгреб емкостью 27 м³ в вахтовом поселке;
- 4-х туалетов на два очка;
- пруд испаритель шахтных вод, площадью 7000 м².

Обоснованием размещения зданий и сооружений на схеме генплана является: последовательность технологического процесса, организация транспортной связи, компоновка зданий и сооружений с учетом инженерно-геологических и топографических условий площадки, соблюдение действующих норм и правил по противопожарной безопасности и промышленной санитарии.

К объектам строительства и эксплуатации предусмотрены автомобильные дороги и проезды для перевозки производственных, бытовых

и хозяйственных грузов и для противопожарного обслуживания, а также другие инженерные коммуникации.

Отметки зданий и сооружений будут определены в результате проработки организации рельефа в увязке с отметками основных вскрывающих выработок. Для предотвращения нарушения и загрязнения окружающей среды предусматривается снятие со всех площадок проектируемых объектов, потенциально-плодородного слоя с использованием его при озеленении или складирование его для последующей рекультивации. Предусматривается подавление пыли за счет полива водой участков, подверженных пылеобразованию в процессе эксплуатации. Вода для этих целей доставляется в автоцистернах.

14.2 Архитектурно-строительные решения

14.2.1. Административно-бытовая зона

Согласно проектных решений административно-бытовая зона, санитарно-бытовое обслуживание трудящихся в составе 77 человек предусмотрено в зданиях АБК в вахтовом поселке: пищеблок на 50 мест; резервуар для чистой воды емк. 5 м³; выгребная емк. 50 м³; хозяйственный блок; контрольно-пропускной пункт; площадка для стоянки на 20 автомобилей; подъездная площадка; пожарный щит и ящик с песком.

Жилье и общественное питание во время отдыха предусмотрено в вахтовом поселке. Перемещение трудящихся до месторождения предусматривается пешим ходом на расстояние до 700м.

В вахтовом поселке предусмотрен бытовой корпус, используемый для административного и медицинского обслуживания персонала, для отдыха, гардеробная и душевые.

Площадь помещения для регламентированного отдыха и обогрева работающих будет не менее 1 м² на одного работающего. Указанное помещение имеет столы, скамьи для сидения. Умывальник с мылом, из расчета 1 кран на 15 человек, закрытый бачок с кипяченной питьевой водой, температурой не менее 8°С и не более 20°С, вешалку для верхней одежды. Данное помещение оборудовано бытовыми электротеплосберегательными приборами для поддержания температуры «комфорта» в период отопительного сезона.

Гардеробные устраиваются для хранения уличной и рабочей одежды. Рабочая одежда хранится отдельно от уличной. Шкафы в гардеробной для хранения уличной и рабочей одежды будут иметь решетки, жалюзи или отверстия для проветривания.

Душевая для мойки трудящихся оборудуется таким образом, чтобы был крытый переход в гардеробную и рабочие в спецодежде не пересекались с рабочими в уличной одежде.

15 ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА НА ПОДГОТОВИТЕЛЬНО- НАРЕЗНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ

15.1 Общие решения

На подземном руднике должны быть созданы административные и инженерные отделы, управляющие непосредственно подземными горными работами. В данном разделе проекта рассматриваются только состав административного, инженерного персонала и рабочих непосредственно на руднике на период проходки основных горно-капитальных выработок и последующей эксплуатации.

В соответствии с календарным планом на период строительства в работе находится:

- на проходческом участке:
- одна бригада по проходке наклонного авто-транспортного съезда;
- одна бригада по проходке и восстановлению восстающих;
- одна бригада по проходке горизонтальных и наклонных горно-капитальных выработок.

После вскрытия и подготовки блока одна бригада переходит на добычные работы, а остальные бригады продолжают проходческие работы.

Соответственно этому предусмотрена постоянная работа горных участков:

Проходческий – на весь срок строительства и эксплуатации;

Добычной – в первые два года проходческий, а затем добычной.

Все остальные службы рудника будут обеспечивать работу вышеперечисленных бригад. Они будут оснащены комплексом мобильного самоходного вспомогательного оборудования.

15.2 Штаты

Горные работы возглавляются администрацией подземного рудника, в состав которой входят начальник подземного рудника, его заместитель - главный инженер и заместитель главного инженера по технике безопасности.

Общее руководство горными работами осуществляет главный инженер рудника, одновременно являющийся ответственным руководителем горных работ.

Непосредственное руководство горными работами осуществляют начальники участков добычных и горно-проходческих работ.

Предусмотрена должность заместителя главного инженера по буровзрывным работам, на которого возложен контроль за работой склада ВМ и обеспечением горных работ взрывчатыми материалами.

В службу главного инженера входят также: отделы главного механика, главного энергетика и конструкторский отдел. Конструкторский отдел может быть организован общим для всего предприятия, в этом случае в его составе должны быть предусмотрены должности двух горных инженеров.

В дневные смены организацией работ занимаются руководитель рудника (Начальник рудника или Главный инженер) и Начальники участков, один из которых назначается начальником смены.

Предусмотрены должности заместителей начальников (горные мастера) добычных и проходческих участков, которые ведут непосредственное руководство горными работами.

Непосредственное руководство буровзрывными работами осуществляют также заместители начальников участков и горные мастера.

Буровзрывные работы выполняются бурильщиками (машинистами буровых установок), взрывниками (машинистами зарядных установок), проходчиками вертикальных выработок, а также службой доставки ВМ.

В состав бригад включены машинисты и операторы самоходного оборудования, оборудования по креплению выработок.

Службой вентиляции руководит начальник пылевентиляционной службы (инженер по вентиляции), который обеспечивает работу вентиляционных установок и вентиляционных сооружений в режимах, обеспечивающих условия проветривания в соответствии с нормативными требованиями ПОПБ РК.

Отдел главного механика возглавляет горно-механическую службу рудника. Непосредственно на участках работают два участковых механика. Заместителем главного механика является механик по основному оборудованию.

Отдел главного энергетика в составе заместителя главного энергетика, инженера связи и КИПиА, занимается энергообеспечением, связью, автоматизацией и диспетчеризацией на руднике.

Для контроля за работой рудника в каждую смену назначается диспетчер подземного рудника. В его обязанности входит обеспечение связью, отслеживание работы оборудования, ведение отчетной документации и оперативное руководство сменой.

Геолого-маркшейдерская служба состоит из двух отделов (геологического и маркшейдерского), возглавляемых, соответственно, главным геологом и старшим маркшейдером.

Служба занимается геолого-маркшейдерским обеспечением горных работ, а также производит геологоразведочные работы. В состав службы входят геологи, маркшейдерские рабочие, буровики, пробоотборщики.

Численность основных и вспомогательных рабочих определена в соответствии с расстановкой основного и вспомогательного оборудования и объемов работ, необходимых для обеспечения производственной мощности подземного рудника. В таблицах 14.1, 14.2 приведена численность работников администрации рудника, ИТР, основных и вспомогательных рабочих.

Таблица 15.1 - Административно-управленческий персонал и ИТР подземных горных работ рудника

№ п/п	Наименование	Явочное число в сутки	Всего ИТР
1	Начальник подземного рудника	1	1
2	Главный инженер рудника	1	1
3	Заместитель главного инженера по ТБ и ПВС	1	1
4	Начальник добычного участка	2	2,4
5	Заместитель начальника добычного участка	2	2
6	Горный мастер добычного участка	4	4,8
7	Начальник горно-проходческого участка	1	1
8	Заместитель начальника горно-проходческого участка	1	1
9	Горный мастер горно-проходческого участка	2	2,4
10	Главный механик рудника	1	1
11	Заместитель главного механика	1	1
12	Механик по оборудованию	1	1,2
13	Участковый механик	2	2,3
14	Главный энергетик	1	1
15	Заместитель главного энергетика	1	1
16	Инженер по связи, КИПиА	1	1,2
17	Главный маркшейдер	1	1
18	Маркшейдер участка	2	2,4
19	Главный геолог	1	1
20	Участковый геолог	2	2,4
21	Геолог по пробоконтролю и переносу информации на ЭВМ	1	1,2
22	Горный инженер проектно-конструкторского отдела	2	2,4
23	Инженер по вентиляции	1	1,2
24	Заведующий складом ВМ	4	4
25	Горный диспетчер	4	4
Итого ИТР:		41	45

Таблица 15.2 - Численность рабочих рудника

Наименование	Явочн состав,сутки	Списочн состав, чел.
<i>Рабочие основных процессов</i>		
Оператор бурильной установки ПП-63, ПТ-48	12	15
Машинист подземной самоходной бурильной установки	4	4,8
Машинист подземной самоходной погрузо-доставочной машины	4	4,8

Машинист подземного самосвала	4	4,8
Машинист-оператор самоходной зарядной установки	2	2,4
Взрывник	6	7,2
Крепильщик	6	7,2
Итого основные рабочие:	38	46,2
<i>Рабочие вспомогательных процессов</i>		
Машинист самоходной торкретустановки	1	1,2
Машинист подземной самоходной погрузо-доставочной машины	1	1,2
Машинист-оператор топливозаправочной машины и маслостанции	0,5	0,6
Машинист-раздатчик ВМ по доставке ВВ и СВ	1	1,2
Водитель самоходного вагона для перевозки людей	4	4,8
Водитель торкретмашины-крепильщик	1	1,2
Машинист автогрейдера	0,5	0,6
Машинист компрессорных установок	3	3,6
Горнорабочий на геологических работах	2	2,4
Горнорабочий на маркшейдерских работах	2	2,4
Горнорабочий подземный	5	6
Горнорабочий по ремонту горных выработок	2	2,4
Электрослесарь подземный	2	2,4
Электрослесарь дежурный	2	2,4
Слесарь по ремонту самоходного оборудования	3	3,6
Рабочий вентиляционной службы	2	2,4
Электросварщик	4	4,8
<i>Итого вспомогательные рабочие:</i>	36	43
Всего подземные рабочие:	74	89
<i>Рабочие поверхности</i>		
Машинист главной вентиляционной установки	4,0	4,8
Водитель вахтового автомобиля (Урал 3255)	4,0	4,8
Водитель автопогрузчика	4,0	4,8
Горнорабочий по погрузке-разгрузке материалов	2,0	2,4
Кузнец-токарь	1,0	1,2
Кладовщик материального склада	1,0	1,2
Рабочий аварийно-спасательной службы	2,0	2,4
Табельщик	2,0	2,4
Электрослесарь	1,0	1,2
Слесарь	2,0	2,6
Ламповщик	4,0	4,8
Подсобный рабочий	1,0	1,2
Слесарь КИПиА	1,0	1,2
Сторож	4,0	4,8
<i>Итого рабочие поверхности:</i>	33	40
Всего рабочих по подземному руднику:	107	129

Примечание численность рассчитана на две вахты по 15 рабочих дней. Одновременно на вахте будет работать 20-21 ИТР, 37 подземных и 16 поверхностных рабочих. Всего вахтовый заезд составит **74 человек**.

16 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

16.1 Капитальные затраты на строительство рудника

Капитальные затраты на горные работы

Капитальные затраты и амортизационные отчисления на вскрытие, подготовку и приобретение оборудования приводятся в таблице 16.1.

Таблица 16.1 – Капитальные затраты на горные работы

Наименование оборудования	Цена за ед, млн тг	Количество	Общая стоимость, млн тг	Амортизационные отчисления		
				Норма годовых амортиз. отчислений		Сумма
				%	тг/т	
Авто-транспортный уклон $S_{ч}=14,5\text{ м}^2$, тыс. м^3	4	21,2	84,8	10	84,8	8480
Горизонтальные выработки (доставочный штрек, орты, заезды) $S_{ч}=14,5\text{ м}^2$, тыс. м^3	3,5	26,9	94,2	10	94,2	9420
Вертикальные выработки) $S_{ч}=6\text{ м}^2$, тыс. м^3	5	3,15	15,8	10	15,8	1580
Буровой станок Simba 1254	100	1	100	25	250	25000
Погрузчик АСУ-2С	75	2	150	15	225	22500
Автосамосвал UK-20 LP	100	2	200	25	500	50000
Автобус шахтный Midi Minka-12	7	2	14	25	35	3500
Компрессор VEGA-90-8	5,8	4	23,2	20	46,4	4640
Компрессор GA-30C	3,8	2	7,6	20	15,2	1520
Эл. Котельная МЭК-320/04	3,4	1	3,4	20	6,8	680
Эл. Котельная МЭК-200/04	3	2	6	20	12	1200
ГВУ ВО-18/10- 1000 РД	10	3	30	20	60	6000
Вентилятор ВМ-12А	2	2	4	20	8	800
Насос гл. водоотлива ЦНС-180-255	3	3	9	20	18	1800
Насос ГНОМ-25-20Ех	0,5	3	1,5	20	3	300
Бульдозер Т-170М	20	1	20	20	40	4000
Автомобиль для перевозки ВМ	14,8	1	14,8	20	29,6	2960
Топливозаправщик	7	1	7	20	14	1400
Автомобиль вспом. ГАЗ 33081	7	1	7	20	14	1400
ДЭС Wilson P1250H	30	1	30	10	30	3000
Итого:			822,3		1501,8	150180
Неучтенная техника 20%			164,5		300,36	30036
Всего:			986,8	1802,16		180216,0

Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника показаны в таблице 16.2.

Таблица 16.2 - Капитальные затраты на строительство и восстановление производственных зданий и сооружений на поверхности рудника

Наименование	Кол-во	Ст-ть ед, \$ США.	Норма аморти., %	Приведенные затраты, \$/т	Сумма аморти., \$.
Здание АБК, восстановление	1	200000	8	0,16	16000
центральный склад, восстановление	1	20000	8	0,016	1600
склад ВМ, восстановление	1	14000	8	0,011	1120
Блок вспомогательных цехов, восстановление	1	100000	8	0,08	8000
Внешнее и внутреннее электроснабжение: ЛЭП, подстанции и т.д.	1	100000	8	0,08	8000
Лифтовой подъемник	1	38000	8	0,03	3040
Итого:		472000		0,377	37760
Неучтенные затраты 20 %		94 400		0,075	7552,0
Всего, \$США:		566400		0,452	45312,0
Всего по курсу 1:330, тенге:		186 912 000		149,5	14 952 960,00

16.2 Заработная плата

Расчет годового фонда заработной платы представлен в таблице 16.3.

Таблица 16.3 - Расчет фонда заработной платы

Вид работы и профессия рабочего	Разряд	Тариф, ставка, тг/см	Суточн. чис-	Суточная заработная плата, тг	Годовой фонд прямой зарплаты, тг
<i>Основные работы</i>					
Оператор бурильной установки ПП-63, ПТ-48	5	7600	12	45600	16416000
Машинист буровой установки	6	8500	4	17000	6120000
Машинист ПДМ	6	8500	4	17000	6120000
Машинист подземного самосвала	6	8500	4	17000	6120000
Машинист-оператор зарядной установки	5	7600	2	7600	2736000
Взрывник	6	8500	6	25500	9180000
Крепильщик	5	7600	6	22800	8208000
ИТОГО			19	152500	54900000
<i>Вспомогательные работы</i>					
Машинист самоходной торкретустановки	5	7600	1	7600	2736000
Машинист ПДМ	5	7600	1	7600	2736000
Машинист-оператор топливозаправочной машины и маслостанции	3	6700	0,5	3350	1206000
Машинист-раздатчик ВМ по доставке ВВ и СВ	4	7200	1	7200	2592000
Водитель автобуса MidiMinka-12	3	6700	4	26800	9648000
Водитель торкретмашины-крепильщик	3	6700	1	6700	2412000

Машинист автогрейдера	3	6700	0,5	3350	1206000
Машинист компрессорных установок	2	5200	3	15600	5616000
Горнорабочий на геологических работах	2	5200	2	10400	3744000
Горнорабочий на маркшейдерских работах	2	5200	2	10400	3744000
Горнорабочий подземный	2	5200	5	26000	9360000
Горнорабочий по ремонту горных выработок	3	6700	2	13400	4824000
Электрослесарь подземный	2	5200	2	10400	3744000
Электрослесарь дежурный	2	5200	2	10400	3744000
Слесарь по ремонту самоходного оборудования	3	6700	3	20100	7236000
Рабочий вентиляционной службы	2	5200	2	10400	3744000
Электросварщик	2	5200	4	20800	7488000
ИТОГО			36	210500	75780000
<i>Рабочие поверхности</i>					
Машинист главной вентиляционной установки	4	5200	4	10400	3744000
Водитель автомобиля ГАЗ 33081	4	5200	4	10400	3744000
Водитель автопогрузчика	4	5200	4	10400	3744000
Горнорабочий по погрузке-разгрузке материалов	3	4800	2	4800	1728000
Кузнец-токарь	4	5200	1	5200	1872000
Кладовщик материального склада	3	4800	1	4800	1728000
Рабочий аварийно-спасательной службы	3	4800	2	9600	3456000
Табельщик	3	4800	2	4800	1728000
Электрослесарь	3	4800	1	4800	1728000
Слесарь	3	4800	2	9600	3456000
Ламповщик	2	4200	4	8400	3024000
Подсобный рабочий	2	4200	1	4200	1512000
Слесарь КИПиА	3	4800	1	4800	1728000
Сторож	2	4200	4	8400	3024000
ИТОГО			33	100600	36216000
Фонд прямой зарплаты					166896000
Премияльные, до 50% входят в состав тарифной ставки					-
ИТОГО					166896000
Социальные отчисления 20%					33379200
Всего ФОТ рабочих					200275200,0

Заработная плата руководителей, специалистов и служащих определяется согласно штатному расписанию по отделам и службам, и представлено в таблице 16.4.

Таблица 16.4 - Заработная плата руководителей, специалистов и служащих рудника

Наименование должности, отдела	Кол-во	Месячный оклад тг/мес.	Годовой фонд з/п, тыс.тг
--------------------------------	--------	------------------------	--------------------------

Начальник подземного рудника	1	375 000	4500
Главный инженер рудника	1	360 000	4320
Заместитель главного инженера по ТБ и ПВС	1	225 000	2700
Начальник добычного участка	2	250 000	6000
Заместитель начальника добычного участка	2	225 000	5400
Горный мастер добычного участка	4	210 000	10080
Начальник горно-проходческого участка	1	230 000	2760
Заместитель начальника горно-проходческого участка	1	215 000	2580
Горный мастер горно-проходческого участка	2	200 000	4800
Главный механик рудника	1	225 000	2700
Заместитель главного механика	1	215 000	2580
Механик по оборудованию	1	185 000	2220
Участковый механик	2	185 000	4440
Главный энергетик	1	225 000	2700
Заместитель главного энергетика	1	215 000	2580
Инженер по связи, КИПиА	1	180 000	2160
Главный маркшейдер	1	240 000	2880
Маркшейдер участка	2	200 000	4800
Главный геолог	1	240 000	2880
Участковый геолог	2	200 000	4800
Геолог по пробоконтролю и переносу информации на ЭВМ	1	180 000	2160
Горный инженер проектно-конструкторского отдела	2	150 000	3600
Инженер по вентиляции	1	185 000	2220
Заведующий складом ВМ	4	150 000	7200
Горный диспетчер	4	150 000	7200
Итого, с учетом премиальных до 90%:			100260
Социальные отчисления 20%			20052
Всего зарплата:			120312,0

16.3 Затраты на материалы

Затраты на материалы сведены в таблицу 16.5.

Таблица 16.5—Годовая норма расхода материалов по руднику

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода	Кол-во мат-лов	Цена, тг	Сумма, тыс.тг
1	2	3	4	5	6
Материалы для БВР					
Аммонит 6ЖВ	кг/т	0,03	3000	350	1050
Аммиачная селитра	кг/т	0,32	32000	100	3200
Диз. топливо	л/т	0,02	2000	70	140
Взрывной провод	м/т	0,025	2500	22	55
Реле пиротехническое РП-8	шт./т	0,0004	40	260	10,4
Электродетонатор ЭД-3Н	шт./т	0,00016	16	230	3,68
Неэлектрические системы (НСВ)	шт./т	0,055	5500	650	3575
Коронки буровые Д-75	шт./т	0,000068	6,8	70 000	476
1. Материалы на рудный склад и					

отвалообразование					
Бульдозер					
Дизтопливо	кг/тыс . м ³	43,48	2011	92	185,0
Моторное масло	кг/тыс . м ³	2,609	121	1000	121,0
2. Транспортировка руды на рудный склад а/самосвалами г/п 20 т					
1. ГСМ					
Дизтопливо	л/т	0,16	19392	70	1358,0
Различные масла	л/т	0,03	3636	1000	3636,0
2. Материалы					
Шины, на 1000м ³ г/массы	шт.	0,002	0,09	500 000	47,0
Аккумуляторы, на 1000м ³ г/мас.	шт.	0,065	3	70 000	21,0
Погрузчик	л/т	0,1	12 120	70	849,0
ИТОГО:					14727,08
Неучтенные, 20%					2945,416
ВСЕГО:					17672,5

16.4 Затраты на электроэнергию

Затраты на электроэнергию составляют 12354,8 тыс. кВт х 12 тг х 1,1 = 163083,4 тыс. тг. 1630,8 тг/т.

16.5 Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых

На основании проведенных выше экономических расчетов, рассчитывается себестоимость 1 т полезного ископаемого в таблице 16.6.

Таблица 16.6 – Калькуляция себестоимости 1 т добычи полезного ископаемого

Наименование	Итого затрат, тыс. тг	Затраты на 1 труды, тг/ т
Капитальные затраты на горные работы	180216,0	1802,16
Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника	14 952,96	149,5
Заработная плата рабочих	200 275,2	2002,75
Заработная плата ИТР	120 312,0	1203,12
Расходы на материалы	17672,50	176,73
Затраты на электроэнергию	163083,4	1630,8
Затраты на охрану труда и экологию, 1%	6965,1	69,65
Итого:	703477,2	7035,0

Себестоимость добычи руды $C = 7035$ тг/т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Подземная отработка месторождения золотосодержащих руд «Енбекши», с использованием новой техники и технологии добычи руды подземным способом, на настоящий период времени и с перспективой на будущие 13 лет, позволит обеспечить подъем экономики Республики Казахстан за счет пополнения запаса драгоценными металлами.

При условии соблюдения безопасных методов труда, мероприятий по охране недр, использования оптимального оборудования и соблюдения квалифицированной организации труда, обеспечение заданной производственной мощности предприятия будет находиться в допустимых пределах. Подготовительный период для доразведки и дополнительного изучения геологической характеристики месторождения, для проведения вскрывающих выработок, а также для проведения научно-исследовательских работ может составить около 2 лет.

Горно-геологические и горнотехнические условия залегания месторождения «Енбекши» весьма благоприятны для эффективной добычи полезного ископаемого, а возможный прирост запасов в результате доразведки и экспло-разведки позволит увеличить срок службы рудника в 1,5-2 раза, тем самым повысить рентабельность производства на 40-50 процентов.

Разделы касающиеся поверхностного строительства, ремонтного хозяйства, вспомогательного транспорта, цехов и оборудования, а также другие разделы, требуемые СН РК 1.02-03-2011 «Порядок разработки, согласования, утверждения и состав проектной документации на строительство» будут выполняться на стадии РД (рабочая документация).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи, 1983 г.
2. Заславский Ю.З. Крепление подземных сооружений.
3. Руководство по применению типовых сечений горных выработок для рудников цветной металлургии СССР.
4. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утвержденные приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.
5. Н. М. Покровский. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Ч.1, М.1977.
6. Требования промышленной безопасности при взрывных работах, МЧС РК, 2007 г.
7. Инструкция по обеспечению безопасной перевозки опасных грузов автомобильным транспортом.
8. СНиП 2.04.02-84* «Водоснабжение. Наружные сети и сооружения»
9. СНиП-II-A.5-70. Противопожарные нормы проектирования зданий и сооружений.
10. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации) Согласованы приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от «4» декабря 2008 года № 46 .
11. Руководство по составлению проектов противопожарной защиты шахт цветной металлургии.
12. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки.
13. Инструкция по комплексному обеспыливанию подземных рудников цветной металлургии.
14. Нормы технологического проектирования компрессорных станций и воздухопроводных сетей.
15. Правила устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов.
16. СНиП 3.05.05-84 «Технологическое оборудование и технологические трубопроводы.
17. Руководство по составлению проектов противопожарной защиты рудников (шахт).
18. Варапов А.О. Расчет параметров технологических процессов, подземной добычи руд. М.: Недра, 1985.
19. СНиП РК 2.02-05-2009. Пожарная безопасность зданий и сооружений. Астана, 2010.
20. Дуганов Г. В., Баратов Э. И. Тепловой режим рудников, Госгортехиздат, 1963.

21. В.И.Фомичев, Вентиляция тоннелей и подземных сооружений.
22. Временная инструкция по проектированию вентиляции при проходке и углубке стволов. Харьков, 1981.
23. Правила устройства электроустановок (ПУЭ). Издания VI, VII.
24. Инструкция по проектированию электроснабжения промышленных предприятий. СН 174-75, М., 1976.
25. Инструкция по проектированию силового и осветительного оборудования промышленных предприятий. СН 357-77, М., 1976.
26. Указания по расчету электрических нагрузок. Тяжпромэлектропроект, М., 1990.
27. РД.34.21.122-87 «Инструкция по устройству молниезащиты зданий и сооружений»
28. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР. МЦМ СССР, 1975 г.
29. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче, г. Иркутск, 1994 г.
30. Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. М., 1972 г.
31. Методика расчета междукammerных целиков (МКЦ). ВНИМИ, 1987.
32. Методические указания к экологическому обоснованию проектов кондиций на минеральное сырье. ГКЗ РК, 1995.
33. Временная Инструкция о порядке проведения оценки воздействия намечаемой хозяйственной деятельности на окружающую среду (ОВОС) в Республике Казахстан (РНД 03. 02.01 – 1993).
34. Пособие по составлению проекта «Охрана окружающей среды» СНиП 1.02.01.85.
35. Малахов Г. М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. - К.: Наукова думка, 1990. - 194 с.
36. Чернокур В. Р., Шкробко Г. С, Шелегеда В. И. Добыча руд с поэтажным обрушением. - М.: Недра, 1992. - 255 с.
37. ГОСТ 1516.1-76 - Электрооборудование переменного тока на напряжении от 3 до 500 кВ
38. ГОСТ 183-77 – Машины электрические вращающиеся
39. ГОСТ 15150-69 – Машины, приборы и другие технические изделия