

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования
Специальность 21.05.04 – Горное дело

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Зав. кафедрой

_____ Д.В. Юсупов

« _____ » _____ 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проектирование обогатительной фабрики по переработке
золотосодержащих руд месторождения Тардан (Республика Тыва). Спецчасть:
усовершенствование схемы дробления руды

Исполнитель

студентка группы 415 – ос 2 _____

Ш.А. Салчак

Руководитель

д.г.-м.н., профессор _____

Т.В. Кезина

Консультанты:

по разделу безопасность
и экологичность проекта

д.г.-м.н., профессор _____

Т.В. Кезина

по разделу технологическая
часть,

доцент, к.т.н _____

Л.Г. Никитина

по разделу экономика

профессор, д.г.-м.н _____

В.Е. Стриха

Нормоконтроль

С.М. Авраменко

Рецензент

Е.С. Сбитнев

Благовещенск 2020

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования
АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ

Зав.кафедрой

_____ Д.В. Юсупов

«_ _ _» _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студентки группы 415 – ос 2

Салчак Шевермаа Алексеевны

1. Тема выпускного квалификационного проекта: Проектирование обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд месторождения «Тардан» (Республика Тыва).

2. Срок сдачи студентом законченного выпускного квалификационного проекта: февраля 2020 г.

3. Исходные данные к выпускному квалификационному проекту: Производительность установки $Q = 1000\ 000\ \text{т/год}$.

4. Содержание выпускного квалификационного проекта: Краткая характеристика района работ, геологическая часть, технологическая часть, вспомогательные службы, безопасность и экологичность проекта, экономическая часть, специальная часть.

5. Перечень материалов: страниц -108, таблиц - 19 , рисунков - 7 , источников - 32 , чертежей - 5.

6. Консультанты по выпускному квалификационному проекту: Кезина Т.В., Никитина Л.Г.

6. Дата выдачи задания: сентябрь 2019 г.

Руководитель выпускного квалификационного проекта: Кезина Татьяна Владимировна.

Задание принял к исполнению (дата): сентябрь 2019 г

подпись студента

СОДЕРЖАНИЕ

Ведение	6
1 Краткая характеристика Гарданского месторождения	8
2 Геологическая часть	10
2.1 Геология месторождения	10
2.2 Вещественный состав руд	12
2.3 Химический состав руды	13
2.4 Гидрологический режим водных объектов	16
3 Технологическая часть	20
3.1 Описание технологии рудоподготовки, включая агломерацию и аппаратурной схемы	23
3.1.1 Технология укладки рудных штабелей	25
3.2 Системы орошения рудного штабеля и дренажные устройства	28
3.2.1 Опыт эксплуатации ОПУ КВ в зимний период	29
3.2.2 Технические условия для кучного выщелачивания руд	30
3.2.3 Рудоподготовка с трехстадиальным дроблением руды перед кучным выщелачиванием	31
4 Расчет качественно-количественных показателей переработки руд	36
4.1 Исходные данные для проектирования	36
4.1.1 Расчет дробильного комплекса	37
5 Расчет отделения окомкования руды и укладки штабеля	51
5.1 Размеры штабеля, система орошения, график работы	54
5.2 Подготовка площадок под рудный штабель для выщелачивания и сооружения для сбора растворов	54
5.2.1 Расчет размеров штабеля	58
6 Расчет качественно-количественной схемы кучного выщелачивания	61
6.1 Расчет потерь запасов золота в отвал	61
7 Вспомогательные службы	66
7.1 Электроснабжение обогатительной фабрики	66

7.2 Водоснабжение	67
8 Автоматизация производственных процессов	69
9 Безопасность и экологичность проекта	72
9.1 Пожаробезопасность	72
9.2 Охрана труда	73
9.3 Охрана окружающей среды	76
9.3.1 Мероприятия по охране окружающей среды от отходов	79
10 Экономика и организация	81
10.1 Техничко-экономические обоснования	81
10.2 Организационно-экономическая часть	82
10.3 Рациональный режим труда и отдыха	82
10.3.1 Планирование численности рабочего персонала	86
10.3.2 Организация оплаты труда	88
10.4 Сравнение экономических показателей схем с двух - трехступенчатым дроблением до «-40 мм» и до «-10 мм»	92
11 Специальная часть	100
11.1 Работа отделения рудоподготовки ОПУ КВ	100
11.1.1 Дробление руды в пусковой период	100
11.1.2 Усовершенствование схемы дробления руды	102
Заключение	105
Библиографический список	106

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 108 страниц, 7 рисунков, 19 таблиц, 32 литературных источников, 5 графических приложений.

ТАРДАН, МЕСТОРОЖДЕНИЕ, ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ, ФАБРИКА, КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ, ЗОЛОТО, ДРОБЛЕНИЕ, ГРОХОЧЕНИЕ, ОКОМКОВАНИЕ, РАСЧЕТ, БЕЗОПАСНОСТЬ

Основные задачи дипломного проектирования:

- проект установки кучного выщелачивания;
- в области геологии – описание минерального и вещественного состава Тарданского месторождения, выявление форм нахождения золотосодержащего компонента и его связей с вмещающими породами;
- в области технологии – выбор и обоснование технологии кучного выщелачивания для получения наиболее качественного, золотосодержащего концентрата с возможно более высоким извлечением ценного компонента;
- в области безопасность и экологичность проекта – разработка проекта экологически безопасного предприятия с условиями труда, удовлетворяющими Единым правилам безопасности.

ВВЕДЕНИЕ

Золото представляет собой мягкий благородный металл, желтого цвета. Плотность золота и другие ее свойства зависят от пробы. Чистое золото имеет плотность – $19,32 \text{ г/см}^3$, температура плавления составляет $1063 \text{ }^\circ\text{C}$, а кипения – $2856 \text{ }^\circ\text{C}$. Золото отличается низким сопротивлением, хорошими показателями теплопроводности и высокой пластичностью [31].

Золото является одним из важнейших металлов на планете. Исторически сложилось, что золото закрепило за собой функцию элемента мировой финансовой системы. Благодаря своим свойствам этот металл очень широко применяется во многих сферах деятельности: в химической промышленности, в производстве микроэлектронных компонентов, в космической и авиационной промышленности, в медицине и других. Немаловажным остается применение золота как сырья для производства ювелирных украшений.

За всю историю, человечество добыто 166,6 тысяч тонн золота. Его суммарная стоимость составляет около 7 триллионов долларов. Высокая цена на этот драгоценный металл обусловлена рядом факторов:

- малое содержание в земной коре, кларк золота составляет $5 \times 10^{-7} \%$;
- значительные расходы энергии и материалов, связанные с технологией извлечения благородных металлов.

К настоящему времени запасы металла его в недрах Земли значительно уменьшились, поэтому в переработку вовлекаются бедные и труднообогатимые (или упорные) руды, которые раньше считались забалансовыми. Упорность руд зачастую заключается в тесной связи золота с сульфидными минералами и его тонкой вкрапленности. Переработка таких руд требует сложных комбинированных схем обогащения с применением сверхтонкого измельчения, автоклавного выщелачивания, или бактериального окисления [11].

Целью дипломного проекта является выбор и обоснование установки кучного выщелачивания обогатительной фабрики по переработке золотосодержащих руд месторождения «Тардан».

Тарданское месторождение находится на правом берегу р.Бай–Сют в 78 км от г. Кызыл на территории Каа-Хемского района Республики Тыва.

Руды месторождения относятся к золотосульфидному промышленному типу. Распределение золота в рудах весьма неравномерное. В настоящее время месторождение обрабатывается открытым способом, ООО «Тардан-Голд».

Дипломный проект, включает: введение, краткую характеристику района работ, технологическую часть, раздел по безопасности и экологичности проекта, экономическую часть, специальную часть и библиографический список.

В специальной части проекта рассмотрено усовершенствование схемы дробление руды.

1 КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ТАРДАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Тарданское месторождение находится в 78 км от г. Кызыл на территории Каа-Хемского района Республики Тыва и связано с ним асфальтированным шоссе (60 км, г. Кызыл – пос. Кундустуг) и грунтовой дорогой (18 км, пос. Кундустуг – участок Тардан).

Рельеф района среднегорный, с абсолютными отметками от 800 м в южной части до 1400 м в северной. Месторождение расположено на правом берегу р. Бай–Сют, в низкогорной расчлененной местности, с абсолютными отметками 1433 м на водоразделе и 800 м в пойме р. Бай – Сют, как показано на рисунке 1.



Рисунок 1 – Обзорная карта. Местоположение района работ

Климат района резко континентальный с жарким летом и холодной зимой. Зима безветренная, длится с ноября по апрель. Минимальная температура воздуха составляет $-44,7^{\circ}\text{C}$ и приходится на декабрь-январь. Лето теплое, в отдельные годы жаркое. Максимумы температуры воздуха наблюдаются в июне-июле (абс. макс. $+37,1^{\circ}\text{C}$). Среднегодовая температура по месяцам согласно справке государственного учреждения «Тувинский Республиканский центр по гидрометеорологии и мониторинга окружающей среды» колеблется от $-30,8^{\circ}\text{C}$ (январь) до -18°C (июль). Безморозный период

длится 90-130 дней [14].

Расчет гидротермического коэффициента за период с 15 мая по 15 сентября (время перехода температур через 10°C показывает, что влагообеспеченность территории равна 1,3, что соответствует оптимальному значению (1,10 - 1,40) для данных географических условий.

Атмосферное давление в течение года колеблется от 624 до 640 мм рт. ст., среднее значение - 631 мм рт. ст. Между температурой воздуха и атмосферным давлением существует тесная обратная линейная корреляционная связь (статистическая взаимосвязь двух или нескольких случайных величин, при этом изменения значений одной или нескольких величин сопутствуют систематическому изменению значений другой или других величин).

2 ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

2.1 Геология месторождения

Месторождение рудного золота Тардан расположено на юге Алтае-Саянской складчатой области в зоне контакта Копто-Байсютского тоналит-плагиогранитного массива таннуольского комплекса. Здесь широко развиты вулканогенно-осадочные образования позднего рифея-кембрия. Рудное поле контролируется структурами Каа-Хемского глубинного разлома.

В стратиграфическом отношении район месторождения характеризуется отложениями позднерифейского, венд-кембрийского, позднекембрийского, силурийского, раннедевонского и плейстоценового возраста [12].

Генезис месторождения не определен. Промышленное оруденение приурочено к линейным зонам гидротермальной проработки и локализовано в зоне эндо- и экзоскарнов. Золотое оруденение на месторождении является постскарновым и сформировалось с некоторым временным отрывом от образования скарнового магнетитового оруденения. К рудовмещающим породам относятся магнезиальные и известковые скарны, а так же послескарновые метасоматиты. Околорудные процессы выражены в карбонизации пород.

Возрастное датирование оруденения (по данным геологической службы ООО «Тардан-Голд» [14]) было осуществлено Ar-Ar методом по биотитам плагиогранитов Копто-Байсютского массива и гранитоидным телам Тарданского месторождения, по серицитам из золотоносных руд, по березитам минерализованных зон дробления. По ним были получены следующие абсолютные датировки: $485,7 \pm 4,4$; $484 \pm 4,3$ и $481 \pm 6,1$ млн. лет.

Эволюция развития золотоносного рудогенеза представляется следующим образом. На первом этапе ($485,7 \pm 4,4$ млн. лет) на контакте диоритов и карбонатных пород сформировались магнезиальные и известковые скарны. На втором этапе ($484 \pm 4,3$ млн. лет) происходило развитие золоторудной минерализации за счет наложения на скарны тектонических

процессов и формирования зон дробления. Для золота характерны довольно широкие вариации пробности 725–975‰. Из примесей в нем установлены Cu – до 2%, Ag - до 45% и Hg до 3,65% [13].

На третьем, заключительном этапе рудного процесса, под воздействием низкотемпературных гидротермальных растворов формировались метасоматиты хлорит-карбонат-гидрослюдистого состава. Золото в этих образованиях отлагалось в ассоциации с прожилками низкотемпературного халцедоновидного кварца, кальцита, галлуазита и единичных вкраплений рудных минералов [13].

Для золота из низкотемпературной ассоциации характерна низкая пробность 300-700‰. Из примесей установлены повышенные содержания серебра Ag - 20-70% и ртути – 0,4-3,65%. Подсчитанные суммарные запасы на месторождении по категориям C1+C2 составили 5164 тыс. т руды и 2904,2 кг золота. Прогнозные ресурсы золота, по результатам литогеохимических поисков, по категории P3 для всех участков составили 42,7 т золота [14, 15].

В петрографическом отношении скарновые руды представлены сульфидизированными магнетитовыми и магнетит-содержащими, пироксеновыми, гранат-пироксеновыми, эпидот-пироксеновыми, магнетит-серпентиновыми скарнами. В «скарновой» части разреза рудных тел отмечаются включения мраморов, апокарбонатных метасоматитов, пропицитов, пропицитизированных диоритов. Рудные минералы составляют до половины из всех минералов золотых руд в скарнах, при этом до 90% из них приходится на магнетит [16].

По степени распространенности сульфидные минералы располагаются в следующей последовательности: пирит - халькопирит - пирротин. Изредка встречаются окисленные участки пород, в которых рудные минералы замещены гидроокислами железа. В некоторых из них отмечены включения самородного золота. Отмечены единичные зерна сфалерита.

В петрографическом отношении это в основном в различной степени пропицитизированные кварцевые диориты, диориты, часто рассеянные

кварцевыми, кварц-карбонатными жилками с редкими включениями скарнов, апокарбонатных метасоматитов и мраморизованных известняков [16].

2.2 Вещественный состав руд

Изучение вещественного состава руд показывает, что в целом, пробы руд представлены обломками габбро-диабаз, кварц-карбонатной породы и лимонита. Габбро-диабаз состоит из основного плагиоклаза, диопсида, амфибола. Промежуточная структура основной породы между габбровой и диабазовой. Особенностью габбровой и диабазовой структуры является изометричность форм плагиоклаза, для диабазовой структуры характерно беспорядочное расположение лейст плагиоклаза и его резкий идиоморфизм по отношению к диопсиду [15].

Лейсты плагиоклаза размером $0,8 \div 1$ мм полисинтетически с двойникованы, зональны. Зональность выразилась в образовании пелитоморфного вещества в центральной части лейст. Кроме того, зональность проявлена и в степени деанортизации плагиоклаза. В центральных частях лейст плагиоклаз более основной, по направлению от центральных частей к периферии его основность снижается до андезина.

Диопсид образуется в угловатых интерстициях между лейстами плагиоклаза. По диопсиду развивается агрегат игольчатых кристаллов актинолита, скопления хлорита. В промежутках между лейстами плагиоклаза в небольшом количестве присутствует кальцит.

В породе установлены включения мелких кристалликов апатита размером $0,01 \div 0,02$ мм, игольчатые выделения рутила.

С поверхности габбро-диабаз интенсивно изменен, замещен агрегатом монтмориллонита и гипса.

Обломки кварц-карбонатной породы состоят из мелкозернистого кальцита, размер выделений которого не превышает 0,1 мм. Порода разбита серией разнонаправленных трещин, по которым развиваются мелкозернистый кварц и гидроксиды железа. Отдельные обломки окисленных руд полностью замещены лимонитом [15].

2.3 Химический состав руд

Содержание золота в руде определялось пробирным методом. Химический состав руд определен геологами по результатам химического и спектрального полуколичественного анализа и представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Состав руды по данным химического анализа [18].

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	40,46	MnO	0,31
Al ₂ O ₃	8,96	P ₂ O ₅	0,17
Fe ₂ O ₃	14,90	TiO ₂	0,34
MgO	11,77	Fe _{общ.}	10,42
CaO	12,99	S _{общ.}	0,04
Na ₂ O	1,21	П.п.п.	7,11
K ₂ O	0,30		

Установлено, что основная часть проб состоит из кремнезема – 40,46%, глинозема – 8,96%, железа – 10,42%. В значительных количествах присутствуют MgO – 11,77% и CaO – 12,99%.

Количество K₂O и Na₂O незначительно и составляет, соответственно, всего 0,3% и 1,21%. Особенностью руд является низкое содержание серы (0,04 %), что указывает на преимущественное развитие железа в оксидной форме. Доля оксида Mn составляет 0,31%.

Массовая доля меди – 0,3%, массовая доля других цветных металлов не превышает сотых и тысячных долей процента. Золото представляет промышленный интерес. Мышьяк спектральным анализом не обнаружен.

Для определения количественного минерального состава руд выполнен рентгеновский количественный фазовый анализ (РКФА). Кроме того, количественный минералогический анализ производился на исходном материале крупностью – минус 2 мм. Минеральный состав руд представлен в таблице 2.

Таблица 2 - Минеральный состав пробы руд

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Породообразующие:	
Кварц мелкозернистый, среднезернистый	8
Плагиоклаз	15
Диопсид	17
Амфибол (актинолит)	20
Хлорит	14
Карбонаты:	
Кальцит	13
Азурит	ед.зн
Малахит	0,5
Оксиды:	
Магнетит, гематит, гётит	12
Тенорит, куприт	ед.зн
Делафосит	ед.зн
Рутил	ед.зн
Силикаты:	
Хризоколла	ед.зн
Тальк, монтмориллонит	ед.зн
Сульфаты:	
Гипс	ед.зн
Фосфаты:	
Апатит	ед.зн

Из данных, приведенных в таблице 2, следует, что руда на 87% представлена породообразующими минералами. Главными из них являются: амфибол – 20%, диопсид 17%, плагиоклаз – 15%, хлорит – 14% .

Особенностью руды является низкое содержание кварца – 8%, обусловленное основным составом вмещающей породы. Рудные минералы представлены магнетитом – 12%, образующим гнездообразные выделения, халькопиритом и халькозином в виде редкой мелкой вкрапленности, а также более редкими минералами меди – теноритом, купритом, делафоситом [12].

По тонким трещинам в породе развиваются шестоватые, гребенчатые агрегаты малахита, они также встречаются в пустотах и на плоскостях трещин в виде налётов, корочек, плёнок.

В ассоциации с малахитом редко встречаются налёты азурита, плёнки хризоколлы. По трещинам и пустотам развиваются агрегаты гётита, гематита и рентгеноаморфного лимонита. Иногда они полностью замещают породу в зоне

окисления.

Также неравномерно проявлены в пробе монтмориллонит и гипс, в отдельных образцах они почти полностью замещают породу. Результаты количественного минералогического анализа пробы руды по классам крупности представлены в таблице 3.

Таблица 3 - Результаты количественного минералогического анализа пробы руды по классам крупности

Наименование минерала	Класс крупности, мм.							
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,25	0,25+0,1	-0,1+0,075	-0,075+0,05	-0,05	%
Магнетит	1,8	1,1	0,4	1,5	0,15	0,4	5	10,35
Гематит	-	р.зн.	зн.	зн.	зн.	зн.	р.зн.	зн.
Лимонит	-	0,2	зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	-	0,2
Пирит	-	-	р.зн.	зн.	зн.	зн.	-	зн.
Халькопирит	-	-	р.зн.	зн.	зн.	зн.	-	зн.
Малахит	-	р.зн.	р.зн.	зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	зн.
Галенит	-	-	р.зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	-	р.зн.
Гранат	-	0,1	0,1	0,3	0,06	0,06	-	0,62
Апатит	-	р.зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	-	зн.
Сфен	-	р.зн.	зн.	зн.	р.зн.	р.зн.	зн.	зн.
Карбонат	32	8,5	5,8	3,6	0,24	0,21	7	57,35
Эпидот	-	зн.	0,2	0,5	зн.	0,03	зн.	0,73
Амфибол-пироксен	10,5	2,6	3,4	3,0	0,05	0,4	3,5	23,45
Слюда	-	зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	р.зн.	-	зн.
Кварц	1,5	2	0,7	0,5	зн.	0,1	2,5	7,3
Выход класса крупности, %	14,5	10,6	9,4	0,5	1,2	18,0	5,8	100

Руды месторождения относятся к двум минералогическим разновидностям золото-сульфидного типа: золото-сульфидной и золото-сульфидной с магнетитом. Количество магнетита меняется от первых процентов до 15 - 40% в золото-сульфидных рудах и более 40% - в золото-сульфидных с магнетитом. Общее количество сульфидов (халькопирит, пирит, сфалерит, блеклые руды) достигает 5 - 6 %. В пределах глубины разведки (100 м) руды окислены. Глубина залегания первичных руд не установлена.

Руды, тонко-мелковкрапленные, в меньшей мере прожилково-вкрапленные, золото находится преимущественно в сростании с нерудными минералами: хлоритом, пироксеном, амфиболом, эгирином, гранатом (до 60%), на контакте с магнетитом и в виде включений в нем (25%), в колломорфном лимоните (10%). Содержание золота в рудах от 0,5 до 280 г/т. Пробность золота 870 - 910. Золото мелкое (50%) и пылевидной (25%).

Основная масса благородного металла техногенно-минеральных образований характеризуется как мелкое (0,25-0,1 мм) и тонкое (менее 0,1 мм). Особенностью морфологии золота является присутствие зерен «агрегатного» строения (23%), размер 0,125-0,5 мм. Агрегаты имеют причудливую, неправильную форму, часто изогнуты, края подогнуты, поверхность золотин неровная, кавернозная, с ямками, пустотами, иногда присутствуют включения других минералов. Края зазубренные, бахромчатые, иногда окатанные. Золото имеет достаточно широкий диапазон пробности (328- 980‰), что указывает на то, что присутствует золото разных генераций. Изменение химического состава золота в техногенных условиях носит закономерный характер [18].

Для золота из техногенных образований свойственно изменение доли элементов – примесей (увеличение доли Cu, Ag, Fe, Hg, Co, Bi, Pd) и уменьшение пробности самого золота. Распределение по крупности частиц золота из коренных руд и россыпи в целом сходно. Вместе с тем, происходит закономерное увеличение размера частиц золота в россыпи. Это объясняется процессами дифференциации золота, избирательным выносом мелкого и тонкого золота за пределы участка накопления его при россыпеобразовании [14].

2.4 Физико-химические свойства рудного материала

Массовые характеристики включают как объемный вес (вес ненарушенного объема горной породы с естественной влажностью), удельный вес (вес ненарушенного объема горной породы без объема порового пространства), плотность (масса единицы объема горной породы), насыпной вес (масса дробленной горной породы уплотненной постукиванием для усадки

в единице объема).

Насыпной вес проб определялся при естественной влажности. Значение насыпного веса рассчитано как среднее арифметическое двух наиболее близких результатов в пределах допустимых расхождений (расхождение не более 5 %).

Удельный вес определялся пикнометрическим методом. Результатом определения являлось среднее арифметическое двух определений с расхождением не более 20 кг/м³ [15].

Влажность определена в процессе высушивания пробы в сушильном шкафу при температуре 105°C до постоянной массы.

Результаты определения влажности, удельного и насыпного веса для пробы руды месторождения «Тардан» представлены в таблице 4.

Таблица 4 - Физические свойства руды

Наименование пробы	Удельный вес, н/м ³	Насыпной вес, г/см ³	Влажность, %
Руда месторождения «Тардан»	2,92	1,58	4÷5

Пористость и проницаемость слоя. При осуществлении контактов применяемых растворителей с минералами важно иметь эффективную или открытую пористость, которая определяет возможность осуществления многих процессов, так как позволяет перемещаться в рудном массиве рабочим реагентами растворенному полезному компоненту под воздействием различных факторов [1].

Общая пористость определяется отношением объема пустот и пор к объему горной породы. Динамическая пористость характеризует объем тех пор, по которым может фильтроваться жидкость. Площадь поверхности, образуемая стенками пустот и пор, является одной из важнейших характеристик обрабатываемой породы. В конечном итоге проницаемость породы зависит от степени открытости поровых каналов, форма и размера частиц, сложностей путей фильтрации раствора через толщу рудной массы.

Физической характеристикой свойства горнорудной массы пропускать

через себя жидкости является коэффициент проницаемости, коэффициент фильтрации.

Исследователями установлена различная проницаемость для разных горных пород, поскольку она зависит от сжимаемости, упругости, пластичности пород, способности к набуханию и уменьшению поперечного сечения каналов, а так же от температуры, степени сродства пород к жидкостям и многих других параметров.

Фильтрационные свойства руд могут измениться в зависимости от их способности вмещать и удерживать воду, отдавать воду путем свободного вытекания, поднимать влагу по порам при взаимодействии капиллярных сил, увеличивать объем, уменьшать объем при обезвоживании, уменьшать объем при замачивании.

Фильтрующие свойства массива. Эффективность выщелачивания ценных компонентов различными растворителями связана с фильтрационными свойствами обрабатываемой рудной массы, его пустотностью, проницаемостью и способностью смачиваться различными жидкостями сродства пород к жидкостям сродства пород к жидкостям.

На эффективность кучного выщелачивания влияют [1]:

- гранулометрическое и микроагрегатное состояние рудного материала;
- вещественный состав и форма морфолого-минералогических ассоциаций, образующих полезное состоящее пород;
- химические и физические свойства полезных минералов и рудовмещающих пород;
- доступность контакта обрабатываемых минералов внутри рудовмещающих пород для контакта с применяемыми растворителями.

Механические свойства рудного материала. Механические свойства обрабатываемых материалов являются еще одним фактором для процесса кучного выщелачивания горных пород [1]. Среди них:

- прочность - способность сопротивляться разрушению под воздействию внешних сил;

- пластичность – способность горной массы изменять форму без разрыва сплошности при силовом воздействии и сохранять эту форму при снятии действующей нагрузки;

- твердость – способность оказывать сопротивление локальному воздействию, количественно характеризуемому показателем статической и динамической твердости.

- вязкость разрушение – способность горной породы сопротивляться развитию в ней трещин;

- упругость – способность горной массы восстанавливать после снятия нагрузки свою первоначальную форму и размеры;

- хрупкость – способность к внезапному разрушению при нагрузке без заметных пластических деформации, характеризуемая коэффициентом хрупкости.

Таким образом, вещественный состав руд в целом, их минеральный состав и физико-химические свойства руд позволяют извлечение полезного компонента (золота) методом кучного выщелачивания.

3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Кучное выщелачивание (КВ) – это процесс извлечения полезных компонентов растворением подготовленного и уложенного в специальный штабель минерального сырья, с последующим их выделением (осаждением) из циркулирующих растворов [2].

Задачей кучного выщелачивания является извлечение благородных металлов из бедных руд при низких затратах на энергоёмкие и дорогостоящие рудоподготовительные операции, которые при обычном гидрOMETаллургическом способе переработки требуют измельчения руды до крупности - 0,1 мм.

По результатам проведенных исследований эффективность процесса кучного выщелачивания определяется технологичностью (вскрываемостью) руд, а также крупностью рудного материала, обуславливающей возможность доступа выщелачивающих растворов к частицам благородных металлов, что определяет необходимость дробления руды.

Для обеспечения смачивания руды, уложенной в кучу, необходимо обеспечить проницаемость материала кучи выщелачивающими растворами.

При переработке руд месторождения «Тардан», кроме дробления применяют процесс окомкования руды с добавлением цемента с целью получения окатышей, предотвращающих слеживаемость материала, что затрудняет проникновение в кучу выщелачивающих растворов.

С целью получения прочных окатышей в рудах, поступающих на переработку методом кучного выщелачивания, должна находиться определенная часть скального материала, которую необходимо по возможности дробить до крупности - 5 мм с образованием большого количества мелких кристаллических частиц.

Принцип кучного выщелачивания состоит в формировании штабеля (кучи) из подготовленной руды, орошении материала, сбора и переработки продуктивных растворов. Перед формированием штабеля (кучи) руду

подвергают предварительному дроблению и окомкованию для уменьшения крупности и обеспечения фильтруемости кучи выщелачивающими растворами.

В состав участка кучного выщелачивания (УКВ) входит [4]:

1. Отделение дробления и окомкования руды;
2. Площадки для формирования штабелей руды (чеки) с отстойниками для растворов.
3. Гидрометаллургическая установка (ГМУ) для переработки продуктивных растворов.
4. Узел приготовления реагентов.

Технические условия на поставляемую (исходную) руду [5].

- Максимальная крупность кусков руды - не более - 500мм.
- Содержание влаги в руде –10-12%.
- Содержание шламистой фракции крупностью $-0,074\text{мм} < 20\%$.
- Содержание золота - в соответствии с планом.

При формировании штабеля (кучи) обязательным требованием является наличие в руде зернистой скальной фракции не менее 20-30%. В случае снижения в поступающей руде содержания скальной фракции необходимо осуществлять шихтовку предварительно подготовленной на складе скальной рудой, а при её отсутствии - скальной породой.

При повышенной влажности поступающих руд допускается предварительное смешивание их с цементом для связывания избыточной влаги.

В период значительных атмосферных осадков на переработку КВ должны подаваться первичные руды с минимальным содержанием глинистой фракции. При сильном дожде (ливень) укладка штабеля приостанавливается, и производятся ремонтные работы.

Производительность участка рудоподготовки УКВ определяется гранулометрическим составом подаваемой руды, количеством фракций, а также механической надежностью технологического оборудования [7].

Химизм гидрометаллургического извлечения золота и серебра из руд методом кучного выщелачивания основан на образовании растворимых

химических соединений золота при контакте руды с цианосодержащими растворами, протекающими по следующим реакциям [1]:



Для обеспечения данного процесса исходную руду предварительно подготавливают, отсыпают в кучи, орошают цианид содержащими выщелачивающими растворами, которые затем собирают в виде продуктивных раствором для последующей отработки с целью извлечения из них благородных металлов. Выщелачивающие растворы при кучном выщелачивании используются многократно, они постоянно циркулируют и подвергаются доукреплению по цианиду натрия.

Технология извлечения золота из руд методом кучного выщелачивания (КВ) предусматривает четыре основных цикла [1]:

1. Подготовку руды перед кучным выщелачиванием, включая агломерацию.
2. Отсыпку рудных штабелей.
3. Орошение и сбор золотосодержащих продуктивных растворов КВ.
4. Гидрометаллургическую переработку золотосодержащих растворов для извлечения золота в виде промпродукта.

Все участки установки кучного выщелачивания работают автономно, при этом образуя единый комплекс. Автономность работы участков УКВ обеспечивается наличием нескольких карт для рудных штабелей с одной стороны, а также накопительных прудков для растворов, с другой стороны.

Отделение рудоподготовки работает жестко на отсыпку одного штабеля руды (кучи), в то время как орошение другого, отсыпанного штабеля может осуществляться независимо от работы рудоподготовки. Точно так же работа ГМУ может быть приостановлена для экстренных случаев, в то время как продуктивные растворы КВ будут накапливаться в прудках и емкостях.

Преимущества КВ [2] по сравнению с другими способами обогащения

полезных ископаемых:

- исключение дорогостоящего процесса тонкого измельчения и сравнительно меньшие объемы промышленного гражданского строительства;
- повышение производительности труда по конечной продукции и сокращение численности работников;
- возможность полной автоматизации процесса и контроля над ним, простота аппаратного оформления;
- снижение материала и энергоемкости производства;
- гибкость технологического процесса, позволяющего приостанавливать выщелачивание в неблагоприятные дни.

Недостатки способа КВ [2]:

- сравнительно высокая продолжительность процесса (от 30 сут до 1-2 лет);
- необходимость значительных площадей с определенным рельефом местности для размещения площадок КВ, возможные дополнительные затраты на транспортировку руды от рудника до места складирования.
- отрицательное воздействие атмосферных явлений (дождь снег), нарушающих водный баланс в технологической схеме, на процесс;
- возникновение технических, технологических и организационных трудностей при отрицательных температурах воздуха.

3.1 Описание технологии рудоподготовки, включая агломерацию и аппаратной схемы

Задачей рудоподготовки, перед кучным выщелачиванием, является обеспечение оптимальной крупности дробления руды и фильтруемости штабеля, обуславливающей смачиваемость материала.

Отделение рудоподготовки включает два узла крупного, два узла среднего дробления руды, один узел мелкого, аппарат для окомкования дробленной руды, а также систему передвижных конвейеров и отвалообразователи (стакеры).

Исходная руда с площадки складирования, после удаления негабаритов

крупнее 500 мм, бульдозером подается в приемные бункера, оборудованные пластинчатыми питателями. Крупное дробление исходной руды до крупности “-100÷80мм” осуществляется в двух щековых дробилках крупного дробления ЩДС 6х9, работающих параллельно.

После крупного дробления руда конвейерами подается на первое предварительное грохочение по классу 40 мм на грохотах ГИЛ-52. Надрешетный продукт грохотов -100+40мм подвергается среднему дроблению до 40-50мм в двух, параллельно работающих, роторных дробилках СМД-75 [5].

Повышенная влажность руды и присутствие в ней шламистых и глинистых составляющих крупностью - 0,074 мм (более 10%) определяют тяжелые условия работы дробильного и просеивающего оборудования ввиду налипания глины на рабочие органы - конус дробилки, отверстия сит и др. [1].

С целью, устранения слипания и слеживания глин рекомендуют проводить кучное выщелачивание крупных классов дробленой руды водой, цианидными и известковыми растворами на конвейерах.

Применение процесса агломерации позволяет перерабатывать рудный материал с высоким содержанием глины по технологии стандартного процесса кучного выщелачивания. Для получения пористых полимероподобных агрегатов с хорошей проницаемостью, высокой механической прочностью при агломерации важно соблюдать три параметра:

- оптимальное добавление к сухому рудному материалу вяжущего, например, портландцемента;
- оптимальное введение в полученную смесь воды;
- достаточное время выдержки для образования перемычек из силиката кальция.

Основная цель агломерации – получение пористого материала, достаточно прочного при перегрузке, укладке и эксплуатации штабеля.

Для агломерации в настоящее время применяют два основных способа окомкования:

- окомкование мелочи с крупными кусками рудного материала;

- окомкование мелочи в прочные окатыши. Для получения прочных окатышей, устойчивых к механическим воздействиям, при окомковании необходимо использование качественного цемента.

Агломерация и окомкование рудного материала с высоким содержанием глин и первичных рудных шламов является очень полезным способом повышения эффективности процесса кучного выщелачивания [1].

Для окомкования на Тардане используют цилиндрическую барабанную сушилку размером $D \times L = 12 \times 1,6$ м, переделанную в окомкователь путем установки внутри волнообразного профиля из отработанных конвейерных лент.

Окомкование руды требует добавки вяжущего материала (цемент, известь) и смачивания руды для образования рудных окатышей. Для смачивания руды перед окомкованием применяют концентрированный раствор цианида натрия с концентрацией $\text{NaCN} - 5-10$ г/л, который одновременно служит крепким выщелачивающим раствором. При этом выщелачивание золота фактически начинается с операции окомкования руды. Влажность окомкованной руды не более 10–12%, расход цемента на окомкование в пусковой период 13–15 кг/т, в настоящее время 10–12 кг/т. [5].

3.1.1 Технология укладки рудных штабелей

Рудный штабель укладывают на специально подготовленную и укатанную катком площадку 1-го яруса, имеющую уклон 3-4° в сторону сбора продуктивных растворов. Поверхность штабелей при отсыпке должна быть ровной. Ответственность за формирование штабеля возлагается на машиниста стакера и мастера. Контроль возлагается на начальника участка КВ [1, 5].

Подача окомкованной руды к укладываемому штабелю осуществляется транспортными системами, состоящими из стационарных и сдвижных ленточных конвейеров. Подготовленные окатыши системой передвижных конвейеров («кузнечики») поступают на отвалообразователи («стакеры»), с помощью которых производится формирование штабеля руды - «кучи». Сдвижные конвейеры (кузнечики) устанавливаются на металлические рельсы, по которым их можно передвигать (сдвигать и раздвигать) регулируя длину

конвейерной цепочки. При отсыпке кучи стакер периодически поворачивается из стороны в сторону и продвигается вдоль штабеля.

Под колёса стакера, для облегчения радиального перемещения и предотвращения уплотнения рудного штабеля, укладываются съёмные деревянные щиты. Средний срок монтажа передвижных конвейеров и стакера составляет 7 суток.

При отсыпке штабеля (кучи) стакер периодически поворачивается из стороны в сторону и продвигается вдоль штабеля отступающим порядком. Во избежание сегрегации материала по крупности высота отсыпки окатышей со стакера не должна превышать 1,5 м. [1, 5].

Для предотвращения уплотнения материала кучи запрещается без необходимости передвигаться людям. По мере отсыпки штабеля и отступления стакера передвижные конвейеры (кузнечики) сдвигаются и с помощью автокрана по одному изымаются из цепочки.

Телескопическое устройство стакера позволяет обеспечивать относительно ровную поверхность штабеля, однако в пусковой период работы, из-за отсутствия опыта укладки, на поверхности штабеля образовывались впадины и холмы, которые затем выравнивались вручную.

Средняя продолжительность формирования первого слоя рудного штабеля составляет 20–25 суток.

Рудные кучи для выщелачивания (штабели) укладывают на специально подготовленные карты с гидроизоляционным основанием. Кучу (штабель руды) отсыпают в два слоя.

Высота рудного штабеля является важным параметром при кучном выщелачивании. В пусковой период высота штабеля (кучи) составляла 6-8 м. В последующем высота штабеля была увеличена до 10 м [1, 5].

Отсыпку рудных штабелей для выщелачивания начали осуществлять в два слоя. Первый слой штабелей отсыпается высотой 6 м, второй слой высотой 4 м отсыпается после того, как будет закончено орошение и отработка первого слоя. Формирование вторых слоев производится после завершения извлечения

драгметаллов из руды первых слоев. Для улучшения дренажа растворов в настоящее время в основание штабеля укладывается подушка окатышей слоем 0,5 м из скальных фракций руды крупностью –20 мм, дробленной в три стадии (без дробилки Бармак).

С целью уменьшения воздействия осадков на окомкованную руду, при транспортировке окатышей конвейера покрываются полиэтиленовой плёнкой толщиной 0,5мм, которая натягивалась на направляющие, изготовленные из проволоки [5]. После отсыпки кучи во избежание разрушения гранул и уплотнения руды при проведении работ, на поверхности штабеля укладываются деревянные переносные щиты. Процесс выщелачивания руды орошением каждого слоя руды занимает в среднем 60 суток, после прекращения орошения в течение 7–8 суток продолжается истечение растворов из штабеля. После этого формируют второй слой руды и продолжают процесс кучного выщелачивания.

После завершения выщелачивания второго слоя руда после отработки куч (хвосты КВ) вывозится в специальный отвал [5].

Расчетная продолжительность полного цикла формирования, орошения и утилизации рудного штабеля при кучном выщелачивании представлена в таблице 5.

Таблица 5 - Продолжительность процессов при кучном выщелачивании

№	Наименование операции	Продолжительность, сут.
1	Отсыпка 1-го слоя рудного штабеля	20 ÷ 25
2	Орошение 1-го слоя рудного штабеля	≈ 60
3	Стекание растворов из 1-го слоя рудного штабеля	7 ÷ 8
4	Монтаж системы передвижных конв-в и стакера	≈ 7
5	Отсыпка 2-го слоя рудного штабеля	20 ÷ 25
6	Орошение 2-го слоя рудного штабеля	≈ 60
7	Стекание растворов из 2-го слоя рудного штабеля	7 ÷ 8
8	Утилизация (вывоз) рудного штабеля	15 ÷ 20
9	Суммарное время обработки рудного штабеля	196 ÷ 213

Из таблицы 5 следует, что суммарная продолжительность полного цикла обработки рудного штабеля при кучном выщелачивании составляет 196-213 суток. На ОПУ КВ одновременно производится обработка шести рудных штабелей кучного выщелачивания.

3.2 Системы орошения рудного штабеля и дренажные устройства

Выщелачивание драгметаллов из рудных штабелей осуществляют цианистыми растворами, имеющими концентрацию NaCN 350-400 мг/л (рН=11,0-11,5) [1].

Выщелачивающие растворы подают на поверхность кучи через систему орошения, включающую магистральные, распределительные трубопроводы и полиэтиленовые эмиттеры. На установке кучного выщелачивания золота из руд Тарданского месторождения применяется принцип капельного орошения. Для равномерного орошения кучи используется система напорных эмиттеров, которая состоит из гибких и жестких трубопроводов определенного диаметра с отверстиями 1-2 мм, расположенных на расстоянии 0,8м друг от друга.

Достоинствами системы капельного орошения является возможность точного регулирования подачи растворов на кучу, равномерность распределения его по всей поверхности штабеля, надежность работы в летний период. Точное регулирование подачи раствора дает возможность рассчитать эффективные режимы фильтрации: с более интенсивной подачей растворов на участки со свежей укладкой руды и менее интенсивной на участки завершающей стадии выщелачивания, уменьшить испарение цианистых растворов. Интенсивность орошения кучи выщелачивающими растворами составляет 150л/м² поверхности штабеля в сутки [1].

Основной магистральный трубопровод диаметром 220 мм, изготовленный из поливинилхлорида (ПВХ), подающий выщелачивающие растворы, и трубопровод из поливинилхлорида диаметром 152 мм общей длиной 153 м, укладывается на поверхности штабеля вдоль 200-метровой длины. Все трубопроводы, соединенные между собой соединительными фланцами, обработаны грунтовкой и склеены специальным клеем (ПВХ-цемент).

Оросительные трубы соединены со вспомогательными трубопроводами переходной втулкой. Основные и вспомогательные трубопроводы перекрываются дроссельными клапанами. Монтаж системы орошения рудного штабеля производится в соответствии с инструкцией.

В первый период после отсыпки первой партии руды для кучного выщелачивания массой 10 тыс. тонн была смонтирована система капельного орошения с использованием капельниц типа «Вариодрип» (производства США). Параллельно монтажу системы орошения осуществлялось приготовление выщелачивающих рабочих растворов с концентрацией NaCN 1,0-1,5г/л, $\text{pH}=11-12$. Орошение штабеля проводили из расчета подачи растворов с интенсивностью 140-160л/м² сутки.

Первые 4–5 суток происходит влагонасыщение руды в штабеле выщелачивающим раствором. Затем из-под штабеля начинается выделение продуктивных растворов. В процессе фильтрации через штабели руды, цианистые растворы насыщаются драгметаллами. Золотосодержащие продуктивные растворы (ПР) системой коллекторов (трубопроводов) подаются в сборные емкости (зумпфы) затем вертикальными насосами СМ 150/125/400 перекачиваются в три сборные емкости объемом по ~50 м [5].

При этом через каждый час отбирались пробы продуктивного раствора для анализа на концентрацию золота цианида натрия и pH . Продуктивный раствор из сборных емкостей насосом подавался на гидрометаллургическую установку для цементации золота на цинковую пыль.

3.2.1 Опыт эксплуатации ОПУ КВ в зимний период

В первый период эксплуатации было отсыпано 80 тыс. т. окомкованной руды. Содержание золота в отсыпанном штабеле составляло 8–9 г/т [7].

Ввиду острой необходимости финансовых средств, было принято решение о подготовке установки кучного выщелачивания к зимней эксплуатации, для чего были проведены следующие мероприятия:

- 1 Все технологические трубопроводы были утеплены минеральной ватой.
- 2 Произведено утепление рудного штабеля полимерной тканью

производства КНР с закреплением её по периметру штабеля и с подачей под ткань теплого воздуха, подаваемого от теплогенераторов.

3 Выщелачивающие растворы, подаваемые на орошение, подогревались до 8-10°C.

Повышение температуры выщелачивающих растворов КВ с 4°C до 8–10°C способствовало увеличению скорости цианирования золота и обеспечило непрерывную работу ОПУ в зимних условиях.

3.2.2 Технические условия для кучного выщелачивания руд

В мировой практике для кучного выщелачивания используют бедные, забалансовые руды с низким содержанием благородных металлов, переработка которых в условиях ЗИФ нерентабельна. Как правило, содержание золота в рудах для кучного выщелачивания составляет менее 1,0 г/т.

В начальный период отработки месторождения, поступающие в переработку руды характеризовались повышенным содержанием глинистых минералов (до 40% и более), а также высокой влажностью – 15% и выше. Такие исходные параметры руды изначально создавали трудности в работе отделения рудоподготовки, которые проявлялись в виде залипания рабочей зоны дробилок и просеивающей поверхности грохотов. Кроме того, наличие в исходной руде большого количества кусков крупнее 500 мм (негабаритов) создавали проблемы работе щековой дробилки [5].

Технические требования к руде, поступающей в процесс рудоподготовки:

- максимальная крупность кусков руды - не более 500 мм;
- содержание влаги в руде – не более 10-12%;
- выход класса минус 40 мм в операциях дробления и грохочения не менее 90%;
- насыпная масса руды 1,6т/м³;
- коэффициент крепости руды по шкале Протоdjeяконова 2–4 ед.;
- содержание шламистой фракции крупностью –0,074мм ≤20%;
- содержание золота в руде – в соответствии с планом [1].

При формировании штабеля необходимым требованием является наличие

в руде зернистой скальной фракции не менее 20-30 %.

В случае снижения в поступающей руде содержания скальной фракции осуществляется шихтовка предварительно подготовленной на складе скальной рудой.

При повышенной влажности поступающих руд, как экстремальная, временная мера, допускалось предварительное смешивание их с цементом для связывания избыточной влаги [1].

3.2.3 Рудоподготовка с трехстадиальным дроблением руды перед кучным выщелачиванием

Для снижения крупности руды, подаваемой на кучное выщелачивание (с -40 до $-20\div 10$ мм), установлена конусная дробилка мелкого дробления КМД–1200 Гр, работающая с разгрузочной щелью $6\div 15$ мм. Перед подачей в конусную дробилку материал крупностью -40 мм подается на вибрационный грохот ГИЛ–52 для отсева готового класса -20 мм, направляемого на окомкование. Одновременно с классом -20 мм удаляется основная часть влажного, глинистого материала, представляющего основную трудность для работы дробилок мелкого дробления. Материал $-40+20$ мм с грохота самотеком поступает в конусную дробилку КМД–1200 Гр.

На ленточном конвейере, подающем руду на мелкое дробление, установлен электромагнит, предотвращающий попадание металлических предметов в конусную дробилку.

Для снижения крупности руды до -10 мм, направляемой на КВ, в дополнение к конусной дробилке была установлена центробежно–ударная дробилка с вертикальным валом «Barmac VSI B-9100» фирмы «Svedala-Metso» (Швеция). При этом материал из конусной дробилки первого мелкого дробления ленточным конвейером подается на второе мелкое дробление в дробилку Бармак, работающую в замкнутом цикле с контрольным грохотом ГИЛ-52, выделяющим продукт мельче 10 мм (просеивающая поверхность на контрольном грохоте изготовлена комбинированной: первая треть сита с отверстиями 15 мм, остальная -10 мм). Подрешетный продукт контрольного

грохота крупностью -10 мм объединяется с продуктом -20 мм, выделенным перед мелким дроблением, и направляется на окомкование [5].

Надрешетный продукт контрольного грохота $-20+10$ мм возвращается в дробилку «Бармак», образуя замкнутый цикл. Величина циркуляционной нагрузки в замкнутом цикле (по визуальным наблюдениям) составляет 100–150%.

Перед кучным выщелачиванием применяется трехстадиальная схема дробления с тремя операциями грохочения и замкнутым циклом в последней стадии.

Технологическая схема рудоподготовки с трехстадиальным дроблением представлена на рисунке 3.

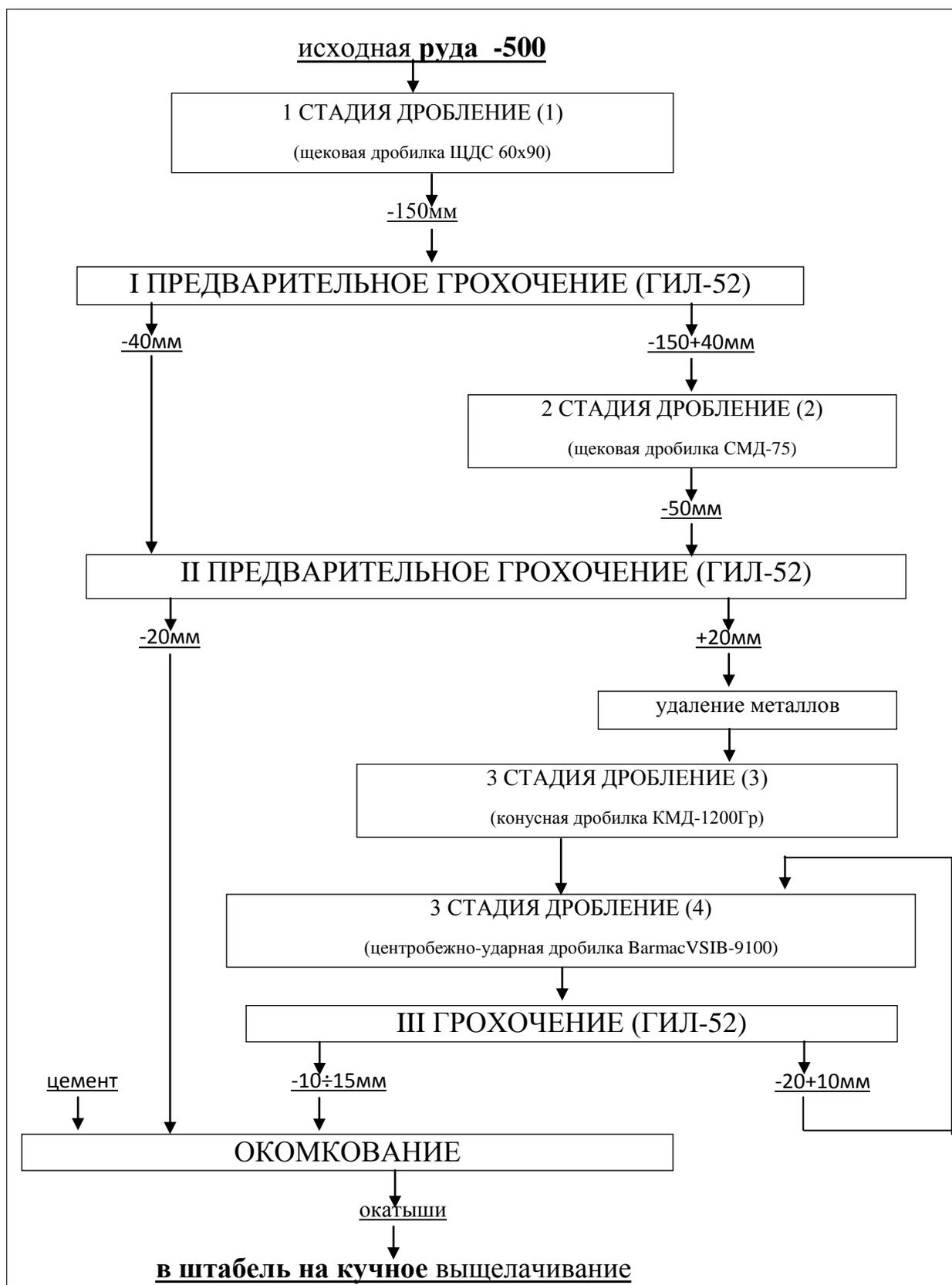


Рисунок 3 - Технологическая схема рудоподготовки УКВ с трехстадийным дроблением руды перед кучным выщелачиванием

Схема цепи аппаратов рудоподготовки УКВ с трехстадиальной схемой дробления приведена на рисунке 4.

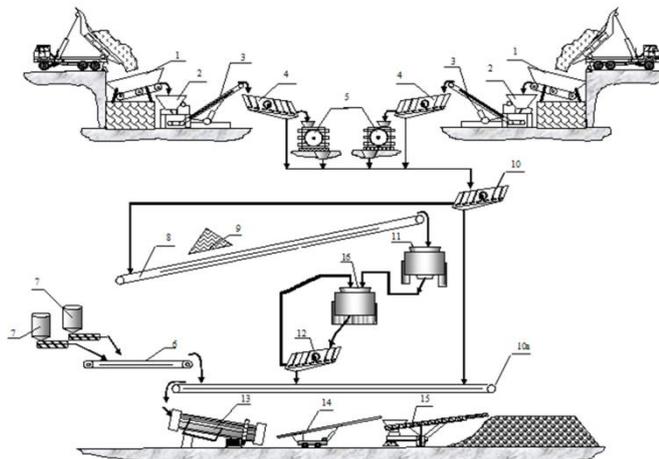


Рисунок 4 - Схема цепи аппаратов рудоподготовки УКВ с трехстадиальной схемой дробления

Характеристика основного технологического оборудования рудоподготовки УКВ приведена в таблице 6.

Таблица 6 – Характеристика основного технологического оборудования рудоподготовки УКВ

Наименование	Кол-во	Длина, ширина. Скорость движения	Производительн., Тип, Мощность эл.двиг., редуктора	Тип оборудования, марка
1	2	3	4	5
Пластинчатый питатель	2	1000×6000 V=0,6м/с	Эл.двиг. 7,5кВт Ред. Ц2у-250120м	Пластинчатый питатель ДРО-604 Емкость бункера: 20м ³ , размер максимального куска в питании: 500 мм, производительность: 40-200 м ³ /ч.
Дробилка крупного дробления	2		Q=75-110 м ³ /ч Эл.двиг. N=75кВт	Щековая дробилка ЩДС-П 6-9 Размер максимального куска в питании: 510 мм, производительность: 90 м ³ по классу -40 мм
Конвейер	2	L=30м, B=800мм, V=1,8м/с	Эл.двиг. N=7,5кВт Ред. Ц2У-25020-25	-

Продолжение таблицы 6

1	2	3	4	5
Грохот	2	1500×4000, сито 40×40мм	Эл.двиг. N=11кВт Q=60-80м ³ /ч	ГИЛ-52
Дробилка среднего дробления	1		Эл.двиг. N=110кВт Q=75м ³ /ч	Молотковая роторная дробилка СМД-75
Грохот	1	1500×3800, сито 20×20	Эл.двиг. N=11кВт сито 20х20	ГИЛ-52
Конвейер	1	L=28m, B=800мм, V= 1.8м/с	Эл.двиг. N=11кВт Ред. Ц2У-250	
Дробилка мелкого дробления	1		Q=50-80м ³ /ч Эл.двиг. N=75кВт	КМД-1200 Гр
Дробилка мелкого дробления	1	1000- 1800об/мин	2 эл. двигателя Суммарная N=370кВт Вес 9,2т.	«Бармак» (Швеция). Макс. крупность - 66мм, производительность 260-420 т/час
Грохот	3	Двухситный S=7,87м ²	N=10кВт n=1460 об/мин	ГИЛ-52
Бункер-питатель цемента	1			Общая емкость бункеров: 90т. Бункера оборудованы шнековыми питателями, обеспечивающими подачу цемента 1-3 т/ч
Конвейер	1	L=50m, B=800мм, V= 1.8 м/с	Эл.двиг. N=30кВт Ред. Ц2У-25025-21У	
Окомкователь барабанный	21	L=11,5м, Д=2,2м	Эл.двиг. N=55 кВт Ред. Ц2У-314	частота вращения 9-10 об/мин и углом наклона 4°, оптимальный размер окатышей: 40-50 мм
Конвейер СМД-151-20	2	L=18m, B=650мм, V= 1.8 м/с	Эл.двиг. N=11кВт Ред. Ц2У-25020-12	Произ-сть: 180 м ³ /ч, ширина ленты: 650 мм, скорость движения ленты: 1,6м/сек, длина конвейера: 20 м, высота разгрузки: 6,1м
Стакер		L=20м, B=800мм, V=1.8м/с. Ширина ленты: 762 мм, длина выдвижения перископа: 1 м	Эл.двиг. N=11кВт Ред. Тхт 525 вт	Телескопический, радиальный, мобильный стакер марки WESTEC (США) максимальная производительность: 200 м ³ /ч, высота разгрузки: 10.5 м, ручной и автоматический режим работы, гидравлический привод

4 РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУД

4.1 Исходные данные для проектирования

Исходные данные, характеризующие работу технологических переделов, представлены в таблице 7.

Таблица 7 – Исходные данные для расчета промышленной установки кучного выщелачивания

Наименование параметра	Значение
1	2
Режим работы установки	круглогодичный
Производительность установки, т/год	1000 000
Режим работы установки, ч/сут	24
Суммарное время обработки рудного штабеля	196÷213
Продолжительность сезона эксплуатации штабеля, сут/год	365
Продолжительность укладки одной секции штабеля, сут	25
Минимальная продолжительность эксплуатации одной секции штабеля (выщелачивание + дренирование растворов), сут	67-68
Содержание золота в сухой руде, г/т	3.1
Крупность материала, отправляемого на выщелачивание, мм	-10÷20
Месторасположение установки	в районе добычи
Способ добычи руды	открытый
Водоснабжение	оборотное
Тип гидроизоляционного основания для размещения кучи	многоразового использования
Высота штабеля, м	10
Количество ярусов в штабеле, шт	2
Высота I яруса штабеля, м	6
Высота II яруса штабеля, м	4
Рекомендуемый способ извлечения золота из растворов	-
Насыпная масса исходного (сухого), т/м ³	1,6
Исходная влажность материала, %	10-12

1	2
Влажность окомкованного материала, %	12
Расход цемента, кг/т	10-12
Влажность штабеля после полного дренирования растворов, %	20,5
Плотность орошения штабеля, л/(м ² ·сут)	150

4.1.1 Расчет дробильного комплекса

Исходные данные дробильного комплекса представлены в таблице 8.

Таблица 8 - Исходные данные для расчета схемы промышленной установки

Наименование параметра	Значение
Исходная крупность руды в питании операции рудоподготовки, мм	-500
Влажность руды, %	11
Содержание шламистой фракции -0,074мм, %	≤20
Выход класса -40мм в операциях дробления и грохочения, %	≥90
Крупность руды, отправляемой на выщелачивание, мм	-10÷20
Насыпная масса окомкованной руды, т/м ³	1,2
Крепость руды по шкале Протоdjяконова	2-4
Количество стадий дробления, шт	4
Количество стадий окомкования, шт	1
Расход цемента на 1 т руды, кг	11

1 Расчет суточной производительности дробильного комплекса:

$$Q_{\text{сут}} = Q/t_{\text{сут}}, \quad (1)$$

где Q – переработка руды, т/год;

$t_{\text{сут}}$ – продолжительность дробления, сут/г.

$$1000000/365 = 2739,7 \text{ т/сут}$$

2 Определение часовой производительности.

$$Q_{\text{час}} = Q_{\text{сут}} / \text{КИО} / t, \quad (2)$$

где КИО – коэффициент использования оборудования (КИО = 0,75);

t - время работы цеха дробления в сутки, ч.

$$2739,7 / 0,75 / 24 = 152,2 \text{ т/час}$$

3 Расчет 1 стадии (крупного) дробления (1).

Поступает:

$$Q_{\text{час}} = 152,2 \text{ т/ч.}$$

$$W_{\text{час}} = Q_1 / (1 - 11\%) * 11\% = 24,5 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Выходит:

$$Q_{1-150} = 152,2 \text{ т/ч.}$$

$$W_{1-150} = 24,5 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

4 Расчет первого предварительного грохочения (I).

Поступает:

$$Q_{1-150} = 152,2 \text{ т/ч.}$$

$$W_{1-150} = 24,5 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Выходит:

$$Q_{I-40} = Q_I * \gamma_I * E_I = 152,2(197,9) * 90\% * 85\% = 116,4 \text{ т/ч.}$$

где $\gamma_I = 90\%$ - выход класса -40 мм после первой стадии дробления;

$E_I = 85\%$ – эффективность грохочения.

$$W_{I-40} = 116,4 * (1 - 11\%) * 11\% = 14,08 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_{I+40} = Q_{I-150} - Q_{I-40}$$

$$Q_{I+40} = 152,2 - 116,4 = 35,8 \text{ т/ч.}$$

$$W_{I+40} = 94,3 / (1 - 11\%) * 11\% = 5,7 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Расчет рабочей площади сита первой стадии грохочения:

Рабочая площадь сита рассчитывается по формуле:

$$F = Q / (qrKLMNOP), \tag{3}$$

где Q – производительность грохота, т/ч;

q - удельная производительность на 1 м^2 поверхности сита, $\text{м}^3/\text{ч}$;

r - насыпная плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$;

K - коэффициент влияния мелочи;

L - коэффициент влияния крупных зерен;

M - эффективность грохочения;

N – коэффициент, учитывающий форму зерен и материал;

O - коэффициент, учитывающий влияние влажности;

P – способ грохочения.

$$Q = 152,2 \text{ т/ч;}$$

для сита 40 мм, $q = 38 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$

$p = 1,6 \text{ т/м}^3$;

Учитывая, что содержание класса “-074” $\leq 20\%$, но $> 10\%$ приближенно принимаем, что выход класса -40 мм: 2 (-20 мм) равен $90\% : 2$ (45%).

Тогда $K = 1 + (1,2 - 1) \cdot (45 - 40) / (50 - 40) = 1,1$;

Выход класса “+40” равен $100\% - 90\% = 10\%$.

Тогда $L = 0,94$. Для $E = 85\%$, величина $M = 1,53$.

$M = 1,35 + (1,35 - 1) \cdot (85 - 80) / (90 - 80) = 1,53$;

$N = 1$; $O = 1$; $P = 1$.

$F = 152,2 / (38 \cdot 1,6 \cdot 1,1 \cdot 0,94 \cdot 1,53 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1) = 1,58 \text{ м}^2$

Рабочая площадь сита 40 мм равна:

$F_{I40} = 1,58 \text{ м}^2$

5 Расчет стадии среднего дробления (2).

Поступает:

$Q_{I+40} = 35,8 \text{ т/ч}$.

$W_{I+40} = 5,7 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Выходит:

$Q_{2-50} = 35,8 \text{ т/ч}$.

$$W_{2-50} = 5,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

6 Расчет стадии второго предварительного грохочения (II).

Поступает:

$$Q_{2-50} = 35,8 \text{ т/ч}.$$

$$Q_{I-40} = 116,4 \text{ т/ч}.$$

$$Q_{2-40} = 35,8 * 90\% \text{ т/ч}.$$

$$W_{2-50} = 5,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$W_{I-40} = 14,08 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$Q_{II} = 152,2 \text{ т/ч}.$$

$$W_{II} = 24,5 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расчет рабочей площади сита второй (II) стадии грохочения:

$$F = Q / (q \rho K L M N O P), \quad (4)$$

$$Q_{II} = 152,2 \text{ т/ч};$$

для сита 20 мм, $q = 28 \text{ м}^3 / (\text{м}^2 * \text{ч})$;

$$\rho = 1,6 \text{ т/м}^3;$$

Класса “-40”: после первого дробления поступает 116,4 т/ч; после второго дробления: $35,8 * 90 = 32,22 \text{ т/ч}$. Всего “-40”: $116,4 + 32,22 = 148,62 \text{ т/ч}$

Выход класса “-40”: $148,62/152,2 = 97\%$

Учитывая, что $\gamma_2^{-10} = 24\%$, $K = 0.6 + (0.8 - 0.6) * (24 - 20) / (30 - 20) = 0.68$;

Выход класса “+20” равен $100\% - 49\% = 51\%$. Тогда $L = 1.19$;

Для $E = 80\%$, величина $M = 1.35$;

$N = 1$; $O = 1$; $P = 1$.

$F = 152,2 / (28 * 1.6 * 0.68 * 1.19 * 1.35 * 1 * 1 * 1) = 3,1 \text{ м}^2$

Рабочая площадь сита 20 мм равна:

$F_{\Pi 20} = 3,1 \text{ м}^2$

Со второй стадии грохочения выходит:

$Q_{\Pi-20} = Q_{\Pi} * \gamma_2^{-20} * E_{\Pi} = 152,2 * 49\% * 80\% = 59,6 \text{ т/ч.}$

$W_{\Pi-20} = 59,6 / (1 - 11\%) * 11\% = 7,2 \text{ м}^3/\text{ч.}$

$Q_{\Pi+20} = Q_{\Pi} - Q_{\Pi-20} = 152,2 - 59,6 = 92,6 \text{ т/ч.}$

$W_{\Pi+20} = 14,9 \text{ м}^3/\text{ч.}$

7 Расчет 3 стадии (первого мелкого) дробления (3).

Поступает:

$Q_{\Pi+20} = 92,6 \text{ т/ч.}$

$$W_{II+20} = 14,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выходит:

$$Q_3 = 92,6 \text{ т/ч}.$$

$$W_3 = 14,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

8 Расчет 3 стадии (второго мелкого) дробления (3-2).

Поступает:

Из конусной дробилки первого мелкого дробления (3):

$$Q_3 = 92,6 \text{ т/ч}.$$

$$W_3 = 14,9 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Фракция “+10” третьего (III) грохочения – 150%:

$$Q_{III+10} = 92,6 * 150\% = 138,9 \text{ т/ч}.$$

$$W_{III+10} = 22,4 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Всего на второе мелкое дробление поступает:

$$Q_3 + Q_{III+10} = 92,6 + 138,9 = 231,5 \text{ т/ч}.$$

$$W_3 + W_{III+10} = 14,9 + 22,4 = 37,3 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Выходит:

$$Q_{3-2} = 231,5 \text{ т/ч.}$$

$$W_3 = 37,3 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

9 Расчет стадии третьего грохочения (III).

Поступает:

$$Q_{3-2} = 231,5 \text{ т/ч.}$$

$$W_3 = 37,3 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

С третьей стадии грохочения выходит по закону мат.баланса:

$$Q_{III-10} = Q_3 = Q_{II+20} = 92,6 \text{ т/ч.}$$

$$W_{III-10} = W_3 = W_{II+20} = 14,9 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$Q_{III+10} = 138,9 \text{ т/ч.}$$

$$W_{III+10} = 22,4 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Расчет рабочей площади сита второй (III) стадии грохочения:

$$Q_{III} = Q_4 = 231,5 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{III-10} = Q_{III} * \gamma_3^{-10} * E_{III} = 231,5 * \gamma_3^{-10} * 80\% = 92,6 \text{ т/ч.}$$

$$\text{Следовательно: } \gamma_3^{-10} = 92,6 / (231,5 * 80\%) = 50\%$$

$$F = Q / (q \rho K L M N O P),$$

(5)

для сита 10мм, $q = 19 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$;

$p = 1,6 \text{ т/м}^3$;

$\gamma_3^{-5} = 25\%$, $K = 0.6 + (0.8 - 0.6) \cdot (25 - 20) / (30 - 20) = 0.6$;

Выход класса “+10” 50%. Тогда $L = 1.18$;

Для $E = 80\%$, величина $M = 1.35$;

$N = 1$; $O = 1$; $P = 1$.

$F = 231,5 / (19 \cdot 1.6 \cdot 0.6 \cdot 1.18 \cdot 1.35 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1) = 7,96 \text{ м}^2$

Рабочая площадь сита 10 мм равна:

$F_{\text{ш } 10} = 7,96 \text{ м}^2$

При подборе основного оборудования используются результаты расчётов и данные [5, 7], представленные в таблице 9.

Таблица 9 – Исходные данные для расчета схемы промышленной установки

Наименование операции / параметра	Значение
1	2
Режим работы дробильного отделения	
Переработка руды (влажной), т/год	1000 000
Число рабочих дней в году	365
Режим работы, ч/сут	24
Коэффициент использования оборудования	0,75
Машинное время по режиму подачи руды, ч/год	6570
Среднесуточная производительность, т/сут	3562
Требуемая производительность оборудования, т/час	152,2

1	2
Подача исходной руды на I стадию дробления	
Рекомендуемый тип оборудования	Пластинчатый питатель ДРО-604
Мощность привода, кВт	7,5
длина ширина	1000x6000
Скорость, м/с	0,6
Количество, шт.	2
I стадия дробления	
Рекомендуемый тип оборудования	Дробилка щековая ЩДС-П6х9
Мощность привода, кВт	75
Производительность, м ³ /ч	58-104
Масса, т	18.4
Наибольший размер куска исходного материала, мм	510
Диапазон регулирования разгрузочной щели, мм	75-130
Часовая нагрузка: 176,7т/час (152,2т тв. + 24,5т влаги). При насыпной плотности 1,6т/м ³ , объёмная часовая нагрузка: 176,7/1,6=110,4(139)м ³ /час. Поэтому:	
Количество, шт.	2
Характеристики процесса дробления	
Размер кусков в загрузке не более, мм	500
Размер кусков в выгрузке не более, мм	150
Доля в выгрузке “-40”, %	≥90
Стадия первого предварительного грохочения (I)	
Рекомендуемый тип оборудования	Грохот ГИЛ-52
Количество, шт.	2
Мощность привода, кВт	11
Размеры просеивающей поверхности, мм: - ширина, - длина	1500 4000
Площадь сита, м ²	6
Количество просеивающих поверхностей, шт.	1
Размер отверстий установленного сита, мм	40x40

1	2
Расчётная площадь сита 40мм равна $F_{140}=2,1\text{м}^2$. Работающих в настоящее время двух грохотов будет достаточно.	
Характеристики процесса грохочения	
Влажность исходной руды, %	не более 10-12
Производительность по твердому, т/ч	152,2
Гранулометрический состав исходной руды, %:	
“-150÷80мм“	100
“-40мм“	90
“-074мм“	>10
Эффективность грохочения по классу 40 мм, %	85
2 Стадия (среднего) дробления (2)	
Рекомендуемый тип оборудования	Дробилка среднего дробления молотковая роторная СМД-75
Количество, шт.	2
Мощность привода, кВт	110
Наибольший размер куска исходного материала, мм	300
Диапазон регулирования разгрузочной щели, мм	16-200
Расчётная часовая нагрузка: 41,5т/час (35,8т тв. + 5,7т влаги). При насыпной плотности $1,6\text{т/м}^3$, объёмная часовая нагрузка: $41,5,2/1,6=25,9\text{м}^3/\text{час}$. Поэтому, двух дробилок, работающих в настоящее время, будет достаточно.	
Характеристики процесса дробления	
Производительность по твердому, т/ч	75
Содержание класса -40 мм в питании, %	57
Гранулометрический состав дробленого продукта, %:	
“-50мм”	100
“-40мм”	90
“-074мм”	>10
Стадия второго предварительного грохочения (II)	
Рекомендуемый тип оборудования	Грохот инерционный ГИЛ-52
Количество, шт.	1
Мощность привода, кВт	11
Размеры просеивающей поверхности, мм:	
- ширина,	1500
- длина	3800

1	2
Площадь сита, м ²	5,7
Количество просеивающих поверхностей, шт.	1
Размер отверстий установленного сита, мм	20
Расчётная площадь сита 20мм равна $F_{\Pi 20}=3,1\text{м}^2$. Работающего в настоящее время грохота с площадью сита 5,7м ² будет достаточно.	
Характеристики процесса грохочения	
Производительность по твердому, т/ч	152,2
Содержание класса -20 мм в питании, %	49
Эффективность грохочения по классу 20 мм, %	80
3 Стадия (первого мелкого) дробления (3)	
Рекомендуемый тип оборудования	Конусная дробилка КМД 1200Гр
Количество, шт.	2
Мощность привода, кВт	75
Наибольший размер куска исходного материала, мм	80
Диапазон регулирования разгрузочной щели, мм	5-15
Производительность по твердому, м ³ /ч	<80; <65
Расчётная часовая нагрузка: 107,5т/час (92,6т тв. + 14.9т влаги). При насыпной плотности 1,6т/м ³ , объёмная часовая нагрузка: 107,5 /1,6=67,18м ³ /час. Поэтому, выбираем 2 дробилки КМД 1200Гр (В настоящее время работает одна)	
Характеристики процесса дробления	
Содержание класса “-40мм” в питании, %	96
Содержание класса “-20мм” в питании, %	16
3 Стадия (второго мелкого) дробления (3-2)	
Рекомендуемый тип оборудования	центробежно–ударная дробилка с вертикальным валом «Barmac VSI B-9100»
Количество, шт.	2
Мощность привода, кВт	370
Наибольший размер куска исходного материала, мм	66
Диапазон регулирования разгрузочной щели, мм	

1	2
Производительность по твердому, т/ч	263-629
Расчётная часовая нагрузка: 231,5т/час. Это превышает минимальную производительность Barmac VSI B-9100. Учитывая, имеющиеся уже сейчас перебои в связи с частыми остановками дробилки, выбираем 2 дробилки «Barmac VSI B-9100»	
Характеристики процесса дробления	
Содержание класса “-20мм” в питании, %	>60
Содержание класса “-10мм” на выходе, %	50
Стадия третьего грохочения (III)	
Рекомендуемый тип оборудования	Грохот инерционный ГИЛ-52
Количество, шт.	2
Мощность привода, кВт	11
Размеры просеивающей поверхности, мм:	
- ширина,	1750
- длина	4500
Площадь сита, м ²	7,88
Количество просеивающих поверхностей, шт.	2
Размер отверстий установленного сита, мм	10; 15
Расчётная площадь сита 10мм равна $F_{III\ 10}=7,96\text{м}^2$. Это превышает площадь сита работающего в настоящее время грохота с площадью сита 7,88 м ² . Расчётная часовая нагрузка на грохот составляет 211,7м ³ /ч, или 268,8т/ч (231,5т/ч твёрдого + 37,3т/ч влаги), что также превышает производительность ГИЛ-52 (170т/ч, 170м ³ /ч). Поэтому для третьего грохочения выбираем 2 грохота ГИЛ-52.	
Характеристики процесса грохочения	
Производительность по твердому, т/ч	231,5
Содержание класса -10 мм в питании, %	50
Эффективность грохочения по классу 10 мм, %	80
Бункер – питатель цемента	
Часовой расход цемента: $152,2\text{т/ч} * 11\text{кг/т}_{\text{ТВ}} : 1000\text{кг/т} = 1,67\text{т/ч}$	
Рекомендуемый тип оборудования	Бункера, оборудованные шнековыми питателями, обеспечивающими подачу цемента 1-3т/ч

1	2
Количество, шт.	3
Транспортирование материала на окомкование	
Рекомендуемый тип оборудования	Конвейер
Количество, шт.	1
Транспортирование окомкованного материала	
Рекомендуемый тип оборудования	Ленточные конвейеры СМД- 151-20
Мощность привода, кВт	11
Высота разгрузки, м	6,1
Производительность, м ³ /ч	180
Количество, шт.	21
Транспортирование материала на кучу	
Рекомендуемый тип оборудования	стакер телескопический, радиальный, мобильный WESTEC (США)
Мощность привода, кВт	11
Высота разгрузки, м	10,5
Производительность, м ³ /ч	200
Количество, шт.	2

5 РАСЧЕТ ОТДЕЛЕНИЯ ОКОМКОВАНИЯ РУДЫ И УКЛАДКИ ШТАБЕЛЯ

Окомкование дробленой руды крупностью $-10\div 20$ мм применяется для улучшения показателя просачиваемости, создания заданных фильтрационных свойств материала и повышения чистоты растворов, вытекающих из-под штабеля. Применение данной операции позволяет повысить проницаемость руды и способствует равномерному просачиванию растворов через промышленный штабель. Качество окомкованного сырья определяется следующими факторами:

- природой и загрузкой связующей композиции или связующего;
- количеством воды, подаваемой на операцию окомкования;
- продолжительностью упрочнения и отвердевания окомкованного материала.

Расчитаем часовой расход руды на окомкование [5]:

$$Q_{\text{ок.р.ч}} = Q_{\text{час}} = 152,2 \text{ т/ч.}$$

$$W_{\text{ок.р.ч}} = W_{\text{час}} = 24.5 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Расход цемента:

$$Q_{\text{ок.ц.ч}} = Q_{\text{ок.р.ч}} * q_{\text{р.ц.}} = 152,2 * 11/1000 = 1,67 \text{ т/ч.}$$

где $q_{\text{р.ц.}}$ - расход цемента на тонну руды, $\text{т}/\text{т}_{\text{руды}}$.

На 1000000 т руды потребуется цемента:

$$1,67/152,2 * 1000000 = 10972 \text{ т/г.}$$

Расчет полной часовой производительности окомкователя:

$$Q_{\text{ок.ч}} = Q_{\text{ок.р.ч}} + Q_{\text{ок.ц.ч}} = 152,2 + 1,67 = 153,87 \text{ т/ч.}$$

$$1000000 + 10972 = 1010972 \text{ т/год.}$$

Расчет количества воды, которое необходимо добавить на окомкование руды.

На окомкование поступает руда влажностью 11%, для правильного ведения процесса окомкования необходима влажность 12%. Поэтому перед загрузкой руды в окомкователь ее увлажняют раствором цианида натрия, с концентрацией 10г/л ($\equiv 10\text{кг}/\text{м}^3$).

Количество воды, поступающее на окомкование с рудой [5]:

$$W_{\text{ок.р.ч}} = 24.5 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Количество воды в процессе окомкования:

$$W_{\text{ок.}} = 200 : (1 - 12\%) * 12\% = 27,3 \text{ т/ч} = 27,3 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Количество воды, которое необходимо добавить в процесс:

$$W = W_{\text{ок.}} - W_{\text{ок.р.ч}} = 2.8 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Расход цианистого натрия равен:

$$10 \cdot 2.8 = 28,2 \text{ кг/ч} \text{ или } 28,2 / 152,2 = 0,18 \text{ кг/т.}$$

Годовая производительность окомкователя с учетом цемента:

$$Q_{\text{ок./}} = 153,87 : 152,2 * 1000000 = 1010972 \text{ т/год.}$$

Технологические параметры процесса окомкования руды приведены в таблице 10

Таблица 10 - Параметры и режимы работы отделения окомкования

Наименование операции/параметра	Значение
1	2
Производительность по сухой руде, т/год	1000000
Количество рабочих дней в году	365
Количество рабочих часов в сутки	24
Коэффициент использования оборудования	0,75
Количество рабочих часов в год	6570
Количество секций окомкования, шт.	1
Производительность оборудования, т/ч	200
Влажность исходной руды, %	11
Влажность окомкованной руды, %	12
Крупность руды в питании окомкования, мм	10-20
Насыпная масса руды до окомкования, т/м ³	1,6
Количество стадий окомкования	1
Расход растворов на окомкование, м ³ /ч	2,8
Расход цемента на 1 т руды, кг	11
Концентрация цианида в растворе на окомкование, %	5-10 г/л
Подача цемента на окомкование	
Рекомендуемый тип оборудования	Бункера, оборудованные шнековыми питателями, обеспечивающими подачу цемента 1-3 т/ч
Количество, шт.	3
Окомкование руды	
Рекомендуемый тип оборудования	Окомкователь барабанный
Количество, шт.	2
Производительность, т/ч	140
Диаметр барабана, м	3,0
Длина барабана, м	20
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	7

1	2
Угол наклона, град	4-8
Мощность привода, кВт	2x75

5.1 Размеры штабеля, система орошения, график работы

Для обеспечения правильной и экологически безопасной работы установки кучного выщелачивания необходимо организовать основание под рудный штабель, которое будет удовлетворять следующим условиям: иметь надежную гидроизоляцию (растворонепроницаемость), высокую механическую прочность для исключения проседания основания под весом руды при выщелачивании и при укладке штабеля под весом механизмов. Конструкция основания обеспечивает полный сбор растворов из-под кучи и исключать утечку раствора в неконтролируемую зону, для мониторинга состояния основания конструкцией предусмотрена система контроля утечки растворов [1].

5.2 Подготовка площадок под рудный штабель для выщелачивания и сооружений для сбора растворов

В состав гидротехнических сооружений установки кучного выщелачивания входят специально обустроенные площадки (карты) для насыпки куч руды, имеющие гидроизоляционное основание, а также емкости (прудки) для сбора золотосодержащих и обеззолоченных растворов, аварийный прудок, насосные станции, нагорные каналы и руслоотводы.

Гидроизоляция основания карт необходима для предотвращения проникновения токсичных цианосодержащих растворов в почву и далее в окружающую среду. Кроме того, гидроизоляционное основание позволяет улавливать продуктивные растворы, вытекающие из кучи при выщелачивании, и предотвращает потери золотосодержащих растворов.

Для обеспечения всех вышеприведенных требований рекомендовано выполнение следующих мероприятий: удаление растительного слоя,

выравнивание площадки, уплотнение грунта на площадке, укладка многослойного покрытия.

Для устройства карт кучного выщелачивания на территории Тардан была выбрана ровная площадка, имеющая естественный уклон около $2-3^\circ$ и произведена ее разбивка под конкретные объекты, входящие в состав УКВ с их привязкой на местности. При подготовке основания карт под рудный штабель были произведены следующие мероприятия [5]:

- с поверхности площадки удален растительный и подстилающий слой грунта до глинистых пород;
- выполнены планировочные работы с обеспечением оптимального угла уклона площадки $2-3^\circ$.

После выполнения подготовительных работ на выбранной площадке было подготовлено пять карт для рудных штабелей. На первой карте размером 60×200 м по периметру были отсыпаны бермы (борта) высотой по 1 м из материала эфельных отвалов. Затем производилось уплотнение поверхности площадки дорожным катком.

После уплотнения поверхности дорожным катком на площадку была уложена полиэтиленовая пленка ПВД ГОСТ 10354-82 толщиной 1 мм. Укладка и сварка пленки производились специалистами в соответствии с требованиями «Инструкции по проектированию и строительству противофильтрационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов» СН 551-82.

Монтаж пленочного экрана проводился по схеме с предварительным соединением пленки и изготовлением укрупненных пленочных полотнищ сварочным устройством типа РЭСУ-500. Рулоны пленки шириной 3,5 м раскатывали по всей ширине площадки. Каждый последующий рулон раскатывали внахлест на предыдущий (на 150-200 мм) и сваривали их нагреванием при помощи аппарата конструкции. После склеивания 5-6 рулонов на пленку укладывался защитный слой песка толщиной 100 мм.

Сверху защитного слоя песка вручную при помощи лопат и носилок был уложен дренажный слой толщиной 150-200 мм из гравия крупностью -40 мм.

На дренажный слой под углом 25-30° к сборному коллектору через каждые 55-60 м длины карты укладывались перфорированные дренажные трубы диаметром 320 мм, которые засыпались щебнем крупностью –40 мм слоем толщиной 250-300 мм [7].

На дренажный слой производят укладку штабеля.

Для контроля целостности помимо системы контрольных труб следует установить наблюдательные скважины по периметру штабеля.

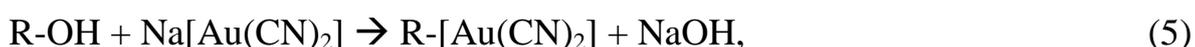
В связи с тем, что исключается заезд на поверхность штабеля какого-либо транспорта, при формировании штабеля необходимо использовать передвижные конвейеры и отвалообразователь (телескопический радиальный штабелирующий конвейер) [5].

Коллектор для сбора продуктивных растворов, изготовленный из стальной трубы диаметром 500 мм проложен по всей длине карты сверху вниз через тело дамбы, ограждающей площадку кучного выщелачивания до сборного зумпфа. Коллектор уложен в бетонный лоток и утеплён. Перед зумпфом, для регулировки подачи золотых растворов установлена задвижка.

Из зумпфа-сборника продуктивные золотосодержащие растворы перекачиваются вертикальными насосами в три сборные металлические ёмкости (цистерны) объёмом 50 м³ каждая, откуда консольными насосами растворы подаются на гидрометаллургическую установку (ГМУ) для извлечения золота. Рядом со сборными ёмкостями продуктивных золотосодержащих растворов установлены три такие же емкости для обеззолоченных выщелачивающих растворов.

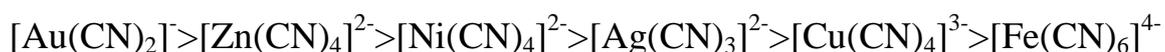
Рядом с ёмкостями продуктивных и выщелачивающих (обеззолоченных) растворов сооружена открытая аварийная ёмкость (прудок), имеющая гидроизоляционный экран из полиэтиленовой плёнки толщиной 1 мм.

Процесс сорбции золота из раствора на смолу описывается следующей химической реакцией [1]:



где R – радикал смолы.

Кроме комплексного цианидного аниона золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ способностью сорбировать на смолу также обладают комплексные цианидные анионы серебра, цинка, меди, железа, кобальта, никеля и некоторых других элементов, образующих такие анионы. На практике наблюдается следующая взаимная последовательность вытеснения одних ионов другими при их сорбции на смолу (ряд селективности, или сродства к смоле) [1]:



В процессе сорбции происходит не просто насыщение смолы указанными анионами, но и вытеснение с поверхности смолы одних анионов (находящихся правее в ряду селективности) другими анионами (находящимися левее в ряду селективности). Таким образом, в процессе сорбции идет интенсивный ионный обмен, в результате которого на смоле накапливается преимущественно золото, поскольку у комплексного цианидного аниона золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ наибольшее сродство к смоле.

Для извлечения золота за счет снижения концентрации (обеззолачивания) продуктивные растворы УКВ после очистки от механических взвесей пропускают через сорбционную напорную колонну (СНК), подавая исходный раствор под напором в нижнюю часть колонны. Продуктивный раствор проходит через слой смолы и вытекает из верхней части колонны. При этом происходит сорбция золота на ионообменную смолу. Сорбция осуществляется до максимального насыщения ионообменной смолы (3-4г/кг) в нижней части колонны СНК.

Концентрация золота в маточных растворах сорбции колеблется от 0,1 до 0,4г/м³ (мг/л). Естественно, чем меньше концентрация металла в маточных растворах сорбции, тем эффективнее будет их использование на последующем цикле КВ.

Существенное влияние на процесс сорбции оказывает содержание твёрдых взвесей в продуктивных растворах. При содержании твёрдого, заметно превосходящее значение $0,02\text{г/дм}^3$, происходит накопление илов в слое смолы на входе продуктивных растворов в нижней части колонны. В результате снижается эффективность работы всей гидromеталлургической установки КВ, приходится выгружать из колонны СНК слабонасыщенную смолу, что приводит к перерасходу реагентов на её регенерацию.

Исходный продуктивный раствор КВ после фильтрации в фильтр-прессе подаются насосом НЦ 150/200 в нижнюю коническую часть колонны СНК, где раствор проходит снизу вверх через слой ионообменной смолы и через верхний сетчатый дренаж сливается самотёком в сборные ёмкости обеззолоченных растворов объёмом по 50 м^3 (3 шт.) и затем, после доукрепления, насосами направляются на орошение штабелей руды.

5.2.1 Расчет размеров штабеля

Суммарное время обработки рудного штабеля – 196-213 суток. Среднее – 204,5 суток.

Количество компаний в год:

$$365 : 204,5 = 1,785$$

За одну компанию перерабатывается:

$$1000000\text{ т/год} : 1,785 = 560224\text{ т.}$$

С учётом цемента, поданного на окомкование:

$$10972\text{ т/год} : 1,785 + 560224\text{ т} = 6146 + 560224 = 566370\text{ т.}$$

Это соответствует:

$$566370 \text{ т} : 1,6 \text{ т/м}^3 = 353981 \text{ м}^3$$

Считаем, что форма кучи близка к прямоугольному параллелепипеду, шириной 50 и высотой 10 м (Рисунок). Тогда, общая длина куч (карт) равна:

$$353981 \text{ м}^3 : 50 \text{ м} : 10 \text{ м} = 707,9 \text{ м}.$$

Соответственно, площадь орошения:

$$707,9 \text{ м} * 50 \text{ м} = 35395 \text{ м}^2.$$

В таблице 11 представлены основные параметры штабеля кучного выщелачивания.

Таблица 11 – Основные параметры рудного штабеля кучного выщелачивания.

Параметр	Значение
Количество руды (сухой), т	1000000
Количество руды с цементом и известью, т	1010972
Высота штабеля, м	10
Насыпной вес, т/м ³	1,6
Масса руды с цементом в кучах (картах), т	566370
Объём руды с цементом в кучах (картах), м ³	353981
Ширина, м	50
Длина, м	707
Площадь основания, м ²	35395

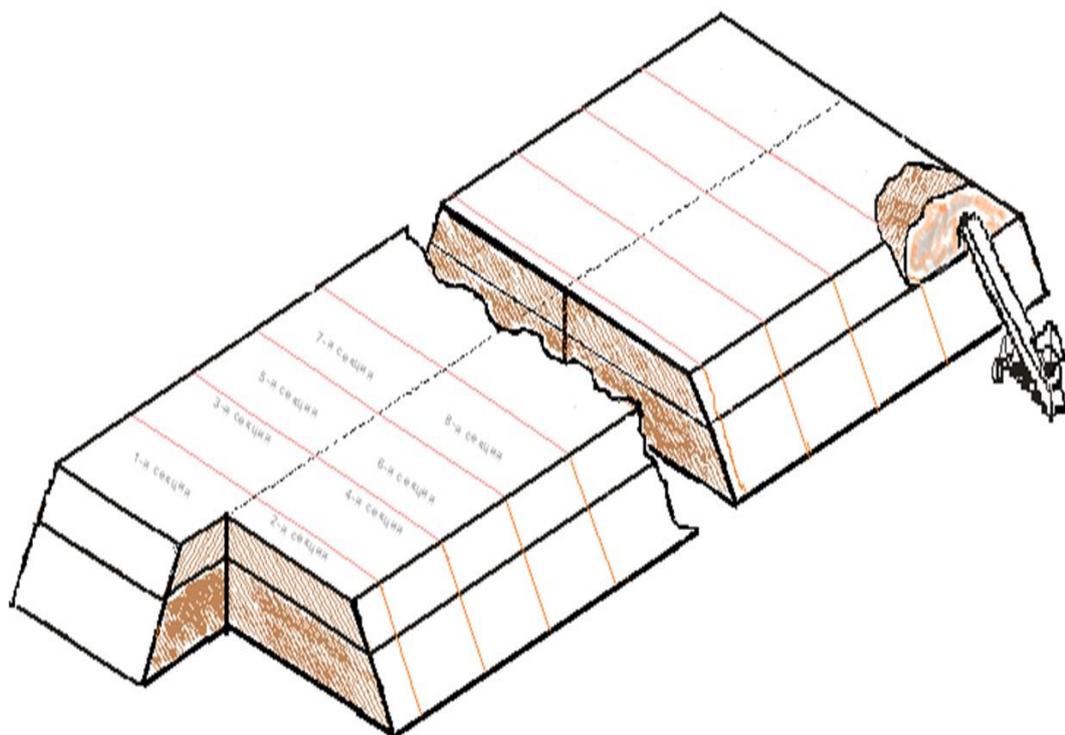


Рисунок 5 – Общая схема укладки штабеля кучного выщелачивания

6 РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Извлечение золота в раствор составляет 60%, содержание золота в руде – 3,1 г/т, средняя концентрация золота в продукционном растворе равна 3,0 мг/л.

Время орошения двуслойного штабеля за одну за компанию 120 дней (60 + 60 = 120 дней).

Количество компаний в году – 1,785. Итого, продолжительность орошения: $1,785 * 120 = 214,2$ дней в году. Площадь орошения – 35395 м^2 . Плотность орошения штабеля – $150 \text{ л}/(\text{м}^2 * \text{сут})$.

Тогда расход растворов на орошение составит:

$$214,2 * 150 \text{ л}/(\text{м}^2 * \text{сут}) * 35395 \text{ м}^2 / 1000 \text{ л}/\text{м}^3 = 1137241 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Расход растворов на окомкование равен увеличению массы влаги в руде после окомкования:

$$1010972 : (1-12\%) * 12\% - 1000000 : (1-11\%) * 11\% = 14320 \text{ м}^3/\text{год}.$$

С учётом вод, идущих на окомкование, годовой расход цианистых растворов составляет:

$$14320 \text{ м}^3 + 1137241 \text{ м}^3 = 1151561 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Годовой расход цианистого натрия (NaCN) равен:

$$14320 \text{ м}^3 * 10 \text{ г}/\text{л} + 1137241 \text{ м}^3 * 0,4 \text{ г}/\text{л} = 143,2 \text{ т} + 454,8 = 598 \text{ т}/\text{год}.$$

6.1 Расчёт потерь золота в отвал

Извлечение золота в продукционный раствор – 60 %. Содержание золота

в производственном растворе $\sim 3 \text{ мг/л} \equiv 3 \text{ г/м}^3$ [7]. Влажность кучи после дренирования растворов $\sim 20\%$.

С рудой в год на выщелачивание приходит золота:

$$1000000 \text{ т} * 3,1 \text{ г/т} : 1000 \text{ г/кг} = 3100 \text{ кг.}$$

В производственный раствор извлекается:

$$3100 \text{ кг} * 60\% = 1860 \text{ кг.}$$

В отвал с отработанной рудой поступает за год:

$$1010972 : (1-20\%) * 20\% = 266045 \text{ м}^3 \text{ влаги (ПР)}$$

В этой влаге золота:

$$266045 \text{ м}^3 * 3 \text{ г/м}^3 : 1000 \text{ г/кг} = 798,1 \text{ кг.}$$

Всего потери золота:

$$3100 * (1-60\%) = 1240 \text{ кг.}$$

Потери золота в твёрдом:

$$1240 - 798,1 = 441,9 \text{ кг.}$$

Таким образом, потери золота с твёрдым:

$$441,9 : 3100 * 100\% = 14,25\%$$

Потери золота с жидким:

$$798,1 : 3100 * 100 \% = 25 \%$$

На золотоизвлекающую фабрику (ЗИФ) для сорбции золота на ионообменные смолы поступает растворов:

$$V_{\text{ПР}} = V_{\text{год}} + W_{\text{год}} - W_{\text{отв}} = 1151561 + 1000000 / (1 - 11\%) * 11\% - 266045 = 1140619 \text{ м}^3,$$

где $V_{\text{год}}$ – количество растворов цианида, поступающих на КВ, $\text{м}^3/\text{год}$;

$W_{\text{год}}$ – влага руды, поступающей на КВ (160674 т/год);

$W_{\text{отв}}$ – влага отработанной руды, направляемой в отвал, $\text{м}^3/\text{год}$.

В ПР содержится золота:

$$1140619 \text{ м}^3 * 3 \text{ г/м}^3 : 1000 = 3421,8 \text{ кг.}$$

Пренебрегая потерями золота из раствора на ЗИФ и при перекачке растворов, получаем, что с ЗИФ вернётся:

$$3421,8 - 1860 = 1561,8 \text{ кг.}$$

Пренебрегая потерями раствора на ЗИФ и при перекачке между ЗИФ и УКВ, получаем концентрацию золота в маточнике:

$$1561,8 \text{ кг} : 1140619 \text{ м}^3 * 1000 = 1,3 \text{ мг/л} \equiv \text{г/м}^3.$$

Помимо маточника на УКВ для приготовления растворов цианида необходима подача воды:

$$266045 - 160674 = 105371 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Баланс вод на УКВ:

Приход: влага руды - 160674 м³;

добавочные воды – 105371 м³. Всего – 266045 м³.

Уход: влага отвала – 266045 м³.

В цикле – 11406190 м³.

Цианид натрия на УКВ:

На орошение поступает:

$$1137241 \text{ м}^3 * 0,4 \text{ кг/м}^3 : 1000 = 454,8 \text{ т NaCN.}$$

На окомкование поступает:

$$14320 \text{ м}^3 * 10 \text{ кг/м}^3 : 1000 = 143,2 \text{ т NaCN.}$$

Всего на КВ приходит:

$$454,8 \text{ т} + 143,2 \text{ т} = 598 \text{ т NaCN;}$$

в том числе с рецикла (с ЗИФ):

$$1140619 \text{ м}^3 * 0,4 \text{ кг/м}^3 : 1000 = 456,2 \text{ т NaCN;}$$

То есть, свежего цианида натрия вводится:

$$598 \text{ т} - 456,2 \text{ т} = 141,8 \text{ т.}$$

В отвал теряется около:

$$266045 \text{ м}^3 * 0,4 \text{ кг/м}^3 : 1000 = 106,4 \text{ т цианида.}$$

Окислением теряется около $141,8 - 106,4 = 35,4$ т цианида.

Полный баланс золота на УКВ приведен в таблице 12.

Таблица 12 - Баланс золота на УКВ

	материал	Au		
		Содержание, г/т /мг/л	масса, кг	извлечение, %
	т / м ³			
ПОСТУПАЕТ				
руда	1000000	3,1	3100	72,0
маточник	1335418	1,2	1561	28,0
Всего			4661	100,0
УХОДИТ				
руда в отвал	1010972	0,48	441,9	11,2
влага руды в отвал	3266045	3,0	798,1	17,6
продукционный раствор	1140619	3,0	3421	71,2
Всего			4661	100,0

7 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

7.1 Электроснабжение обогатительной фабрики

Электроснабжение вахтового посёлка и промплощадки осуществляется от с.Бурен-Хем посредством ЛЭП-10 кВ. Её протяженность 26 км. Имеющиеся электрические мощности и лимиты позволяют обеспечивать горно-обогатительное производство без применения ДЭС [5].

Потребителями электроэнергии являются механизмы дробильного комплекса с узлом окомкования, технологические механизмы объектов площадки кучного выщелачивания, а также электроустановки вспомогательных потребителей [28] электроприемники проектируемых механизмов относятся к 3 категории по требованиям к бесперебойности электроснабжения, ко 2 категории отнесена котельная, к 1 категории относятся водопроводная насосная станция, аварийные вентсистемы, автоматическая пожарная сигнализация и средства связи.

При разработке схемы внутреннего электроснабжения учтены технологические требования обеспечения электроэнергией потребителей в зависимости от категорий бесперебойности электроснабжения. В соответствии с техническими характеристиками электроприемников и условиями электроснабжения приняты следующие напряжения сетей трехфазного тока [5]:

- 10 кВ для распределения электроэнергии по промплощадкам;
- 380/220 В – для питания низковольтных силовых электроприемников и электроосвещения (система с глухозаземленной нейтралью);
- 380В – питание открытых электроустановок механизмов дробильного комплекса и конвейеров формирования рудного штабеля (система с изолированной нейтралью).

Учитывая расчет электрических нагрузок ограничение мощности, передаваемой по существующей ВЛ-10 кВ, разработанной схемой электроснабжения предусматривается применение дизельной электростанции для питания электропотребителей цеха гидрометаллургии и вспомогательных

объектов обогатительного комплекса.

Для выявления всех резервов экономии энергоресурсов необходимо составлять энергетический баланс, который состоит из приходной и расходной частей. На основе электробалансов выносится объективное суждение о качестве электроиспользования на предприятии, в результате чего намечаются мероприятия по улучшению использования электроэнергии. Также рассматриваются вопросы экономии электроэнергии на вспомогательные нужды, которые по отдельным предприятиям достигают 20% от общего электропотребления.

Общими потребителями электроэнергии на вспомогательные нужды являются: электрическое освещение, системы водоснабжения, вентиляционные устройства, компрессорные станции и др.

7.2 Водоснабжение

Источником хозяйственно-питьевого, производственного и противопожарного водоснабжения площадки кучного выщелачивания служит существующий подрулевой скважинный водозабор, расположенный в долине р. Бай-Сют [5].

Вода питьевого качества расходуется на хозяйственно питьевые и нужды трудящихся. Кроме того, на ЗИФ питьевая вода расходуется на технологические нужды экспресс-лаборатории.

Производственная вода расходуется на пожаротушение (внутреннее и наружное) на промплощадках и на технологические нужды фабрики (гидроуплотнение сальников насосов, подпитка системы оборотного водоснабжения, гидроуборка помещений).

На промплощадках обогатительной фабрики и горнотранспортного комплекса имеются системы хозяйственно-питьевого водопровода (В1) по тупиковой схеме. Подача питьевой воды на площадки осуществляется по отдельным водоводам \varnothing 100 мм. На площадку фабрики подача воды осуществляется самотеком, а на площадку горнотранспортного комплекса – насосами [5].

На площадке фабрики имеется система производственного водопровода для подачи воды на технологические нужды (тупиковая). Техническая вода подается насосными станциями из накопительного прудка, расположенного на р.Бай-Сют.

Горячее водоснабжение - централизованное от котельных. Подача горячей воды на площадках осуществляется совместно с теплосетями на эстакаде.

Система оборотного водоснабжения используется для охлаждения маслостанций и подшипников мельниц корпуса измельчения, расположенного на площадке ЗИФ.

8 АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

Для автоматизации работы УКВ на месторождении «Гардан» рекомендуется многоуровневая схема. Вычислительные средства автоматики должны обеспечивать обработку измеренных параметров технологического процесса, управление оборудованием и его контроль. Необходимость такого подхода диктуется: сложной технологической схемой, использованием самостоятельных функционально законченных узлов (аппаратов), оперативным учетом показателей процесса, формированием сложной технологической отчетности [6].

Рекомендуемая система автоматического и автоматизированного управления технологическим процессом обеспечивает стабильность работы во времени, как следствие, увеличение выпуска продукции.

Рекомендуется полное исключение ручного труда на основных производствах. Использование ручного труда возможно только при проведении ремонтных работ, разделке проб и контроле технологических параметров процесса.

Предприятие должно иметь в своем составе следующие подсистемы АСУТП:

- оперативно-диспетчерского управления технологическим процессом (ОДУТП);
- оптимизации управления технологическим процессом (ОУТП);
- расчета и учета технико-экономических показателей;
- автоматизированного аналитического контроля (АСАК);
- автоматического контроля и регулирования (АКИР).

Рекомендуется автоматически регулировать следующие пределы технологического процесса [6]:

Дробление руды:

- обеспечить регулируемую подачу исходной руды питателем;
- измерять электрическую мощность дробилок;

- измерять производительность дробильного комплекса (с помощью конвейерных весов);
- измерять уровни заполнения бункеров;
- обеспечить блокировки по возможным рабочим и аварийным ситуациям;
- сигнализацию состояния оборудования и отклонения параметров технологического процесса от норм;
- обеспечить вычисление удельного энергопотребления, кВт·ч/т;
- обеспечить плавный пуск мощных электродвигателей с моментным управлением;
- использовать систему видеонаблюдения за работой оборудования дробильного комплекса;
- обеспечить визуализацию параметров технологического процесса;
- обеспечить учет моточасов оборудования;
- обеспечить связь с обслуживающим и ремонтным персоналом.

Обезвреживание:

- расход обезвреживаемых растворов;
- расход растворов реагентов;
- рН среды;
- обеспечить связь с обслуживающим и ремонтным персоналом;
- автоматическое дозирование реагентов на основе замера концентрации CN^- с использованием системы Sunprobe или аналога.

Обязательный постоянный автоматический контроль атмосферы отделения по содержанию паров синильной кислоты при помощи газоанализаторов типа МГЛ или аналогов .

Разработка структуры АСУТП.

Основным направлением применения микро-ЭВМ в АСУТП является создание многомашинных децентрализованных комплексов. Использование микро-ЭВМ для построения многомашинных комплексов позволяет снизить стоимость, повысить производительность системы, увеличить надежность

функционирования, обеспечить высокую гибкость системы.

Исходя из всего вышеперечисленного, можно сделать вывод, что для автоматизации тяжело-среднего обогащения применяем децентрализованную АСУТП.

В централизованной системе вся ее вычислительная мощность целиком определяется единственной ЭВМ. В распределенных системах имеется возможность динамического распределения вычислительных задач между отдельными подсистемами. Поэтому при выходе из строя какого-либо элемента системы его функции теряются не полностью, они полностью или частично «подхватываются» другими микро-ЭВМ. Этот процесс перераспределения функций в аварийных ситуациях называют реконфигурацией системы; благодаря этому децентрализованная система при аварии не отказывает, а лишь постепенно деградирует.

Структурная схема централизованной системы управления представлена на Рисунок .

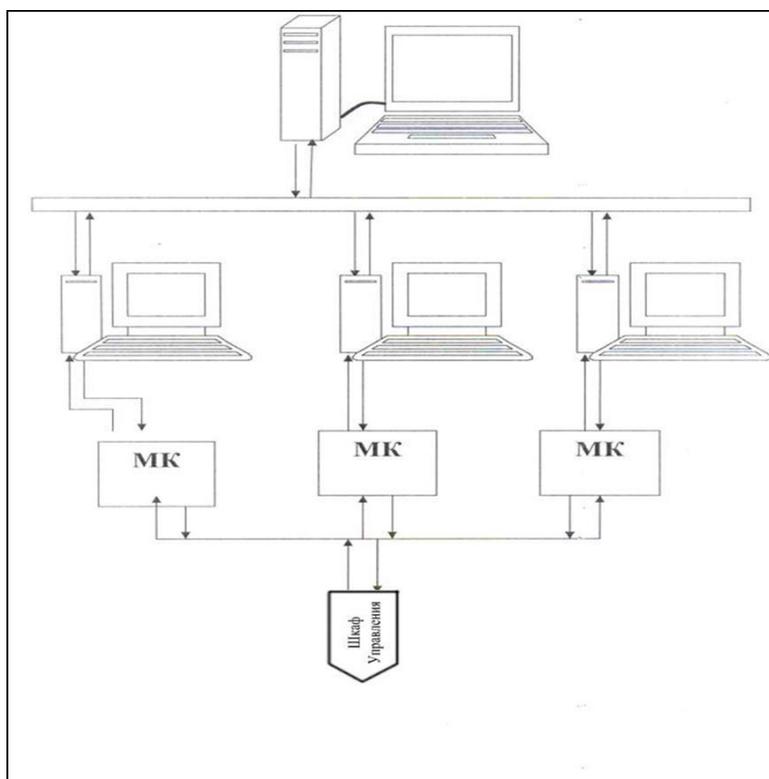


Рисунок 6 - Структурная схема централизованной системы управления

9 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

9.1 Пожаробезопасность

Пожарная безопасность объекта должна обеспечиваться системами предотвращения пожара и противопожарной защиты, в том числе организационно-техническими мероприятиями.

Системы пожарной безопасности должны характеризоваться уровнем обеспечения пожарной безопасности людей и материальных ценностей, а также экономическими критериями эффективности этих систем для материальных ценностей, с учетом всех стадий (научная разработка, проектирование, строительство, эксплуатация) жизненного цикла объектов и выполнять одну из следующих задач:

- исключать возникновение пожара;
- обеспечивать пожарную безопасность людей;
- обеспечивать пожарную безопасность материальных ценностей;
- обеспечивать пожарную безопасность людей и материальных ценностей

одновременно.

В проекте согласно классификации по ГОСТ 12.1.004 – 91 предусмотрены меры предупреждения пожара [20]:

1. Проведение первичного инструктажа по пожарной безопасности со вновь поступившими рабочими и своевременный периодический инструктаж.
2. Содержание рабочих мест в чистоте, своевременная уборка использованного материала и тары из - под горюче - смазочных материалов.
3. Осторожное обращение с огнём.
4. Содержание и эксплуатация оборудования по правилам.
5. Соблюдение правил при ведении электросварочных работ.
6. Постоянный контроль за сохранностью и пригодностью пожарного инвентаря и средств пожаротушения.
7. Систематическая проверка надежности и работы пожарного водопровода.

8. Месторасположение первичных средств пожаротушения согласуется с органами пожарного надзора.

9. Дорога, ведущая от проходной к отделениям, должна быть пригодна для проезда пожарных машин.

10. Расстояние от края проезжей части должна быть пригодна для проезда пожарных машин.

Пути эвакуации людей во время пожара:

Проходы, коридоры, площадки, лестницы, которые ведут к эвакуационному выходу обеспечивают безопасность и достаточно быстрое продвижение людей. Эвакуационные выходы - это двери, ворота, проходы ведущие из помещений и лестничных клеток наружу.

9.2 Охрана труда

Переработка золотосодержащих руд месторождения «Тардан» ведется по технологии кучного выщелачивания. Все мероприятия по охране труда на предприятии должны выполняться в соответствии с законами, действующими на территории Российской Федерации.

В структуру законодательства РФ в области охраны труда входит:

ФЗ РФ «Об основах охраны труда в РФ». Настоящий ФЗ устанавливает правовые основы регулирования отношений в области охраны труда между работодателями и работниками и направлен на создание условий труда, соответствующих требованиям сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности [28];

ФЗ РФ «О недрах». Настоящий ФЗ регулирует отношения, возникающие в области геологического изучения, использования и охраны недр, использования отходов добычи ПИ и связанных с ней перерабатывающих производств, специфических минеральных ресурсов, подземных вод, включая попутные воды, и вод использованных пользователями недр для собственных производственных и технологических нужд [27].

Для обеспечения требований по охране труда проектом предусмотрены следующие основные мероприятия:

- для производства ремонтных работ предусмотрено на открытой площадке дробильного комплекса используется автомобильный кран;

- запуск технологического потока осуществляется после звукового предупредительного сигнала продолжительностью 10 сек, затем дается выдержка во времени 30 сек, после чего перед пуском оборудования подается второй сигнал. Оборудование в реагентных отделениях включается в работу после включения вентсистемы;

- для обеспечения нормальной работы обслуживающего персонала предусмотрено автоматическое, местное и дистанционное с операторских пунктов управление оборудованием, агрегатами и вентиляционными системами;

- предусмотрены мероприятия по взрыво- и пожаробезопасности вентиляционных систем и технологического оборудования;

- одним из наиболее эффективных способов защиты от шума является введение перерывов, а также использование наушников [25].

На производственной площадке согласно классификации по ГОСТ 12.0.003-74 [21] могут иметь место следующие группы опасных и вредных производственных факторов:

- физические;
- химические;
- психофизиологические.

К физическим факторам относятся вращающиеся части машин и механизмов, передвигающиеся грузы при осуществлении погрузочно-разгрузочных работ, пониженная температура воздуха рабочей зоны, в начале и конце сезона, недостаток естественного света; повышенная запыленность воздуха рабочей зоны; повышенный уровень шума на рабочем месте; повышенный уровень вибрации; расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности земли (пола).

К химическим вредным факторам относится воздействие пыли, испарения реагентов. Постоянного воздействия химических факторов нет. Для

контроля качества воздуха рабочей зоны принят к установке сигнализатор паров опасных веществ МГЛ -20. Показания сигнализаторов заблокированы со звуковой и световой сигнализацией, а также системой приточно-вытяжной вентиляции.

К психофизиологическим факторам относятся физические и нервно-психические перегрузки.

Современные исследования показывают, что повышенный уровень шума оказывает вредное влияние практически на все системы организма человека, в том числе центральную нервную, сердечно-сосудистую. Под действием интенсивного шума повышается артериальное давление, ускоряется пульс, изменяется ритм дыхания, снижается острота зрения. Одновременно повышенный шум способствует нарушению функций желудка (сокращается выделение желудочного сока, уменьшается кислотность и т.п.).

Дробильный комплекс является наиболее шумным. Он размещен на открытой площадке. Снижение шума, создаваемого грохотом, будет достигаться с помощью следующих мероприятий:

- снижение шума боковой стенки корпуса на 12 дБА на частотах выше 250 Гц за счет установки между боковой стенкой и фланцем стакана подшипника вибратора резины толщиной 5 мм;
- гуммирование поверхности корпуса противозвучной мастикой (обеспечивается снижение уровня звука на 4 дБА);
- применение вместо металлических сит штампованных резиновых (снижение уровня шума на 10 дБА).

При применении резиновых сит происходит изменение частотного состава шума. Максимум звуковой энергии сдвигается из области высокочастотного шума (200 Гц) в область средних частот (500 Гц), менее опасных для слуха. В случае применения резиновых сит уровень звукового давления составляет 90 дБ.

Проектом также предусмотрена установка между вибратором грохота и рамой виброизоляторов – амортизаторов. Точки изолируются противозвучной

мастикой № 579 толщиной 5-6 мм, ожидаемое снижение шума 3-4 дБА.

Движущиеся части всех машин и механизмов имеют ограждение, блокировку. Установление надежных ограждений позволяют локализовать и устранить опасности травм.

9.3 Охрана окружающей среды

На проектируемом предприятии потенциальной причиной геохимического загрязнения окружающей среды является рассеивание в объектах окружающей среды химических веществ, образующихся в процессах добычи и переработки горной массы, складировании отходов производства.

Химический состав полезных ископаемых, извлекаемых пород вскрыши, характеризуется небольшими концентрациями различных химических элементов, входящих в состав горной массы. Однако их рассеивание при осуществлении различных технологических процессов добычи, переработки и складирования отходов может привести к геохимическому загрязнению различных компонентов окружающей среды (почвы, поверхностные и подземные воды, атмосферный воздух).

При выполнении проекта разработан комплекс мероприятий по уменьшению выбросов в атмосферу [22].

Отбор проб и анализ воздуха будет проводиться в соответствии с РД 52.04.186-89 «Руководство по контролю загрязнения атмосферы» [26].

Источником загрязнения атмосферы на УКВ являются технологические узлы рудоподготовки (дробилки, грохоты, окомкователь, Бармак), перегрузочные узлы ленточных конвейеров, стакеры, а также оросительная система штабелей. Для уменьшения пылевых выбросов в атмосферу, при проведении дробления и транспортировке руды, будут проводиться пылеподавляющие мероприятия.

- в дробильном комплексе очистка от пыли будут предусмотрена в установках типа СИОТ-М (циклон для сухой пыли) с эффективностью очистки 95%.

- в отделении технологических испытаний очистка воздуха от пыли будет

производиться в агрегате АОУМ-400 (агрегат для отсоса и улавливания пыли). Коэффициент очистки по данным завода-изготовителя – 99,9%.

- в отделении приготовления цианида очистка воздуха от паров гидроцианида будет производиться в фильтрах ФВГ-М-М-3,2. Коэффициент очистки с их использованием, по данным завода-изготовителя составит – 85%.

Цианид натрия высокотоксичен, вызывает удушье вследствие паралича тканевого дыхания, что приводит к сердечной недостаточности. Смертельная доза для человека 0,1 г. Отравления могут происходить при вдыхании пыли, при случайном проглатывании вещества, а также через кожу, в особенности, если целостность её нарушена мелкими ранками, кожными заболеваниями. Все лица имеющие дело с цианистым натрием, должны иметь специальные противогазы и спецодежду (комбинезон, сапоги, головной убор, резиновые перчатки) [1].

Содержание цианистого водорода в воздухе рабочей зоны на участках кучного выщелачивания не должно превышать допустимой концентрации. Концентрация пыли, аммиака, диоксида азота и серы, оксидов углерода и азота, формальдегида в воздухе на границе СЗЗ в подфакельных пробах не будет превышать значений ПДК.

Принятые методы очистки сточных вод [19]. Характеристика очистных сооружений.

1. Обезвреживание излишков растворов (циансодержащих стоков).

Обезвреживанию подвергаются излишки оборотных растворов, если они образуются в результате положительного водного баланса, и дренаж с рудных штабелей в конце срока эксплуатации. Концентрации загрязнений токсичными веществами излишков технологических растворов величина непостоянная и зависит от степени разбавления осадками. В составе стоков содержатся токсичные вещества - цианиды, тиоцианаты, металлы в виде цианидных комплексов, мышьяк.

Отработанный рудный штабель обезвреживанию не подвергается. Проектом предусмотрены мероприятия по гидроизоляции поверхности рудного

штабеля, предназначенные для исключения образования дренажных вод и попадания их в окружающую среду.

Для обезвреживания токсичных веществ, в проекте заложена одностадийная схема обработки сбрасываемых сточных вод с использованием метода хлорирования. После завершения процесса обезвреживания в проекте предусмотрена операция отстаивания с целью удаления из растворов нерастворимых ферроцианидов и гидроксидов тяжелых металлов.

В качестве хлорсодержащего окислителя в проекте применен гипохлорит кальция. Для успешного завершения химических реакций обезвреживания и предотвращения выделения в воздух высокотоксичного газа хлорциана при хлорировании рН растворов поддерживается на уровне 10,0 – 11,0 путем введения подщелачивающего реагента – едкого натра [1].

Оборудование для обезвреживания установлено на открытой площадке. Процессы обезвреживания (хлорирование) производятся в контактных чанах путем контакта с реагентами при механическом перемешивании. После отстаивания осветленные растворы сбрасываются на рельеф. По окончании эксплуатации, перед рекультивацией отстойника, осадок обезвреживания в количестве 665 т из емкости отстойника вывозится на рудный штабель.

Все проливы и стоки от мытья полов собираются в дренажные приямки и погружными насосами перекачиваются в контактный чан обезвреживания. Стоки от мытья полов в отделении приготовления гипохлорита могут использоваться для приготовления раствора гипохлорита кальция. Опорожнение емкостей с растворами реагентов производится в аварийную емкость. Опорожнение чанов обезвреживания после окончания работы отделения обезвреживания осуществляется путем слива в дренажный приямок и откачки в трубопровод подачи обезвреженных стоков в отстойник [5].

2. Очистка стоков с отвалов пустых пород.

Очистка стоков с отвалов пустых пород и прилегающей территории от взвешенных веществ и нефтепродуктов предусматривается в шести

отстойниках.

4. Очистка дождевого стока

Очистка дождевых вод с территории УКВ в аккумулирующих емкостях путем естественного отстаивания. В качестве аккумулирующих ёмкостей используются два металлических горизонтальных резервуара каждый с распределительной камерой.

Осадок накапливается в аккумулирующих емкостях, по мере накопления вывозится на отработанный рудный штабель.

После отстаивания поверхностные стоки УКВ с помощью погружного насоса перекачиваются в коллектор сброса излишков технологических растворов, по которому поступают в аварийную ёмкость и используются в технологическом процессе выщелачивания.

9.3.1 Мероприятия по охране окружающей среды от отходов

Мероприятия по охране окружающей среды от отходов направлены на обеспечение защиты окружающей среды от загрязнения хвостами выщелачивания [23].

По окончании эксплуатации установки отвальным продуктом технологии кучного выщелачивания является отработанный рудный штабель, в котором к концу проектного срока эксплуатации будет уложено более 1,5 млн. тонн выщелоченной руды. По технологии отработанный штабель не обезвреживается и остается на месте производства передела цианистого выщелачивания руды. Не обезвреженная рудная масса содержит остаточные цианиды, подвижные соединения мышьяка и других металлов, представляющих опасность загрязнения окружающей среды в случае проникновения в рудную массу атмосферных осадков и образования зараженных техногенными веществами дренажных вод.

Для обеспечения консервации отходов кучного выщелачивания и предотвращения загрязнения окружающей среды предусмотрен комплекс работ по рекультивации рудного штабеля, которые начинаются не ранее, чем после полного дренажа растворов из кучи. Поверхность рудного штабеля

разравнивается, планируются с однозначным уклоном к дамбе, откосы выколаживаются. Верх и откосы рудного штабеля покрываются слоем грунта вскрыши (супесь и суглинок) толщиной 0,5 м, на который укладывается экран из полиэтиленовой пленки. Поверх пленки отсыпается защитный слой из суглинка толщиной 0,3-0,5 м [23].

Для обеспечения полной изоляции экран из пленки, уложенный по верху и откосам рудного штабеля, на гребне дамбы соединяется с экраном, уложенным по основанию рудного штабеля. Экранированная поверхность рудного штабеля покрывается слоем почвенно-растительного грунта[1].

Организация мест сбора, накопления и временного хранения отходов потребления. Для предотвращения появления неорганизованных свалок, захламления и химического загрязнения территории предприятия и прилегающих земель на производственных площадках установки кучного выщелачивания предусмотрена организация мест и емкостей для сбора и накопления отходов, не допускающих их разлива или ветрового разноса по поверхности. Временное хранение отходов до их отправки на постоянное складирование, переработку или обезвреживание предусматривается в специально организованных местах на проектируемых и существующих площадках предприятия.

Организация технологического контроля производственных процессов, соблюдение правил эксплуатации и промышленной безопасности для предотвращения возникновения аварийных ситуаций которые могут привести к загрязнению окружающей среды отходами. При соблюдении проектных решений по сбору, накоплению, временному хранению и утилизации отходов захламления земель, загрязнения отходами атмосферного воздуха, природных вод и почвенного покрова не произойдет [23].

10 ЭКОНОМИКА И ОРГАНИЗАЦИЯ

10.1 Техничко-экономические обоснование

Процесс производства на предприятиях цветной металлургии осуществляется на основе непрерывного совершенствования техники, технологии, организации и управления производством, широкого использования достижений науки и передового опыта. Внедрение новой и совершенствование применяемой техники, технологии, организации и управления производством осуществляется планомерно на основе перспективных и текущих планов.

Целью технико-экономического обоснования развития и работы предприятия является сравнение двух технологических схем, каждая из которых имеет полный технологический расчет, выбор и подробную характеристику оборудования.

Для полного технико-экономического сравнения вариантов сравнения необходимо сопоставить приведённые затраты по базовому и проектируемому вариантам.

Выбор той или иной технологической схемы зависит от многих факторов, из которых используются: характер золота в руде и, прежде всего, его крупность; химический состав руды; характер минералов, с которыми ассоциировано золото; присутствие в руде ценных компонентов; а также наличие в руде компонентов, осложняющих технологию переработки.

Следует отметить, что при выборе наиболее оптимальной технологии следует учитывать: расход материалов, реагентов, электроэнергии, и других факторов, влияющих на ход ведения процесса [11].

Научная организация труда - необходимое условие высокопроизводительного труда, реализации преимуществ современной технологии производства.

НОТ - предполагает создание каждому рабочему наиболее благоприятных условий труда (работы). Там, где соблюдается требование НОТ, как правило,

выше производительность труда, а потери из-за невыходов и текучесть кадров минимальны [30].

10.2 Организационно-экономическая часть

Научная организация труда – условие высокой производительности труда, реализация преимуществ более совершенной техники и технологии производства.

Соединение техники и людей в производственном процессе на предприятии обеспечивается организацией труда, элементами которой являются: организация рабочих мест, их оснащение, планировка, применение рациональных систем обслуживания, расстановка работников по рабочим местам путем выбора соответствующих форм разделения и кооперации труда, обеспечение необходимой квалификации работников; установление приемов и методов выполнения конкретных работ; установление работникам меры труда; обеспечение материальных и моральных стимулов к труду; создание благоприятных и безопасных условий труда, регламентация режима труда и отдыха; поддержание и укрепление дисциплины труда; организация социалистического соревнования членов трудового коллектива, развитие творческой активности трудящихся.

Научной считают такую организацию труда, которая основывается на достижениях науки и передовом опыте, систематически внедряемых в производство, и позволяет наилучшим образом соединить технику и людей в едином производственном процессе. Научная организация труда нацелена на решение трех групп задач. Задачи экономические состоят в обеспечении эффективного использования материальных и трудовых ресурсов, неуклонного повышения производительности труда; психофизиологические задачи предусматривают сохранение здоровья и работоспособности трудящихся; социальные задачи включают вопросы повышения содержательности и привлекательности труда, развитие творческой инициативы трудящихся [11].

10.3 Рациональный режим труда и отдыха

Одной из функций управления является функция организации.

Организация касается подготовки производства, основного производства, вспомогательного производства и т.д.

В зависимости от условий труда и степени вредности, рабочий день составляет 5-8 часов, но в цветной металлургии преобладают непрерывные производственные процессы. Оборудование работает круглосуточно, поэтому для технологических рабочих организуется работа по непрерывной производственной неделе (НПН). Длительность рабочей смены выбирается кратно 24.

Трудовой Кодекс РФ (ТК) устанавливает производительность рабочей недели: При 7-ми часовом рабочем дне составляет - 40 часов, 6-ти часовом - 36 часов, и для 5-ти часового - 30 часов [29].

При организации режима вспомогательных рабочих создают смещение начала окончания работ по сравнению с технологическими рабочими (с тем, чтобы место было убрано, до прихода следующей смены), инструментальщики и наладчики техники начинают работу раньше.

Для вспомогательных рабочих, транспортного и ремонтных цехов, службы автоматики, режим труда организуется по двум вариантам: дежурный персонал (Режим НПН), дневной - режим ППН - прерывная производственная неделя.

1. Режим труда должен быть рациональным:
2. Периодически ежегодное предоставление отпуска.
3. Обеспечение нормальной продолжительности работы недели, рабочего дня.
4. Предоставление после рабочей недели выходных дней. Правильное чередование работы и отдыха в течение суток.
5. Введение внутрисменных перерывов на отдых.

На непрерывных производствах для режима труда разрабатываются графики выходов. График выходов - это расписание устанавливающее порядок чередование смен и отдыха, продолжительность и порядок пересмены.

Для составления графика используют следующие нормы рабочего

времени. Характеристика графиков выхода:

- Длительность рабочего дня $T_{р.д.} = 24$ ч.
- Длительность смены $T_{р.смен.об.} = 8$ ч.
- Количество работающего персонала $T_{пер.} = 11$ чел./смену = 33 чел./сутки.

- Часы отдыха при переходе из смены в смену $T_{отдыха} = 32$ час.
- Количество выходных за год $T_{вых.} = 180$ дней.
- Продолжительность рабочего времени за год $T_{р.вр.шд} = 365$ дней.
- Период сменоборота $T_{сменоборота} = 5$ дней.

Тогда количество рабочих часов в году составит, час:

$$365 * 24 : 5 = 1752.$$

Принимается график работы: 8 - часовая рабочая смена, работа ведётся в три смены по графику, обеспечивающему различное чередование времени работы и отдыха. Выбор данного графика обеспечивает следующие преимущества:

- наиболее полная загрузка оборудования,
- сокращение потерь рабочего времени,
- эффективность использования рабочей силы,
- непрерывность производственного процесса.

Длительность цикла, дн.:

$$D_{ц} = 5.$$

Количество выходных дней в году, дн.:

$$T_{в} = 2 * (365 : 5) = 146 \text{ дн.}$$

Рабочее время в часах в месяце:

$$T_{p.ч} = 8 * 3 * (30 : 5) = 144 \text{ ч. в месяц.}$$

Баланс рабочего времени на предприятии – это система показателей, отражающая использование рабочего времени за определенный календарный период (как правило 1 год).

Основная цель составления баланса рабочего времени – это повышение эффективности использования фонда рабочего времени. Также данную систему показателей используют для определения плановой численности рабочих.

На основании разработанных графиков смены разрабатывается годовой баланс рабочего времени одного среднесписочного рабочего в год. В результате составления баланса мы получаем эффективный фонд рабочего времени в днях и часах, которые в дальнейшем используются при расчете коэффициента списочности, численности рабочих и фонда зарплаты, производительности труда.

Номинальный фонд рабочего времени, дн.:

$$T_{ном} = 365 - 146 = 219 \text{ дн.}$$

Эффективный фонд рабочего времени, дн.:

$$T_{эф} = 219 - 45 - 2 - 6 = 166.$$

$$T_{эф.ч} = T_{эф} * T_{см} = 166 * 8 = 1328 \text{ ч.}$$

Баланс рабочего времени по непрерывной производственной недели (НПН) представлен в виде таблицы 12.

Таблица 12 – Баланс режима труда и отдыха

Элементы управления	НПН, дни
1. Календарный фонд.	365
2. Выходные дни по графику сменности.	146
3 Праздничные дни.	—
4 Номинальный фонд рабочего времени.	365
5.Невыход по последующим причинам:	
Очередной отпуск	45
Учебный отпуск.	—
Государственные и общественные обязанности.	2
По болезни	6
Итого	53
6. ИТОГО: Эффективный фонд рабочего времени.	166

Коэффициент списочности:

$$K_{\text{сп}} = \frac{T_{\text{к}}}{T_{\text{э}}}, \quad (6)$$

$$K_{\text{сп}} = \frac{365}{166} = 2,2.$$

где $K_{\text{сп}}$ - коэффициент списочности

$T_{\text{к}}$ - календарный фонд, дни

$T_{\text{э}}$ - Эффективный фонд рабочего времени, дни

10.3.1 Планирование численности рабочего персонала

В зависимости от выполняемых функций работники промышленно-производственного персонала делятся на следующие категории: 1) рабочие; 2) инженерно-технические работники (ИТР); 3) служащие; 4) младший обслуживающий персонал (МОП); 5) военизированная охрана (ВОХР),

вооруженно-вахтерская охрана (ВВО), пожарно-сторожевая охрана (ПСО); 6) ученики.

Для рабочих различают: явочную и списочную численность. Явочная численность бывает явочной в смену и явочной в сутки. Расчет явочной численности в смену выполняется по действующим отраслевым нормативам или по данным аналогичного предприятия последовательно по технологической цепочке с учетом числа единиц оборудования. После рассчитывается явочная численность в сутки и списочный состав.

Численность вспомогательных рабочих: могут работать как по непрерывной, так и по прерывной неделе. Расчет ведется аналогично. Численность данной категории рабочих принимается условно по их соотношению с основными рабочими (1:0,8). Численность специалистов и служащих определяется по штатному расписанию – таблица, в которой указывается наименование должности, число штатных единиц и размер должностного оклада за месяц.

Так как предприятие Гардан Голд, достаточно хорошо автоматизировано, то на примере конвеерщика принимаем;

Явочная численность:

$$N_{\text{яв}} = 2 \text{ чел.}$$

Списочная численность в сутки:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \times K_{\text{сп}} \times 3, \quad (7)$$

где 3–количество смен в сутки.

$$N_{\text{сп}} = 2 \times 2 \times 3 = 12 \text{ чел.}$$

Планирование численности основных и вспомогательных рабочих

представлено в таблице 13.

Таблица 13 – Планирование численности основных и вспомогательных рабочих

	Наименование профессии	Тарифный разряд	Число явочное в смену	Число смен в сутки	Число явочное в сутки	Коэфф. списочности	Списочная численность, чел	Тарифная ставка, руб/час
	1	2	3	4	5	6	7	8
Основные рабочие:						2,2 (для всех)		
1	Дробильщик	5	2	3	6		14	100
2	Конвеерщик	4	2	3	6		14	80
Вспомогательные рабочие:								
1	Деж. слесарь КИПА	5	2	3	6		14	100
2	Деж. электрик	4	2	3	6		14	80
3	Уборщик	3	1	3	3		7	60
ИТР:								Дол.Окл
1	Начальник УКВ	5	1	1	1		1	70000
2	Старший мастер	5	1	1	1		1	65000
3	Сменный мастер	5	1	3	3		7	55000
4	Механик УКВ	5	1	1	1		2	60000

10.3.2 Организация оплаты труда

Важной составляющей частью организации является организация оплаты труда. Важной частью является построение системы, материального количества и качества результатов труда. Центральное место занимает заработная плата, на организацию системы труда оказывают влияние формы организации труда (индивидуальная, коллективная, кооперация труда). На предприятиях цветной металлургии преобладает коллективная форма оплаты труда. Применяется

оплата труда - сдельная, а также индивидуальная оплата труда [17].

Зарплата, дифференцируется по качественным и количественным признакам с применением соответствующих механизмов. Часть оплаты определяется качеством труда дифференцируемой тарифной системой, и является базисной.

Тарифная часть зарплаты регулируется государством и предприятием. Государство утверждает в тарифной системе минимальный размер тарифной ставки и тарифного коэффициента, а также утверждает размер должностных окладов по единой тарифной сетке.

Другая часть оплаты труда, зависящая от количественных результатов труда, дифференцируется на основе нормированного труда, форм и систем зарплаты, и систем премирования. Это уже регламентируется самим предприятием.

Принимается форма и система оплаты труда основных рабочих (коллективная или индивидуальная; сдельная или повременная на основе нормированного задания и др.); тарифные ставки, сдельная расценка; положение о премировании. Расчет годового фонда заработной платы ведется исходя из 100% выполнения годовой производственной программы. Сумма основного и дополнительного фонда составляет годовой фонд заработной платы [17].

Годовой фонд вспомогательных рабочих рассчитывается исходя из численности вспомогательных рабочих и среднегодовой заработной платы, принятой аналогичного предприятия.

Расчет планового годового фонда заработной платы (на примере одного рабочего).

Годовой фонд состоит из основного и дополнительного фондов.

1 Основной ФЗП (ФЗП рассчитаем для аппаратчика выщелачивания):

Тарифный фонд:

$$ТФ = ТС \cdot Т_{\text{час}} \cdot Ч_{\text{сп}}, \quad (8)$$

$$T\Phi_{\text{апп.выщ.}} = 100 * 1328 * 14 = 1859,2 \text{ тыс. руб.}$$

Премия за 100 % выполнение плана в размере 25 %:

$$\text{Премия дробильщика} = 1859,2 * 25 \% = 464,8 \text{ тыс. руб.}$$

$$\text{Оплата за работу в вечернее время} = T\Phi / 4 \cdot 0,2$$

$$\text{Оплата дробильщика} = 1859,2 / 4 \cdot 0,2 = 92,96 \text{ тыс. руб.}$$

$$\text{Доплата за работу в праздничные дни} = T\Phi / 365 \cdot 10;$$

где 10 - количество праздников.

$$\text{Доплата дробильщика} = 1859,2 / 365 \cdot 10 = 50,94 \text{ тыс. руб.}$$

ИТОГО: Основной фонд с учётом районного коэффициента. Районный коэффициент составляет 1,3.

$$\text{Итого дробильщика} = (1859,2 + 464,8 + 92,96 + 50,94) \cdot 1,3 = 3208,3 \text{ тыс. руб.}$$

2 Дополнительный фонд зарплаты.

$$\text{Оплата основного и дополнительного отпуска} = \text{ОСН.ФЗП} / T_{\text{эфф.}} \cdot T_{\text{отпуск}}$$

$$\text{Оплата дробильщика} = 3208,3 / 166 \cdot 45 = 869,7 \text{ тыс. руб.}$$

$$\text{Оплата дней. гос. обязанностей} = \text{ОСН ФЗП} / T_{\text{эфф.}} \cdot T_{\text{дней гос.обяз.}}$$

$$\text{Оплата дробильщика} = 3208,3 / 166 \cdot 2 = 38,7 \text{ тыс. руб.}$$

Выслуга лет = Условно 5% от ТФ.

Выслуга лет дробильщика = $3208,3 \cdot 0,05 = 160,4$ тыс. руб.

ИТОГО: Дополнительный фонд = $(869,7+38,7+16,4) = 1068,8$ тыс. руб.

ИТОГО: ГФЗП=(ОСН ФЗП+ДОП ФЗП) = $3208,3+1068,8 = 4277$ тыс. руб.

3 Годовой фонд зарплаты.

$$\text{ФЗП} = \text{Ср.ЗП} \cdot \text{ССЧ} \cdot 12, \quad (9)$$

$$\text{ФЗП} = 25459 \cdot 12 \cdot 12 = 3\,666\,096 \text{ руб/год.}$$

Среднемесячная зарплата одного рабочего = $\text{ГФЗП} / 12 \cdot \text{Ч}_{\text{СП}}$.

Среднемесячная зарплата дробильщика = $4277 / (12 \cdot 14) = 25459$ руб.

Аналогичным образом рассчитываем ГФЗП и СЗП оставшихся основных и вспомогательных рабочих. Для специалистов и служащих начисление зарплаты идёт в соответствии с должностными окладами.

$$\text{Специалисты ИТР: ГФЗП} = \text{ДО}_{(\text{оклад})} \cdot 12 \cdot \text{Ч}_{(\text{шт.ед.})}.$$

$$\text{ГФЗП начальника УКВ} = 70000 \cdot 12 \cdot 1 = 840 \text{ тыс. руб.}$$

$$\text{ГФЗП старшего мастера} = 65000 \cdot 12 \cdot 1 = 780 \text{ тыс. руб.}$$

$$\text{ГФЗП сменного мастера} = 55000 \cdot 12 \cdot 7 = 4620 \text{ тыс. руб.}$$

ГФЗП механика ЦГМ = 60000 · 12 · 2 = 1440 тыс. руб.

Результаты расчета и среднемесячная заработная плата по всем профессиям и разрядам рабочих - технологов представлены в форме таблицы 14. Таблица 14 - Расчет планового годового фонда зарплаты основных и вспомогательных рабочих

Профессия	Дробильщик	Конвеерщик	Дежурный слесарь КИПА	Дежурный электрик	Уборщик
Разряд	5	4	5	4	3
Часовая ТС	100	80	100	80	60
Ч _{списоч}	14	14	14	14	7
Тар. Фонд	1859,2	1487,4	1859,2	1487,4	557,8
Премия	464,8	371,8	464,8	371,8	139,4
Доп. вечер.	93,0	74,4	93,0	74,4	27,9
Доп. праздн.	50,9	40,7	50,9	40,7	15,3
ИТОГО:	2467,9	1974,3	2467,9	1974,3	740,4
ОФ ЗП	3208,3	2566,6	3208,3	2566,6	962,5
Отпуск	869,7	695,8	869,7	695,8	260,9
Гос. обязанн.	38,7	30,9	38,7	30,9	11,6
Выслуга лет	160,4	128,3	160,4	128,3	48,1
ДФ ЗП	1068,8	855,0	1068,8	855,0	320,6
Полный Ф ЗП	4277,0	3421,6	4277,0	3421,6	1283,1
СМ ЗП	25459	20367	25459	20367	15275

10.4 Сравнение экономических показателей схем с двух- и трёхступенчатым дроблением (до «-40мм» и до «-10мм»)

Расчет и выбор оборудования произведен в 4 разделе.

1 При переработке 1 000 000 т/г руды переход от двухстадийного дробления к трехстадийному потребует добавочного оборудования. Перечень оборудования представлена в таблице 15.

Таблица 15 – Дополнительное оборудование и его стоимость

Оборудование	Кол-во	Характеристика		Название	Цена, с учётом монтажа, руб	Всего затраты, руб
1	2	3		4	5	6
Грохот	3	1500×3800, сита 20×20, 15×15, 10×10мм	Эл.двиг. N=11кВт сито 20х20	ГИЛ-52	400000	1200000
Конвейер	1	L=28м, В=800мм, V=1.8м/с	Эл.двиг. N=11кВт Ред. Ц2У-250		700000	700000
Дробилка мелкого дробления	2		Q=50-80м ³ /ч Эл.двиг. N=75кВт	КМД-1200 Гр	3000000	6000000
Дробилка мелкого дробления	2	1000-1800об/мин	2 эл. двигателя Суммарная N=370кВт Вес 9,2т.	«Бармак» (Швеция) Макс. крупность - 66мм; 260-420т/час	5000000	10000000
Всего, руб	6					17 900 000

Амортизация 10% составит 1 790000руб/год. Расходы на содержание и эксплуатацию дополнительного оборудования представлена в таблице 16.

Таблица 16 – Расходы на содержание и эксплуатацию дополнительного оборудования

Наименование статей	Стоимость, руб
1. Амортизационные отчисления на основные фонды	1 790 000
2. Текущий ремонт оборудования	447500
3. Затраты на содержание и эксплуатацию оборудования	1409625
ИТОГО:	3647125
4. Неучтённые затраты	109414
ВСЕГО	3756539

2 Потребление электроэнергии этим оборудованием рассчитывается:

Мощность электродвигателей:

$$3 * 11 + 1 * 11 + 2 * 75 + 2 * 370 = 934 \text{ кВт}$$

Годовое потребление ими электроэнергии:

$$365*0,75*24*934 = 6\ 136\ 380 \text{ кВт*час}$$

Тариф для предприятия составляет 3,35 рублей за кВт*час. Расходы на электроэнергию:

$$6136380*3,35 = 20\ 556\ 873 \text{ руб.}$$

3 Для обслуживания каждой дополнительной единицы оборудования потребуется 1 человек (дробильщик, аппаратчик, и т.д.). В непрерывном производстве их количество составит:

$$6*(5/3) = 10 \text{ человек,}$$

где 5 – количество смен-бригад;

3 - количество смен в сутки.

Продолжительность отпуска – один календарный месяц. С учётом отпуска количество персонала:

$$10*(12/11) = 10,9$$

Для дополнительного оборудования потребуется персонал – 11 человек. У них тарифная ставка в среднем – 100 руб/час.

При непрерывном производстве в году 8760 рабочих часов. В одиннадцати рабочих месяцах – 8030 часов. Рабочий отработает:

$$8030/5 = 1606 \text{ часов,}$$

где 5 – количество бригад-смен.

По тарифу заработает 160600 рублей. С учётом премии за выполнение плана (40%), надбавок за вредность (16%) и надбавок за ночные (40%) заработок составит:

$$160600 * (1 + 0,4 + 0,16 + (0,4 : 3)) = 271949 \text{ рублей}$$

где 3 – количество смен в сутки.

С учетом районного коэффициента:

$$271949 * 1,3 = 353534 \text{ рублей}$$

С учетом оплачиваемого отпуска доход одного рабочего составит:

$$353534 / 11 * 12 = 385674 \text{ рубля в год.}$$

На 11 рабочих заработная плата составит:

$$385674 * 11 = 4242410 \text{ руб/год}$$

4 Расход руды и реагентов (техническая вода, цемент, NaCN) при дроблении в две и в три стадии одинаков.

5 Калькуляция себестоимости двух дополнительных стадий дробления выглядит следующим образом:

Таблица 17 – Калькуляция себестоимости двух дополнительных стадий дробления руды

Статья	Затраты, руб	
	2	3
1	на 1 т	на весь объём
Электроэнергия	15,81	20556873
Заработная плата	0,37	4242410

1	2	3
Начисления на зарплату (31,1% с учетом платежей в фонд от несчастных случаев и проф.заболеваний)	0,11	1319389
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	2,89	3 756 539
ИТОГО	19,18	29875211

6 Расчёт технико-экономических показателей.

Переход на трехстадийное дробление увеличивает извлечение золота с 40% до 60% – на 20 абсолютных процентов. Что даёт в год:

$$1000000 * 3,1 / 1000 * 20 \% = 620 \text{ кг Au в год}$$

При существующих ценах:

$$\text{Au: } \sim 1200\$ \text{ за т.у. (38585 \$/kg)}$$

$$620 * 38585 + 1482 * 531 = 24709642 \text{ \$/год}$$

Таблица 18 – Прибыль от повышения извлечения золота

Показатель	Дополнительное извлечение золота
Доход, \\$/год	24709642 (1 580 799 346 руб.)
Полная себестоимость, руб/год	29875211

7 Налоги:

а) налог на пользование дорог, руб.:

$$H_d = D_k * 0,01, \quad (10)$$

$$H_d = 1\,580\,799\,346 * 0,01 = 15\,807\,993 \text{ руб.}$$

б) валовая прибыль, руб.:

$$\Pi_B = D_k - C - H_d \quad (11)$$

где C – затраты по себестоимости

$$\Pi_B = 1\,580\,799\,346 - 298\,752\,111 - 15\,807\,993 = 1\,535\,116\,202 \text{ руб.}$$

в) налог на имущество, руб.:

$$H_{\text{им}} = C_{\text{об}} * 0,02, \quad (12)$$

где $C_{\text{об}}$ – стоимость дополнительного оборудования, руб.:

$$H_{\text{им}} = 17\,900\,000 * 0,02 = 358\,000 \text{ руб.}$$

г) налогооблагаемая прибыль составит, руб.:

$$\Pi_{\text{н.о.}} = \Pi_B - H_{\text{им}}, \quad (13)$$

$$\Pi_{\text{н.о.}} = 1\,535\,116\,202 - 358\,000 = 1\,534\,758\,202 \text{ руб.}$$

д) налог с прибыли, руб.:

$$H_{\text{приб}} = \Pi_{\text{н.о.}} * 0,02, \quad (14)$$

$$H_{\text{приб}} = 1\,534\,758\,202 * 0,02 = 30\,695\,164,05 \text{ руб.}$$

е) чистая прибыль, руб.:

$$\Pi_{\text{ч}} = \Pi_{\text{н.о.}} - H_{\text{приб}}, \quad (15)$$

$$\text{Пч} = 1\,534\,758\,202 - 30\,695\,164,05 = 1\,534\,727\,506,95 \text{ руб.}$$

Рентабельность является производным от прибыли показателем эффективности производства. Рентабельность исчисляется в виде отношения прибыли к стоимости тех производственных ресурсов, которые были использованы для ее получения, и выражается в процентах.

В зависимости от того, что конкретно подразумевается под величиной используемых ресурсов, показатель рентабельности можно рассчитать в нескольких разновидностях. Применяют, в частности, следующие две разновидности показателя рентабельности.

$$R = \text{Пч} : (\Phi_{\text{осн}} + \Phi_{\text{об}}) * 100 \%, \quad (16)$$

где R – общая рентабельность, %;

$\Phi_{\text{осн}}$ – стоимость основных фондов;

$\Phi_{\text{об}}$ – стоимость оборотных фондов, руб.;

$$R = 1\,534\,727\,506,95 : (17900000 + 29875211) * 100\% = 3213 \%$$

Срок окупаемости:

$$T_{\text{ок}} = K / \text{Пч}, \quad (17)$$

где K – дополнительные капитальные вложения, руб.;

Пч – чистая прибыль, руб.

$$T_{\text{ок}} = 29875211 : 1\,534\,727\,506,95 = 0,01 \text{ – фактически, меньше месяца}$$

Таблица 19 – Техничко-экономические показатели

показатель	единица измерения	величина
Количество переработанной руды	т/год	1000000
Прирост извлечения золота	кг/год	620
Дополнительные кап.вложения	руб/год	17 900 000
Затраты по себестоимости	руб/год	29875211
Прибыль валовая	руб/год	1580799346
Прибыль чистая	руб/год	1534727506,95
Срок окупаемости	год	1

11 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

11.1 Работа отделения рудоподготовки ОПУ КВ

Особенности золота месторождения Тардан показывают, что золото в руде преимущественно мелкое и распределяется по классам 0,04–0,5 мм, кроме того, значительная его часть покрыта плёнками гидроокислов железа, что требует мелкого дробления руды для повышения извлечения золота [5].

Подготовка руды перед кучным выщелачиванием (рудоподготовка) предусматривает стадийное дробление до заданной крупности и предварительное окомкование с целью обеспечения проникновения растворов к массе руды, отсыпанной в кучи. Данная операция особенно важна для влажных глинистых руд, которые после отсыпки в кучи без предварительного окомкования, склонны к слеживанию и слипанию, что приводит к прекращению доступа выщелачивающих растворов внутрь кучи и фильтрации через рудный штабель в целом.

Дробление исходной руды осуществляется последовательно в нескольких дробилках по числу стадий дробления в зависимости от требуемой крупности перед КВ. Для снижения нагрузки на дробилки и обеспечения их нормальной работы дробленый продукт перед каждой последующей стадией дробления подвергается грохочению с целью удаления готового класса. Получение продукта «-10÷20мм» требует возврата недодробленного материала в дробилку, образуя замкнутый цикл.

11.1.1 Дробление руды в пусковой период

В начальном этапе установки кучного выщелачивания было выполнено, согласно проекту в который было заложено двухстадийное дробление руды до –40мм и извлечение золота из растворов цементацией цинковой пылью (процесс Merrill-Crowe). Схема дробления руды в пусковой период представлена на рисунке 7.

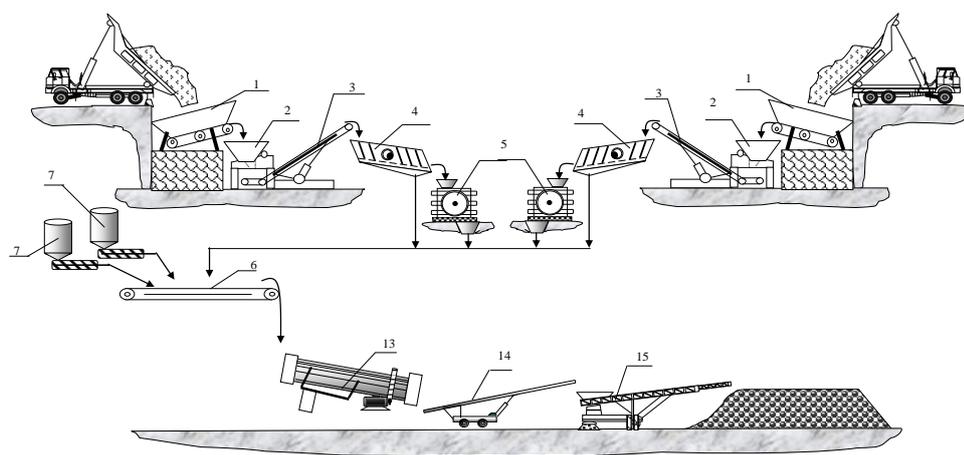


Рисунок 7 – Схема дробления руды в пусковой период

Исходная руда крупностью -500 мм автосамосвалами из карьера доставляется на приемную площадку УКВ и с помощью бульдозеров Т-130 подаётся в бункера-питатели типа ДРО-604, откуда поступает в 2 щековые дробилки ШДС-60×90, работающие параллельно. В отделении рудоподготовки было установлено два узла приема и первичного дробления руды, что обеспечило резерв по оборудованию и возможность продолжать работу при ремонте и остановке одного из узлов приема и дробления руды.

Крупнодробленая руда крупностью $-100-80$ мм ленточным конвейером подаётся на грохот ГИЛ-51, где подвергается грохочению по классу -40 мм.

Надрешетный продукт грохота ($-100+40$ мм) самотеком поступает на среднее дробление в две, параллельно работающие молотковые дробилки СМД-75. Работа молотковых (роторных) дробилок СМД-75 второй стадии на влажных глинистых рудах характеризовалась значительным абразивным износом молотков (бил) и забиванием глиной рабочего пространства, что приводило к остановкам для замены и очистки [5].

Применение щековой дробилки со сложным качанием щеки позволяет относительно успешно перерабатывать влажные глинистые руды. Использование открытого приемного бункера в комбинации с пластинчатым питателем обеспечивает своевременное визуальное обнаружение крупных кусков, остановку питателя и удаление их прежде, чем они попадут в рабочую

зону дробилки. Ручное управление скоростью подачи руды предотвращает «завал» дробилки при повышении крепости кусков. Средний срок службы молотков (бил) составляет 2–3 суток.

Руда после дробления в СМД-75 объединяется с подрешетным продуктом грохота ГИЛ-51 на ленточном конвейере, подающем её на окомкование в барабанный окомкователь.

Перед окомкованием на слой дробленой руды из двух силосов подается цемент. Далее руда системой передвижных конвейеров подаётся на отвалообразователь, стакер.

11.1.2 Усовершенствование схемы дробления руды

Ранее проведенными исследованиями было установлено, что полнота извлечения золота при кучном выщелачивании зависит от крупности дробления материала. В пусковой период сокращенная схема рудоподготовки, обеспечивала дробление до класса крупности -40 мм, что не позволяло получать приемлемые показатели по извлечению золота. В этой в связи с этим было принято решение о снижении крупности руды, подаваемой на кучное выщелачивание с -40 до $-20\div 10$ мм.

Для реализации данного решения в отделении рудоподготовки была дополнительно смонтирована конусная дробилка мелкого дробления КМД–1200 Гр, работающая с разгрузочной щелью $6\div 15$ мм. Перед подачей в конусную дробилку материал крупностью -40 мм подается на вибрационный грохот ГИЛ–52 для отсева готового класса -20 мм, направляемого на окомкование.

Одновременно с классом -20 мм из цикла дробления удаляется основная часть влажного, глинистого материала, представляющего основную трудность для работы дробилок мелкого дробления. На ленточном конвейере, подающем руду на мелкое дробление, установлен электромагнит, предотвращающий попадание металлических предметов в конусную дробилку [1].

Класс $-40+20$ мм, отделяемый на грохоте перед мелким дроблением самотеком поступает в конусную дробилку КМД–1200 Гр. Как показала

практика работы с использованием конусной дробилки, при поступлении в переработку глинистых руд происходит подпрессовывание конуса дробилки глиной, в результате чего дробление материала прекращается. Для прочистки конуса дробилки от глины в рабочую зону подают речную гальку, специально подготовленную для подобного момента. Скальный материал от дробления гальки прочищает рабочую зону, что позволяет продолжать работу.

Для дальнейшего снижения крупности руды до -10 мм, направляемой на КВ, в дополнение к конусной дробилке была установлена центробежно-ударная дробилка с вертикальным валом «Barmac VSI B-9100» фирмы «Svedala-Metso» (Швеция). При этом материал из конусной дробилки мелкого дробления ленточным конвейером стал подаваться на второе мелкое дробление в дробилку Бармак, работающую в замкнутом цикле с контрольным грохотом ГИЛ-52, выделяющим продукт мельче 10 мм (просеивающая поверхность на контрольном грохоте изготовлена комбинированной: первая треть сита с отверстиями 15 мм, остальная -10 мм). Подрешетный продукт контрольного грохота крупностью -10 мм объединяется с продуктом -20 мм, выделенным перед мелким дроблением, и направляется на окомкование.

Надрешетный продукт контрольного грохота $-20+10$ мм возвращается в дробилку «Бармак», образуя замкнутый цикл. Величина циркуляционной нагрузки в замкнутом цикле (по визуальным наблюдениям) составляет $100-150\%$ [5].

Таким образом, в настоящее время в отделении рудоподготовки для дробления руды перед кучным выщелачиванием применяется трехстадиальная схема дробления с тремя операциями грохочения и замкнутым циклом в последней стадии.

Практика работы данной схемы на глинистых рудах Тарданского месторождения показала, что работоспособность технологической цепочки рудоподготовки УКВ определяется глинистостью и влажностью поступающей руды.

Самым «узким» местом схемы является дробилка Бармак, которая

забивается глиной, иногда через 30–50 минут работы. По этой причине требуется остановка всей цепочки дробления для очистки рабочей зоны дробилки Бармак, что занимает 30–50 минут. Этим подтверждается, что дробилки данного типа (Бармак) предназначены для работы на скальном, сухом материале.

Кроме того, при работе дробилки Бармак происходит интенсивный, абразивный износ твердосплавных накладок ротора, средний срок службы которых составляет 60–70 часов. Для оперативной замены изношенных частей для дробилки Бармак постоянно имеется резервный подготовленный ротор в сборе.

Так как существующая схема рудоподготовки УКВ не имеет промежуточных бункеров с установкой дополнительных дробилок, непрерывная технологическая цепочка удлиняется, в связи с чем, любая остановка одного из аппаратов приводит к остановке всей цепочки. Таким образом, с удлинением цепочки КИО оборудования рудоподготовки УКВ снижается. Можно было бы предположить, что снижение крупности приводит к увеличению доли тонкого материала в руде, что, в свою очередь, может оказать негативное влияние на скорость и равномерность просачивания растворов через слой штабеля. А это потребует увеличение расхода цемента на окомкование на 2 кг/т. Тем не менее, расход цемента при переходе с двустадийного на трёхстадийное дробление не вырос, а наоборот, снизился с 13÷15 до 10÷12 кг/т. По сравнению с пусковым периодом схема дополнилась:

- двумя дроблениями;
- двумя грохочениями;
- одним транспортёром.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Золоторудное месторождение «Тардан» расположено на территории Каа-Хемского района Республики Тыва. Климат района резко континентальный.

Руды месторождения относятся минералогическим разновидностям золото-сульфидного типа. Вещественный состав руд в целом представлен обломками габбро-диабазы, кварц-карбонатной породы и лимонита. Золото в руде самородное преобладает высоко- и среднепробное золото. Средняя пробность золота составляет 858 ‰. Минеральный состав руд на 87% представлен породообразующими минералами.

Вещественный и их минеральный состав руд и физико-химические свойства руд позволяют извлечение золота методом кучного выщелачивания.

В основу технологических решений представлен проект установки кучного выщелачивания производительностью 1 000 000 тонн руды в год на базе руд месторождения «Тардан».

Проектом в начальном этапе предусматривается установка кучного выщелачивания с двухстадиальным дроблением руды до -40 мм и извлечение золота из растворов. Это сокращенная схема рудоподготовки не позволяло получать оптимальные показатели по извлечению золота.

В специальной части было рассмотрено усовершенствование схемы дробления руды и принято решение, о снижении крупности руды подаваемой на кучное выщелачивание с -40 до -20 мм.

В проекте произведен расчет качественно-количественных показателей переработки руды, расчет дробильного комплекса, расчет отделения окомкования руды и укладки штабеля, расчет размеров штабеля, расчет качественно-количественной схемы кучного выщелачивания, расчет потерь золота в отвал.

В проекте рассмотрены вопросы безопасности и экологичности проекта, также рассчитаны основные технико-экономические показатели.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Овсейчук, В.А. Геотехнологические методы добычи и переработки урановых и золотосодержащих руд: учеб.пособие. / В.А Овсейчук, Ю.Н. Резник, В.П. Мязин. – Чита: ЧитГУ, 2005. – 328 с.
- 2 Арсен, В.Ж. Физико-химическая геотехнология: учебник / В.Ж Арсен, О.М Гридин, Е.В Крейнин, В.П Небера, М.И Фазуллин, А.С Хрулёв, Г.Х Хчаян. – М.: Издательство МГГУ, 2012. – 202 с.
- 3 Бочаров, В.А. Технология обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов в 2 т. / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2007. – 408 с.
- 4 Фазлуллина, М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов: учебник в 2 т. / М.И. Фазлуллина. — М.: Издательство Академии горных наук, 2001. — 647 с.
- 5 ООО «Тардан Голд» технологический Регламент для проектирования участка кучного выщелачивания, 2007. – 98 с.
- 6 Ключев, А.С. Проектирование систем автоматизации технологических процессов: справочное пособие. / А.С Ключев. - М.: Энергоиздат, 1990. – 464 с.
- 7 «ПХМ Инжиниринг» анализа и опыта работы опытно-промышленной установки кучного выщелачивания: отчет. / ОАО «Иргиредмет». - Иркутск: ИрНИИ, 2009 – 24 с.
- 8 Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник в 2 т. / А.А. Абрамов. – М.: Издательство МГГУ, 2004. – Т.2.: Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.
- 9 Сажин, Ю.Г. Расчеты рудоподготовки обогатительных фабрик: учеб.пособие/ Ю. Г. Сажин. - Алма-Ата: КазНТУ, 2000. - 179 с.
- 10 Научные исследования и разработки, инжиниринговые услуги ОАО «Иргиредмет». Техничко-экономическое обоснование параметров постоянных разведочных кондиций для подсчета запасов золотосодержащих руд

месторождений: Тардан в Каа-Хемском кожууне Республики Тыва (заказчик ООО «Тардан Голд»), 2010. – 120 с.

11 Зуборева, Н.А. Экология-экономическая оценка извлечения золота из упорных руд: текст научной статьи. / Н.А Зуборева, А.А Петросов. 2009. – 54 с.

12 Совлук, А.В. Тектоническая структура месторождения золота Тардан в Республике Тыва. / А.В Совлук. – Красноярск: СибГУ. 2008. – 130 с.

13 Совлук, А.В. О результатах геологоразведочных работ в пределах Тарданского рудного узла: отчет «ООО Тардан-Голд». / А.В Совлук [и др.]. - Кызыл, 2014. - 262 с.

14 Шаповалов, Д.Н. О результатах разведки центральной части рудного поля месторождения Тардан: отчет «ООО Тардан-Голд». / Д.Н. Шаповалов, В.И Совлук. - Кызыл, 2008. - 202 с.

15 Коробейников, А.Ф. Вещественный состав руд Тарданского и Коммунарковского золоторудных полей и их сравнительная характеристика: отчет Томского политехнического института им. С.М Кирова. / А.Ф Коробейников, А.М Кузьмин. - Томск, 1970. - 243 с.

16 Наумов, В.А. Золото россыпи р. Бай-Сют (Тыва). Проблемы минералогии, петрографии и минерагении: научные чтения памяти / В.А Наумов [и др.]. – Пермь, 2015. - 278-281 с.

17 Бельгольский, Б.П. Экономика, организация и планирование производства на предприятиях цветной металлургии: учебник для металлург. / Б.П Бельгольский, Т. Г Бень, Е. П Зайцев. - М.: Металлургия, 2002. – 416 с.

18 Исакова, Е.О. Геологическое строение Тарданского месторождения и морфологические особенности золота в его техногенных отвалах: учебное пособие. Е.О Исакова. – Пермь: ПГНИУ, 2014. - 146 с.

19 Милованов, Л.В. Очистка сточных вод предприятий цветной металлургии. / Л.В Милованов. - М.: Недра, 1985. – 323с.

20 ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. - 2 с.

21 ГОСТ 12.0.0003-74 ССБТ «Опасные и вредные производственные факторы». – М., 1974.

22 ГОСТ 17.2.1.01-76 «Охрана природы. Атмосфера. Классификация выбросов по составу». - М., 1976.

23 ГОСТ Р 56598-2015 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Обращение требования к полигонам для захоронения отходов». – М., 2015.

24 ГОСТ 17.5.1.02-85 «Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации». – М., 1996.

25 ГОСТ 12.1.003-83 ССБТ «Шум. Общие требования безопасности». – М., 1984.

26 Руководящий документ 52.04.186-89 «Руководство по контролю загрязнения атмосферы». – М., 1979.

27 Федеральный закон от 21.02.1992 № 2395-1 «О недрах» // Сбор законодательства Российской Федерации. – 1992.

28 Федеральный закон от 17.07.1999 № 181-ФЗ "Об основах охраны труда в Российской Федерации" // Сбор законодательства Российской Федерации. – 1999.

29 «Трудовой кодекс Российской Федерации» от 30.12.2001 № 197-ФЗ // Сбор законодательства Российской Федерации. –2001.

30 Приказ Минтруда России № 33 от 24 января 2014 г. Об утверждении методики проведения специальной оценки условий труда, классификатора вредных и (или) опасных производственных факторов, формы отчета о проведении специальной оценки условий труда и инструкции по ее заполнению. – 2014.

31 Википедия [Электронный ресурс]: офиц. сайт. – Режим доступа: URL: <https://ru.wikipedia.org/wiki/%D0%97%D0%BE%D0%BB%D0%BE%D1%82%D0%BE> – 13.01.2020.

32 ПУЭ Правила устройства электроустановок [Электронный ресурс]: издание № 7. – Режим доступа: URL: <http://etp-perm.ru/el/pue.-> 13.01.2020