

**РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН
ТОО «СТРОЙТЕХЭКСПЕРТ»
08-ГСЛ №08-01534**

РАБОЧИЙ ПРОЕКТ

**Строительство золотоизвлекательной фабрики
по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного
выщелачивания производительностью 500 тыс. тонн руды в год
на месторождении Центральный Мукур в области Абай**

Общая пояснительная записка

Том I

Альбом 1

3-НГ/6-КНП-2024- ОПЗ

Заказчик: ТОО «Nordgold ЕК»

Договор: № 3-НГ от 24 мая
2024 г.

г. Усть-Каменогорск
2024 г.

«Утверждаю»
Директор
ТОО «Nordgold ЕК»

_____ А.С. Баялинов

« _____ » _____ 2024 г.

РАБОЧИЙ ПРОЕКТ

**Строительство золотоизвлекательной фабрики
по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного
выщелачивания производительностью 500 тыс. тонн руды в год
на месторождении Центральный Мукур в области Абай**

Общая пояснительная записка

Том I

Альбом 1

З-НГ/6-КНП-2024- ОПЗ

Директор

В.А. Ривкин

ГИП

Е.Б. Подойникова



г. Усть-Каменогорск, 2024

Рабочий проект «Строительство золотоизвлекательной фабрики по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания производительностью 500 тыс. тонн руды в год на месторождении Центральный Мукур в области Абай», разработанный ТОО «Стройтехэксперт», имеющим гослицензию I категории (08-ГСЛ №08-01534), совместно с ТОО «Казнедропроект», имеющим гослицензию II категории (ГСЛ №20002231), соответствует государственным нормам, правилам и стандартам, действующим на территории Республики Казахстан, а также исходным данным и Техническому заданию на проектирование.

Уровень ответственности проектируемого объекта согласно п.9 Правил определения общего порядка отнесения зданий и сооружений к технически и (или) технологически сложным объектам (утв. приказом МНЭ РК от 28.02.2015г. №165)

– I (технологически сложный)

Главный инженер проекта



Подойникова Е.Б.

СОСТАВ РАБОЧЕГО ПРОЕКТА

Том	Книга	Альбом	Шифр	Наименование	Исполнитель
1	2	3	4	5	6
I	1		3-НГ/6-КНП-2024-ПП	Паспорт проекта	ООО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»
	2		3-НГ/6-КНП-2024-ОПЗ	Общая пояснительная записка	
II	1		3-НГ/6-КНП-2024-ПОС	Проект организации строительства	
	2		3-НГ/6-КНП-2024-ПЗ.ИТМиГО	Пояснительная записка по ИТМ и ГО ЧС	
	3		3-НГ/6-КНП-2024-ПБ	Мероприятия по обеспечению пожарной безопасности.	
Рабочие чертежи					
III	1	1	3-НГ/6-КНП-2024-ГП	Генеральный план	ООО «Казнедропроект»
		2	3-НГ/6-КНП-2024-НВК	Наружные сети водоснабжения и канализации	
		3	3-НГ/6-КНП-2024-ЭС	Электроснабжение	
		4	3-НГ/6-КНП-2024-СС	Сети связи	
		5	3-НГ/6-КНП-2024-ОС	Охранная сигнализация	
		6	3-НГ/6-КНП-2024-ЭН1	Наружное электроосвещение. Площадка ГМЦ.	
		7	3-НГ/6-КНП-2024-НВК.АС	Наружные сети водоснабжения и канализации. Строительные решения.	
		8	3-НГ/6-КНП-2024-ГП.АС	Генеральный план. Строительные решения	
		9	3-НГ/6-КНП-2024-ЭН2	Наружное электроосвещение. Площадка ДАК.	
		10	3-НГ/6-КНП-2024-ЭС.АС	Электроснабжение. Строительные решения.	
Гидрометаллургический цех (поз.1)					
	2	1	3-НГ/6-КНП-2024-1-ТХ	Технологические решения	ООО «Казнедропроект»
		2	3-НГ/6-КНП-2024-1-АР	Архитектурные решения	
		3	3-НГ/6-КНП-2024-1-КЖ	Конструкции железобетонные	
		4	3-НГ/6-КНП-2024-1-КМ	Конструкции металлические	
		5	3-НГ/6-КНП-2024-1-ОВ	Отопление и вентиляция	
		6	3-НГ/6-КНП-2024-1-ВК	Водоснабжение и канализация	
		7	3-НГ/6-КНП-2024-1-ЭОМ	Электроосвещение и силовое электрооборудование	
		8	3-НГ/6-КНП-2024-1-ПС	Пожарная сигнализация	
		9	3-НГ/6-КНП-2024-1-ВН	Видеонаблюдение	
		10	3-НГ/6-КНП-2024-1-АТХ	Автоматизация технологических процессов	
Склад СДЯВ (поз.2.1)					
III	3	1	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ТХ	Технологические решения	ООО «Казнедропроект»
		2	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-АС	Архитектурно строительные	

Том	Книга	Альбом	Шифр	Наименование	Исполнитель
1	2	3	4	5	6
				решения	
		3	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ОВ	Отопление и вентиляция	
		4	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ВК	Водоснабжение и канализация	
		5	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ЭОМ	Электроосвещение и силовое электрооборудование	
		6	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ПС	Пожарная сигнализация	
		7	3-НГ/6-КНП-2024-2.1-ВН	Видеонаблюдение	
		Контрольно-пропускной пункт (поз.3)			
4	1	3-НГ/6-КНП-2024-3-ТХ	Технологические решения	ОО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»	
	2	3-НГ/6-КНП-2024-3-АС	Архитектурно строительные решения		
	3	3-НГ/6-КНП-2024-3-ВК	Водоснабжение и канализация		
	4	3-НГ/6-КНП-2024-3-ОВ	Отопление и вентиляция		
	5	3-НГ/6-КНП-2024-3-ЭОМ	Электроосвещение и силовое электрооборудование		
	6	3-НГ/6-КНП-2024-3-ПС	Пожарная сигнализация		
	7	3-НГ/6-КНП-2024-3-ВН	Видеонаблюдение		
Расходный склад активированного угля (поз.4)					
5	1	3-НГ/6-КНП-2024-4-ТХ	Технологические решения	ОО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»	
	2	3-НГ/6-КНП-2024-4-АР	Архитектурные решения		
	3	3-НГ/6-КНП-2024-4-КЖ	Конструкции железобетонные		
	4	3-НГ/6-КНП-2024-4-КМ	Конструкции металлические		
	5	3-НГ/6-КНП-2024-4-ОВ	Отопление и вентиляция		
	6	3-НГ/6-КНП-2024-4-ВК	Водоснабжение и канализация		
	7	3-НГ/6-КНП-2024-4-ЭОМ	Электроосвещение и силовое электрооборудование		
	8	3-НГ/6-КНП-2024-4-ПС	Пожарная сигнализация		
Противорадиационное укрытие (поз.5)					
6	1	3-НГ/6-КНП-2024-5-АС	Архитектурно-строительные решения	ОО «Казнедропроект»	
	2	3-НГ/6-КНП-2024-5-ОВ	Отопление и вентиляция		
	3	3-НГ/6-КНП-2024-5-ЭОМ	Электрооборудование и электроосвещение		
	4	3-НГ/6-КНП-2024-5-ТХ	Технологические решения		
Расходный склад нефтепродуктов (поз.8)					
7	1	3-НГ/6-КНП-2024-8-ТХ	Технологические решения	ОО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»	
	2	3-НГ/6-КНП-2024-8-КЖ	Конструкции железобетонные		
Дробильно-агломерационный комплекс (поз.13)					
10	1	3-НГ/6-КНП-2024-13-ТХ	Технологические решения	ОО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»	
	2	3-НГ/6-КНП-2024-13-КЖ	Конструкции железобетонные		
	3	3-НГ/6-КНП-2024-13-АР	Архитектурные решения		
	4	3-НГ/6-КНП-2024-13-КМ	Конструкции металлические		
	5	3-НГ/6-КНП-2024-13-АСП	Аспирация		

Том	Книга	Альбом	Шифр	Наименование	Исполнитель	
1	2	3	4	5	6	
		6	3-НГ/6-КНП-2024-13-ЭМ	Силовое электрооборудование		
III	11	РММ (поз.14)				ОО «СТРОЙ ТЕХЭКСПЕРТ»
		1	3-НГ/6-КНП-2024-14-ТХ	Технологические решения		
		2	3-НГ/6-КНП-2024-14-АР	Архитектурные решения		
		3	3-НГ/6-КНП-2024-43-КМ	Конструкции металлические		
		4	3-НГ/6-КНП-2024-14-КЖ	Конструкции железобетонные		
		5	3-НГ/6-КНП-2024-14-ОВ	Отопление и вентиляция		
		6	3-НГ/6-КНП-2024-14-ВК	Водоснабжение и канализация		
		7	3-НГ/6-КНП-2024-14-ЭОМ	Электроосвещение и силовое электрооборудование		
	8	3-НГ/6-КНП-2024-14-ПС	Пожарная сигнализация			
	12	Площадка кучного выщелачивания и технологические пруды (поз.9, поз 10, поз. 11, поз. 12)				ОО «Казнедропроект»
			3-НГ/6-КНП-2024-ГР	Гидротехнические решения		
	13	Надворный туалет (поз.18)				ОО «Казнедропроект»
			3-НГ/6-КНП-2024-18-АС	Архитектурно-строительные решения		
IV	Расчёты					
		1		Расчет несущих конструкций каркаса (ГМЦ)		
		2				
		3				
		4				
		5				
		6				
V	Проект С33					
		1		Проект С33		
		2		Протокол расчета рассеивания		

1. ВВЕДЕНИЕ

1.1 Основание для проектирования

Рабочий проект «Строительство золотоизвлекательной фабрики по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания производительностью 500 тыс. тонн руды в год на месторождении Центральный Мукур в области Абай» разработан ТОО «СТРОЙТЕХЭКСПЕРТ» совместно с ТОО «Казнедропроект» на основании следующих документов:

- Договор ТОО «Nordgold ЕК с ТОО «СТРОЙТЕХЭКСПЕРТ» № 3-НГ от 24.05.24 г с привлечением субподрядных организаций ТОО «Казнедропроект», с соблюдением условий пункта 5.3 СН РК 1.02-03-2011

«Порядок разработки, согласования, утверждения и состав проектной документации на строительство»;

- Технологический регламент для проектирования золотоизвлекательной фабрики по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания производительностью 500 тыс т. на месторождении Центральный Мукур в области Абай

- Задание на проектирование (Приложение №1 к договору № 3-НГ от 24.05.24 г);

- Архитектурно-планировочное задание;

Неотъемлемой частью являются протоколы технических совещаний, на которых рассматривались технические вопросы выполнения проекта и которые являются обязательными для заказчика и исполнителя.

1.2 Цели и задачи проекта

Целью разработки рабочего проекта «Строительство золотоизвлекательной фабрики по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания производительностью 500 тыс. тонн руды в год на месторождении Центральный Мукур в области Абай» является строительство фабрики для:

- Извлечение золота из руды, добываемой на месторождении центральный Мукур Абайской области, методом кучного выщелачивания.

- Производительность фабрики – 500 000 тонн руды в год.

- Конечный продукт – сплав Доре

1.3 Основные исходные данные для проектирования

Исходными данными для разработки рабочего проекта послужили следующие материалы:

- Технологический регламент для проектирования участка кучного выщелачивания окисленной золотосодержащей руды участка Бельсу в Восточно-Казахстанской области, ТОО «Казнедропроект», 2021 г;

- Инженерно-геодезические изыскания «Площадка кучного выщелачивания» выполнены ТОО «ВостокКазГеоПроект», г. Семей, 2023 г.

- Инженерно-геологические изыскания «Площадка кучного выщелачивания» выполнены ТОО «ВостокКазГеоПроект», г. Семей, 2022 г.

- Специальные технические условия (СТУ) 2600003-1- 07298-2024

«Хранение и использование ядовитых и сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ)»

2. Общие данные по площадке строительства

2.1. Общие данные о месторождении

Месторождение Мукур находится в Республике Казахстан на границе Жана-Семейского и Абайского районов области Абай, в 40 км к югу от г. Семей. Рельеф района типично мелкосопочный, представляет собой холмистую, полого-наклонную равнину с абсолютными отметками 200-400 м над уровнем моря. Гидрографическая сеть развита слабо и представлена р. Мукур, пересекающей участок в меридиальном направлении. Река Мукур берет начало в отрогах г. Бельтерек, имеет протяженность 40 км и впадает в р. Иртыш в 13 км ниже г. Семей. р. Мукур имеет постоянный сток только в периоды снеготаяния и обильных дождей. В остальное время года река пересыхает, образуя отдельные плесы.

Климат района резко континентальный. Максимальная температура самого жаркого времени (июль-август) +42°C, минимальная температура в январе -40°C. Преобладающее направление ветров - западное. Количество осадков не превышает 230-290 мм в год. Глубина промерзания грунта до 1,5 м. Район является сейсмичным.

В экономическом плане район месторождения в настоящее время интенсивно развивается - действуют золотодобывающие рудники Суздальский и Жанан, разрабатывается месторождение бурых углей Каражыра. Обеспеченность района строительными материалами слабая, за исключением местных суглинков и песчано-гравийных отложений, других месторождений стройматериалов нет.

Электроэнергией район снабжается от ЛЭП Алтайско-Экибастузской энергосистемы, проходящей через западный фланг месторождения. Источником хозяйственно-питьевой воды является эксплуатационная гидрогеологическая скважина. Район пересечен густой сетью проселочных дорог, пригодных для движения автотранспорта.

На Центрально-Мукурском месторождении выделено 53 рудных тела. Общий объем руды 3,3 млн.т. Среднее расстояние транспортировки руды от месторасположения до установки кучного выщелачивания 2-3 км.

2.2 Климатические характеристики

3. Генеральный план.

4. Технологические решения.

4.1. Краткое описание производственного процесса

Золотоизвлекающая фабрика (ЗИФ) предназначена для извлечения золота из окисленных золотосодержащих руд месторождения Мукур. Производительность ЗИФ 500 000 тыс. тонн руды в год.

Выпускаемая товарная продукция – золотосеребряный сплав Доре.

Переработка руды месторождения Мукур методом кучного выщелачивания включает следующие основные технологические операции:

- двухстадиальное дробление исходной руды с получением готового класса - 20+0 мм;
- агломерация руды;
- выбор и подготовку площадки под кучное выщелачивание (снятие плодородного слоя и планировка площадки и ее уплотнение);
- подготовку гидроизоляционного основания (отсыпка глины толщиной 300 мм,

ее уплотнение, укладка полиэтиленовой пленки толщиной 1,0 мм, укладка защитного слоя из песка, супеси или суглинка толщиной 300 мм, устройство приемного зумпфа для сбора продуктивных растворов, отсыпка дренажного слоя из дробленой руды класса -112,5+20 мм толщиной 500 мм;

- укладку дробленой руды в штабель, с применением радиального укладчика;
- монтаж системы орошения;
- орошение рудного штабеля цианистыми растворами;
- собственно выщелачивание золота;
- дренирование продуктивных (золотосодержащих) растворов через штабель;
- транспортирование золотосодержащих растворов на передел сорбции через приемные емкости;
- сорбция золота активированными углями в сорбционных колоннах;
- выгрузка насыщенных золотом углей из сорбционных колонн;
- десорбция золота с насыщенных активированных углей и электролиз богатых элюатов;
- кислотная обработка и реактивация обедненных золотом активированных углей;
- десорбция золота с насыщенных активированных углей и электролиз богатых элюатов;
- съем катодных осадков и их окисление, сушка, обжиг и плавку катодных осадков;
- обезвреживание отработанных рудных штабелей (хвостов выщелачивания) после отработки месторождения;
- рекультивацию отвалов и нарушенных земель.

4.1.1 Состав технологических объектов основного производства

Основными проектируемыми технологическими объектами являются:

- дробильно-агломерационный комплекс (ДАК);
- площадка кучного выщелачивания (ПКВ);
- гидрометаллургический цех (ГМЦ)
- аналитическая лаборатория (АЛ) в составе ГМЦ;
- склад СДЯВ;
- РММ

4.1.2 Производительность и режим работ

По дробильно-агломерационному комплексу

В соответствии с заданием на разработку техрегламента, выданным Заказчиком, приняты следующие данные:

- крупность исходной руды – 500 мм;
- крупность дробленого продукта – 20 мм;
- удельный вес – 2,6 т/м³;
- насыпной вес дробленой руды – 1,6 т/м³;
- насыпной вес агломерированной руды – 1,4 т/м³
- эффективность грохочения 90 %;
- характеристика руд – мягкие (крепость по шкале Протодяконова – 8);
- годовая переработка руды - 500 000 т;
- количество рабочих дней в году – 190;
- время работы оборудования ДАК: в смену - 9 часов, в сутки - 18 часов;
- коэффициент часовой неравномерности подачи руды на ДО- 1.1.

$$\text{Суточная производительность равна } \frac{500\,000}{190} = 2\,631,6 \text{ т}$$

$$\text{Часовая производительность равна } \frac{500\,000}{190 \cdot 18} \cdot 1,1 = 160,8 \text{ т}$$

По гидрометаллургическому цеху:

- максимальная производительность – 500 000 тонн в год;
- режим работы – круглогодичный, количество рабочих дней 330, две смены в день по 12 часов. Время работы оборудования - 24 часа в сутки

4.2. Вещественный состав руд

Вещественный состав окисленных золотосодержащих руд месторождения изучался на протяжении всего времени разведки и разработки при исследовании лабораторно-технологических проб. Исследования проводились в лабораториях ПГО «Востказгеология», КазИМС, ТОО ГРК «Андас-Алтын», ГНПО ПЭ «Казмеханобр».

Минералогический состав окисленных руд по результатам исследований 12 проб приведен в таблице 4.1.

Таблица 4.1. Минералогический состав окисленных руд месторождения центральный Мукур

Компонент	Содержание, %
Кварц	25-50%
Серицит	20-30%
Полевой шпат	10-25%
Гидрослюда	20-30%
Гидроокислы железа	1,23-49,84%
Ярозит	0,09-40,32%

Результаты исследований по минералогическому составу окисленных руд месторождения 2-х лабораторно-технологических проб в 2000 году представлены в таблице 4.2. Средний минеральный состав технологических проб МК-1 и МК-2 руды месторождения Центральный Мукур по данным минералогического и полуколичественного рентгенофазового анализов

Таблица 4.2. Результаты исследований по минералогическому составу

Минералы	Формулы минералов	Содержание, %		
		Минералогический анализ		Рентген-фаз. анализ
		МК-1	МК-2	
Кварц	SiO_2	47	50	50
Гидрослюда (иллит)	$\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	23	18	26,2

Каолинит	$Al_2Si_4O_{10}(OH)_2$	5	5	4,4
Полевой шпат	$NaAl Si_3O_8$	17	20	17
Карбонат	$CaCO_3$	2	2	
Темноцв. Минералы (амфибол, хлорит)	$Ca(Mg Fe)_5 (Si_4 O_{11}) (OH)_2$	0,5	-	
Гематит	Fe_2O_3	2	2	2,1
Ярозит	$KFe_3(SO_4)_2 (OH)_6$	1	0,5	
Пирит	FeS_2	0,5	0,5	
Гидрооксиды железа	$HFeO_2$	2	2	
Сфалерит	ZnS	ред.зн.	ред.зн.	
Галенит	PbS	ед. зн.	ед. зн.	
Халькопирит	$CuFeS_2$	ред.зн.	ред.зн.	
Борнит	Cu_5FeS_4	ед. зн.	ед. зн.	
Золото	Au	1,3г/т		
Серебро	Ag	5,0г/т		

Химический состав окисленных руд месторождения изучен на лабораторно технологических пробах №№7, 8, МК-1 и представлен в таблице 4.3.

Таблица 4.3. Химический состав окисленных руд месторождения Центральный Мукур

№№ проб	Материал	Содержание компонентов, %				
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S _{общ}
7	Окисленная руда	61,28	18,4	-	-	0,14
8	Окисленная руда	70,87	13,86	-	-	-
МК-1	Окисленная руда	63,78	16,54	3,08	1,7	0,21

Основными по объему составляющими проб являются кварц, полевой шпат, полевошпат-карбонатные агрегаты, ожелезненные обломки пород. Содержание золота составляет 0,6-5,4г/т, серебра от 0,3 до 5г/т, мышьяка 0,05-0,4%. По данным спектрального анализа содержания меди, свинца, молибдена, никеля, ванадия, хрома составляют от 0,003 до 0,01%, бария 0,05%, ниобия, кобальта, бериллия - 0,0008%, цинка 0,02-0,04%.

Тяжелая фракция, составляет от 15 до 30% и представлена, в основном, гидроокислами железа, ярозитом и магнетитом (до 30-50%). В незначительных количествах присутствуют золото, пирит, циркон, апатит, арсенопирит, галенит, сфалерит, рутил, ильменит, брукит, анатаз и др.

Единственным полезным компонентом является золото. По данным минералогического анализа проб большая часть золота имеет размеры 0,05x0,05мм, 0,1x0,75мм и 0,025x0,02мм. Иногда встречаются тонкие чешуйки более крупных размеров: 0,5x0,25мм и даже 0,8x0,7мм. Форма золотинок, преимущественно,

тонкопластинчатая, игольчатая, дендритообразная, реже комковатая, в единичных случаях встречаются мелкие кристаллы. Поверхность неровная, шероховатая, мелкоямчатая. Цвет золотисто-желтый, реже желтый, с красноватым оттенком, иногда золото покрыто пленкой гидроокислов железа. Средняя пробность золота - 969.

Таблица 4.4. Результаты рационального анализа золота

№№ проб	Золото свободное с чистой поверхностью		Золото в сростках с породой		Золото, связанное с сульфидами		Золото связанное с неруд. минералами		Исходная руда	
	Содержание									
	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%
1	0,4	50,0	0,3	37,5	н/обн.	-	0,1	12,5	0,8	100
2	0,6	42,9	0,7	50,0	н/обн	-	0,1	7,1	1,4	100
3	1,6	40,0	2,2	55,0	н/обн	-	0,2	5,0	4,0	100
4	0,7	18,9	2,8	75,7	н/обн		0,2	5,4	3,7	100
5	0,4	25,0	1,0	62,5	н/обн		0,2	2,5	1,6	100
6	0,8	66,7	0,3	25,0	н/обн		0,1	8,3	1,2	100
7	0,2	33,3	0,3	50,0	н/обн		0,1	16,7	0,6	100
8	1,8	50,0	1,6	44,4	н/обн		0,2	5,6	3,6	100
9	0,6	11,1	4,6	85,2	н/обн		0,2	3,7	5,4	100
10	1,0	35,7	1,5	53,6	н/обн		0,3	10,7	2,8	100

Все золото находится в свободном состоянии, поэтому наиболее эффективным способом его извлечения является цианирование

Физико-механических свойств руд

Таблица 4.4. Показатели физико-механических свойств руд

Наименование показателей	Показатели
Удельная масса дробленой руды т/м ³	2,60
Влажность руды в поставленной пробе, %	8
Влажность максимально насыщенной руды	18
Влажность после полного дренажа растворов	12
Крупность руды, мм	-20+0
Насыпная масса дробленой руды, т/м ³	1,6
Насыпная масса агломерированной руды, т/м ³	1,4
Угол естественного откоса руды, градус	40
Крепость по Протодяконову	8

4.3. Технология дробильного производства

На основании предварительных расчетов принята двухстадийная схема дробления руды. Щековая дробилка первой стадии дробления работает в открытом цикле, конусная дробилка 2-ой стадии дробления работает с предварительных грохочением.

Данная технологическая схема включает в себя следующие операции:

– предварительное грохочение поступающей руды - отделение негабаритов

(куски крупностью +500 мм) на колосниковой решетке перед приемным бункером ДАК;

- крупное дробление руды с получением продукта крупностью -112,5 мм;
 - предварительное грохочение руды перед мелким дроблением;
 - мелкое дробление с получением продукта крупностью -20+0 мм.
 - агломерация руды с использованием раствора цианистого натрия с концентрацией 1 г/ л (1000 ppm), расчетная подача 13 м3/час
-

Рис.1. Технологическая схема дробления и сортировки

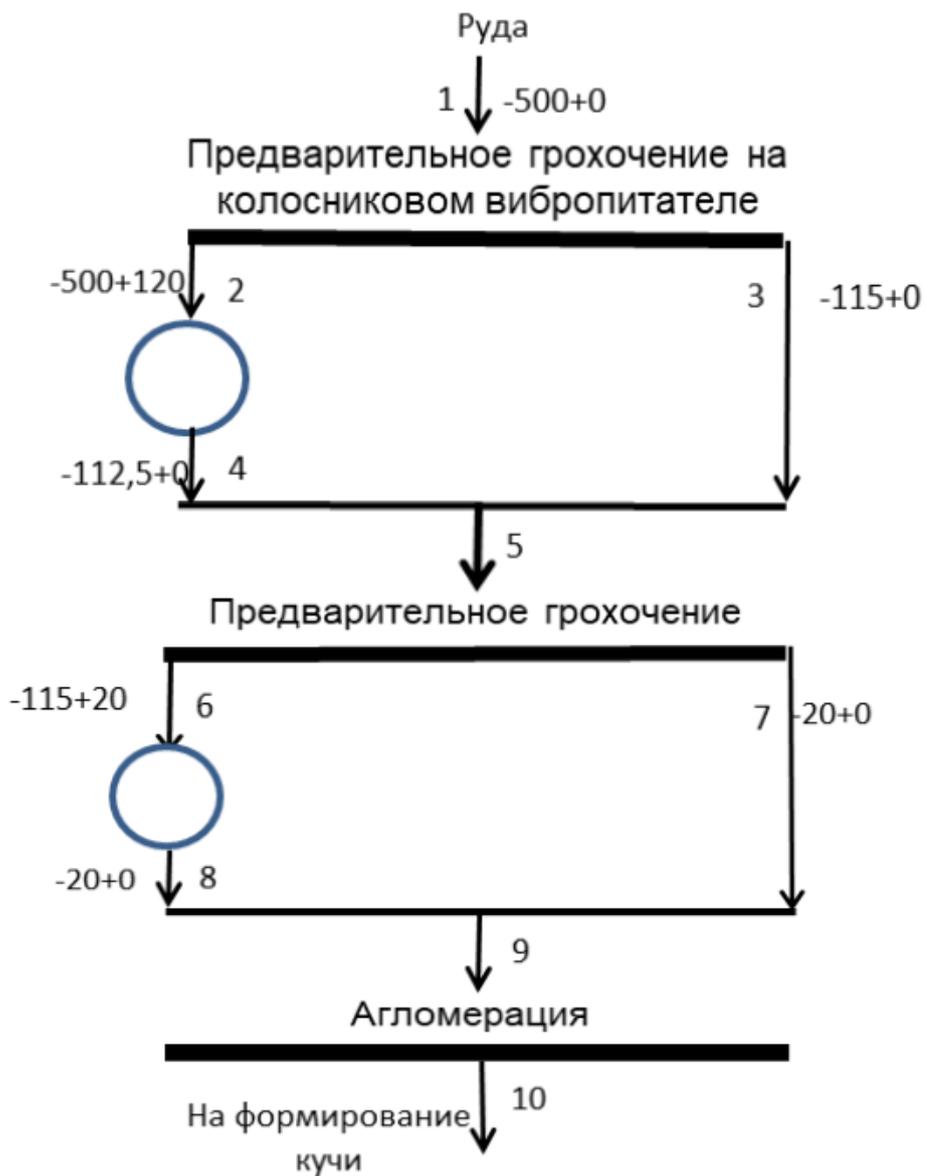


Таблица 4.5. - Результаты расчета количественной схемы

№ прод	Наименование операций и продуктов	Выход продукта, %	Выход продукта, т/час	Класс крупности, мм
Предварительное грохочение на колосниковом виброгрохоте				
	Поступает			
1	Исходная руда	100	160,8	-500+0
	Выходит			
2	Надрешетный класс	80	128,64	-500+115
3	Подрешетный класс	20	32,16	-115+0
	Итого	100	160,8	
Крупное дробление				
	Поступает			
2	Надрешетный класс	80	128,64	-500+115
	Выходит			
4	Крупнодробленая руда	80	128,64	-112,5+0
Предварительное грохочение				
	Поступает			
4	Крупнодробленая руда	80	128,64	-112,5+0
3	Подрешетный класс	20	32,16	-115+0
5	Итого	100	160,8	
	Выходит			
6	Надрешетный класс	40	64,32	-115+20
7	Подрешетный класс	60	96,48	-20+0
	Итого	100	160,8	
Мелкое дробление				
	Поступает			
6	Надрешетный класс	40	64,32	-115+20
	Выходит			
8	Мелкодробленая руда	40	64,32	-20+0
Агломерация				
	Поступает			
7	Подрешетный класс	60	96,48	-20+0
8	Мелкодробленая руда	40	64,32	-20+0
9	Итого	100	160,8	
	Выходит			
10	Агломерированная руда	100	160,8	20+0

1. Расчет схемы дробления

Общая степень дробления

$$D_{\max} = 500$$

$$S = \frac{D_{\max}}{D_{\min}} = \frac{500}{20} = 25$$

$$D_{\min} = 20$$

Принимаем следующие степени дробления

– крупное дробление $s_1 = 4,44$;

– мелкое дробление $s_3 = 5,63$

Условная максимальная крупность дробленых продуктов после отдельных стадий дробления, мм

$$\text{после крупного дробления } D4 = \frac{D1}{s1} = \frac{500}{4,44} = 112,5$$

$$\text{после мелкого дробления } D7 = \frac{D1}{s1 s2} = \frac{500}{4,44 * 5,63} = 20$$

2. Ширина разгрузочной щели дробилок стадий дробления

$$\text{Первой стадии } i1 = \frac{D4}{Z1} = \frac{112,5}{1,5} = 75 \text{ мм}$$

$$\text{Второй стадии } i2 = \frac{D7}{Z2} = \frac{20}{2,0} = 10 \text{ мм}$$

Z1 – коэффициент закругнения материала после щековой дробилки равный 1,5;
Z2 – коэффициент закругнения материала после конусной дробилки мелкого дробления равный 2;

3. Размеры сит грохотов и эффективность грохочения

Размер отверстий между колосниками вибропитателя принимаем равным 115 мм.

Размер отверстий нижней сетки грохота перед мелким дроблением принимаем равным размеру максимального куска товарной руды 20 мм. Эффективность грохочения принимаем равным 90 %.

4. Определение выходов продуктов дробления

Выхода продуктов дробления приведены в таблице 4.5.

5. Требования, которым должны удовлетворять дробилки

Таблица 4.6. – Требования к дробилкам

Показатели	Стадии дробления	
	первая	вторая
Крупность наибольших кусков в питании, мм	500	112,5
Ширина разгрузочной щели, мм	75	10
Требуемая производительность, т/час	128,64	64,32

6. Требования, которым должны удовлетворять грохота

Таблица 4.7. – Требования к грохотам

Показатели	Стадии грохочения	
	первая	вторая
Крупность наибольших кусков в питании, мм	500	115
Размер ячейки сита, мм	115	20
Требуемая производительность, т/час	160,8	160,8

4.3.1 Выбор оборудования дробильно-агломерационного комплекса

Питатель вибрационный с колосниками GZD-850x3000

Таблица 4.11. - Технические характеристики питателя GZD-850x3000

№ пп	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
1	Длина транспортировки	мм	3000
2	Ширина полотна	мм	850
3	Максимальная крупность кусков питания	мм	500
4	Производительность	т/час	80-120
5	Мощность двигателя	кВт	7,5
6	Скорость передвижения полотна	м/сек	0,1-0,4
7	Масса	кг	3895
8	Габариты: длина, ширина, высота	мм	3110*1800*1600

Заказчик на свое усмотрение может выбрать питатель с аналогичными техническими характеристиками другого завода изготовителя.

Дробилка первой стадии дробления

Выбор дробилки первой стадии дробления:

Предварительно выбрана щековая дробилка китайского производства PE600x900. Разгрузочная щель 75 мм. Производим проверочный расчет производительности щековой дробилки по условиям эксплуатации. Расчет производительности дробилки производим согласно методу /4/

Расчетную производительность щековой дробилки (т/ч) определяется по формуле

$$Q=Q_k k_\delta k_{др} k_{кр} k_{вл} \text{ т/час}$$

где

$Q_k = 68,4$ т/час – производительность дробилки по паспорту при щели 75 мм насыпном весе 1,6 т/м³;

k_δ – поправка на насыпную плотность руды. $k_\delta = 1,6 \text{ т/м}^3 / 1,6 \text{ т/м}^3 = 1$;

$k_{др} = 1,2$ – поправка на крепость (дробимость) руды;

$k_{кр} = 1,0$ – поправка на крупность питания;

$k_{вл} = 1,0$ – поправка на влажность. При влажности 8% $k_{вл} = 0,85$

Для выбранной щековой дробилки

$$Q = 68,4 * 1,0 * 1,2 * 1,0 * 0,85 = 69,8 \text{ т/ч.}$$

Требуемая производительность 64,32 т/час. Коэффициент загрузки равен 0,92.

Таблица 4.12. Технические характеристики дробилки PE 600*900

№ пп	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
1	Расчетная производительность линии	т/час	64,32
2	Расчетная производительность дробилки	т/час	69,8
3	Размер приемного отверстия		
	ширина	мм	600
	длина	мм	900
4	Размер наибольшего куска в питании	мм	500

5	Номинальная ширина разгрузочной щели	мм	65-160
6	Производительность при насыпном весе 1,6 т/м ³	т/час	60-140
7	Мощность электродвигателя	кВт	75
8	Габариты: длина*ширина*высота	мм	2290*2206*2370
9	Масса дробилки	т	16.5

Заказчик на свое усмотрение может выбрать дробилку с аналогичными техническими характеристиками другого завода изготовителя.

Дробилка второй стадии дробления

Выбор дробилки второй стадии дробления.

Предварительно выбранная конусная дробилка Симонс ZYC 1200 M

Разгрузочная щель 10 мм. Проверочный расчет производительности конусной дробилки по условиям эксплуатации. Расчет производительности дробилки производим согласно методу /4/

$$Q = Q_k \cdot k_\delta \cdot k_{др} \cdot k_{кр} \cdot k_{вл}$$

где

$Q_k = 100$ т/час – производительность дробилки по каталогу при щели 10 мм и насыпном весе 1,6 м³/т;

k_δ – поправка на насыпную плотность руды; $k_\delta = 1,6 \text{ т/м}^3 / 1,6 \text{ т/м}^3 = 1,0$

$k_{др} = 1,2$ – поправка на крепость (дробимость) руды;

$k_{кр} = 1,0$ – поправка на крупность питания;

$k_{вл} = 0,85$ – поправка на влажность.

Для выбранной щековой дробилки

$$Q = 100 \cdot 1,0 \cdot 1,2 \cdot 1,0 \cdot 0,85 = 102 \text{ т/ч.}$$

Применение данной щековой дробилки на стадии среднего дробления обосновано.

Требуемая производительность 64,32 т/час. Коэффициент загрузки равен 0,63.

Таблица 4.13. Технические характеристики конусной дробилки среднего дробления А Симонс ZYC 1200 M

№ пп	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
1	Расчетная производительность линии дробления	т/час	64,32
2	Расчетная производительность дробилки	т/час	102
3	Наибольший размер куса исходной руды	мм	130
4	Ширина приемного отверстия	мм	140
5	Диапазон регулирования выходной щели	мм	10-25
6	Паспортная производительность для руды средней твердости в открытом цикле	м ³ /час	100-175
7	Мощность электродвигателя привода	кВт	110
8	Габариты: длина*ширина*высота	мм	2790*1878*2844
9	Масса дробилки	т	15,5

Заказчик на свое усмотрение может выбрать дробилку с аналогичными техническими характеристиками другого завода изготовителя.

Выбор грохотов

Перед мелким дроблением рекомендуется установка наклонного инерционного грохота. Расчетный поток на стадию грохочения 160,8 т/час. Размер ячейки сита грохота 60 мм (защитная сетка) и 20 мм. Площадь сита грохота определяем из формулы производительности:

$$Q = F \cdot q \cdot b \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \text{ т/час} /4/$$

где

F = рабочая площадь сита, м².

q- средняя производительность на 1 м² поверхности сита с ячейкой 20 мм - 28 м³/час.

b- насыпная плотность материала, 1,6 т/м³

k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициента

Данные для расчета взяты из /4/, табл. 29 и 30.

Расчетная площадь сита грохота составила 6,0 м²,

Выбираем виброгрохот 2YZS 1548 с площадью сита 7,2 м²

Таблица 4.15. Техническая характеристика инерционного грохота 2YZS1548

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Размер сита	мм	1500*4800
2	Площадь сита	м ²	7.2
3	Количество сит	-	2
4	Наклон ситовой ткани	(°)	10-15
5	Размер отверстий нижнего сита	мм	20
6	Мощность электродвигателя	кВт	15,0
7	Производительность	т/час	30-200
8	Размер максимального куска руды	мм	400
9	Габариты: длина*ширина*высота	мм	5900*2270*1620
10	Вес без привода	т	5,35

Заказчик на свое усмотрение может выбрать грохот с аналогичными техническими характеристиками другого завода изготовителя.

Выбор магистральных конвейеров.

Исходные данные:

– расчетные потоки руды – максимальный 160,8 т/час

– минимальный поток руды – 64,32 т/час.

– насыпная плотность – 1,6 т/м³

– насыпная плотность агломерированной руды -1,4 т/м³

– угол наклона конвейеров – от 0 до 18 град.

– роликоопоры с углом наклона боковых роликов 30 градусов;

– скорость ленты 1,0-1,6 м/сек.

Ширину лент всех конвейеров принимаем 800 мм. По справочнику /9/ проверяем выбранные ширины лент. При соблюдении вышеперечисленных параметров конвейер

с шириной ленты 800 мм обеспечивает расчетную производительность.

Для транспортировки руды к месту формирования рудных штабелей рекомендуется использование мобильных конвейеров типа «кузнечик» с шириной ленты 800 мм и длиной 15 метров, самоходных конвейеров типа «хопер» с шириной ленты 800 мм и длиной 20 метров. Для формирования штабеля рекомендуется использование радиального укладчика (штабелеукладчика) с шириной ленты 800 мм, длиной 27 м и углов уклона 18 градусов.

Выбор агломератора

Исходные данные:

– производительность по исходному материалу – 160,8 т/час или 100,5 м³/час

– время агломерации – 3 мин

Объем агломератора $V = Q \cdot t / 60 \cdot \phi = 50,25$ м³

где ϕ - коэффициент заполнения барабана, равный 0,1

Принимаем к установке агломератор барабанного типа с диаметром барабана 2,2 м, и длиной 10 м, рабочим объемом 38 м³

Фактическое время агломерации составит 2,3 мин.

Агломератор выпускается ТОО «ИНТЕК» г. Семей, чертеж А300-00.000.00 СБ.

Таблица 4.16. Техническая характеристика агломератора

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Длина агломератора	мм	10 000
2	Общая длина	мм	12800
3	Диаметр барабана	мм	2200
4	Угол наклона барабана	град.	4
5	Мощность электродвигателя	кВт	55

Заказчик на свое усмотрение может выбрать агломератор с аналогичными техническими характеристиками другого завода изготовителя.

4.4 Технология кучного выщелачивания

4.4.1. Исходные данные

- количество переработанной руды в год - 500 000 т;

- угол естественного откоса агломерированной руды - 40°;

- насыпной вес агломерированной руды - 1,4 т/м³;

- высота штабеля – 6 м;

- принятое время выщелачивания с учетом дренажа и смачивания – 90 сут.;

- время работы УКВ – 330 дней;

- интенсивность орошения - 10 л/час/м²;

- потери раствора на испарение – 10 %. (см. п. 4.3.2.1.)

4.4.2. Устройство гидроизоляционного основания штабеля руды

На выбранной площадке бульдозером снимают верхний растительный слой и производят планировку площади для первого года работы, создают уклон площадки 1-2 % в сторону сбора растворов в приемный зумпф. Затем выполняется укладка водонепроницаемого гидроизоляционного слоя.

Водонепроницаемое основание под рудный штабель в установках кучного выщелачивания является наиболее ответственным, материалоемким сооружением и должно отвечать следующим требованиям:

- иметь достаточную механическую прочность, исключаящую проседание основания под весом рудного штабеля;
- иметь надежную гидроизоляцию, исключаящую возможность утечки рабочих растворов в неконтролируемые зоны;
- быть спланированным таким образом, чтобы обеспечивался полный сбор продуктивных растворов.

Для подготовки основания, удовлетворяющего указанным требованиям, рекомендуется выполнение следующих мероприятий:

- на уплотненную площадку укладывается глина толщиной 300 мм с уплотнением. Для противofильтрационного глинистого слоя следует применять глинистые грунты (суглинки, глины), удовлетворяющие требованиям главы СНиП по проектированию плотин из грунтовых материалов к грунтам, используемым для создания противofильтрационных элементов плотин и стойким к агрессивному действию сточной жидкости. Максимальный размер частиц слоя должен быть не более 5 мм. В грунте слоя не должно быть льда, снега, камней, комьев грунта и других включений. Применение дробленых и естественных грунтов с крупнозернистыми частицами неокатанной формы не допускается. Наиболее пригодными грунтами для образования противofильтрационных устройств являются глинистые с коэффициентом фильтрации $k < 0,1$ м/сут и при числе пластичности $I_p \leq 0,05$ (при соответствующем обосновании $I_p \leq 0,03$). Если существующий грунт проектируемой площадки удовлетворяет вышеназванным условиям, то допускается не производить укладку привозного глинистого материала.

Уплотнение глины осуществляется катком, при необходимости смачивается водой.

- по внешним краям площадки отсыпается дамба из вскрышных пород шириной 4 м и высотой: с низкой стороны – 2,5 м, с высокой – 1,0 м. С внутренних сторон борта насыпей должны иметь уклон не менее 1:2 с наложением на них слоя из глины толщиной 300 мм.;

- внутри площадки штабели разделяются разделительными дамбами из глины высотой 1,5 м (кроме площадки под 1-ый штабель. Эти дамбы полностью покрываются пленкой;

- на укатанную увлажненную глиняную поверхность укладывается пленка толщиной 1,0 мм в один слой, соединение пленки производится специальным сварочным аппаратом.

По опыту применения плёночных покрытий на хвостохранилищах используется плёнка толщиной не менее 1 мм. Толщина плёнки, заказанная для экрана хвостохранилища равна 1,0 мм. Пленка GSE HD производится на заводе компании GSE в Рехлине, Германия. Высококачественная высокоплотная полиэтиленовая геомембрана GSE HD, произведенная из специальной полиэтиленовой смолы, которая предназначена для придания геомембране гибкости, износостойкости. Данный тип высокоплотной пленки GSE содержит приблизительно 97.5% полиэтилена, 2.5% углеродной сажи и незначительное количество антиоксидантов и термостабилизаторов.

Из технической характеристики: «Высококачественная, высокоплотная полиэтиленовая геомембрана GSE HD обладает исключительной химической,

устойчивостью, механическими характеристиками, устойчивостью к повреждениям от воздействий окружающей среды. Геомембрана GSE HD обладает прекрасной устойчивостью к ультрафиолетовому облучению и подходит для применения в условиях повышенного отрицательного воздействия внешних факторов.

Высокоплотная полиэтиленовая пленка GSE HD имеет ярко выраженную стойкость к химическому, механическому воздействию, трещиностойкость при воздействии факторов внешней среды, стабильность размеров и устойчивость к тепловому старению. Поверхность геомембраны - гладкая с двух сторон.

- на пленку укладывается защитный слой грунта толщиной 300 мм. Для создания защитного слоя следует применять песчаные грунты с частицами максимальной крупности до 5 мм (песок, супесь, суглинок). В грунте подстилающего и защитного слоев не должно быть льда, снега, камней, комьев грунта и других включений. Применение дробленых и естественных грунтов с крупнозернистыми частицами неокатанной формы не допускается;

- на защитный слой система перфорированных труб не укладывается. Сбор продуктивных растворов обеспечивается уклоном площадки 1-2 % в сторону приемного зумпфа. .

. Скважины для наблюдения за состоянием грунтовых вод находятся на различных расстояниях по периметру от работающего штабеля. Результаты наблюдений подтверждают надежность применяемой технологии строительства площадки.

- на защитный слой укладывается дренажный слой из дробленой породы крупностью $-112,5+25$ мм толщиной 500 мм. Этот слой будет выполнять функции дренажного слоя и дополнительного защитного слоя полиэтиленовой пленки и приемных коллекторов.

Подготовку гидроизоляционного покрытия основания штабеля производят только в теплое время года (апрель-октябрь) и на всю площадку сразу.

Про формировании 2-го и 3-его яруса отсыпки основания под карты разравниваются, планируются с уклоном 1-2 % в сторону сборного приемного зумпфа и уплотняются катком. Полиэтиленовая пленка укладывается только в нижней части оснований ярусов над 1-ым штабелем шириной 30 метров. На пленку укладывается защитный слой из песчаных грунтов толщиной 200 мм и затем дренажный слой из породы фракции $-120+15$ мм толщиной над пленкой 200 мм и 400 мм над остальной площадью.

4.4.3. Порядок укладки и отработки руды.

Транспортировка и укладка в штабель дробленой руды будет осуществляться системой передвижных конвейеров и радиальным укладчиком.

Для расчета количества руды, уложенной в штабель, используются следующие параметры:

- уклон площадки 1,0-2,0 м на 100 м (перепад или разница высот начала и конца площадки KB);

- угол естественного откоса при штабелировании руды -40° ;

- насыпной вес агломерированной дробленой руды $- 1,4 \text{ т/м}^3$.

По окончании укладки руды и планировки горизонтальной поверхности производят монтаж оросительной системы для подачи рабочего раствора на поверхности кучи.

Правильно спроектированная система подачи выщелачивающего раствора обеспечивает максимальный контакт между штабелированной рудой и раствором цианида натрия, который осуществляет растворение золота. Во время процесса выщелачивания устанавливается определенный “рисунок” распределения потока раствора внутри штабеля. Неизбежно, что некоторые участки рудной массы будут получать меньшее соприкосновение с цианидным раствором, другие - большее. Однако правильный выбор системы подачи раствора, скорости его движения внутри штабеля и способа поддержания всей системы в рабочем состоянии могут и должны минимизировать образование каналов при просачивании раствора (по пути наименьшего сопротивления), неравномерное смачивание руды внутри штабеля.

Существует несколько способов подачи рабочего раствора на рудный штабель: разбрызгивателями - вертушками “Wobbler”, обычной системой газонного распыления влаги, с помощью систем капельного орошения – напорными эмиттерами. В настоящем проекте принят способ подачи раствора на рудный штабель разбрызгивателями “Wobbler”.

Разбрызгиватели “Wobbler” - это эксцентрично посаженные вращающиеся оросители, которые нашли широкое применение в отрасли кучного выщелачивания. Из-за того, что в их конструкции использован принцип вращения эксцентрично установленного рабочего органа, очень важно, чтобы система “Wobbler” надежно крепилась на стальных вертикальных водовыпусках на высоте не более 1 м от орошаемой поверхности.

“Wobbler” обеспечивает подачу раствора достаточно крупными каплями, что сводит к минимуму испарение. Система характеризуется различными конструкционными номерами, обозначающими различные объемы расхода жидкости при заданных значениях давления. Опыт эксплуатации установок в полевых условиях показал, что повышение однородности распределения раствора лучше всего достигается, если устанавливать каждый разбрызгиватель “Wobbler” со своим индивидуальным регулятором давления.

После окончания организации кучи и укладки оросительной системы начинают проводить процесс влагонасыщения кучи и выщелачивания золота из руды путем подачи рабочих растворов на поверхность кучи.

После влагонасыщения производят выщелачивание золота щелочным цианидным раствором с интенсивностью орошения 6,6 - 10 л/м²час, содержанием цианида натрия 0,5 г/л при рН = 10 -11.

4.4.4. Расчет параметров рудных штабелей

Количество руды в одной карте штабеля для одного года эксплуатации составляет

$$\begin{array}{r} 500\ 000 \\ \text{-----} * 90 = 136\ 364\ \text{т} \\ 330 \end{array}$$

$$\begin{array}{r} 500\ 000 \\ \text{-----} = 3,7\ \text{карт} \\ 136\ 364 \end{array}$$

Принимаем 3 карты

$$\text{Количество руды в одной карте } 500\ 000/3=166\ 667\ \text{т}=119\ 047,9\ \text{м}^3$$

Время выщелачивания $166\ 667 \cdot 330 / 500\ 000 = 110$ суток.

Годовое количество перерабатываемой руды $-500000 / 1,4 = 357\ 143\ \text{м}^3$.

Средняя площадь штабеля (по середине высоты штабеля) при высоте штабеля 7 м составляет . $357143/7=51\ 020\ \text{м}^2$

Принимаем 3 карты в штабеле. Средняя площадь карты будет равна $17006,7\ \text{м}^3$.

Размеры штабеля и карт определяются в проекте. Рекомендуется ширина карты равная ???по верху (при штабелировании радиальным укладчиком).

Принимаем площадь орошения карты равной площади карты по середине высоты карты (с учетом орошения откосов.). Площадь орошения одной карты штабеля составляет $17006,7\ \text{м}^2$. $\frac{1}{2}$ карты $8503,35 / 210 \times 40,5$ Площадь одной полукарты $40,5 \cdot 210$ по средней линии

2-ой ярус $8503,35 / 182 = 46,7$

3 ярус $8503,35 / 235,5 = 36,1$

Штабель размещается на площади, ограниченной бермами с размерами определяемые проектно.

Количество штабелей определяется сроком отработки карьера и составляет 4 штабеля, по одному на каждый год отработки. Количество ярусов отсыпки определяется проектно, но не выше 4-х ярусов.

Таблица 6.1. Параметры штабелей 1 и 2 1-го яруса отсыпки

Количество руды в штабеле, т	Количество руды в штабеле, м^3	Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м^3	Площадь орошения карты	Высота яруса отсыпки, м
500 000	357 143	166 667	119 047,9	17006,7	7,0

Строение штабеля. Каждая карты разделена на 2 полукарты. Первая полукарта в продольном сечении представляет собой трапецию, вторая, третья и четвертая-параллелепипед, т.е. все карты боковыми поверхностями соприкасаются друг с другом. Все полукарты штабеля объединены общей капитальной высокой бермой (параметры определяются проектно). Полукарты в нижней части разделены друг от друга невысокими, высотой 1,5 м, разделительными бермами, полностью покрытыми пленкой. Пленочное покрытие этих берм соединяется с пленочным покрытием площадок КВ. Таким образом, 6 полукарт штабеля визуалью представляют собой цельное сооружение, на котором удобно размещать системы орошения и укладывать, при необходимости 2-ой ярус отсыпки.

Таблица 6.2. Параметры штабелей 3,4 2-го яруса отсыпки

Количество руды в штабеле, т	Количество руды в штабеле, м^3	Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м^3	Площадь орошения карты	Высота яруса отсыпки, м
680 000	485835	226 667	161 905	23135	7,0

Таблица 6.8. Параметры штабеля № 3,4 2-го яруса отсыпки

Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м3	Размеры основания карты, м	Размеры орошаемой площади карты, м	Площадь орошения карты, м2	Высота яруса отсыпки, м
83286	69405	67,7* 184	58,4*174,7	10202,5	7

Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м3	Размеры основания карты, м	Размеры орошаемой площади карты, м	Площадь орошения карты, м2	Высота яруса отсыпки, м
62500	40322,6	58*113,2	58*113,4	6577,2	6,1

Примечание. При подготовке основания 2-го яруса отсыпки верх отработанных штабелей 1-го яруса планируются с засыпкой межштабелевых пространств отработанной рудой.

В настоящем проекте предусмотрен следующий график работы

К первому году эксплуатации формируется 1-ый штабель с вышеназванными параметрами, состоящий из 4-х карт. Штабель ограждается бермами, с расчетной высотой из расчета горизонтальности верха берм. В этом же году строится 2-ой штабель, в следующем году строится 3-ий штабель.

Затем ежегодно строятся 4,5 и 6 штабели. Орошение штабеля производится покартно.

Программа формирования и орошения штабелей показана в таблице 6.11

6.4.3. Штабели 3-го яруса отсыпки

УВК рассчитан на 7 лет работы. В 1-ом и 2-м ярусе размещено 6 штабелей руды. 7-ой штабель проектом предусмотрено разместить на 3-ем ярусе. Штабель разделен на 4 карты. Между контуром верхней площадки 2-го яруса штабелей и контуром основания штабеля 3-го яруса устраивается предохранительная берма шириной 2 метра.

Таблица 6.11. Параметры 7-го штабеля 3-го яруса отсыпки

Количество руды в штабеле, т	Количество руды в штабеле, м3	Размеры основания штабеля, м	Размеры орошаемой площади штабеля, м	Площадь орошения штабеля	Высота яруса отсыпки, м
250000	161290,3	121,1*239,6	126,4*212,6	26881,7	6

Таблица 6.12. Параметры 1-ой карты 7-го штабеля 3-го яруса отсыпки

Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м3	Размеры основания карты, м	Размеры орошаемой площади карты, м	Площадь орошения карты, м2	Высота яруса отсыпки, м

62500	40322,6	60,7*134,1	53,15*126,4	6720,4	6,0
-------	---------	------------	-------------	--------	-----

Таблица 6.13. Параметры 2,3,4-ой карты 7-го штабеля 3-го яруса отсыпки

Количество руды в карте, т	Количество руды в карте, м3	Размеры основания карты, м	Размеры орошаемой площади карты, м	Площадь орошения карты, м2	Высота яруса отсыпки, м
62500	40322,6	53,15*134,1	53,15*126,4	6720,4	6,0

Таблица 6.14. График формирования и орошения штабелей на УКВ

№ Штабеля	Количество руды, т	Количество карт, шт.	Кварталы строительства и эксплуатации			
			1-ый квартал	2-ой квартал	3-ий квартал	4-ый квартал
1	62500	1	Орошение			
1-ый год	62500	2	Формирование	Орошение		
	62500	3		Формирование	Орошение	
	62500	4			Формирование	Орошение
						Формирование
2	62500	5	Орошение			
2-ой г		6	Формирование			

Далее последовательность орошения и формирования повторяется

Примечание: Условно принято, что 1-ая карта 1-го штабеля сформирована перед первым годом эксплуатации

4.5. Расчет максимального количества продуктивных и рабочих растворов

Максимальное количество рабочего (обеззолоченного и укрепленного реагентами) раствора, поступающего на первую стадию выщелачивания составит:

$$V_p = 19\ 841,3\ \text{м}^2 * 0,01\ \text{м}^3/\text{м}^2/\text{ч} = 198,4\ \text{м}^3/\text{ч}$$

Максимальное количество продуктивных растворов после выщелачивания с учетом потерь на испарение 10 % (см. табл. 4.9) составляет:

$$V_{\text{пр}} = 19841,3\ \text{м}^2 * 0,01\ \text{м}^3/\text{м}^2/\text{ч} * 0,9 = 178,6\ \text{м}^3/\text{ч}$$

После подкрепления реагентами промежуточного раствора и добавления в него воды для компенсации потерь за счет испарения раствор пойдет на выщелачивание.

Таблица 4.9. Параметры орошения штабеля 1-го яруса при переработке 500 000 т руды в год

Наименование параметров	Весь штабель	1 карта	2 карта	3 карта
Интенсивность орошения, м ³ /м ² /сутки	0,24	0,24	0,24	0,24
Площадь орошения, м ²	59 523,8	19 841,3	19 841,3	19 841,3

Наименование параметров	Весь штабель	1 карта	2 карта	3 карта
Максимальное количество рабочих растворов, подаваемых на орошение, м ³ в сутки в час		4 761,6 198,4	4 761,6 198,4	4 761,6 198,4
Потери на испарение, %	10	10	10	10
Максимальное количество продуктивных растворов, после выщелачивания, м ³ в сутки в час		4 286,4 178,6	4 286,4 178,6	4 286,4 178,6
Время орошения, сутки	330	110	110	110

Примечание: по требованию Заказчика максимальное количество рабочих и продуктивных растворов необходимо увеличить в 1,6 раз в связи с планируемым применением схемы 2-х стадийного выщелачивания. Таким образом, для расчетов будут применены следующие цифры: количество рабочих растворов 317,44 м³/час, количество продуктивных растворов 285,8 м³/час

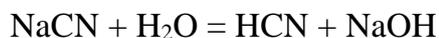
4.6. Кучное выщелачивание золота из руды

Рабочие растворы цианида натрия, подаваемые на кучу, просачиваясь через слой руды выщелачивают из нее золото.

Реакция растворения золота в цианидном растворе описывается следующим химическим уравнением:



Рабочие растворы, применяемые для выщелачивания золота, должны содержать свободную защитную щелочь, иначе возможен гидролиз цианида с образованием синильной кислоты:



Возможно также разложение цианида натрия содержащейся в воздухе углекислотой:



И в том и другом случае образуется нерастворяющая золото синильная кислота. Высокая щелочность, однако, снижает скорость растворения золота, причем в области рН 12-14 это снижение наиболее существенно.

Синильная кислота летуча и легко удаляется из раствора. Поэтому в мировой практике в выщелачивающий раствор вводят защитную щелочь – NaOH или Ca(OH)₂, тщательно контролируя при этом рН раствора и поддерживая его в пределах 10-11.

Выщелачивание золота осуществляется 0,05-0,06 % раствором цианида натрия, подаваемым через оросительную систему на штабель руды.

Выщелачивающий раствор готовится из оборотных технологических растворов добавлением необходимого количества крепкого 20% раствора цианида натрия и доведением, в случае необходимости, щелочности раствора до рН 10-10,5 подачей

гидроксида натрия.

4.7. Водопотребление в процессе кучного выщелачивания.

При переработки руды основная часть воды будет расходоваться на операции кучного выщелачивания.

В процессе кучного выщелачивания вода расходуется на смачивания руды и доведения ее до необходимой степени влажности, компенсацию потерь за счет испарения и заполнения объемов сорбционных колонн, технологических емкостей и т.д.

Потребность в подпиточной воде будет слагаться из величин естественной влажности руды, необходимого количества воды на окомкованной руды, влажности окомкованной руды, укладываемой в штабель в момент выщелачивания и после полного дренажа растворов, а также будет зависеть от количества атмосферных осадков и потерь на испарение.

Исходные данные для разработки водного баланса:

- естественная влажность добытой руды принимается - 8 %; $R(Ж:Т)=0,087$

-влажность руды после агломерации – 15 % $R(Ж:Т)=0,176$

-максимальное влагонасыщение руды-18% $R(Ж:Т)=0,22$

- влажность руды после полного дренажа растворов - 12%; $R(Ж:Т)=0,136$

Время выщелачивания и промывки – 330 суток. Водный баланс узлов агломерации и кучного выщелачивания проведен в таблице 4.10

Таблица Баланс водопотребления и водоотведения

1	Количество воды в руде, поступающей на дробление до начала процесса орошения $R=0,087$	$500\ 000*0,087=43\ 500\ \text{м}^3$
2	Количество воды в руде после агломерации $R=0,176$	$500\ 000*0,176=88\ 000\ \text{м}^3$
3	Количество воды, требуемое для подачи на штабель для наступления влагоотдачи $R=0,22$	$500\ 000*0,22=110\ 000\ \text{м}^3$
4	Количество воды, требуемое для подачи на штабель для наступления влагоотдачи без учета воды в руде	$110\ 000 - 43\ 500=66\ 500\ \text{м}^3$
5	Годовой расход рабочего раствора при интенсивности орошения $10\ \text{л/час/м}^2$ ($0,240\ \text{м}^3/\text{сут/м}^2$)	$4761,6*330=1\ 571\ 328\ \text{м}^3$
6	Испарение с поверхности штабеля при выщелачивании (в год) с учетом осадков 10%	$1\ 571\ 328*0,1 =157\ 132,8$
7	Годовой расход продуктивных растворов	$1\ 571\ 328 - 157\ 132,8=1\ 414\ 195,2$
8	Влагоотдача при прекращении орошения штабеля $R=0,136$	$500\ 000*0,136=68\ 000\ \text{м}^3$
9	Объем дренируемого раствора	$110\ 000-68\ 000=42\ 000\ \text{м}^3$
10	Общая потребность в воде (годовая)	$66\ 500+157\ 132,8=223\ 632,8\ \text{м}^3$
11	Удельный расход воды на 1 тонну руды	$223\ 632,8/500\ 000=0,447\ \text{м}^3$
12	Удельный расход воды с учетом переработки насыщенного угля и заполнения емкостей, $\text{м}^3/\text{т}$	$0,450\ \text{м}^3/\text{т}$
13	Скорректированная годовая потребность в воде	$500\ 000*0,450=225\ 000\ \text{м}^3$
14	Суточная потребность в воде	$225\ 000/330=682\ \text{м}^3$

15 Часовая потребность в воде	682/24=28,4 м ³
-------------------------------	----------------------------

4.8 Технологические пруды

4.8.1 Аварийный пруд

Объем аварийного пруда рассчитан для принятия растворов после дренирования растворов с площадки кучного выщелачивания с учетом годового объема осадков по региону.

Максимальное годовое количество растворов, которые могут сдренировать с площадки кучного выщелачивания согласно табл 7.1. равно 21000 м³. С одной карты штабеля может сдренировать $42000/3 = 14000$ м³. Принимаем объем аварийного пруда с учетом возможных осадков 15 000 м³

Параметры аварийного пруда

Размеры пруда по контуру заполнения водой- 65*65 м

Заложение бортов 1:2,0.

H – геометрическая глубина пруда принимаем равной 5 м;

Высота ограждающей дамбы – 1 м.

Размеры по средней линии 55*55 м

Геометрический объем воды – 15 125 м³

4.8.2 Пруд технической воды

Принимаем запас воды на 20 дней месяца работы ЗИФ=13640 м³. С учетом осадков принимаем объем пруда 15000 м³

Параметры пруда аналогичные аварийному пруду.

4.8.3 Пруд для кислых растворов

Согласно расчетам максимальное количество кислых и промывных растворов составляет 2500 м³ за 330 дней.

Параметры аварийного пруда

Размеры пруда по контуру заполнения водой 44*44м

Заложение бортов 1:2,0.

H – геометрическая глубина пруда принимаем равной 4 м;

Высота ограждающей дамбы – 1 м.

Площадь по средней линии 36*36 м

Геометрический объем воды – 5184 м³

Расчетный срок службы прудка без учета испарения 2 года, с учетом испарения 3 года

4.9 Выбор оборудования

4.9.1 Выбор насосов

4.9.1.1 Насосы для перекачки рабочих, продуктивных и промежуточных растворов и технической воды.

Ранее приведенными расчетами показано, что максимальное количество оборотных растворов, подаваемых на орошение одной карты, составляет 198,4 м³/ч, поступающих из карты 178,6 м³/ч

Принимаем к установке:

Для рабочих растворов принимаем к установке 2 насоса марки 1Д200-90 (один рабочий, резервный)

Таблица 6 ? Техническая характеристика насосов 1Д200-90

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	200
2	Напор	м.в.ст.	90
3	Мощность электродвигателя	кВт	75,0
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	1727*557*795
5	Масса с электродвигателем	кг	820

Эти же насосы используются для воды, подаваемой на кучу для влагонасыщения руды в начальный период, когда не используются оборотные растворы. Высокий напор необходим для подачи рабочих растворов на самый дальний рудный штабель. В период применения схемы двухстадиального выщелачивания или орошения дополнительной карты подключается дополнительный рабочий насос. Таким образом в работе будут находиться 2 рабочих насоса и один резервный.

Для подачи продуктивных растворов принимаем к установке 3 насоса марки К100-80-160 (один рабочий, один резервный). В период применения орошения дополнительной карты подключается дополнительный рабочий насос. Таким образом в работе будут находиться 2 рабочих насоса и один резервный.

Таблица 6 ?Техническая характеристика насосов К100-80-160

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	100
2	Напор	м.в.ст.	32
3	Мощность электродвигателя	кВт	15
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	1235*458*455
5	Масса с электродвигателем	кг	265

Для перекачки технической воды принимаем к установке 2 насоса марки К 80-50-200 (один рабочий, другой резервный)

Таблица Техническая характеристика насосов К80-50-200

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	50
2	Напор	м.в.ст.	50
3	Мощность электродвигателя	кВт	15
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	1120*458*455
5	Масса с электродвигателем	кг	250

Для повышения регулирования производительности в управлении насосами насосов используются частотные преобразователи

4.9.1.2. Насосы для перекачки жидкой фазы из прудов

Для подачи нейтрализованных кислых растворов из пруда принят погружной насос ПД50/125.140-3/2-016

Таблица 6. ? Техническая характеристика насосов ПД50/125.140-3/2-016

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	25
2	Напор	м.в.ст.	20
3	Мощность электродвигателя	кВт	3,0
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	310*310*680
5	Масса с электродвигателем	кг	60

Для подачи технической воды из пруда технической воды принят погружной насос ПД65/125.136-5,5/2-016

Таблица 6. ? Техническая характеристика насосов ПД65/125.136-5,5/2-016

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	50
2	Напор	м.в.ст.	20
3	Мощность электродвигателя	кВт	5,5
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	335*310*900
5	Масса с электродвигателем	кг	105

Для подачи продуктивного раствора из аварийного пруда принят погружной насос ПД80/125.140-11/2-016

Таблица 6. ? Техническая характеристика насосов ПД80/125.140-11/2-016

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	100
2	Напор	м.в.ст.	20
3	Мощность электродвигателя	кВт	11,0
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	355*320*985
5	Масса с электродвигателем	кг	150

Количество всех насосов по одной единице.

4.9.2 Гидравлический расчет трубопроводов

4.9.2.1. Напорный трубопровод рабочего раствора

а). Расчет диаметра труб

Проектом предусмотрена общая водопроводная магистраль для двух насоса. Расчет ведем для одного насоса

$$d = \sqrt{\frac{4V}{\pi W}}$$

где d – диаметр трубы (расчетный), м;

V – заданный расход жидкости, м³/с;

W – средняя скорость жидкости, м/с.

Поскольку насосы работают под заливом расчет трубопровода для всасывающей линии не выполняем. Рассчитываем только напорную магистраль. Принимаем V=317,44

м³/час или 0,034 м³/сек

W принимаем равной 3,0 м/сек.

Расчет

$$d_1 = \sqrt{\frac{4 * 0.088}{3.14 * 3,0}} = 0.192 \text{ м}$$

Принимаем к установке трубу $d_1=200 \times 5.0 \text{ мм}$

По принятому действительному диаметру трубы уточняют среднюю скорость жидкости

$$W = \frac{4 \cdot V}{\pi d^2}$$

W=1.92 м/сек

б) Расчет потребного напора-

Общая высота манометрического напора H_{mt} рассматривается как сумма геодезической (или геометрической) высоты между уровнями жидкости и потерь напора, возникающих из-за внутреннего трения при проходе жидкости в трубах, насосе и соответствующих гидравлических приспособлениях:

$H_{mt} = H_g + d_{pc}$, м жидкостного столба

где H_g - геодезический перепад высот на нагнетании, м

d_{pc} - сумма потерь напора в трубопроводе, м

Перепад на подаче на подаче в самый дальний штабель, $H_g = 10,0 \text{ м}$

d_{pc} = сумма потерь напора в системе, получаемая на основе следующих данных:

-длина водовода 196 м из трубы D_u 150 мм (максимальная точка)

-потери напора на 100 м прямого водовода для трубы D_u 150 равно 2,5 м, (Объем рабочего раствора принимаем максимальный -123,5 м.

-потери напора на 4 коленах равны 0,12 м

-потери напора на одной задвижке - 0,05 м

$H_{mt}(D_u150) = 10 + (2,5 * 1,96 + 0,17) = 15,07 \text{ м}$

Принимаем к установке трубу D_u150 .

4.9.2.2 Самотечный трубопровод продуктивного раствора.

Максимальная длина сборного самотечного трубопровода продуктивного раствора начинается от штабеля до бака продуктивных растворов и составляет 174 м. Перепад высот 6 м. В данный трубопровод сливаются потоки со всех рудных штабелей. Расчет проводится по максимальному потоку, 285,8 м³/час.

Диаметр трубопровода определяем по специальным таблицам, с готовыми данными, разработанными на основе уклонов и с учетом потерь напора для самотечных трубопроводов. От штабеля 1-го года отработки до бака продуктивных растворов уклон составляет 1,0 %, Расчетный диаметр трубы составляет 250 мм. Принимаем трубу D_u 250. Диаметр трубопроводов от приемных зумпфов до сборного трубопровода принимаем 200 мм.

4.9.2.3 Трубопроводы для остальных растворов на площадке кучного выщелачивания.

По вышеуказанным методикам рассчитываем внутренние диаметры остальных трубопроводов на ПКВ.

Внутренний диаметр трубы самотечного трубопровода продуктивного раствора, идущего в аварийный пруд, также принимаем 300 мм.

Внутренний диаметр напорного трубопровода продуктивного раствора от насосов на аварийном пруде до до сборного коллектора принимаем 100 мм.

Внутренний диаметр напорного трубопровода технической воды от насосов на накопительном пруде принимаем 80 мм.

Внутренний диаметр напорного трубопровода рабочего раствора от распределительного устройства (там, где устанавливаются вобблеры) принимаем 50 мм.

Промышленный фильтр POWER-500 FM-B12

Таблица Техническая характеристика фильтра FM-B12

№ пп	Наименование параметра	Ед.изм.	Значение
1	Присоединительный размер (фланцевый) Ду	мм	200
2	Производительность	м3/час	500
3	Минимальное давление воды	бар	0,1
4	Максимальное давление воды	бар	16
5	Максимальная температура	Град.С	+95
6	Тонкость фильтрации	мкм	20-30
7	Размеры: высота*длина*ширина	мм	15460*610*450
8	Масса	кг	125
9	Время промывки фильтра	сек	30-60
10	Количество воды для промывки	литр	30-50

4.10. Технология получения золота из продуктивных растворов

4.10.1. Извлечение золота из продуктивных растворов.

Из ряда методов извлечения золота из продуктивных растворов по согласованию с Заказчиком для проектирования предусматривается технология сорбции золота активированным углем.

Продуктивные золотосодержащие растворы, полученные от кучного выщелачивания, направляются на сорбционное извлечение золота активированным углем. Сорбция золота осуществляется в аппаратах колонного типа с противоточным движением фаз полунепрерывного действия. Аппараты представляют собой емкости с нижним вводом раствора. Аппараты заполняются углем, раствор проходит через его слой снизу вверх, то есть аппараты работают по принципу противотока. Более богатый по золоту раствор подается в нижнюю часть головного аппарата, где контактирует с насыщенным углем, и, продвигаясь последовательно по аппаратам контактирует все с более бедным насыщенным углем хвостового аппарата. Уголь, по мере насыщения периодически выгружается из головного аппарата и, в соответствующем количестве производится загрузка регенерированного угля в хвостовой аппарат.

Максимальное количество продуктивных растворов, поступающих на сорбцию составляет 321,5 м3/час. В каждую из сорбционных колонн загружается по 2 тонны активированного угля. Когда емкость насыщенного угля в головной колонне будет составлять не менее 1,5 кг/т, он (в количестве 2,0 т) при избыточном давлением транспортной воды будет, переводится из сорбционной колонны на десорбцию. Сорбционная колонна заполняется свежим или регенерированным (с содержанием

около 0,1 кг/т) углем. Колонны обвязаны системой трубопроводов и запорно-регулирующей арматурой, позволяющей обеспечить принцип противотока без перегрузки частично насыщенного угля из колонны в колонну. После десорбции уголь при помощи эжектора перекачивается в узел кислотной промывки и далее на регенерацию.

Расход активированного угля, включая циклы десорбции золота, кислотной обработки и реактивации угля, составляет 0,01 кг/т руды.

4.10.2. Определение количества угля в процессе

Сквозное извлечение золота определяется исходя из следующих факторов. Потери золота происходят за счет неполного его извлечения в раствор, за счет неполного извлечения золота из продуктивных растворов сорбентом, за счет неполного извлечения при десорбции, при электролизе и, наконец, при плавке золотого шлама. При этом потери, возникающие за счет неполного извлечения золота из продуктивных растворов, являются величиной условно постоянной и не оказывают влияния на сквозное извлечение золота. Кроме золота, остающегося в хвостах обогащения после кучного выщелачивания, безвозвратные его потери происходят в основном за счет остаточного содержания золота в сорбенте (уголь), выведенном из процесса; потери при плавке малозначимы.

Показатели пооперационного извлечения золота следующие:

- содержание золота в товарной руде 0,62 г/т;
- извлечение золота на активированный уголь -62,6 %;
- частное извлечение золота в циклах десорбции, электролиза и плавки -99,0 %;
- сквозное извлечение – $62,6 \cdot 0,99 = 62$ %.

В 500 000 т руды с содержанием золота 0,62 г/т содержится 310 000 грамм золота. Извлечение золота в уголь при выщелачивании по материальному балансу составит 62,6 %, т.е. при выщелачивании в насыщенный уголь извлекается 194 060 грамм золота в год. Максимально принятая емкость насыщенного угля по золоту составит 1,5 кг/т, регенерированного – 0,1 кг/т. Общее количество угля составит

$$V = 194\ 060\ \text{г} / (1500\ \text{г} - 100\ \text{г}) = 139\ \text{тонны в год.}$$

Количество угля в одной колонне 2,0 т

Количество десорбций $139/2=70$.

Марки активированного угля, которые хорошо зарекомендовали себя в промышленной эксплуатации – это уголь «HAYCARB» YA00-60, производства Таиланд, «CALGON CARBON», GOLDCARB 207C 6*12 производства фирмы Calgon Carbon Corporation, Филиппины и JX-102, производства Китай или аналогичные по свойствам активированные угли. Все эти марки угля производятся из скорлупы кокосовых орехов и являются наиболее механически прочными. Как правило, расход угля этих марок при сорбционном извлечении золота из растворов находится на уровне 1-3 г/т. Большие потери угля приходятся на операцию высокотемпературной реактивации. Эти потери могут составлять от 25 до 150 г в расчете на 1 т переработанной руды в зависимости от качества угля.

Наиболее типичные технические требования к активированному углю:

- площадь поверхности, м²/г – 1050-1150;
- Насыпная плотность, г/см³ – 0,51;
- пустоты в плотно загруженной колонне, % – 40.

4.10.3. Десорбция , электролиз золота и регенерация угля

Элюирование осуществляется модернизированным методом «Zadra». На элюирование подаются подогретый до 130-140⁰С раствор каустической соды (2% NaOH). В процессе элюирования золото переходит в раствор – элюат. Элюирование осуществляется пропусканием через слой угля элюата при повышенном давлении, что предполагает и повышение температуры при элюировании. Метод позволяет перевести золото с поверхности активированного угля в раствор - элюат за 12-15 час. Давление в колонне элюирования находится в пределах 250-300 кПа.

Элюирование проводится циклично, от 1-2 цикла в неделю. На один цикл элюирования поступает 2 т насыщенного угля. Насыщенный золотом элюат проходит через теплообменник, в котором происходит отдача тепла обеззолоченному раствору, движущемуся противотоком в колонну элюирования. В теплообменнике элюат охлаждается до температуры 90-92⁰С и подается в электролизер.

После окончания процесса элюирования уголь в колонне промывается холодной водой для удаления маточного раствора и охлаждения угля. Промывная вода направляется в зумпф и используется для транспортировки регенерированного угля. Охлажденный уголь транспортируется на сито обезвоживания и направляется в бункер регенерационной печи. В печи уголь нагревается до 650-700⁰С (непрямой нагрев газами при сжигании дизтоплива). В процессе регенерации из угля удаляется остаточная влага и выгорают органические вещества; восстанавливается адсорбционная способность угля. Производительность регенерационной печи ~ 80 кг/час.

Регенерированный уголь выгружается из печи в закалочной бункер, заполненный холодной водой. Из бункера регенерированный уголь по мере необходимости эжектором или вакуумным насосом транспортируется в отделение сорбционного выщелачивания и подается на сито обезвоживания, с которого разгружается в последний шестой чан сорбционного цианидного выщелачивания.

Выходящий из колонны элюат поступает на электролиз в одну или две ванны, работающие параллельно. Электролиз производится в течение 12-15 час при непрерывной циркуляции электролита. По окончании электролиза отработанный электролит подкрепляется NaOH до содержания 2 % и готовится к следующему циклу элюирования. Возможно использование элюата в трех циклах элюирования и электролиза, после чего готовится свежий элюат, а отработанный – возвращается в цикл цианирования (оборотная вода) или подвергается специальной обработке для извлечения из него золота и серебра.

Золото осаждается на катодах в виде дисперсного порошка и, когда они достигают заданного веса, катоды извлекаются из ванн и катодный осадок при необходимости подвергается кислотной обработке обжигу и плавке. Электролиз производится при напряжении 5-8 В, силе тока до 1500 А.

4.10.4. Кислотная обработка угля.

Кислотная обработка угля будет осуществляться раствором соляной кислоты концентрацией 3% после сорбции золота на активированный уголь из расчета 1 объем раствора на 1 объем угля, т.е. на 2,0 т угля подается 3,92 м³ раствора соляной кислоты.. Расход на эту операцию составит 0,118 т 100% соляной кислоты или 0,337 т 35-процентной кислоты. Рекомендуется расход 35-процентной соляной кислоты в

пределах 100-150 кг на 1 тонну угля.

В год расход соляной кислоты в пересчете на 100 % составит $0,118 \cdot 70 = 8,26$ т

В пересчете на максимальную концентрацию соляной кислоты 35 % годовой расход соляной кислоты составит 23,6 т. После кислотной обработки производится водная промывка угля.

Время каждой операции (кислотная промывка и водная промывка) по 1 часу.

Кислотная обработка угля будет производиться в специальной баковой аппаратуре, выполненной из нержавеющей стали.

После кислотной обработки проводится нейтрализация кислого раствора 2-х процентным раствором NaOH. Расход на эту операцию составит 0,0784 т 100% NaOH, в год $0,0784 \cdot 70 = 5,49$ т

Обработанный уголь при помощи эжектора переводится в узел регенерации угля или в сорбционную колонну. Перед регенерацией уголь обезвоживается на вибрационном грохоте и направляется в бункер регенерационной печи. В печи уголь нагревается до 650-700°C (электрический нагрев). В процессе регенерации из угля удаляется остаточная влага и выгорают органические вещества; восстанавливается адсорбционная способность угля. Производительность регенерационной печи ~ 80 кг/час.

Регенерированный уголь выгружается из печи в закалочный бункер, заполненный холодной водой. Из бункера регенерированный уголь по мере необходимости эжектором либо вакуумным насосом транспортируется в отделение сорбционного выщелачивания

4.10.5. Обработка катодного осадка и плавка

Катодный осадок обжигается при температуре 800°C в электропечи, затем сплавляется в опрокидывающейся индукционной тигельной печи, работающей электричестве. Температура в печи при плавке – 1250-1350°C.

Сплав золота с серебром (золотосеребряный сплав Доре), являющийся конечным товарным продуктом, разливается в изложницы, охлаждается, взвешивается, анализируется и складывается в сейфе для реализации. При плавке металлические золото и серебро, содержащиеся в обожженной руде образуют сплав, а остальные компоненты шлак. Наиболее важную роль в процессе играет правильный выбор состава шлаков и подготовка исходной шихты, так как образующийся в процессе плавки шлак является той средой, в которой протекают основные реакции плавки, и происходит выделение золотосеребряного сплава. Температура образования шлака из твердых компонентов всегда выше температуры плавления готового шлака, поэтому плавку ведут при температуре на 150-200°C выше, чем температура готового шлака.

К шлакам плавки предъявляется ряд требований, выполнение которых необходимо для обеспечения высокой степени извлечения драгметаллов:

- шлаки должны иметь относительно низкую температуру образования, низкую вязкость и относительно небольшую плотность;
- шлаки не должны растворять благородные металлы и взаимодействовать с футеровкой печи.

Температура плавления шлака, плотность, вязкость, химическая активность зависит от его состава. Главными шлакообразующими компонентами являются SiO₂, FeO, CaO; образуемые ими тройные соединения обладают наименьшей температурой плавления (3FeO · CaO · 2SiO₂– 1098°C; 5FeO · CaO · 2SiO₂ - 980°C) и служат той средой, в

которой растворяются другие компоненты. Практикой установлено, что FeO повышает легкоплавкость и жидкотекучесть шлака, но увеличивает его плотность до 4,5-5,2 г/см³; SiO₂ напротив уменьшает плотность до 3,2-3,5 г/см³, но увеличивает вязкость шлака. Значительно повышают температуру плавления и вязкость шлака Al₂O₃ и MgO, обладающие ограниченной растворимостью в шлаках. Поэтому нельзя допускать попадания в шихту глины, кирпичей. Хорошим растворителем окислов алюминия и магния является бура, которая также легко шлакует окислы сурьмы, кальция, цинка, образуя легкоплавкие шлаки. Бура должна быть безводной (плавленной при температуре – 560⁰C), иначе она вызывает вспенивание массы. Эффективным агентом для снижения вязкости шлаков и обеднения их драгметаллами является плавиковый шпат при добавке его в шихту плавки в количестве 1-2%. Абсолютные потери драгметаллов зависят также от количества получаемого шлака. Для получения минимального количества шлака в плавку подается минимальное количество флюсов. В качестве флюсов можно использовать:

- измельченный кварц (SiO₂). Кислотный флюс легко связывает оксиды металлов, в том числе железо, но может образовывать вязкие шлаки;
- бура безводная (Na₂B₄O₇). Кислотный флюс снижает вязкость шлака, уменьшает летучесть благородных металлов, хороший растворитель цветных металлов. Может заменяться борной кислотой;
- нитрат натрия (NaNO₃). Окислитель, необходим для перевода металла в оксиды (остатки не окислившись металлов после обжига);
- плавиковый шпат (CaF₂). Нейтральный флюс, применяется для снижения вязкости шлака, и как следствие, уменьшение с ним потерь золота;
- сода (Na₂CO₃). Понижает температуру плавки шлака, но вызывает вспенивание, что может привести к потере золота с пеной. Исходный состав шихты для плавки определяется расчетным путем и корректируется при плавке. Окончательный состав шихты обрабатывается на протяжении нескольких плавков.

Примерный состав шихты для настоящего регламента:

- обожженный катодный осадок -100%;
- сода кальцинированная - 40 %
- бура безводная - 40 %
- кварцевый песок - 10 %
- нитрат натрия - 10 %

Плавильная печь с помещенным в нее тиглем должна постепенно разогреваться до 600-700⁰C, потом выполняется загрузка шихты в тигли и продолжается дальнейший разогрев печи. Пламя в печи должно быть ярко- белым, что соответствует температуре 1350-1400⁰C; ослепительно белое пламя свидетельствует о превышении температуры до 1500⁰C, то есть о перегреве.

После затвердевания слиток вынимают из изложницы и производят его отпуск в ванне с водой. Слиток отделяют от шлака, взвешивают на электронных весах (предел измерения 30 кг с погрешностью 0,1 г), отбирают пробу сверлением и помещают слиток в сейф на хранение. Шлаки от плавки собирают, осматривают на предмет остаточных металлических включений. Чистый шлак отправляют на спецхранение

4.10.6. Количество операций и их продуктов

Операция «Кислотная промывка угля»

Количество операций кислотной промывки в году равно $n = 139 / 2,0 \text{ т} = 70$,

где 139 т – количество оборотного насыщенного угля в год
2,0 т – количество угля, поступающего на кислотную обработку.

Операция «Водная промывка угля», «Реактивация угля», «Десорбция золота-электролиз», «Плавка катодного осадка»

Количество операций в году равно $n = 139 / 2,0 \text{ т} = 70$,
где 139 – количество оборотного насыщенного угля в год
2,0 т – количество угля, поступающего на операции

Количество золота в золотосодержащих продуктах за одну операцию

Количество золота получаемого в сплаве Доре за одну операцию равен
 $M_e = 192 \cdot 200 \text{ г} / 70 = 2 \cdot 745,7 \text{ г}$

При этом вес катодного осадка с содержанием в нем золота 30% равен 9,15 кг.
Вес получаемого слитка за одну операцию при содержании золота 50 % равен 5,49

4.10.7. Выбор оборудования

Выбор аккумулирующих емкостей.

Для обеспечения нормальной работы насосов, перекачивающих оборотные растворы емкости должны быть рассчитаны по меньшей мере на 30-минутный период работы насоса.

Принимаем к установке 3 аккумулирующих емкости объемом по 60 м³ марки РГС-60, в т.ч., для рабочего, продуктивного растворов и технической воды . Габариты емкости: диаметр 2,8 м, длина 10,4 м, масса 4,5 т

Сорбционные колонны

Согласно расчетов максимальное количество продуктивных растворов поступающих в ГМЦ после орошения одной карты составляет 285,8 м³/час. Рекомендуемая линейная скорость прохождения растворов в колонне составляет 21-35 (ТР) м/час. Принимаем минимальную скорость равную -23 м/час и три линию колонн.

Минимальная площадь основания одной колонны должна быть не менее
 $285,8 / 3 / 23 = 4,14 \text{ м}^3$

Принимаем диаметр равным 2,3 м. Площадь при этом будет 4,15 м². Расчетная линейная скорость практически не изменится и будет составлять 23 м/час. Рекомендуемый объем угля в колонне 1/3 -1/4 от общего объема. Принимаем 1/4. Принимаем объем угля в колонне 2,0 т. или 3,92 м³. Рабочий объем колонны равен 15,68 м³. Принимаем высоту рабочей зоны 3,8 м. (всего 4,2 м).

Необходимое количество колонн в одной линии - 4 шт.

Когда емкость насыщенного угля в головной колонне будет составлять не менее 1,5 кг/т, он (в количестве 2,0 т) избыточным давлением транспортной воды переводится из сорбционной колонны в узел кислотной обработки угля. Сорбционная колонна заполняется свежим или регенерированным углем.

Колонны обвязаны системой трубопроводов и запорно-регулирующей арматурой, позволяющей обеспечить принцип противотока без перегрузки частично насыщенного угля из колонны в колонну.

Оборудование для кислотной обработки угля.

В цикл кислотной обработки поступает 2,0 тонны угля . Кислотная обработка

осуществляется 3%- ным раствором соляной кислоты Объем раствора составляет 3,92 м³. Количество угля при удельном весе 1,25т/м³ составляет 1,6 м³ Принимается к установке колонна кислотной промывки со следующими характеристиками : диаметр 1,2 м, рабочая высота 4,4 м, объем 4,8 м³. Нейтрализация и промывка будет осуществляться в этой же колонне

Оборудование для десорбции и электролиза

В цикле десорбции и электролиза основными аппаратами являются : электролизер, чан элюата и колонна десорбции. Аппараты работают в замкнутом цикле. На операцию десорбции поступает уголь после кислотной обработки в количестве 2 т. Объем циркулирующего раствора составляет 6 м³ при скорости 12,5 м³/час. Для десорбции принята колонна десорбции объемом 8 м³ (диаметр 1,5 м , рабочая высота- 6,2 м).

Таблица 7.1.Техническая характеристика колонны десорбции марки КД-8

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Рабочее давление	МПа	0,2
2	Рабочая температура среды	Град.С	145
3	Рабочая температура стенки	Град.С	40
4	Вместимость	м ³	8
5	Масса пустого сосуда	кг	7450
6	Высота цилиндрической и конической части	мм	4500 и 808
7	Диаметр корпуса и конического днища	мм	1500

Принимаем к установке два насоса для перекачки элюата марки Х50-32-200 (1 рабочий и 1 резервный)

Таблица 7.1.Техническая характеристика насосов Х50-32-200

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	м ³ /час	12,5
2	Напор	м.в.ст.	50
3	Мощность электродвигателя	кВт	4,0
4	Масса с электродвигателем	кг	90
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	1009*400*440
5	Внутренний диаметр входного патрубка	мм	50
6	Внутренний диаметр выходного патрубка	мм	32

Для электролиза принят электролизер с размером электролизной ванны 1500*800*1000 мм Для стабильности циркулирующего потока необходимо, чтобы объем баковой аппаратуры был больше объема циркулирующего потока примерно на 5 - 10 %. Расчетный объем чана элюата 7,4 м³. Принимаем к установке чан элюата размерами объемом 14,7 м³ : диаметр – 2,5 м, высота – 3 м.

Приемная емкость и емкости для гашения и транспортировки угля

Объем 2-х тонн угля составляет 3,92 м³. Принимаем объем приемной емкости 4,2 м³ Емкости для транспортировки угля совмещена с емкостью для охлаждения угля.

Объем емкости составляет 4 м3. Гашение угля будет производиться в 2-3 приема.

Выбор оборудования доводки катодных осадков

Для фильтрации катодного осадка применяется нутч-фильтр полипропиленовый прямоугольный марки НФ-13 объемом 300 л.

Таблица 7.2. Техническая характеристика фильтра

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Габариты: длина, ширине, высота	мм	1300*750*600
2	Рабочий объем	л	300

Изготовитель: компания Техрезервуар, РФ, Владимирская обл. г. Александров .
Эл.почта info@tehzervuar.ru

Для создания вакуума в нутч-фильтре применяется водокольцевой вакуум-насос ВВН—1,5 со следующими характеристиками:

Таблица 7.3. Техническая характеристика вакуум-насоса ВВН—1,5

№ пп	Наименование показателя	Ед.изм.	Значение
1	Номинальная производительность	м3/мин	1,57
2	Давление абсолютное: всасывания нагнетания	Кгс/см2	0,4 атмосферное
3	Мощность электродвигателя	кВт	5,5
4	Масса	кг	134
5	Габариты: длина, ширине, высота	мм	615*340*346

Для обжига катодного осадка принимаем к установке камерную печь для отпуска металлов производства ООО «СИКРОН» (г. С.Перербург) со следующими техническими характеристиками:

Таблица 7.4. Техническая характеристика камерной печи

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Потребляемая мощность	кВт	30
2	Емкость камеры	л	288
3	Температура наерева	°С	700
3	Габариты камеры: ширина, глубина, высота	мм	600*800*600

После прокалики вес осадка уменьшается примерно на 1 кг.

Плавка будет осуществляться в плавильной печи . работающей на дизельном топливе. производства ТОО «ИНТЕК» г. Семей с емкостью по золоту 100 кг

Оборудование для регенерации угля

Регенерация угля необходимо осуществлять во вращающейся трубчатой печи,

производительностью 80 кг угля в час производства КНР ZSL2000.

Таблица 7.6. Техническая характеристика печи регенерации ZSL2000

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Размер барабана (диаметр*длина *толщина	мм	Ф800*7000*10
2	Номинальная температура снаружи барабана	0С	1000
3	Номинальная температура снутри барабана	0С	600-800
4	Номинальная мощность	кВт	180
5	Наклон барабана	град	0-3
6	Мощность электродвигателя	кВт	11,0
7	Частота вращения барабана	об/мин	1,2
8	Время пребывания в печи	мин	50
9	Габариты: длина*ширина*высота	мм	9200*1900*1910
10	Вес без привода	кг	7650
11	Производительность печи	кг/час	80

Таблица Техническая характеристика водогрейного котла КВ-ГМ-3,65

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Расчетное давление в выходном коллекторе	МПа	1,0
2	Расчетная температура жидкости	Град.С	150
3	Объем водогрейного котла	м ³	2,5
4	Паропроизводительность	т/час	2,7
5	Повехность нагрева котла	м ²	17
6	Внутренний диаметр корпуса	мм	1400
7	Толщина стенки	мм	8
8	Длина корпуса		1686

Таблица Техническая характеристика подогревателя водоводяного трехсекционного ВВП-219-4500

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Рабочее давление	МПа	1,0
2	Рабочая температура среды	Град.С	150
3	Рабочая температура стенки	Град.С	40
4	Вместимость	м ³	0,43
5	Масса пустого сосуда	кг	875
6	Диаметр корпуса	мм	219
7	Толщина стенки	мм	8
8	Длина корпуса	мм	4500
9	Количество трубных корпусов	шт	4

Таблица Техническая характеристика подогревателя водоводяного трехсекционного ВВП-159-4000

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Рабочее давление	МПа	1,0
2	Рабочая температура среды	Град.С	150
3	Рабочая температура стенки	Град.С	40
4	Вместимость	м ³	0,22
5	Масса пустого сосуда	кг	657
6	Диаметр корпуса	мм	159
7	Толщина стенки	мм	4,5
8	Длина корпуса	мм	4000
9	Количество трубных корпусов	шт	2

Таблица Техническая характеристика электрического вилочного погрузчика TRF E15-3i2 компании ООО «ВИЛПОГ», г.Уфа, РФ

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Грузоподъемность	т	1,6
2	Высота подъема	мм	3300
3	Длина без вил	мм	1950
4	Длина с вилами	мм	920
5	Ширина	мм	1060
6	Собственный вес	кг	3200
7	Высота со свернутой мачтой	мм	2175
8	Минимальный радиус поворота	мм	1585
9	Мощность электродвигателя	кВт	2x5,4

4.11. Реагентное отделение

4.11.1. Применяемые реагенты

В процессе переработки руды применяют различные реагенты в основных и вспомогательных операциях технологического процесса. В соответствии с материалами, использованными при разработке регламента на предприятии предусматривается применение следующих реагентов и материалов:

1. Цианистый натрий (NaCN)
2. Гидроксид натрия (NaOH)
3. Соляная кислота (HCL)
4. Гипохлорит кальция (CaClO₂)
5. Уголь активированный.
6. Флюсы для плавки и обезвреживания (кальцинированная сода, кварцевый песок, бура, селитра, железный купорос)
7. Цемент

Реагентное хозяйство состоит из расходного склада реагентов и реагентного отделения. На складе реагентов хранятся все реагенты, включая СДЯВ. Реагентное отделение предназначено для приготовления рабочих растворов реагентов.

4.11.2. Характеристика реагентов

Цианистый натрий является основным реагентом при выщелачивании золотосеребряных руд, обеспечивающим переход золота и серебра в раствор. В соответствии с технологической схемой цианистый натрий дозируется непрерывно на сорбционное выщелачивание. Для поддержания постоянной концентрации NaCN в растворе предусматривается возможность подачи цианида в каждый из 6 чанов сорбционного цианирования.

Гидроксид натрия применяется периодически для приготовления элюата и подкрепления отработанного электролита и постоянно для приготовления рабочего раствора. В чан элюата подается в сухом виде и перемешивается в течении 30 минут

Соляная кислота используется периодически при кислотной отмывке насыщенного угля перед элюированием. Для отмывки используется 3 % раствор соляной кислоты, который растворяет и удаляет с поверхности угля осадки, образующиеся в известковой среде (карбонаты кальция, гидроксиды и т.д.). Раствор подается в колонну кислотной промывки

Гипохлорит кальция используется для обезвреживания хвостов цианирования. Подается в операцию обезвреживания хвостов цианирования в реактор обезвреживания.

Кальцинированная сода, бура, кварцевый песок, селитра- используются в качестве флюсов при плавке катодного долота на слиток. Дозируются в сухом виде непосредственно в плавильную печь.

Железный купорос в смеси с известью применяется для обезвреживания тары из-под цианида.

4.11.3 Расходы реагентов

Реагенты, применяемые в технологии кучного выщелачивания показаны в таблицах 4.17 и 4.18. Расходы составлены на основании удельных расходов и концентраций реагентов и расчетов по операциям технологического процесса. Концентрацию защитной щелочи в рабочем растворе принимаем 0,03%с учетом необходимости создания ее избытка (4). Цианид расходуется только на кучное выщелачивание. Каустическая сода расходуется на десорбцию и на кучное выщелачивание

Кислотная обработка угля будет осуществляться раствором соляной кислоты концентрацией 3% после десорбции золота. Нейтрализация кислого раствора будет производится 2-х процентным раствором каустической соды. Расходы флюсов рассчитаны из соотношения катодного осадка к флюсам как 1:1 по весу. При этом расходы соды, буры, селитры и кварца составляют соответственно 40,40,10,10 % от общего веса флюсов.

Таблица 8.1. Расходы реагентов на годовую переработку руды 500 000 т

Наименование реагента	Ед. изм.	Расход на 1 т руды	Часовой расход, кг	Суточный расход, кг	Годовой расход, т

Цемент	кг/т	12,0	1562,5	28125	6 000
Цианистый натрий(100%)	кг/т	0,6	27,98	671,4	300
Гидроксид натрия (100%)	кг/т	1,0	8,93	214,3	500
Гидроксид натрия (100%)*		0,022		158,4*	11,09
Соляная кислота (100%)*	кг/т	0,017		118*	8,26
Гипохлорит кальция (60%)	кг/т	0,008			4,145
Уголь активированный	кг/т	0,01	0,6	14,3	5,0
Сода кальцинированная (100%)	кг/т	0,0019		4,22*	0,95
Бура безводная (100%)	кг/т	0,0019		4,22*	0,95
Кварцевый песок (100%)	кг/т	0,0005		1,11*	0,25
Нитрат натрия (100%)	кг/т	0,0005		1,11*	0,25
Железный купорос (100%)	кг/т	0,0054		12*	2,7

Примечание * - показан расход на 1 десорбцию, плавку. В процессе практической деятельности расход соляной кислоты и каустической соды в процессе десорбции и кислотной промывки может быть уменьшен.

Рабочие растворы реагентов для подачи их в процесс готовятся в реагентном отделении.

Таблица 8.2. Характеристика основных товарных реагентов

№ п/п	Наименование реагента	Химическая формула	Содержание основного вещества, %	ГОСТ
1	Цианистый натрий	NaCN	88,0	8464-79
2	Гидроксид натрия (каустик)	NaOH	98,5	2263-79
4	Соляная кислота	HCL	35	3118-77
5	Гипохлорит кальция	CaClO ₂	60	
6	Уголь активированный		99	ISO

* Товарные реагенты могут иметь другие характеристики в зависимости от поставщика.

4.11.4 Приготовление реагентов

Рабочие растворы реагентов для подачи их в процесс готовятся в реагентном отделении.

Цианистый натрий поставляется в мешках биг-бег весом по 1000 кг. Возможна поставка в стальных барабанах весом по 50 кг.. Растваривание барабанов производится на специальной универсальной установке механизированной растарки цианида производства ТОО «Проба», г. Усть-Каменогорск.

Рабочий раствор цианистого натрия с содержанием 20 % весовых NaCN готовится из расчета суточного потребления в растворном баке, откуда готовый раствор переводится в расходный бак для подачи на процесс в указанные выше точки. Максимальный суточный расход цианистого натрия на выщелачивание составляет 671,4 кг.

Растворяется сразу 1000 кг.

Рабочий раствор получается при смешивании 1000 кг цианистого натрия с 4 м³ воды,

причем получается 4,2 м³ раствора плотностью 1,2 т/м³. Часовой расход 27,98 кг или 140 л.

Гидроксид натрия поставляется в металлических барабанах весом по 50 кг или мешках. Рабочий раствор гидроксида натрия, содержащий 20 % NaOH по массе готовится в реактентном отделении. Плотность раствора – 1,219 т/м³. Максимальный среднесуточный расход гидроксида натрия составляет 372,7 кг, Рабочий раствор получается при смешивании 372,7 кг гидроксида натрия с 1,181 м³ воды, причем получается 1,55 м³ раствора плотностью 1,219 т/м³. Часовой расход 15,53 кг или 64,58 л.

Соляная кислота поставляется в канистрах по 30 л и используется периодически при кислотной отмывке насыщенного угля в виде 3 %-ного водного раствора. Этот раствор готовится непосредственно в баке кислотной отмывки в количестве 3,92 м³ расходуется. Для этого в бак в течение часа подается 369 кг товарной соляной кислоты (32 % весовых HCL) и объем доводится до 3,92 м³

4.11.5 Выбор оборудования

Оборудование для растворения цианида

Согласно правилам безопасности растарка и растворение цианидов должно быть механизировано. Поставка цианида планируется меш как типа биг-бег массой по 1000 кг. Возможна поставка в стальных барабанах весом по 50 кг.

Растаривание барабанов с цианидом, а также обезвреживание и смятие пустых биг-бегов предусмотрено производить на установках ТОО «Проба г. Усть-Каменогорск. Технические характеристики показаны в таблицах 8.3, 8.4 и 8.5

Таблица 8.3 Техническая характеристика установки для растворения цианида УР-2МБуБ.00.00.000 ВО

№	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
1	Количество мешков загружаемых за 1 цикл	шт	1
2	Время на растаривание одного биг-бега	мин.	10-15
3	Параметры растариваемого биг-бега:		
	диаметр	мм.	до 1,1
	ширина	мм.	до 1,1
	высота	мм	до 1,6
	вес	кг.	до 1000
5	Объем емкости:		
	общий	м. ³	8,0
	рабочий	м. ³	5,5
6	Габаритные размеры*:		
	длина	мм	5,2
	ширина	мм	4,2
	высота от пола до верхнего габарита	мм	6,15
7	Потребляемая мощность/напряжение	кВт./В	9-12/380
8	Масса	т	6,7
9	Материал “проточной части”		черный металл
10	Категория пожарной опасности		Д (обычное)
11	Насосы основной/резервный		+/+

12	Вентпроводы приточный/вытяжной (подключаются к общецеховой системе нейтрализации)		+
13	Электроталь г/п 1 т.	шт.	1
14	Полимерное покрытие основных узлов и агрегатов, с целью защиты от хим. коррозии (эпоксидное и полиэфирное)		+

Установка дезактивации биг-бегов

Установка дезактивации пустых биг-бегов УДБ-2 предназначена для дезактивации (обеззараживания) пустых биг-бегов из-под токсичных реагентов с целью нейтрализации остатков реагентов для возможности дальнейшей утилизации отработанной тары. На установке УДБ-2 можно проводить дезактивацию биг-бегов прошедших полный цикл растаривания на установке УР-2М/Б, из которых гранулы реагента удалены полностью и которые изнутри/снаружи обмыты водой. Все эти условия выполняются при правильной эксплуатации установки растаривания УР-2М/Б. Установка предназначена для работы в закрытых помещениях при температуре не ниже +10 °С.

Таблица 8.4. Техническая характеристика установки дезактивации пустых барабанов УДБ-8

№ пп	Наименование показателей	Ед.изм.	Значение
1	Габариты ДхШхВ	мм	3000*1338* 3125
2	Масса	кг	1100
3	Количество барабанов, загружаемых за 1 цикл	шт	8
4	Мощность	кВт	1,9
5	Рабочий объем	м ³	2

Примечание: Производительность установки и время дезактивации барабанов зависят от регламента дезактивации определяемого потребителем.

Установка для смятия стальных барабанов УСБ-1

№ пп	Наименование показателей	Ед.изм.	Значение
1	Габариты ДхШхВ	мм	1500*950* 2260
2	Масса	кг	1000
3	Производительность	Бар/час	50-60
4	Усилие сжатия	т	5,0
5	Мощность	кВт	4,0

Установка для обезвреживания мягкой тары ОМТ-1

№ пп	Наименование показателей	Ед.изм.	Значение
1	Габариты ДхШхВ	мм	2266*1146* 3383

2	Масса	кг	970
3	Мощность тельфера	кВт	0,75
4	Общая мощность	кВт	1,9
5	Рабочий объем	м ³	1,03

Установка для смятия мягкой тары UC-Bag

№ пп	Наименование показателей	Ед.изм.	Значение
1	Габариты ДхШхВ	мм	1150*760* 2500
2	Масса	кг	500
3	Усилие прессования	т	6-12
4	Мощность	кВт	3,0

Расходная емкость для крепких растворов цианида

Емкость рассчитываем из условий суточной потребности в крепком растворе цианида. Концентрацию цианистого натрия в растворе принимаем 20 % . Согласно вышеприведенных расчетов суточный расход цианида равен 4,2 м³ Принимаем к установке расходные емкости для цианида 6 м³ (диаметр 2000 мм, высота 2000 мм)

Растворно-расходная емкость для крепких растворов каустика.

Среднесуточный расход каустической соды 0,78 м³. Принимаем к установке емкость с мешалкой объемом 5 м³(диаметр 2000 мм, высота 1600 мм). В этой емкости будет приготавливаться раствор каустика и из нее дозироваться в процесс

Растворно-расходная емкость для кислых растворов

Расход кислых растворов за один цикл кислотной промывки составляет 3,92 м³ Принимаем к установке емкость без мешалки из кислотостойкого материала объемом 5 м³ (диаметр 2000 мм, высота 1600 мм).

Дозирующие насосы для подачи крепких растворов цианида.и каустической соды

Производительность операции кучного насоса рассчитываем по максимальной потребности раствора на выщелачивание. Эта потребность равна 66,75 литров в час раствора цианида для доукрепления рабочих и промежуточных растворов и 32,5 л в час раствора каустика.

Принимаем к установке дозирующие насосы марки НДР 1,0Р 100/10. в количестве 2 единиц для цианида и столько же для каустика.

Таблица 8.6. Техническая характеристика дозирующих насосов марки НД2,5-160-25

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Величина
1	Подача	л/час	160
2	Рабочий диапазон регулирования подачи	л/час	0-160
3	Давление на выходе	Кгс/см ²	25
4	Габариты:длина,ширина,высота	мм	580*273*590

5	Мощность электродвигателя	кВт	0,55
6	Масса	кг	76,5

Дренажные насосы для перекачки кислых растворов

Принимаются к установке насосы дренажные марки ХМВП-6/12П-1,5-АМ производства ООО «Насосы АМПИКА» г. Москва

Таблица 8.7. Техническая характеристика дренажных насосов

№ пп	Наименование показателей	Ед.изм.	Значение
1	Подача	м ³ /час	3/6/12
2	Напор	м.в.ст.	13/12/10
3	Мощность электродвигателя	кВт	1,5
4	Габариты: длина, ширина, высота	мм	360*260*655
5	Масса	кг	23

4.12. Товарная продукция

Конечным товарным продуктом процесса является золотосеребряный сплав Доре, отправляемый на аффинажный завод ТОО «Тау-Кен Алтын» в г. Нур-Султан. Сплав Доре должен соответствовать Национальному Стандарту Республики Казахстан «Золото катодное», Технические условия СТ РК 2690 – 2015, утвержден и введен в действие Приказом Председателя Комитета технического регулирования и метрологии Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан от «24» ноября 2015 года № 236-од. Золото катодное выпускается в порошке и слитках (сплав Доре). Химический состав золота катодного должен соответствовать следующим нормам (таблица 9.1).

Таблица 9.1 Химический состав золота катодного

Наименование	Марка	Массовая доля, %			
		суммы золота и серебра, не менее	примесей, не более		Влаги, не более
			всего	в том числе сумма железа, меди и цинка	
Золото катодное – порошок	ЗКп	70	30	10	2
Золото катодное – слитки (сплав Доре)	ЗКсл	70	30	10	-

Примечание – По согласованию с потребителем допускается поставка катодного золота с пониженным содержанием суммы золота и серебра, но не менее 40%.

Баланс металла

Для процесса сорбционного выщелачивания исходным золотосодержащим продуктом является золотосодержащая руда. Конечными продуктами переработки являются

товарная продукция - золотосодержащий сплав Доре и отработанная руда с отходами от конечных процессов получения золота. Продуктами незавершенного производства (НЗП) являются руда, находящаяся в процессе переработки, частично насыщенный уголь, находящаяся в сорбционных чанах и колоннах и технологические растворы, находящиеся в обороте.

Таблица 10.1. Годовой баланс продуктов переработки руды при получении конечного продукта в виде насыщенного золотом угля

Наименование продукта	Количество продукта, т	Выход продукта, % от руды	Содержание Au, г/т, %	Извлечение Au, % от руды	Количество, Au, г
Поступает					
Руда	500 000	100	0,62	100	310 000
Выходит					
Сплав Доре	129,4	0,026	1500	62,6	194 060
Отходы	499 870,6	99,97	0,232	37,4	115 940
Итого выходит	500 000	100	0,62	100	310 000

Таблица 10.2. Годовой баланс продуктов переработки руды при полном цикле

Наименование продукта	Количество продукта, т	Выход продукта, % от руды	Содержание Au, г/т, %	Извлечение Au, % от руды	Количество, Au, кг
Поступает					
Руда	500 000	100	0,62	100	310 000
Выходит					
Сплав Доре	0,384	0,00007	50%	62	192 200
Отходы	499 999,62	99,99993	0,235	38	117 800
Итого выходит	500 000	100	0,62	100	310 000

Основные технологические параметры процесса

Таблица 11.1. Основные технологические параметры процесса.

№ пп	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
	Дробление и грохочение руды		
1	Крупность руды		
	-поступающих на переработку	мм	-500
	-используемой для дренажного слоя	мм	-120+15
	-укладываемой в кучу	мм	-15+0
2	Эффективность грохочения	%	90
3	Насыпной вес руды	т/м ³	1,6
4	Насыпной вес агломерированной руды	т/м ³	1,4
5	Плотность руды	т/м ³	2,6
6	Режим работы		

	-количество календарных дней в году	дни	270
	-количество часов работы в сутки	часы	18
7	Часовая производительность	т	95,5
	Формирование штабеля		
1	Годовое количество руды (максимальное)	т	500 000
		м ³	416 667
2	Количество карт на штабеле	шт	3
3	Угол естественного откоса штабеля	град	40
4	Высота штабеля 1-го яруса	м	6
5	Количество ярусов		До 4
6	Уклон площадки	%	1-1,5
7	Гидроизоляционное основание		Геомембрана 1 мм
8	- тип использования		Однораз
	Кучное выщелачивание		
1	Содержание золота в руде (товарное)	г/т	0,62
2	Продолжительность полного цикла обработки (водонасыщение, выщелачивание, дренирование)	сут	110
3	Режим работы ПКВ,ГМЦ	сут	330
4	Интенсивность орошения руды рабочим раствором	л/м ² *ч	10
5	Концентрация цианида в рабочем растворе	г/л	0,5
6	рН рабочего раствора		10-10,5
7	Содержание золота в хвостах цианирования	г/т	0,6
8	Массовая доля воды в руде	%	8
9	Массовая доля воды при формировании окатышей	%	18
10	Массовая доля воды в руде после полного дренажа раствора растворов	%	12
	Сорбция		
1	Объем растворов, поступающих на сорбцию, номинальный	м ³ /час	178,6
2	Количество колонн сорбции в одной линии	шт	5
3	Количество линий	шт	3
3	Общее количество колонн	шт	15
4	Общая загрузка угля в колонны	т	30
5	Загрузка угля в одну колонну	т	2,0
6	Линейная скорость пропускания растворов	м/час	21
7	Содержание золота в насыщенном угле, не менее	кг/т	1,5
8	Температура процесса	град	10-25
9	Диаметр сорбционной колонны	м	1,9
10	Рабочая высота колонны	м	4,0
11	Площадь сечения колонны	м ²	2,83
12	Извлечение золота из продуктивных растворов	%	62,2

13	Расход угля на истирание	г/кг	0,01
	Десорбция		
1	Загрузка угля в одну колонну	т	2,0
2	Продолжительность десорбции	час	12
3	Содержание золота в насыщенном угле, не менее	кг/т	1,5
4	Количество колонн	шт	1
5	Температура в колонне десорбции	град	130
6	Давление в колонне десорбции	атм	3
7	Концентрация щелочи в элюенте	%	2
8	Количество объема элюента на объем угля		1:2
9	Емкость регенерированного угля по золоту	г/кг	0,1
	Электролиз золота		
1	Время электролиза	час	12
2	Величина катодного тока	А	1100
3	Напряжение на ванне	В	8
4	Остаточная концентрация золота в электролите	мг/л	1-5
5	Температура в ванне, не более	град	60
	Плавка катодного осадка		
1	Температура сушки	град	150
2	Температура обжига	град	700
3	Продолжительность обжига	час	3,5-5
4	Температура плавления	град	1200
5	Продолжительность плавки	час	1-1,5
6	Содержание золота в шлаке не более	г/т	500
7	Расход флюсов на 1 кг катодного осадка	кг/кг	1/1
	Кислотная и водная промывка угля		
1	Расход соляной кислоты (100%) на тонну угля	кг/т	118
2	Концентрация соляной кислоты в промывочном растворе	г/л	30
3	Продолжительность кислотной обработки	час	1,5
4	Количество объемов раствора на объем угля		2:1
5	Количество объемов промывной воды на объем угля		2:1
6	Температура воды	град	10-25
7	Продолжительность отмывки	час	1,5
	Регенерация угля		
1	Влажность исходного продукта, не более	%	20
2	Температура в рабочей зоне печи	град	650-700
3	Продолжительность прокалки	час	0,35-0,5
	Промывка штабеля		
1	Интенсивность орошения	л/м ² час	10
2	Продолжительность обезвреживания	сутки	1,6
3	рН обезвреженных растворов	ед.	10-11
4	Расход гипохлорита кальция	кг/т руды	0,008
5	Массовая концентрация цианид-ионов в	мг/л	0,035

	жидкой фазе обезвреженных хвостов выщелачивания		
--	--	--	--

Таблица 11.2. Нормы расхода реагентов и материалов

№ пп	Наименование реагентов	Ед. изм.	Норма расхода
1	Цианистый натрий (100%)	кг/т	0,6
2	Активированный уголь (100%)	кг/т	0,01
3	Каустическая сода (100%)	кг/т	1,022
4	Соляная кислота (100%)	кг/т	0,017
6	Гипохлорит кальция (60%)	кг/т	0,008
9	Сода кальцинированная (100%)	кг/т	0,0019
10	Бура безводная (100%)	кг/т	0,0019
11	Кварцевый песок (100%)	кг/т	0,0005
12	Натрий азотнокислый (100%)	кг/т	0,0005
13	Железный купорос	кг/т	0,0054
14	Цемент	кг/т	12,0
14	Техническая вода	м ³ /т	0,495
15	Электроэнергия*	кВт*час/т	15,83

Примечание * расход электроэнергии подсчитан ориентировочно

4.13. Аппаратурно-технологическая схема

4.13.1. Дробильно-агломерационный комплекс

Аппаратурно-технологическая схема дробильно-агломерационного комплекса представлена в приложении 3.

Руда автомашинами доставляется на рудный склад и загружается в приемный бункер и далее в шековую дробилку крупного дробления PE 600*900 поз. 2.

Далее, ленточным конвейером поз. 4 дробленая руда подается на инерционный грохот 2YA1542 поз. 5. Надрешетный продукт поступает дробилки PVB 1200/170 поз. 7. Дробленый продукт по конвейерам поз. 8 и 11 поступает на инерционный грохот 2YA1542 поз. 12. Надрешетный класс грохота подается в роторную дробилку PVD 1750 поз. 9. Дробленый продукт дробилки вновь подается на грохот 2YA1542 (находится в обороте). Подрешетные классы грохота являются готовым классам, который по конвейерам поз. 13 и 15 подается в узел агломерации, состоящий из аглобарабана поз. 22, цементного силоса поз. 20 и системы конвейеров. Предусмотрен вариант потока-минуя узел агломерации в узел формирования штабелей.

Агломерированная руда по передвижным конвейерам поз. 24, самоходному конвейеру поз. 25 поступает на радиальный укладчик поз. 26, который формирует рудный штабель.

4.13.2. Гидрометаллургический цех (ГМЦ)

Аппаратурно - технологическая схема ГМЦ представлена в приложении 4.

В ГМЦ расположены 4 технологические емкости: для рабочих растворов поз. 17, для продуктивных растворов поз. 21 и технической воды поз. 14. Насосами поз. 18 рабочий раствор подается на систему орошения штабеля. Продуктивный раствор со

штабеля подается в бак продуктивных растворов поз.21. Далее раствор насосами поз. 22 подается в сорбционные колонны поз. 24, наполненные активированным углем. Обеззолоченный раствор направляется в бак рабочих растворов, подкрепляется цианидом и щелочью и направляется на штабель. Насыщенный уголь из колонны сорбции направляется в систему десорбции и электролиза. Основное оборудование системы: колонна десорбции поз.35, электролизер поз. 29, чан элюата поз. 30. Далее катодный осадок снимается с электролизера и переносится в «золотую комнату» на плавку. Обеззолоченный уголь направляется в чан кислотной промывки поз. 25 и далее по системе трубопроводов и желобов -в печь регенерации поз. 39. После охлаждения в бункере поз. 40 уголь направляется в свободную колонну сорбции.

С работой ГМЦ связаны накопительный пруд технической воды, аварийный пруд и пруд нейтрализованных кислых растворов.

4.14 Метрологическое обеспечение технологического процесса

Контроль параметров работы оборудования обеспечивается системой контроля и автоматизации, прилагаемой к каждой единице оборудования в соответствии с паспортными и режимными требованиями.

Система технологического контроля и опробования производственных процессов включает параметры оперативного и аналитического контроля.

Оперативный контроль обеспечивает постоянство следующих параметров технологии:

- подача рабочего раствора на штабель и подача продуктивного раствора в ГМЦ контролируется расходомерами;
- давление в трубопроводах контролируется манометрами;
- оперативный контроль содержания золота в технологических растворах выполняется путем отбора пробы определенного объема и сдача на анализ;
- оперативный контроль заполнения колонны кислотной промывки насыщенным углем выполняется по показаниям уровнемера;
- оперативный контроль электролиза выполняется по показаниям амперметра и вольтметра на ваннах;
- оперативный контроль элюирования выполняется по показаниям термометра и манометра;
- оперативный контроль температуры обжига и плавки катодов выполняется по показаниям термометра;
- оперативный контроль и регулирование щелочности рабочего раствора при баке рабочего раствора выполняется с помощью автоматических рН-метров;
- оперативный контроль и регулирование концентрации цианида при баке рабочего раствора выполняется с помощью ежечасного титрования и регулировкой запорной арматуры.
- оперативный контроль уровня растворов в баках технологических растворов , и в системе водоснабжения выполняется с помощью уровнемеров;
- оперативный контроль выхода сплава Доре определяется взвешиванием охлажденных слитков.

Система аналитического контроля включает опробование продуктов переработки руды и растворов реагентов, подготовку и физико-химический анализ подготовленных проб. Анализ выполняется в лаборатории.

Для составления технологических и товарных балансов используются данные

сменного, суточного, декадного опробования параметров (содержания контролируемых металлов) конечных продуктов. Генеральное (полное) опробование в едином временном промежутке обычно выполняется для определения движения материальных потоков по всей технологической схеме. Такое опробование выполняется на предприятиях обычно при составлении технологической инструкции предприятия в период стабильной работы всех переделов и, соответственно, стабильных технологических показателей. Обычно выполняется снятие сменных или суточных технологических показателей. При контроле технологического процесса используется нормативная документация в виде аттестованных методик выполнения измерений, разработанных Аналитическим центром ОАО «Иргиредмет», утвержденных Госстандартом Республики Казахстан для применения предприятиями и организациями РК:

– МА 117-2 ИАЦ – 37 - 99 (ФР. 1.31.1999.00040) «Методика выполнения измерений массовых долей золота в пробах руд золотосодержащих и продуктов их переработки атомно-абсорбционным методом»;

– МА 117-2 ИАЦ – 43-2000 (ФР.1.31.2001.00212) «Методика выполнения измерения массовых долей золота и серебра в пробах руд золотосодержащих и продуктов их переработки пробирным методом массовых долей золота пробирно - атомно-абсорбционным методом»;

– МА 117-2 ИАЦ – 44-2000 (ФР.1.31.2000.00120) «Методика выполнения измерения массовых долей и серебра в пробах руд золотосодержащих и продуктов их переработки атомно-абсорбционным методом»;

– МА 117-2 ИАЦ – 46-2000 (ФР.1.31.2000.72) «Методика выполнения измерения массовых долей золота и серебра в пробах золотосодержащих ионообменных смол и активированных углей атомно-абсорбционным методом»;

– МА 117-2 ИАЦ – 49-2000 (ФР.1.31.2001.00213) «Методика выполнения измерения массовых долей меди, цинка, железа, кобальта, никеля, кадмия, свинца, сурьмы, висмута, теллура в пробах руд золотосодержащих и продуктов их переработки атомно-абсорбционным методом»;

– ОМ – 98 – РК – 1 – 94 «Отбор и подготовка проб золотосодержащих материалов для химического анализа и определения содержания влаги».

Конечную продукцию – сплав Доре анализируют на содержание золота (балансовая проба) и периодически на содержание примесей в соответствии с Национальным Стандартом Республики Казахстан «Золото катодное», Технические условия СТ РК 2690 – 2015, утвержден и введен в действие Приказом Председателя Комитета технического регулирования и метрологии Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан от «24» ноября 2015 года № 236-од. Золото катодное выпускается в порошке и слитках (сплав Доре).

Карта контроля технологического процесса показана в Приложении

4.15 Аналитическая лаборатория

4.15.1 Назначение и состав лаборатории

Лаборатория предназначена для проведения химического анализа на определение содержания золота и серебра атомно-абсорбционным методом в окисленных золотосеребряных рудах месторождения Мукур, технологических проб и растворов ЗИФ. Подготовка проб руды для проведения химического анализа проводится в отделении пробоподготовки.

Доставка проб руды из карьера в лабораторию производится на автотранспорте геологическим отделом. Одновременно с пробами в лабораторию поступает сопроводительная ведомость на доставленные пробы. Ведется регулярный контроль по количеству поступающих проб и проб, подлежащих возврату геологам. Технологические пробы ЗИФ в лабораторию доставляют пробоотборщики ЗИФ. Количество проб, поступивших в лабораторию, регистрируется в журналах. Лаборатории обслуживает карьер и ЗИФ предприятия.

4.15.2 Основные методы проводимых в лаборатории анализов:

- титрометрический;
- атомно-абсорбционный;
- фотометрический;
- гравиметрический;

Контролируемые объекты:

- уголь активированный;
- руда золотосодержащая месторождения;
- продукты из контролируемых точек технологического процесса;

В отделении лаборатории находятся следующие помещения:

- отделение пробоподготовки;
- отделение химического разложения проб;
- отделение атомно-абсорбционного анализа;
- кладовая прекурсоров;
- бытовые помещения.

Пробоподготовка проб руды для проведения химического анализа проводится согласно утвержденным схемам разделки проб.

Данные схемы разделки проб включают в себя следующие операции:

- сушка проб;
- дробление;
- сокращение;
- просеивание;
- стирание;
- контрольное просеивание;
- взятие пробы для химического анализа;
- взятие проб для дубликатов.

Штатное расписание АЛ: ИТР- 2 человека, лаборантов химанализа – 4 человека, пробоотборщиков- 2 человека, дробильщиков- 2 человека.

Режим работы аналитической лаборатории круглогодичный, круглосуточный. ИТР и рабочие работают по утвержденному вахтовому графику.

Размещение оборудования АЛ и наименование занимаемых помещений показано на технологических чертежах. Помещения АЛ запроектированы с учетом противопожарных требований к конструктивным и планировочным решениям и оборудовано техническими средствами пожаротушения.

Количество эвакуационных выходов, ширина и открывание дверей принято с учетом противопожарных требований.

14.3 Данные о производственной программе

Таблица 14.1. Плановое количество анализируемых проб в год

№ пп	Наименование проб	Количество проб В год
1	Пробы с горных участков	18 000
2	Технологические пробы ЗИФ	14 381
	Итого	32 381

График проведения проб в АЛ показан в приложении 2.

Химический анализ проб руды

Для проведения химического анализа проб в лаборатории используются методики выполнения измерений «Руды золотосодержащие и продукты их переработки. Атомно-абсорбционный метод определения золота», «Руды золотосодержащие и продукты их переработки. Атомно-абсорбционный метод определения серебра» метрологически аттестованы РГП «КазИнМетр» 16.07.2012 г., ГОСТ 17234 «Золотые сплавы. Метод определения золота и серебра».

Средства измерений, вспомогательные устройства, реактивы, растворы и материалы

При выполнении измерений применяют следующие средства измерений, вспомогательные устройства, реактивы, растворы и материалы:

- спектрометр атомно-абсорбционный, обеспечивающий проведение измерений при длине волны 242,8 нм, с горелкой для пропан-бутанового пламени;
- спектральная лампа тлеющего разряда с полым катодом, с аналитической линией 242,8 нм;
- весы лабораторные аналитические по ГОСТ 24104, 2-го класса точности, погрешность взвешивания не более 0,0005 г.;
- колбы мерные 2-100-2, 2-200-2, 2-250-2, 2-1000-2 по ГОСТ 1770;.;
- пипетки градуированные 1-2-2-1(2,5,10) по ГОСТ 29227;
- пипетки с одной меткой (1,2,5,10) по ГОСТ 29169;
- бюретка 1-3-2-50 по ГОСТ 29251;
- мензурки 50, 100 по ГОСТ 1770;
- цилиндр 3-25 (100) по ГОСТ 1770;
- колбы конические КН-2-250-34 по ГОСТ 25336;
- воронка лабораторная по ГОСТ 25336;
- стакан химический по ГОСТ 25336;
- палочка стеклянная по ГОСТ 25336;
- электропечь муфельная с терморегулятором;
- шейкер;
- плита нагревательная лабораторная;
- фильтры марки СФ или МФ (синяя лента, белая лента) по ГОСТ 12026;.;
- пропан-бутан по ГОСТ 20448;
- кислота соляная по ГОСТ 3118, хч, $\rho = 1,19 \text{ г/дм}^3$;
- кислота азотная по ГОСТ 4461, хч;
- вода дистиллированная по ГОСТ 6709;
- аммоний фтористый кислый по ГОСТ 9546;
- натрий хлористый по ГОСТ 4233;
- спирт изоамиловый по ГОСТ 5830;

-сульфиды нефти по ТУ -6-09-13-163-75;

-толуол по ГОСТ 5789.

Допускается применение других средств измерений, вспомогательных устройств, реактивов, растворов и материалов, при условии выполнения контроля точности измерений без превышения метрологических характеристик, установленных настоящей МВИ.

Атомно-абсорбционный метод определения содержания золота в рудах и продуктах их переработки основан на измерении степени (интенсивности) поглощения резонансного излучения атомов золота, образующихся в результате распыления анализируемого раствора в пламени атомизатора.

Пробу переводят в раствор кислотным разложением. Возможные матричные эффекты устраняют разбавлением пробы.

Таблица 14.2. Расходы материалов и химикатов

№ пп	Наименование реактивов и материалов	ГОСТ	Ед.изм.	Годовой расход
1	Кислота соляная, х.ч.	3118	кг	2670
2	Кислота азотная, х.ч.	4461	кг	900
3	Спирт изоамиловый	5830	кг	273
4	Спирт этиловый	18300	кг	3
5	Аммоний фтористый кислый	9546	кг	219
6	Вода дисциллированная	6709	кг	20040
7	Натрий хлористый	4233	кг	1,2
8	Пропан-бутан	20448	Баллон 50 л	11
9	Серебро азотнокислое	1277	кг	0,6
10	Калий бромистый	4180	кг	3,6
11	Кислота уксусная	61-75	кг	1,0
12	Медь марки М1	859-66	кг	0,24
13	Свинцовая фольга марки СО	3778-65	кг	2
14	Страдарт-титры для рН-метрии		упак-ка	1
15	ГСО ионов золота	8429-2003	упак-ка	1
16	ГСО ионов серебра	03.01.00065	упак-ка	1
17	Фильтр «Белая лента» 19 см		упак-ка	420
18	Фильтр «Синяя лента» 19 см		упак-ка	210
19	Серебро хлористое, х.ч.	ТУ 64-9-3862-87	кг	1,0
20	Аммиак водный, х.ч.	3760	кг	15,0

4.16. Утилизация промышленных отходов

Перед консервацией отработанных куч производят водную отмывку цианистых соединений и при необходимости проводят дополнительное обезвреживание.

Водная отмывка отработанного рудного штабеля может производиться не сразу по окончании полного дренажа продуктивных растворов, а перед смачиванием нового, вовлекаемого в переработку рудного штабеля.

Отмывку цианидов водой производят с интенсивностью орошения 0,2-0,24 м³/м²*сут. Потребность воды для полной отмывки хвостов от цианида составляет 0,332м³/т хвостов.

Промывная вода, доукрепленная реагентами используется для орошения новых штабелей или для восполнения испарившейся воды.

Исследованиями, проведенными Казмеханобром на ряде месторождений, отработанных методом кучного выщелачивания установлено, что в промытых водой кучах, за счет естественной деструкции, через полгода в водной вытяжке содержание цианид-ионов было ниже ПДК.

В этой связи, необходимость дополнительного обезвреживания куч устанавливается после отбора и анализа проб отработанной и промытой руды.

Предельно допустимые концентрации (ПДК) цианидов в почве не нормированы, ПДК для цианистоводородной кислоты и её солей (цианидов) в воде водоемов санитарно-бытового использования - 0,1 мг/л.

При осуществлении процесса кучного выщелачивания используется гидроизоляционное основание для исключения распространения цианистых растворов как в водоемы санитарно-бытового использования, так и в подземные источники воды.

После полной отработки руды данного месторождения и окончания функционирования УКВ производится обезвреживание цианидов в дренажных растворах перед сбросом их в накопительный (аварийный) пруд, который имеет гидроизоляционную защиту от проникновения растворов в окружающую среду и подземные источники воды.

Обезвреженные растворы могут использоваться для промывки куч. Обезвреживание цианосодержащих растворов производится либо товарными хлорсодержащими агентами (хлорная известь, гипохлориты кальция и натрия) либо хлорагентами, получаемыми на месте в результате электролиза растворов, содержащих хлорид натрия (поваренная соль).

Учитывая, что общее количество цианидов в дренажных и промывных растворах составляет сравнительно небольшую величину и процесс обезвреживания носит единичный характер (в конце отработки всей руды) в проекте наиболее рационально предусмотреть реагентный метод очистки хлорагентами при pH 10,5-11 до остаточной концентрации активного хлора в очищаемых растворах на уровне 10-15 мг/л (при этом содержание цианидов в растворе ниже норм ПДК). Остаточный “активный хлор” в растворе через 12-15 часов полностью разлагается за счет взаимодействия его с продуктами окисления цианидов - цианатами и аммиаком.

Определение расхода “активного хлора” для окисления цианидов выполняется по формуле:

$$X_{Cl} = 2,73 \cdot A, \text{ где}$$

A - остаточная концентрация цианидов.

Необходимое количество товарного реагента можно определить по формуле:

$$X = X_{Cl} \cdot Q \cdot 100/1000 \cdot a + n = X_{Cl} \cdot Q \cdot /10a + n, \text{ где:}$$

X – количество товарного реагента (гипохлорита кальция), кг/час;

X_{Cl} - количество активного хлора, необходимое для окисления цианидов, мг/л или г/м³;

Q – расход цианосодержащих растворов, м³/час;

a – содержание активного хлора в товарном реагенте, %

n – коэффициент избытка реагента, равный 5 мг/л.

Таким образом, для обезвреживания сточных вод выполняется следующий расчет:

– расход воды в системе оборотного водоснабжения составляет 219,68 м³/час

– остаточная концентрация цианидов в воде – 200 мг/л (максимальная)

Необходимое количество “активного хлора” составит:

$$X_{Cl} = 2,73 \cdot 200 = 546 \text{ мг/л или г/м}^3$$

Необходимое количество гипохлорита кальция (при содержании 60% “активного хлора”)

$$X = 117,2 \cdot 546 / 10 \cdot 60 + 5 = 105,77 \text{ кг/час}$$

Объем дренируемого раствора с 1-ой карты составит 14 000 м³

И при расходе сточных вод 357 м³/час обезвреживание объема сточных вод произойдет за:

$$14\ 000 / 357 = 39,2 \text{ часов работы}$$

Для обезвреживания всего объема сточных вод потребуется:

$$105,77 \cdot 39,2 = 4145,5 \text{ кг}$$

Подщелачивание сточной воды производится едким натром с использованием тех же растворных и расходных баков, что и для приготовления рабочего раствора для выщелачивания. Доза реагента (едкий натр) определяется на основе экспресс-анализа уровня рН.

В целях более точного дозирования реагентов (едкого натра и гипохлорита кальция) рекомендуется процесс обезвреживания сточных вод производить в две стадии. На первой стадии производится подщелачивание сточных вод до уровня рН 11-11,5. На второй стадии к сточной жидкости добавляют раствор реагента (гипохлорита кальция).

После завершения процесса обезвреживания сточных вод производится лабораторный контроль.

1. рН раствора. Величина водородного показателя должна находиться в пределах 11-11,5.

2. Концентрация раствора гипохлорита кальция. Концентрация рабочего раствора должна составлять 10%.

3. Контроль остаточного “активного хлора”. Концентрация “активного хлора” в сточной воде должна быть 3-5 мг/л.

Наличие в очищенной сточной воде 3-5 мг/л остаточного “активного хлора” является гарантией отсутствия в ней токсичных цианидов.

4.17 Механизация и автоматизация технологических процессов

В рабочем проекте предусмотрена максимально целесообразная механизация и автоматизация производственных процессов.

Транспортировка грузов в таре осуществляется вилочным погрузчиком.

Вскрытие «биг-бегов» с цианидами производится только на механизированной установке, исключающей контакт обслуживающего персонала с ядовитыми веществами.

Транспортировку растворов осуществляется по трубопроводам при помощи насосов. Объем растворов контролируется при использовании расходомеров.

Транспортировка угля в технологических аппаратах осуществляется при помощи избыточного давления транспортной воды и гидроэлеваторами.

Запроектированы следующие системы автоматического регулирования:

- дозирование цемента в агломератор в зависимости от количества, подаваемой в агломератор руды.

- дозирование раствора каустической соды в рабочий раствор в зависимости от заданного рН раствора.

Дозирование и регулирование раствора цианида в рабочий раствор производится вручную с помощью запорной арматуры.

Запроектированы приборы для контроля следующих параметров:

- расход рабочего раствора, поступающего на орошение кучи;

- расход продуктивного раствора, поступающего на сорбцию;

- расход технической воды;

- уровни в емкостях продуктивного, обеззолоченного, рабочего растворов и технической воды.

Контроль параметром будет производиться следующим образом: концентрация цианида натрия будет проверяться методом ручного титрования, рН растворов проверятся ручным рН-метром

Запроектирована сигнализация при превышении ПДК по цианиду в воздухе рабочей зоны, контроль расхода обезвреживающего раствора на обезвреживания кучи, весовой учет руды, сигнализация о работающем оборудовании, система видеонаблюдения (2 камеры в ГМЦ, 1 камера в «золотой комнате», 1 камера в ЗПК, 1 камера на ДАК, 1 камера на ПКВ)

Рекомендуется устройство операторского пункта с выводом в него вторичных приборов контроля и управления и видеонаблюдения и мнемосхема технологического процесса.

Рекомендуется сменно-узловой метод ремонта путем замены отдельных узлов другими, заранее изготовленными или поставляемыми комплектно с оборудованием заводов-изготовителей.

4.18. Штатное расписание трудящихся

Таблица 17.1. Штатное расписание ЗИФ

№ пп	Должность, профессия	Смена		Вахта	Спис. числ.
		Дневная	Ночная		
	ИТР				
1	Начальник фабрики	1		1	1
2	Зам. начальника фабрики	1		1	1
3	Начальник ДАК	1		1	1
4	Зам. начальника ДАК	1		1	1
5	Технолог	1		1	2
6	Энергетик	1		1	2
7	Механик	1		1	2
8	Начальник вахты	1		1	2
9	Инженер по ТБ и ОТ	1		1	2
10	Кладовщик ТМЦ	1		1	2
11	Медсестра	1		1	2
12	Завскладом СДЯВ	1		1	2
13	Мастер смены	2	2	4	8
14	Начальник лаборатории и ОТК	1		1	1
15	Инженер-химик и зав. ЗПК	1	1	2	4
	Всего ИТР	16	3	19	33

№ пп	Должность, профессия	Смена		Вахта	Спис. числ.
		Дневная	Ночная		
	Рабочие				
	ДАК				
1	Дробильщик	4	4	8	16
2	Машинист конвейера	4	4	8	16
	Итого	8	8	16	32
	ГМЦ				
	Отделение сорбции				
1	Аппаратчик- гидрометаллург(сорбция)	1	1	2	4
2	Растворщик реагентов	2	2	4	8
	Итого	3	3	6	12
	Отделение десорбции и электролиза				
1	Аппаратчик-гидрометаллург (электролиз)	1	1	2	4
2	Плавильщик	1		1	2
	Итого	2	1	3	6
	Площадка кучного выщелачивания				
1	Аппаратчик-гидрометаллург (Бригадир)	1	1	2	4
2	Аппаратчик-гидрометаллург (ПКВ)	4	4	8	16
	Итого	5	5	10	20
	РММ				
1	Слесарь по ремонту оборудования	1	1	2	4
2	Электрослесарь + КИП и А	1		1	2
3	Токарь	1		1	2
4	Газоэлектросварщик	2	2	4	8
5	Электромонтер по ремонту и обслуживанию электрооборудования	2	2	4	8
	Итого	7	5	12	24
	Аналитическая лаборатория				
1	Лаборант химического анализа	1	1	2	4
2	Дробильщик	1	1	2	4
3	Пробоотборщик ОТК	1	1	2	4
	Итого	3	3	6	12
	Всего рабочие	28	25	53	106
	Всего	44	28	72	139

18 Электроснабжение в отдельном проекте

Таблица 5.18.1 Расчет электроэнергии

№ пп	Наименование оборудования	Кол.	Мощ- ность ед. кВт	Часы раб. в сут.	Кол. сут. в год	Годовой расход эл. кВт. Час

Оборудование ДСК						
1	Пластинчатый питатель ТК-16	1	11,0	18	210	41 580
2	Грохот инерционный ГИС-42	1	11,0	18	210	41 580
3	Дробилка щековая СМД-110	1	75,0	18	210	283 500
4	Дробилка щековая СМД-108	1	45,0	18	210	170 100
5	Дробилка роторная СМД-75	1	132,0	18	210	498 960
6	Агломерационный барабан	1	55,0	18	210	207 900
7	Питатель цемента	1	3,0	18	210	11 340
8	Ленточные конвейеры В-650, 30 ед.		320,0	18	210	1 209 600
9	Электронные ленточные весы	1	0,3	18	210	1 134
10	Электромагнитный железоотделитель	1	2,3	18	210	8 694
11	Система аспирации		40,0	18	210	151 200
12	Освещение		10,0	9	210	18 900
13	Неучтенные		50,0	18	210	189 000
	Итого					2 833 488
Оборудование ГМЦ						
1	Насос консольный типа К 3 ед.		60,0	24	340	489 600
2	Насосы дренажные типа "Иртыш", 3 ед		19,5	4	340	26 520
3	Насос дренажный 40HV-SP	2	5,5	4	340	7 480
4	Система десорбции и электролиза	1	204,0	12	107	261 936
5	Система регенерации угля	1	153,0	20	55	168 300
6	Система плавки	1	27,5	5	55	7 563
7	Комплект растворения цианида "Проба"	1	24,0	24	340	195 840
8	Дренажные насосы		8,0	3	340	8 160
9	Система аспирации		40,0	24	340	326 400
10	Освещение		10,0	9	340	30 600
11	Неучтенные		100,0	24	340	816 000
12	Грузоподъемное оборудование		11,0	24	340	89 760
	Итого					2 428 159
1	Оборудование АЛ		30,0	20	340	204 000
2	Оборудование АБК		10,0	24	340	81 600
3	Оборудование производственной котельной		20,0	24	200	96 000
4	АЗС		10,0	12	340	40 800
5	Оборудование склада реагентов		5,0	24	340	40 800
6	Прочие		10,0	24	350	84 000
	Итого		85			547 200
	Всего					5 808 847
	Потери в трансформ и линиях 5%					290 442
	Всего с потерями и компенсациями					6 099 289
	Всего с коэффициентом одноврем. 0,9					5 489 360
	Удельный расход электроэнергии на 1 т руды, кВт*час					18,30
	Максимальная установленная мощность кВт					1140

Проектом предусмотреть прокладку сетей 0,4 кВ от ранее запроектированной КТПН №1.

В качестве второго независимого источника питания для потребителей 2-ой категории надежности на случай аварийного отключения основного источника электроснабжения в рабочем проекте предусмотрен дизельный генератор (ДЭС) мощностью 600 кВт (660 кВА).

Электроснабжение зданий выполнено кабельными линиями 0,4 кВ кабелями марки АВББШв-1,0 проложенными в земле в траншее на глубине 0,7 м от уровня земли. Сечения выбраны по допустимому току и проверены по допустимой потере напряжения с учетом максимальных потерь напряжения в распределительных и групповых сетях зданий.

Прокладку кабелей 0,4 кВ выполнять в траншеях с защитой сигнальной лентой и в ПНД трубах Ø100 мм при пересечении с дорогами и инженерными коммуникациями. При прокладке кабелей в ПНД трубах Ø100 мм в каждую трубу затягивать не более одного кабеля.

Траншеи, пересечения и параллельную прокладку с инженерными коммуникациями и автодорогами выполнить согласно серии А5-92 и ПУЭ РК.

Заземлению подлежат все нормально нетокопроводящие токопроводящие части электрооборудования, которые могут оказаться под напряжением при повреждении изоляции или аварийном состоянии электрооборудования.

Наружный контур заземления выполнить из стали полосовой 4x40 мм - горизонтальные заземлители и из угловой стали 50x50x5 мм длиной 2,5 м - вертикальные заземлители. Контур проложить по периметру котельной, КТПН и ДЭС на расстоянии 1 м от фундамента в траншее глубиной 0,5-0,7 м.

Сопротивление заземляющего устройства в любое время года согласно ПУЭ РК не должно превышать 4 Ом.

После монтажа контура заземления необходимо произвести замер его сопротивления. В случае если сопротивление будет превышать 4 Ом, то следует добавить заземлители во внешний контур заземления.

Проектом предусматривается молниезащита резервуара с топливом. В качестве молниеприемника используется молниеотвод высотой 20 м. Молниеприемник и резервуар заземляется. Для заземления использовать вертикальные заземлители, выполненные из угловой стали 50x50x5 мм длиной 2,5 м. В качестве горизонтальных заземлителей использовать сталь полосовую 4x40 мм.

Все соединения выполнить сваркой.

Электромонтажные работы выполнять в соответствии с требованиями ПУЭ РК и ПТЭ РК, а также в соответствии с другими нормативными документами, действующими на территории РК

19. Охрана труда и техника безопасности

19.1 Общие положения

В соответствии с Законом Республики Казахстан «Об охране труда», обеспечение здоровых и безопасных условий труда на предприятии, организация контроля за состоянием охраны труда возлагается на работодателя.

Работодатель обязан организовать работу по соблюдению норм и требований в соответствии с «Санитарными правилами и нормами по гигиене труда в

промышленности», утвержденными 22 августа 1994 года, «Инструкцией о составе и порядке разработки мероприятий по охране труда в проектах предприятий цветной металлургии» (ВСН08-83), «Техникой безопасности в химических лабораториях», «Системами стандартов безопасности труда. Продукция цветной металлургии. Методы анализа» (ОСТ48-232-83). с учетом требований «Требований промышленной безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов» (ПБ-06-09-92), Правил устройства электроустановок (ПУЭ), а также соответствующих СНиПов и ГОСТов.

Проектные решения разработаны в соответствии с «Санитарными нормами и правилами», «Санитарными нормами проектирования промышленных предприятий», «Правилами безопасности в свинцово-цинковом производстве», «Правилами пожарной безопасности для предприятий цветной металлургии» и «Инструкциями о составе и порядке разработки мероприятий по охране труда в проектах предприятий цветной металлургии - ВСН 08-83».

Все вновь поступающие на работу должны пройти медицинское освидетельствование и получить вводный инструктаж по охране труда и безопасности работ (перед допуском к работе).

Перед допуском к работе все вновь принятые на работу лица должны получить первичный инструктаж по ТБ на рабочем месте. Такой же инструктаж должен проводиться при переводе работника из одного подразделения в другое, с одной работы на другую, с одного вида оборудования на другое. Первичный инструктаж на рабочем месте должен проводиться непосредственным руководителем работ с каждым работником индивидуально.

Все трудящиеся обеспечиваются спецодеждой и средствами индивидуальной защиты согласно установленных норм.

Перед началом работы работающий обязан проверить:

- рабочее состояние спецодежды и спец. обуви; исправность защитных и предохранительных приспособлений и средств;
- освещенность рабочего места, действие вентиляционной системы и т.п.;
- исправность инструмента, необходимого для работы;
- исправность оборудования (конвейера, грохота, насосы и т.д.), его заземление, ограждение вращающихся и движущихся частей и т.д.

В случае выявления каких-либо неисправностей или отклонений отТребований правил безопасности, работающий, не приступая к работе,обязан сообщить об этом своему непосредственному руководителю и не приступать к работе до полного устранения всех выявленных нарушений.

Самостоятельно устранять нарушения правил безопасности (если это не Входит в обязанности работающего и не позволяет его квалификация) работающему запрещается.

Предусмотренные мероприятия:

- при укладке пленки на гидроизолирующее основание необходимо, во избежание воздействия парусного эффекта, пленку по краям прижать мешками, заполненными песком;
- хранение и растворение цианидов осуществлять только в отдельном закрытом помещении, выполненном по проекту, с организацией смыва и обезвреживания случайных проливов и просыпей, охранной и аварийной сигнализацией, вентиляцией помещения;

- расстановка оборудования осуществляется по проекту с учетом обеспечения необходимых проходов, проездов, зазоров и т.п.;
- движущиеся части механизмов, площадки и лестницы должны быть ограждены;
- в отделениях с влажным режимом предусмотрена общеобменная вентиляция и местные принудительные вытяжки из баковой аппаратуры и укрытия последних крышками;
- предусмотрена аспирация всех точек пыления, все местные отсосы от мест выделения вредных веществ должны работать постоянно с последующим обезвреживанием выбросов. Контроль над содержанием вредных веществ в воздухе рабочей зоны производственных помещений осуществляется в соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.005. Производственные помещения должны быть оборудованы приточной вытяжной вентиляцией по ГОСТ 12.4.021 все возможные проливы растворов должны по специальным закрытым канавам или трубам стекать в дренажные приемки и перекачиваться насосами в баковую аппаратуру в соответствии с требованием технологического процесса, приемки укрываются плитами и решетками; все дренажные насосы должны работать в автоматическом режиме; дозирующие насосы с расходных емкостей крепких растворов должны находиться на огражденной гидроизолированной площадке с системой дренажа в сторону зумпфа;
- тара из-под цианидов должна обезвреживаться согласно действующим нормам и правилам;
- все токоприемники должны быть надежно заземлены;
- все трубопроводы должны быть выполнены с уклоном, обеспечивающим полное опорожнение растворов из них в случаях различных остановок;
- оборудование и трубопроводы окрашиваются в сигнальные цвета, согласно ГОСТ 14202-69;
- помещения хранения и приготовления цианистых растворов должны быть оборудованы непрерывно действующими автоматическими приборами, снабженными системой звуковой и световой сигнализации, включающейся при превышении на рабочих местах содержания паров синильной кислоты свыше предельно допустимой концентрации;
- все аппараты, имеющие высокие температуры стенок, покрыты тепловой изоляцией; обслуживающий персонал обеспечивается спецодеждой по ГОСТ 12.4.021. Применяются средства индивидуальной защиты в соответствии с требованиями ГОСТ 12.4.013, ГОСТ 12.4.028 и «Инструкции о порядке выдачи, хранения и пользования специальной одеждой, специальной обувью и предохранительными приспособлениями» утвержденной Министерством труда и социальной защиты населения Республики Казахстан от 02.06.1997;
- на рабочих местах организуются питьевые фонтанчики и раковины;
- в производственных помещениях предусмотрена ежесменная уборка;
- на рабочих местах запрещается принимать пищу и курить;
- на предприятии должны быть составлены инструкции по технике безопасности с ознакомлением с ними всего персонала.

Предусмотренные мероприятия по охране труда, технике безопасности и промышленной санитарии позволяют обеспечить нормальные условия труда.

19.2. Обеспечение безопасности труда на ЗИФ

При проектировании промышленного участка кучного выщелачивания необходимо предусмотреть проведение нижеследующих мероприятий:

- основание для площадки выщелачивания должно быть расположено на возвышенном участке, не подверженном внезапным затоплениям поверхностными водами.
- площадка выщелачивания должна быть ограждена защитным валом высотой не менее 2 м, вдоль внешнего периметра которого проходит водоотводная канава, включающая в контур защиты не только основание под рудный штабель, но и весь аппаратный комплекс технологического оборудования.

Предусмотреть применение оборотной системы водоснабжения, позволяющей многократно использовать воду, не сбрасывая ее в водотоки. Обезвреживание обеззолоченных растворов производится лишь в конце выщелачивания. Как вариант можно предусмотреть зимнее хранение обезвреженных (или не обезвреженных) растворов в рабочих резервуарах.

Для исключения переполнения приемных емкостей и неконтролируемого перелива растворов, содержащих цианиды, при избытке атмосферных осадков (а также при аварийной или профилактической остановке процесса) необходимо предусмотреть закладку аварийного резервуара. Во время ливневых дождей подача растворов на выщелачивание прекращается или (чтобы не прерывать процесса) растворы подаются в меньшем объеме с повышенной концентрацией цианидов.

Для контроля производства режимных наблюдений по замеру уровня грунтовых вод и их химическому составу необходимо предусмотреть проходку необходимого количества наблюдательных скважин по направлению стока грунтовых вод.

Для уменьшения потерь выщелачивающих растворов от испарения и предотвращения их ветрового разноса необходимо применять систему оросителей капельного типа.

Рекомендованные для проектных проработок технологические схемы производства золота методом кучного выщелачивания предусматривают использование известных процессов, применяемых на отечественных и зарубежных предприятиях (цианирование, угольная сорбция, электролитическое выделение металлов и т.п.).

В отделениях гидрометаллургии и переработки осадков следует предусмотреть местные вытяжные системы в соответствии с действующими СНИПами.

Узел растаривания гипохлорита кальция (порошок) и приготовления исходного раствора гипохлорита кальция (раствора «активного хлора») должны обеспечиваться средствами пылеподавления и вентиляции.

На установке кучного выщелачивания имеют место физические, психофизиологические и химические факторы воздействия на человека. Регламентом предусматривается устранение воздействий физического и химического характера, устранение же психофизиологических факторов решается руководством непосредственно на производстве за счет организационных мероприятий.

К физически опасным и вредным факторам относятся:

- механическое травмирование;
- движущиеся части машин и механизмов;
- повышенный шум и вибрация.

Химически вредные и опасные факторы:

- цианистый водород;
- соляная кислота;
- едкая щелочь

19.3. Перечень местных инструкций, наличие которых обязательно на УКВ:

- Инструкция по ТБ для работающих на открытых горных работах;
- Инструкция по правилам пожарной безопасности на участке;
- Инструкция по ТБ для рабочих УКВ;
- Инструкция по ТБ с квалификационной группой 1-2;
- Инструкция по ТБ для лиц, обслуживающих машины и механизмы;
- Инструкции по оказанию первой помощи при несчастных случаях;
- Инструкция по проведению работ в аналитической лаборатории.
- Инструкции утверждаются руководством предприятия.

20. Мероприятия по охране окружающей среды и рекультивации земель

Для предотвращения запыленности, при проведении горных работ в сухую, ветреную погоду, предусматривается увлажнение водой поверхности дорог, отвалов и складов руды. С целью снижения негативного воздействия на водные ресурсы проектными решениями по освоению месторождения Центральный Мукур будут предусмотрены следующие основные мероприятия по рациональному использованию и охране водных ресурсов от истощения и загрязнения:

- использование для хозяйственно-бытового водоснабжения существующих водозаборов подземных вод;
- установка приборов учета воды;
- гидроизоляция оснований складов горюче-смазочных материалов, ПКВ, аварийного прудка;
- отведение коммунально-бытовых сточных вод в герметичные септики с последующим вывозом в места, согласованные с СЭС (при ликвидации рудника мусорная яма и туалет будут засыпаны ранее вынутым песчано-глинистым грунтом и перекрыты почвенно-плодородным слоем);
- планировка территории с целью организованного отведения ливневых стоков с породных отвалов, складов руды и от карьера;
- организация службы охраны окружающей среды;
- организация мониторинга за состоянием подземных вод.

В целях предотвращения загрязнения почвы токсичными веществами проектом будут предусмотрены следующие мероприятия, исключающие возможность протекания технологических растворов и ГСМ:

- для исключения попадания ГСМ в почву места заправки техники снабжены металлическими поддонами;
- транспортные связи вахтового поселка с населенными пунктами осуществляются по существующим грунтовым дорогам;
- все мобильные сооружения после завершения работ вывозятся с земельного участка работ. На всех освобождаемых земельных участках производится их зачистка от оставшегося мусора;
- извлекаемые при откачке и сбрасываемые на рельеф пресные подземные воды окажут временное положительное влияние на растительность сухих горных степей при смачивании почвенного покрова.

В результате проведения добычных работ происходит нарушение земной

поверхности при строительстве карьеров, устройстве отвалов и рудных складов, ПКВ, прокладке новых временных технологических дорог. На этих участках проектируется снятие и временное складирование плодородного почвенно-растительного слоя.

Рекультивации подлежат карьеры, отвалы, ПКВ, участки маневрирования транспорта, подъездные пути и другие нарушенные площади.

Снятый и складированный в виде временных (отдельных) небольших отвалов (буртов), соответствующий требованиям ГОСТ 17.5.3.04-83, плодородный слой, при завершении всех работ, сразу же используется по назначению (разрабатывается и планируется). Борты карьеров и отвалов сглаживаются. Ликвидируются все участки загрязнения почвы от горюче-смазочных материалов, использованные площадки выравниваются, отходы, мусор и металл вывозятся. Снятый плодородный слой отсыпается сверху. Оборудование вывозится на базу. Вывоз людей производится на автобусе.

После нанесения плодородного слоя почвы и планировки, будет проведена биологическая рекультивация. Рекультивированные площади будут засеяны травами и, в дальнейшем, будут восстанавливаться естественным способом.

21. Список используемой литературы

1. Технологический регламент для проектирования золотоизвлекательной фабрики по переработке окисленных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания производительностью 500 тыс т. на месторождении Мукур в Абайской области

2..Справочник: " Кучное выщелачивание золота - зарубежный опыт и перспективы развития" под редакцией В.В. Караганова и Б.С. Ужкенова. Москва-Алматы, 2002. 288с., 43 табл., 48 ил.

3. Кучное выщелачивание благородных металлов. Под редакцией проф. М.И. Фазлуллина. М. Издательство Академии горных наук.2001 г

4. Инструкция по проектированию и строительству противофиль-трационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов. СН 551-82, Госстрой СССР.—М.: Стройиздат, 1983. — 40с.

5. Требования промышленной безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. Утверждены Министром ЧС РК в октябре 2008 г.

6.ПРАВИЛА промышленной безопасности при разработке рудных месторождений способами подземного скважинного и кучного выщелачивания Утверждены приказом Министра энергетики и минеральных ресурсов Республики Казахстан от 6 марта 2006 года № 79

7 .Правила промышленной безопасности при разработке рудных месторождений способами подземного скважинного и кучного выщелачивания Утверждены приказом Министра энергетики и минеральных ресурсов Республики Казахстан от 6 марта 2006 года № 79

8. Плотины из грунтовых материалов. СНиП 2.06.05-84*

9. Разумов К.А., В.А. Перов. Проектирование обогатительных фабрик.

Москва. Недра 1982 г.

10. ЗАО «Полевский машиностроительный завод». Конвейеры ленточные стационарные общего назначения. Каталог.