

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Акпаров Ильяс Ибрагимжанович

Выщелачивание золотосодержащих руд

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

специальность 5B070900 – Металлургия

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

**Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева**

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

**Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук**

_____ **М.Б. Барменшинова**
« ____ » _____ 2020 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Выщелачивание золотосодержащих руд

по специальности 5В070900 – Металлургия

Выполнил

Акпаров И.И.

Научный руководитель

канд. техн. наук, сениор-лектор

_____ **Л.Т. Бошкаева**
« ____ » _____ 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

5В070900 – Металлургия

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук

_____ М.Б. Барменшинова
« _____ » _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Акпарову Ильясу Ибрагимжановичу

Тема: Выщелачивание золотосодержащих руд

Утверждена приказом _____ руководителя _____ университета № 762-б
от "27" 01 2020 г.

Срок сдачи законченного проекта: «19» мая 2020 г.

Исходные данные к дипломному проекту: данные преддипломной практики, расходные коэффициенты и технологические показатели производства

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) обзор литературных данных по кучно-бактериальному выщелачиванию, обоснование технологической схемы производства, выбор режимных параметров, расчет материального баланса;

б) вопросы охраны труда и окружающей среды, экономика производства

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): технологическая схема – 1А1; план и разрез производственной площадки – 2А1; разрезы вспомогательного оборудования – 2А1

Рекомендуемая основная литература: 30 наименований

ГРАФИК

подготовки дипломного проекта

Наименования разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обзор литературных данных	06.01.20-10.02.20	
Обоснование технологической схемы и выбор режимных параметров	11.02.20-09.03.20	
Технологические расчеты	10.03.20-06.04.20	
Подготовка чертежей	07.04.20-20.04.20	
Вопросы охраны труда и окружающей среды	21.04.20-04.05.20	
Вопросы экономики производства	05.05.20-15.05.20	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект
с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Л.Т. Бошкаева канд. техн. наук, сениор- лектор		
Охрана труда и окружающей среды	Л.Т. Бошкаева канд. техн. наук, сениор- лектор		
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова, магистр, зав. лаборатории		

Научный руководитель _____ Л.Т. Бошкаева

Задание принял к исполнению обучающийся _____ И.И. Акпаров

Дата « ____ » _____ 2020 г.

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит пояснительную записку на 32 листов, 5 рисунков, 3 таблицы и список использованной литературы из 30 наименований.

Цель дипломного проекта – улучшение процесса кучного выщелачивания с использованием микроорганизмов. Для выполнения задачи был рассмотрен вопрос кучного бактериального выщелачивания в условиях месторождения «Бакырчик».

В работе изучено современное состояние процесса кучного бактериального выщелачивания, выполнены расчеты материального баланса, определены мероприятия по охране труда и окружающей среды, на основании прогрессивных норм выработки и расходных коэффициентов проведены экономические расчеты, показавшие эффективность процесса.

АНДАТПА

Дипломдық жұмыс 32 беттерден, 5 суреттен, 3 кестелерден, 30 атаудан тұратын пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады.

Дипломдық жобаның мақсаты – микроорганизмдерді пайдаланып үймелеп шаймалау процесін жақсарту. Қойылған мақсатқа жету үшін «Бакырчик» кен орны жағдайында үймелеп бактериялық шаймалау мәселесі қаралды.

Жұмыста үймелеп бактериялық шаймалау процесінің қазіргі жағдайы зерттелді, материалдық баланстың есебі орындалды, еңбекті және қоршаған ортаны қорғау бойынша іс-шаралар анықталды, өндірудің прогрессивті нормалары мен шығыс коэффициенттері негізінде процестің тиімділігін көрсеткен экономикалық есептеулер жүргізілді.

ANNOTATION

The degree project contains an explanatory slip on 32 sheets, 5 figure, 3 tables, list of references from 30 titles.

The purpose of degree project is to improve the process of heap leaching using microorganisms. For achievement of an object in view in job the issue of heap bacterial leaching in the conditions of the «Bakyrchik» deposit was considered.

The job studies the current state of the heap bacterial leaching process, calculates the material balance, defines measures for labor and environmental protection, and based on progressive production standards and consumption coefficients, economic calculations were performed that showed the effectiveness of the process.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Теоретическая часть	10
1.1 Общие сведения о золоте	10
1.2 Характеристика золотосодержащего сырья	11
1.3 Гидрометаллургические способы извлечения золота из руд и концентратов	14
1.3.1 Теоретические основы процесса кучного выщелачивания	14
1.3.1.1 Химизм процесса кучного выщелачивания	15
1.3.1.2 Механизм процесса кучного выщелачивания	17
1.3.1.3 Факторы, влияющие на процесс кучного выщелачивания	19
1.3.2 Бактериальное выщелачивание	21
1.3.2.1 Механизм бактериального окисления сульфидных минералов	23
1.3.2.2 Основные факторы, регулирующие бактериальное выщелачивание золота микроорганизмами	24
2 Технологическая часть	26
2.1 Применение кучного бактериального выщелачивания	26
2.2 Зарубежный опыт КБВ	27
2.3 Подготовка и устройство куч и отвалов для бактериально-химического выщелачивания	33
2.4 Месторождение «Бакырчик»	35
2.5 Текущее состояние производства на месторождении «Бакырчик»	35
2.6 Проблемы переработки дважды упорных руд и возможные пути их решения	36
3 Технологические расчеты	39
3.1 Расчеты материального баланса	39
4 Охрана труда и окружающей среды	40
5 Экономическая часть	41
Заключение	42
Список использованной литературы	43
Приложение А	45
Приложение Б	53
Приложение В	56
Приложение Г	62
Приложение Д	63
Приложение Е	64

ВВЕДЕНИЕ

На сегодняшний день актуальными задачами ускоренного индустриально-инновационного развития страны являются расширение минерально-сырьевой базы и увеличение золотого запаса Республики Казахстан. Вследствие увеличивающихся объемов производства благородных металлов происходит значительное истощение в недрах запасов богатых руд. Это приводит к необходимости вовлечения в переработку упорного, техногенного и сложного по составу сырья.

Одним из самых быстрых развивающихся процессов в мировой золотодобывающей промышленности является кучное выщелачивание. Сырьем для этого процесса служат бедные и забалансовые руды, отходы горно-обогатительных предприятий и относительно богатые руды маломощных месторождений.

Бактериально-химические процессы кучного выщелачивания золота из руд позволяют более рационально потреблять сырьевую базу. Благодаря этому методу значительно снижаются вредные выбросы в окружающую среду. Такая технология стала возможной за счет обнаружению специфических бактерий, которые способны растворять металлы, и даже золото.

Этот метод наряду с высокой экономичностью позволяет значительно ускорить отработку месторождений. Перспектива новых методов производства заключается еще в том, что они практически универсальны.

Использование микроорганизмов в кучном выщелачивании золотосодержащих руд составляет часть динамично развивающейся области переработки минерального сырья — биогеотехнологии. Она базируется на применении биологического синтеза, достижениях микробиологии, биологии и биохимии.

Благодаря успехам данных наук, мы можем совершенствовать естественные процессы. А также создавать новые, не существующие процессы и организмы, которые будут приносить пользу человечеству.

Основываясь на том, что цианистые растворы являются токсичными, проблема сохранения общественных водоемов и предотвращения их загрязнения сточными водами особенно актуальна. В связи с этим в данной работе рассматриваются способы совершенствования кучного выщелачивания с применением микроорганизмов. Например, металлический растворитель образуется в результате бактериальной активности, и не связан с использованием или производством токсичных соединений. Это позволяет снизить вредные выбросы в окружающую среду, и существенно снизить расходы на реагенты.

1 Теоретическая часть

1.1 Общие сведения о золоте

Золото – единственный металл, обладающий ярко желтым цветом в чистом виде. Это крайне мягкий, отличающийся исключительной ковкостью и тягучестью металл. Золото является наиболее благородным из всех металлов, и имеет гранецентрированную кубическую решетку. Из золотой пластины можно создать фольгу, которая будет просвечивать свет. В проходящем свете золото будет казаться зеленоватым цветом, и иметь толщину до 0,0001 мм. Эти тонкие листочки называются сусальным золотом и применяются для искусственных покрытий [1].

На сегодняшний день около 97 % всего добываемого золота получают из самородного золота и только 3 % из его теллуридов, которые образуют минералы калаверит AuTe_2 , креннерит $(\text{Au,Ag})\text{Te}_2$, сильванит AuAgTe_4 и петцит Ag_3AuTe_2 [2].

Таблица 1 – Важнейшие физические свойства золота

Свойство	Золото
Атомный номер	79
Атомная масса	196,967
Плотность при 20°C, г/см ³	19,32
Атомный радиус, нм	0,144
Постоянная кристаллической решетки, нм	0,40786
Температура плавления, °C	1064,4
Температура кипения, °C	2880
Твердость по Моосу	2,5
Сечение захвата нейтронов, бари	94

Из других физических свойств можно отметить высокую тепло- и электропроводность. По этим показателям золото уступает лишь серебру и меди [1].

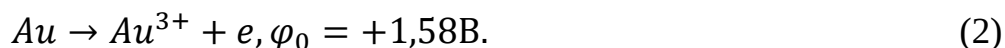
Золото является d- элементом 1-ой группы. Оно имеет на внешнем электронном слое один электрон, а в предпоследнем слое 10 электронов. Данный электронный слой может частично терять электроны при определенных условиях. Поэтому золото имеет степень окисления не только +1, но также и +3 [1, 23].

Важным и характерным свойством золота является низкая химическая активность. Золото практически не изменяется на воздухе, и даже в присутствии влаги. Доказательством могут послужить золотые изделия, изготовленные в древности. Они сохранились в неизменном виде до

сегодняшних дней. При высоких температурах золото не взаимодействует с азотом, серой, водородом, углеродом или кислородом [3, 23].

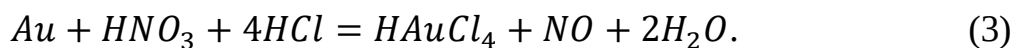
Золото может соединяться с галогенами. При комнатной температуре уже протекает процесс с бромом. С фтором, хлором и йодом процесс протекает только при нагревании [3, 24].

В водных растворах электродный потенциал золота очень высок:



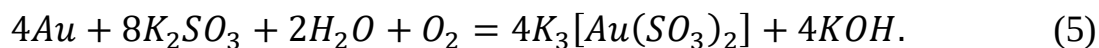
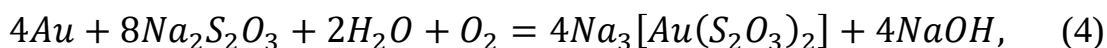
В связи с этим золото не может растворяться в щелочах и в таких кислотах, как серная, азотная, соляная, плавиковая, а так же органических [24]. Золото хорошо растворяется в таких водных растворах, как цианиды щелочных и щелочноземельных металлов с участием кислорода, царской водки, богатой хлором соляной кислоты [3, 25].

Пример реакции растворения золота:



Из полученного по этой реакции раствора после осторожного выпаривания можно получить желтые кристаллы золотохлористоводородной кислоты $HAuCl_4 \cdot 3H_2O$.

Кроме того, в тиосульфатных и сульфитных растворах в присутствии окислителя золото растворяется с образованием комплексов:



Тиосульфатные и сульфитные растворы являются менее опасными растворами, но они характеризуются меньшей степенью извлечения золота в раствор.

1.2 Характеристика золотосодержащего сырья

Золото является очень редким элементом, как и другие благородные металлы. По данным геохимиков, среднее содержание золота в земной коре составляет 5·10–7% или же 5 мг/т, это в 20 раз меньше кларка серебра. Основываясь на косвенные данные, известно, что содержание золота в ядре земного шара гораздо выше. В морской воде содержится огромное количество золота. Концентрация золота в морской воде составляет 0,001-0,01 мг/м³. Из-за

низкого содержания извлечение золота из морской воды в настоящее время экономически нецелесообразно [3].

Золотосодержащие месторождения делятся на два типа: россыпные, в которых золото находится в свободном виде, а также коренные, в которых золото содержится в свободном или же в связанном состоянии в твердых кристаллических породах [4].

Современное, экономичное минимальное содержание золота в хорошо развитых россыпных рудах составляет от 0,1 до 0,15 г/т. Для внутреннего месторождения, в зависимости от состава руды и характера ее залежи, экономический минимум составляет 3-5 г/т. руды, обычно содержащие золото, содержат 5-15 г/т золота [4]. В редких богатых месторождениях золота бывает до сотен г/т, в россыпных песках около 150-300 мг/м³ [1].

Благодаря своей химической инертности золото чаще всего в рудах находится в виде самородного металла. Самородное золото в руде находится в виде тел неправильных форм: проволоочное, губчатое, чешуйчатое, дендритное, зернообразное, крючковатое. Химический состав частиц самородного золота колеблется в широких пределах. В самородном золоте типичными примесями является серебро, медь, железо, очень редко в малых количествах — мышьяк, висмут, теллур, платина и другие элементы. Содержание золота в самородках составляет около 75-90% [1].

Существуют такие источники для получения металлического золота:

- золотосодержащие руды;
- полиметаллические платиномедно-никелевые и золотосвинцово-цинковые сульфидные руды;
- вторичное сырье.

Золотосодержащие руды представляют собой вкрапленные породы, содержащие металлическое золото, теллуриды и селениды в разных горных породах, очень часто в сульфидах или кварце. В полиметаллических рудах сульфидные минералы являются носителями золота [4].

Одной из важнейших технологических характеристик золота является крупность частиц. В зависимости от размера частиц золото можно разделить на такие типы [4]:

- очень крупное золото с размером золотинок от 1 до 5 мм;
- крупное золото с размером частицы от 0,1 до 1 мм;
- мелкое золото с размером вкраплений от 0,1 до 0,001 мм;
- тонкодисперсное золото с размером частиц меньше 0,001 мм;
- субмикроскопическое золото с размером частиц меньше 0,1 мкм.

По степени окисления руда делится на первичную (сульфидная), частично окисленную (смешанную) и окисленную.

На сегодняшний день самыми применимыми рудами являются первичные руды. Сульфиды содержатся в первичных рудах от десятых долей до 80—90%. В некоторых рудах присутствуют и окисленные минералы, но они практически не влияют на технологию обработки из-за небольшого количества [5].

Окисленные руды характеризуются наличием в них окислов железа. Некоторые руды содержат окисленные минералы других металлов и шламистые компоненты. Сульфиды в рудах находятся в незначительном количестве и практически не оказывают влияния на процесс. Окисленные минералы железа и других металлов содержатся в частично окисленных и сульфидных рудах [5].

Забалансовая руда в отличие от балансовой руды представляет собой материал с низким содержанием полезного компонента. Категории балансовых и забалансовых руд изменяются даже в пределах одного и того же месторождения. Так, на руднике "Раунд Маунтин" (США) бортовое содержание (разграничивающее категории руд по качеству) 0,4 г/т Au в 1992 г. было снижено до 0,2 г/т. Эта тенденция имеет место и на других месторождениях [2].

Для того чтобы частицы золота при КВ могли контактировать с раствором и переходить в жидкую фазу, руду необходимо измельчить. С другой стороны, должна быть обеспечена вполне приемлемая просачиваемость растворов через штабель, которая определяет скорость извлечения металла.

Кучное выщелачивание обычно требует предварительную подготовку руды к выщелачиванию, которое обычно включает дробление или дробление и агломерацию, или просто агломерацию (для тонко измельченных руд и хвостов флотации), в зависимости от типа сырья [2].

Таблица 2 - Степень пригодности для освоения способом КВ различных промышленных типов месторождений по минеральному составу

Формация эндогенных золоторудных мест	Характеристика формации	Степень благоприятности для кучного выщелачивания
1	2	3
Золотокварцевая, золотосульфидно- кварцевая	Золото в основном свободное в кварце, частично в сульфидах. Месторождения представлены жилами, жильными зонами и штокверками в осадочных, вулканических, интрузивных, реже метаморфических породах	Весьма благоприятна (за исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце)
Золотосульфидная	В составе руд основную роль играют пирит, халькопирит, арсенопирит, пирротин, сфалерит, галенит. Золото тесно связано с сульфидами. Месторождения представлены зонами вкрапленности золотоносных сульфидов в осадочных и эффузивных толщах. Нередко тяготеют к существенно-углистым или графитистым сланцам	Неблагоприятна либо малоблагоприятна

Продолжение таблицы 2

1	2	3
Золото-карбонат-сульфидная	Месторождения типа залежей, жил, гнездового или вкрапленного оруденения в карбонатных толщах и образующихся по ним метасоматитах	Благоприятна
Золотосиликатная (скарновая)	Месторождения представлены скарновыми залежами с наложенной сульфидной и золотой минерализацией и связаны с контактовыми ореолами граннтондных массивов	Малоблагоприятна
Золото-халцедоново-кварцевая (золотосеребряная)	Характерны высокая серебристость золота и обилие собственно серебряных минералов, для некоторых — наличие теллуридов. Месторождения представлены жилами, штокверками	Благоприятна либо малоблагоприятна (при наличии теллуридов)

Таблица 3 – Степень благоприятности для процесса КВ руд с различным содержанием сульфидов

Характеристика руд	Содержание сульфидов. %	Степень благоприятности для кучного выщелачивания
Убогосульфидные	До 2	Весьма благоприятные
Малосульфидные	До 5	Благоприятные
Умеренно сульфидные	5—20	Малоблагоприятные
Существенно-сульфидные	Более 20	Неблагоприятные

1.3 Гидрометаллургические способы извлечения золота из руд и концентратов

1.3.1 Теоретические основы процесса кучного выщелачивания

Процесс извлечения золота кучным цианистым выщелачиванием предложен Горным Бюро США в 1967 г. и превратился в эффективный метод переработки окисленных золото- и серебросодержащих руд с 1980-х годов после усовершенствований [6].

Первое промышленное применение кучного выщелачивания было зафиксировано в конце 1960-х годов. Тогда компания “КарлинГолдМайнинг” в штате Невада на выявленном золоторудном поясе Карлин Тренд организовала

полевые эксперименты. Первая крупномасштабная добыча с выщелачиванием 2 млн. тонн бедной руды была проведена золотыми рудниками Кортеса в начале 1970-х гг. в районе Кортес Тренд (штат Невада).

Освоение КВ применительно к золотосодержащим рудам проходило не столь гладко, что связано с рядом геологических и технологических особенностей исходного материала. В отличие от урановых и медных руд, золотосодержащие руды характеризуются разнообразием минеральных форм, размерами их выделения, неоднородностью распределения, сложной локализацией во вмещающем минерале (минерале-носителе), многокомпонентностью вещественного состава вмещающих пород и, главное, весьма низким содержанием полезного компонента, особенно в материале, поступающем на КВ. Другая проблема состоит в используемом растворителе – цианиде (как правило, в виде цианистого натрия, калия или кальция), который наряду с высокой эффективностью и избирательностью является высокотоксичным веществом, при использовании которого требуются строгое соблюдение техники безопасности и охраны внешней среды, создание непроницаемых оснований площадок КВ, учет выпадения осадков и возможности разрушения штабеля и т.д.

Учет и исправление недостатков позволили сегодня рассматривать КВ как перспективный дополняющий заводской процесс способ отработки золотосодержащих руд.

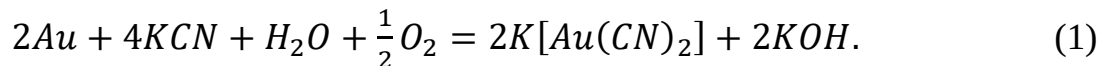
В последние годы внедрение технологии КВ происходит очень быстро и очень эффективно. Переработка руды методом КВ включает в себя следующие технологические операции [7]:

- поставка руды (исходного материала);
- рудоподготовка;
- выбор и подготовка площадки;
- подготовка гидроизоляционного основания;
- складирование руды в штабель (кучу);
- орошение рудного штабеля цианистыми растворами и собственно выщелачивание золота;
- обустройство системы сбора и хранения продуктивных и маточных (оборотных) растворов;
- цикл извлечения металлов;
- охрана среды и обезвреживание штабеля с рекультивацией полигона КВ.

1.3.1.1 Химизм процесса кучного выщелачивания

Растворение золота и серебра в растворах щелочных и щелочноземельных цианидов впервые было полно изучено в 1843 г. русским химиком П.Р. Багратионом. Он одновременно установил, что на переход золота и серебра в раствор положительно влияет кислород. В 1846 г. Л. Эльснером был проведен эксперимент с пластинкой золота. В эксперименте он использовал золотую

пластинку, которая плавала на поверхности раствора цианида, и была заключена в опрокинутый цилиндр. В результате эксперимента он убедительно показал необходимость присутствия кислорода для растворения золота. Основываясь на эти исследования, растворение золота в цианистом растворе представляется уравнением [2]:

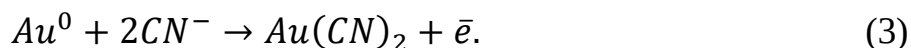


В случае использования цианистого кальция или цианистого натрия они в данном уравнении в эквивалентно заменяют цианистый калий. Однако данное уравнение выражает растворение золота лишь с формальной стороны. Известно, что в случае растворения металла его предварительный переход в ионное состояние неизбежен, что требует связывания с атомами зарядов, то есть должен происходить иной процесс - ассимиляции избыточных электронов. В связи с этим, при растворении золота до образования комплексного иона, должен происходить процесс перехода металлического золота в ионное состояние [2]:



Возможные пути восстановления кислорода представляются таким образом, когда золото растворяется в растворе цианида:

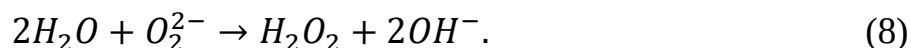
- на анодных участках поверхности золота происходит сложное образование ионов и высвобождается электрон:



- в результате освобождения избыточных электронов на аноде, на катодных участках происходит восстановление кислорода, растворенного в воде:



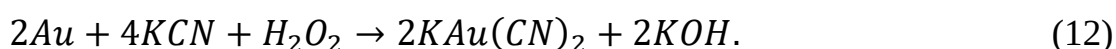
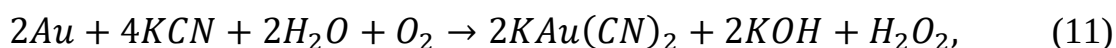
Восстановление кислорода может идти по следующим двум стадиям с образованием в качестве промежуточного продукта реакции аннона пероксида водорода:



Затем происходит восстановление данного промежуточного продукта, и образуются гидроксил-ионы:

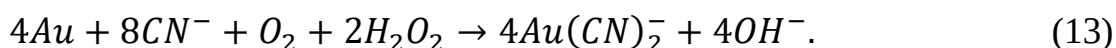


Г. Бодлендер допускает, что при растворении золота протекают две последовательные реакции:



Образование перекиси водорода происходит в сочетании с образованием воды в результате реакции восстановления растворенного кислорода в воде

Согласно современным представлениям, ионная реакция, традиционно считающаяся основой для растворения золота цианидом, выражается уравнением[2]:



1.3.1.2 Механизм процесса кучного выщелачивания

Процесс кучного выщелачивания практически идентичен выщелачиванию путем просачивания. Сущность процесса в том, что руду, уложенную в виде кучи, орошают сверху раствором цианида. Выщелачивание золота происходит медленным просачиванием раствора через слой руды [3, 26].

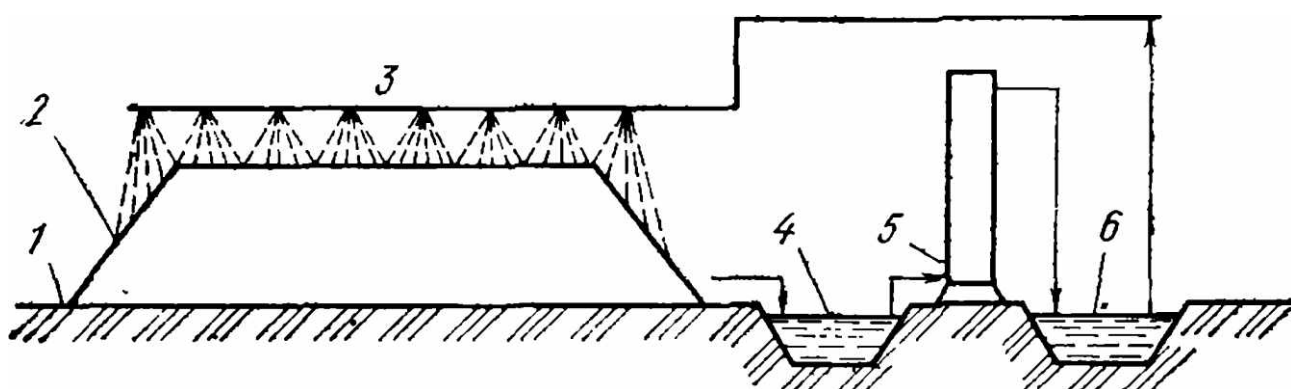
Кучное выщелачивание пригодно для переработки пористых руд, проницаемых для цианидного раствора, а также таких руд, в которых золото концентрируется преимущественно на внутренней поверхности трещин. Необходимо чтобы золото в руде было достаточно мелким [3, 26].

Как правило, руда подвергается кучному выщелачиванию после измельчения до размера 5-20 мм. Однако бывают случаи, когда подвергают выщелачиванию не измельченную руду с величиной кусков до 100 мм или более. Глинистые вещества понижают проницаемость кучи, замедляя процесс выщелачивания и уменьшая при этом извлечение золота. В данной ситуации следует предварительно гранулировать руду с добавлением цианида, цемента и щелочи[3, 26].

Процесс кучного выщелачивания проводят на подготовленных площадках (рис. 1) на открытом воздухе. Площадке придают водонепроницаемые свойства. Материалом покрытия слоя является асфальт, бетон или

утрамбованная глина[3, 26]. Иногда для этого используют пленки из синтетических материалов. Площадка обычно устанавливается небольшим уклоном ($2-4^\circ$), чтобы облегчить сток растворов [3, 26].

На заранее подготовленной площадке проводится отсыпка кучи. Данная операция является самой важной частью всей технологии. Отсыпку необходимо выполнять так, чтобы руда в куче была однородной, рыхлой для проницаемости цианистых растворов массой. В основном отсыпку ведут бульдозерами или фронтальными погрузчиками. Самой распространенной формой кучи является четырехугольная усеченная пирамида. Высота куч варьируется от 3 до 10-15 м, также вместимость по руде достигает около 100-200 тыс. т[3, 25].



1 - водонепроницаемое основание; 2 - куча; 3 - разбрызгиватели; 4 - пруд-сборник для золотосодержащих растворов; 5 - установка для осаждения золота; 6 - пруд-сборник для обеззолоченного раствора

Рисунок 1 - Кучное выщелачивание

Кучи подвергают орошению раствором цианида, с использованием, установленных на них необходимых распылительных устройств. Скорость подачи раствора может изменяться в зависимости от природы руды в диапазоне - от $0,15$ до 3 м^3 раствора на 1 м^2 поверхности кучи в сутки. Цианистый раствор NaCN имеет концентрацию $0,05 - 0,1 \%$, $\text{pH } 10-11$. Каустическая сода иногда используется в качестве защитной щелочи, так как известь часто вызывает засорение разбрызгивателей [3, 26].

Раствор, содержащий золото вытекает из основания кучи, и поступает в дренажные канавки. Они покрыты пластиком, и расположены рядом с кучей вдоль ее длинных сторон. По этим канавкам направляется в пруд-сборник. Благородные металлы обычно осаждаются путем сорбирования активированным углем. Обеззолоченный раствор дополняется цианидом и щелочью, затем возвращают на процесс выщелачивание. В конце процесса фильтрации кучу поливают водой для промывки растворенного золота, а после слива промывочного раствора, осушенная руда транспортируется в отвал. Продолжительность технологического цикла, с включением отсыпки кучи, орошения раствором цианида, промывки водой, дренирования промывного

раствора и разгрузку, происходит примерно 30—90 суток. Процент извлечения золота и серебра не должен превышать 50—70 % [3, 26].

1.3.1.3 Факторы, влияющие на процесс кучного выщелачивания

На применимость и эффективность процесса КВ золота влияют различные факторы, которые определяют как условия организации процесса, так и геолого-минералогические, технологические особенности перерабатываемых руд [2].

В общей совокупности большая группа геолого-географических факторов и определяет возможность успешного осуществления рассматриваемого процесса [2].

Географическое положение месторождения оказывает особое влияние на показатели КВ, определяя часто и целесообразность его использования. Благоприятными географическими условиями являются:

- размещение объектов КВ в районах с развитой инфраструктурой и в первую очередь рядом с действующими горнодобывающими предприятиями;
- расположение полигонов КВ в районах с приемлемыми климатическими условиями, обеспечивающими продолжительный сезон проведения выщелачивания и не отражающимися на химическом процессе извлечения (низкие температуры замедляют кинетику перевода металла в раствор), учет количества осадков и характера их выпадения (ливневое или равномерное), влияющих на баланс растворов и усложняющих управление процессом. Благоприятны месторождения, находящиеся в районах с умеренными осадками и продолжительным периодом положительных температур;
- приемлемый рельеф местности и достаточные площади земли для размещения объекта КВ;
- наличие достаточного количества пресных вод для организации процесса.

С географическими условиями связаны требования, обусловленные экологическими аспектами, которые касаются применения цианидного выщелачивания [2].

Особенность организации КВ на открытом воздухе предполагает воздействие на процесс различных природных явлений - дождя, снега, засухи, ветра и т.д. Эти явления в той или иной степени влияют на показатели процесса и должны учитываться при проектировании полигона. Участки КВ размещаются в разных климатических зонах, естественно, при организации производства принимаются во внимание преобладающие в данном районе метеоусловия. В одном случае — это зоны с суровыми климатическими условиями, в другом - зоны с обычными дождями или районы с сильной засухой. Иногда климатические условия определяют возможность и успешность применения способа КВ золота [2].

На условия химического взаимодействия компонентов процесса КВ влияют:

- вещественный и минеральный состав руд и пород;
- доступность полезного компонента руды для контакта с реагентом;
- проницаемость и эффективная пористость руды;
- присутствие минералов-носителей золота и сопутствующих минералов.

Приемлемые технологические показатели при КВ получены при переработке руд, представленных различными вулканическими породами, вторичными кварцитами, кварц-сульфидными жилами. Значительный опыт КВ золота позволил отчетливо выявить влияние вещественного состава вмещающих пород на результаты цианидного извлечения металла [2].

Установлено отрицательное воздействие углистых и органических веществ, которые часто присутствуют, особенно в осадочных образованиях, на количество переводимого в раствор золота. Это явление связано с высоким сорбционным сродством этих компонентов к золотоцианидному комплексу. Вследствие этого при выщелачивании руд, содержащих рассматриваемые компоненты, наряду с переходом золота в раствор протекает обратный процесс сорбции углистым веществом [2].

Определенной сорбционной способностью по отношению к растворенному золоту обладает и тонкодисперсная часть глинистых минералов. Помимо этого последние заиливают каналы фильтрации между кусками руды и препятствуют просачиванию растворов. Это обстоятельство до недавнего времени практически исключало возможность организации КВ руд, содержащих глинистые составляющие [2].

При рассмотрении минерального состава руд и пород и их влияния на процесс извлечения КВ обычно выделяют следующие аспекты:

- минеральную форму благородных металлов;
- размер выделения частиц благородных металлов;
- распределение и локализацию благородных металлов во вмещающем минерале;
- наличие сопутствующих минералов, влияющих на протекание процесса выщелачивания (в частности, на цианирование);
- степень окисляемости исходного материала.

Самыми распространенными золотосодержащими минералами в рудах являются самородное золото и электрум (золото, содержащее 25 % и более серебра). В условиях хорошего контакта цианидного раствора с этими минералами скорость перевода их в жидкую фазу достаточно высока. В случае же присутствия в рудах теллуридов золота кинетика процесса растворения становится неприемлемой, и обычно требуется проведение предварительных технологических операций [2].

Значительные трудности в растворении металла при КВ возникают при наличии на частицах золота пленок из различных минералов. В дальнейшем может возникнуть их образование и в процессе самого выщелачивания. Пленки могут быть сплошными и плотными - в этом случае они прекращают доступ

растворителя к минеральному зерну. Если же пленки пористые или занимают часть поверхности золотинок, то это приводит лишь к частичному снижению скорости выщелачивания. Это положение в равной степени относится и к растворению серебросодержащих минералов.

Крупные по размеру частицы золота требуют длительного контакта с растворителем. Поэтому обычно такие руды предварительно подвергают процессам обогащения (гравитация, флотация) с выделением золотосодержащего концентрата. Благоприятными для КВ считаются условия, когда свободное золото имеет размер золотинок 0,001-0,07 мм, а на поверхности частиц золота отсутствуют какие-либо пленки, осадки, включения [2].

При этом важна доступность растворителя к минеральным образованиям, что обусловлено естественной пористостью и трещиноватостью, текстурно-структурными особенностями руды. Обычно мелкодисперсное золото в рудах частично находится в свободном состоянии, выделяясь вдоль трещин, частично в сростках с другими минералами. Эти формы и места выделения золота легкодоступны для растворителей, и металл сравнительно быстро переходит в жидкую фазу. Извлечению не поддается тонкодисперсное золото, заключенное в кварце, так как в этом случае исключается даже диффузионное выщелачивание из-за отсутствия какой-либо заметной пористости в кварцевом чехле. Очевидно, наиболее благоприятны для выщелачивания трещиноватые руды с высокой пористостью, когда растворитель легко достигает золотинок [2].

Вторым не менее важным фактором, ускоряющим процесс растворения, является уменьшение крупности материала, обнажающее поверхность минеральных образований и обеспечивающее прямой контакт растворителя с золотом. При этом сокращается и протяженность пор, по которым должны перемещаться растворитель (внутри) и растворенное золото (на поверхность куска) [2].

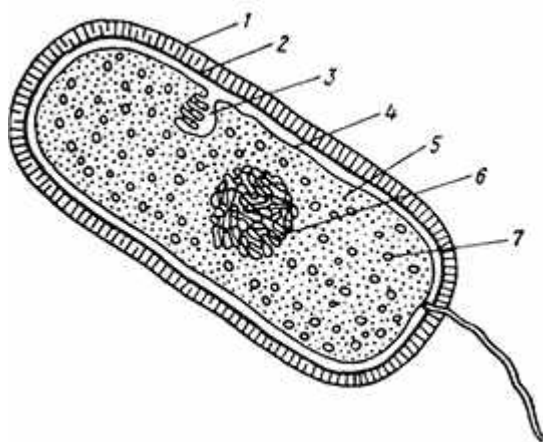
Еще одним из необходимых условий осуществления КВ благородных металлов является степень окисленности обрабатываемых руд. В последние годы появились первые результаты промышленного применения передцианидным кучным выщелачиванием биотехнологического окисления сульфидных золотосодержащих руд, позволившего перерабатывать и неокисленные забалансовые руды [2].

1.3.2 Бактериальное выщелачивание

Одними из самых современных методов вскрытия упорного золотосодержащего сырья являются автоклавное и бактериальное выщелачивание. Отличительной чертой бактериального окисления в сравнении с химическим окислением считается высвобождение железа в трехвалентной форме (прямое окисление) [11].

Бактерии, окисляющие железо, имеют название *Thiobacillus ferrooxidans* (Тионовые железоокисляющие), а окисляющие серу – *Thiobacillus thiooxidans*

(Тионовые сероокисляющие) [11]. Если извлекаемый металл переходит в раствор, то это процесс биовыщелачивания. Если же металл остается в руде, то речь идет о биоокислении [27].

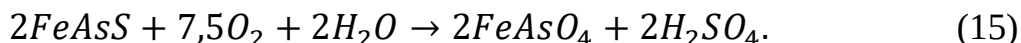
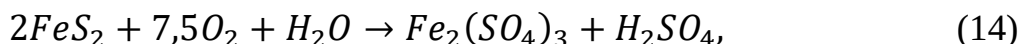


1 - слизистая капсула; 2 - клеточная стенка; 3 - мезосомы;
4 - плазматическая мембрана; 5 - цитоплазма; 6 - нуклеоид; 7 – рибосом

Рисунок 2 - Строение клетки *Thiobacillusferrooxidans*

Микроорганизмы *T. ferrooxidans* относят к царству прокариот. Они представляют собой неспорообразующие подвижные грамотрицательные хемоавтотрофные клетки. Их длина составляет 0,8— 1 мкм и они обладают толщиной 0,4—0,5 мкм (рис. 2). С помощью полярного жгутика они способны передвигаться. Длина полярного жгутика 12 мкм, это во много раз превышает длину самой клетки [13].

Биохимическое окисление сульфидов происходит в присутствии бактерий по реакциям:



Роль бактерий заключается в ускорении окисления продуктов разложения сульфидов; микроорганизмы являются катализаторами, т.е. переносчиками электронов от донора (сульфида) к акцептору (кислороду). Степень биоокисления пирита в присутствии микропримесей значительно возрастает, и при окислении на поверхности пирита образуется ярозит, который замедляет окисление сульфида. Оптимальные условия окисления пирита: pH 0,8-3,0, температура 28- 40 °C, плотность пульпы 10-20% твердого [8, 9].

Впервые в промышленном масштабе бактериальное окисление было применено на Фэйрвью (ЮАР). Завод перерабатывает упорную сульфидную руду. Главными минералами руды являются арсенопирит и пирит. В

арсенопирите вкраплено золото субмикроскопического размера. Полученный сульфидный флотоконцентрат, содержащий 145 г/т Au; 29 % S; 8 % As, подвергали процессу обжига в две стадии для удаления мышьяка и серы. При этом полученный огарок подвергали цианированию [11].

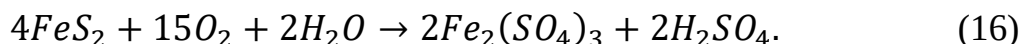
В 1986 году на заводе была изобретена установка для бактериального окисления (BIOX) производительность которой составляло 40 т/сут. флотоционного концентрата. В качестве бактерий использовали *T. ferrooxidans*. Для нейтрализации используются кислые растворы BIOX. В виде арсената железа осаждается мышьяк. Продукт бактериального окисления цианизируется, а затем золото извлекается с помощью процесса CIP. Если золото связано с пиритом, то бактериальное выщелачивание может быть неприемлемым из-за длительности процесса. Обычно продолжительность процесса бактериального выщелачивания в режиме смешивания составляет 4-6 дней. В случае пиритной минерализации бактериальное выщелачивание может быть затянуто на 15-20 дней, что недопустимо при переработке руды по заводской технологии [11].

Снижают затраты на получение ценных минералов такие преимущества, как простота оборудования, возможность быстрого размножения бактерий. А также значительно увеличить сырьевые запасы благодаря использованию бедных и забалансовых руд [11].

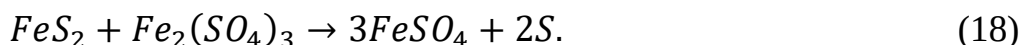
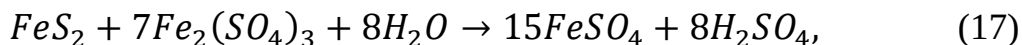
1.3.2.1 Механизм бактериального окисления сульфидных минералов

Тионовые бактерии прямо и косвенно окисляют сульфидные минералы до водорастворимых сульфатов. В первом случае разрушение кристаллической решетки сульфидных минералов происходит при их непосредственном окислении с привлечением бактериальных ферментных систем. Во втором же случае окисление сульфидных минералов происходит под воздействием трехвалентного железа, которое является продуктом окисления железа (II) и железосодержащих сульфидных минералов бактериями [10].

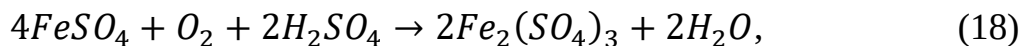
В качестве примера можно привести химические процессы бактериального окисления пирита в соответствии с наиболее вероятной реакцией:



Эта реакция указывает на прямое бактериальное окисление пирита. Полученный сульфат оксида железа (III) дополнительно окисляет пирит с образованием сульфата оксида железа (II) и элементарной серы в соответствии с реакциями [10]:



Железо (II) и сера затем окисляются бактериями в результате реакций:



Этот путь окисления пирита рассматривается как косвенный.

Адсорбция бактерий на поверхности окисляемого субстрата предшествует процессу биохимического воздействия на сульфидные минералы. При бактериальном выщелачивании металлов из сульфидных минералов процесс адсорбции бактерий на их поверхности имеет как физическую природу, так и химическую природу. Физическая природа обусловлена силами межмолекулярного воздействия, а химическая природа обусловлена образованием химической связи между клеткой и элементами кристаллической решетки минералов.

1.3.2.2 Основные факторы, регулирующие бактериальное выщелачивание золота микроорганизмами

Биосинтез золоторастворимых соединений является начальным этапом микробиологического метода выщелачивания золота [10].

В работе [12] были использованы активные мутанты культур *Bacillusmesentericusniger* и *Bacillusmegaterium*, значительно превосходящие исходные штаммы по своей способности растворять золото. Микроорганизмы культивировали на меласной и пептонной средах в конических колбах на 250 мл, содержимое которых перемешивали на качалках с круговым вращением (180-240 об/мин). Развитие популяции изучалось микроскопически [10].

В условиях периодического культивирования установлена зависимость прироста популяции от продолжительности процесса. Максимальный синтез аминокислот осуществляется в линейную фазу развития клеток (рис. 3).

Возраст бактерий в семенном материале оказывает существенное влияние на результаты биосинтеза. Если суточная культура (штамм 205) синтезирует аминокислоты в количестве 1,1-1,2 мг/мл (по аминному азоту), то в аналогичных условиях четырехсуточная культура - до 3 мг/мл и более. Однако выход аминокислот у культуры старшего возраста (5 сут.) заметно снижается [13].

Таким образом, предпочтительны трех-или четырехсуточные культуры микроорганизмов. При непосредственном подсчете бактерий в культуральных растворах было установлено, что микроорганизмы наиболее интенсивно развиваются в 32-37 °С и аэрации среды [10].

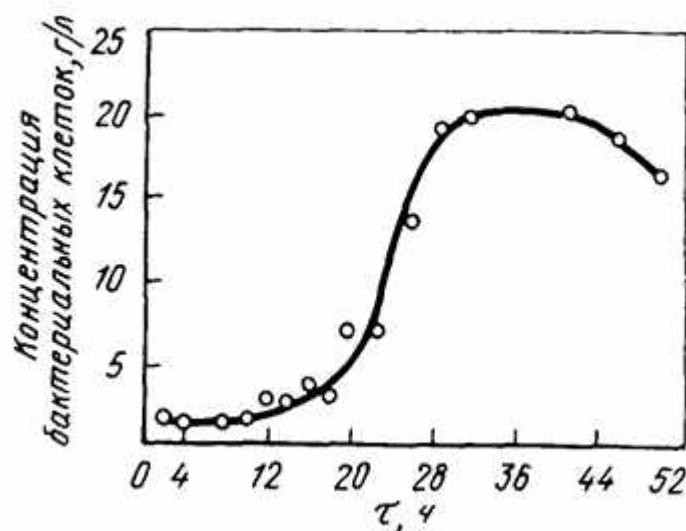


Рисунок 3 - Зависимость роста популяции *Bacillus mesentericus niger*- 129 от продолжительности культивирования

Основные условия существования и активной жизнедеятельности *T. Ferrooxidans* считаются температура среды, ее кислотность, наличие углекислоты и кислорода [13].

Известно, что pH среды обитания играет значительную роль в распространение данных бактерий в месторождениях сульфидсодержащих руд. В кислой среде при pH 1,5-3,5 наблюдается максимальное их число [13]. Оптимальное значение pH при бактериальном выщелачивании арсенопирита - 2,2-2,3, а при выщелачивании в золото-мышьяковых концентратах данная величина варьируется во время процесса от 2,25 до 1,6-1,7. Это происходит за счет окисления серы сульфидных минералов до SO_4^{2-} [13].

2 Технологическая часть

2.1 Применение кучного бактериального выщелачивания

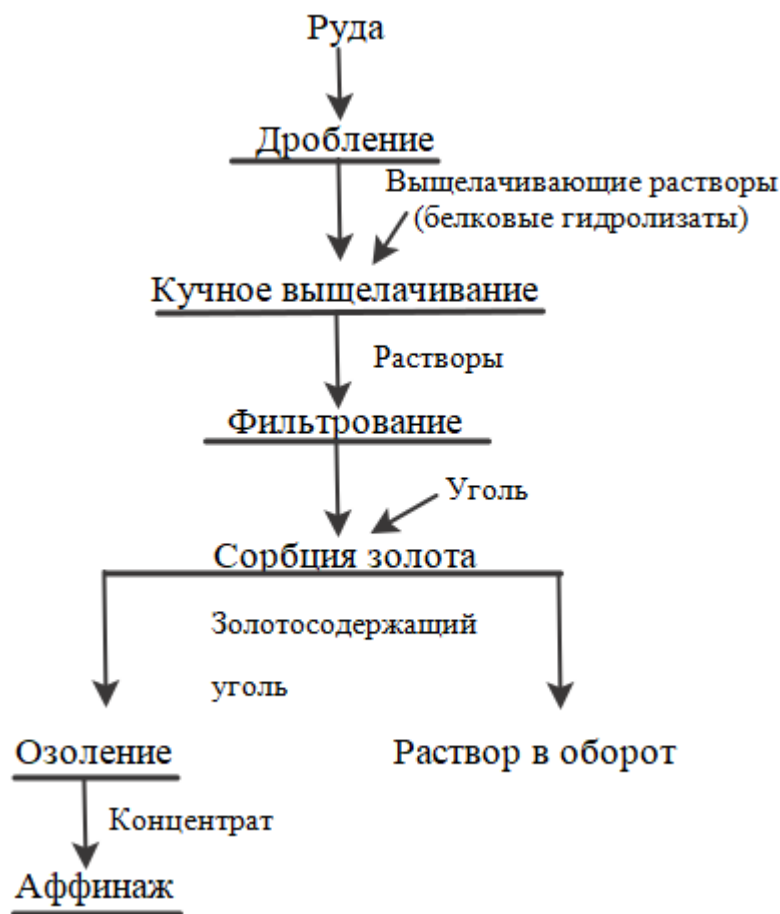


Рисунок 4 - Принципиальная схема кучного выщелачивания золотосодержащих песков

В процессе бактериального выщелачивания золотомышьяковых концентратов в жидкой фазе концентрация биомассы составляет 3-3,5 г/л. Общая концентрация биомассы в пульпе может достигать 12-15 г/л, при учете, что 80% клеток находится на поверхности твердой фазы, а 20% в жидкой фазе. Применив такую концентрированную биомассу, мы получаем ряд преимуществ. Во-первых, это увеличит скорость процесса выщелачивания, и уменьшит общую продолжительность технологического процесса. Во-вторых, это поможет уменьшить эффект замедляющего действия ионов и соединений, попавших в пульпу во время процесса выщелачивания. Концентрация биомассы играет значительную роль в процессе. Также мы можем достичь этого возвратом биомассы, либо выделив её из растворов в сепараторах непрерывного действия или центрифугах. Во время переосаждения выщелоченных ингибирующих ионов, биомасса возвращается в процесс вместе с бактериальным раствором после отделения от твердой фазы. Возвращенные

ионы оседают в виде арсенатов. Оптимальным соотношением концентрации биомассы, закисного железа и содержание в растворе твердого является 1:40:100. Такое соотношение позволяет в два раза быстрее снизить содержание сульфидного мышьяка. Для примера можно взять выщелачивание золотомышьякового концентрата культурой большой плотности продолжительностью 60 часов. При этом содержание сульфидного мышьяка снизилось с 8,7 до 2,5%. В присутствии культуры обычной плотности такие показатели достигаются за 120 часов [13].

Исследовав основные факторы, которые регулируют процесс биовыщелачивания золота из различных руд, было выявлено, что данный метод считается самым эффективным для извлечения золота из руд и песков, содержащих минералы пустой породы, представленных тонковкрапленным золотом, кварцем а также полевыми шпатами [13, 16].

Процесс выщелачивания происходит культуральными растворами. Растворы содержат аминокислоты и белки в присутствии перекиси натрия при рН 9-10. При такой среде извлечение золота может достигать 70-82% за 120-240 часов. Наиболее благоприятной концентрацией аминокислот в выщелачивающем растворе является 3-5 г/л [13, 16].

Aspergillus niger 119 – это микроскопические плесневые грибы. Благодаря продуктам метаболизма этих бактерий, белковые экстракты и гидролизаты, происходит эффективное извлечение золота. Эти продукты содержат разные аминокислоты, способные растворять золото. В эти аминокислоты входят: аспарагин, серин, фенилаланин, гистидин, глицин, и другие. Гидролиз и экстракция белков проводится щелочным раствором NaOH, концентрация которой 200 г/л [13, 16].

На примере трехстадийного выщелачивания золота из кварц-карбинатовых руд, были применены белковые гидролизаты. Выщелачивание проводилось в перколяторах с пропорцией Т:Ж равной 1:2. Крупность руды составляло меньше 0,1 мм. В качестве окислителя был использован перманганат калия с концентрацией 4 г/л. В результате 50 часового процесса было извлечено 72% золота. Для процесса кучного выщелачивания золота из бедного сырья с тонковкрапленным золотом могут использоваться белковые гидролизаты [13, 16].

2.2 Зарубежный опыт КБВ

Для примера можно разобрать одну из золотодобывающих фабрик ЮАР, которая в качестве материала для выщелачивания использовала лежалые хвосты. Содержание золота в данных хвостах составляет 0,3 г/т, а урана U_3O_8 0,23 %. За всё время хранения, слежавшиеся шламовые отвалы подвергаются рыхлению. Рыхление проводят на глубину примерно 30 см при помощи дискового плуга. Благодаря этому можно преобразовать шламовые отвалы в массу из гранул. Сквозь этих гранул без проблем проникают воздух, вода, а

также бактерии. Для начала шлам, с содержанием пирита 4,3 %, подвергается орошению. В качестве раствора для орошения используется разбавленный раствор H_2SO_4 . Кислота расходуется соотношением 1,5 кг на 1 т шлама. Это проводится для подкисления до pH 2-3, так как данная кислотность хорошо отражается на развитии бактерий, и позволяет стабилизировать структуру рыхлых гранул. Введение бактерий в разрыхленный шлам следует совершать орошением данного шлама бактериальным раствором. Также можно вносить бактерии, смешав первичный шлам с ранее окисленным слоем шлама при соотношении 10:1. Приготовленный шлам собирается в кучи, орошается водой до влажности примерно 15 %. В таком виде выдерживают 60 суток для полного окисления минералов. После процедуры шлам подвергается выщелачиванию водой для извлечения урана. Далее оставшийся шлам после нейтрализации идет для извлечения золота. Данным методом извлекается около 86-88 % урана и 60 % золота. Затраты приблизительно насчитываются 4,5 рэнда на 1 тонну шлама. Это показывает, что процесс бактериального выщелачивания слежавшихся шламов при доизвлечении ценных металлов рентабелен [30].

Предприятие Голд Флокс в ЮАР провели исследования по применению полигонного БВ на лежалых хвостах. Данное предприятие расположено в золоторудном районе Витватерсрэнд. В этом предприятии накопились огромные запасы золотосодержащих хвостов цианирования. Для переработки данных хвостов компания "Эрго" разработала и реализовала в классическую технологию извлечения золота и урана. В технологию входит флотация и окислительный обжиг пирита, содержащего золото. После подготовки огарок подвергают цианированию. Сернистые газы, образованные при обжиге идут на переработку серной кислоты. В дальнейшем эту кислоту используют для выщелачивания урана из пиритного концентрата [30].

Альтернативным вариантом исследуется способ переработки хвостов по технологической схеме БВ - цианирование. Основанием для этого служит факт, отмеченный на хвостохранилище. Было выявлено поверхностное биохимическое окисление пиритсодержащих хвостов, которые протекают благодаря микроорганизмам. Результатом окислительных процессов является образование на хвостохранилище верхнего слоя материала. В этом тонком слое окисленном состоянии находится пирит, а золото в основном в доступной форме для цианирования. Основная масса хвостов представлена первоначальным не окисленным состоянием. Влажность хвостов составляет 7,5 и 14 %; pH на верхней части хвостохранилища равняется 2,4, в неокисленной зоне - 7,6. Золото в отвалах содержится в пределах 0,2-0,65 г/т, а сульфидная сера содержится в диапазоне 1,2-1,6 % [30].

В результате экспериментов было принято смоделировать процесс бактериального выщелачивания хвостов в кучах размером 2,0×1,8×0,5 м на этом месторождении. Наряду с этим варьировались различные параметры. Изменялись соотношения окисленных и неокисленных хвостов, вводились бактерии, питательные вещества и железо. Лучшими технологическими показателями процесса являются извлечение золота 75 % из остатков

бактериального выщелачивания с продолжительностью процесса 80 суток. Для достижения таких показателей необходимо соотношение массы окисленных и не окисленных хвостов выбрать как 1:4. В раствор обязательно должны вводить питательные добавки (фосфор, азот) и дополнительное количество микроорганизмов. Было выявлено, что в условиях проведенных экспериментов присутствие Fe^{2+} замедляет процесс БВ. Это противоречит показателям чанового выщелачивания этих же хвостов. Объяснить это можно тем, что при отсутствии железа (II) и не достаточной влаги материала, бактерии по механизму выживания мигрируют к частицам пирита. Пирит в данном случае единственный источник энергии для бактерий [30].

После завершения исследований на шламах хвостохранилища, проводились полупромышленные тестирования технологии полигонного БВ [30].

Выбранный для тестирования участок хвостохранилища был доступен для тяжелого оборудования. На испытуемом участке перпендикулярно 100 м от дамбы провели две полосы (А и Б) размерами 9×50 м. Зона шириной 15 м была оставлена между этими полосами [30].

Залегающие до отметки 1,2 м ниже поверхности хвостохранилища окисленные хвосты, были удалены и складированы. Испытуемые полосы пахались плугом с двойным отвалом на глубину около 0.46 м, чтобы получить смесь приблизительно на 22 % окисленных и на 78 % не окисленных хвостов. На каждой испытательной полосе было выделено по 3 участка размером 20×6 м, на которых были установлены оросительные системы, состоящие из емкости для воды с рН 2 и 15 оросителей [30].

В полосе А участок А1 был оставлен нетронутым. В участок А2 вводились питательные добавки, и регулировалось значение рН, используя серную кислоту. Участок А3 был похож на участок А2, но он был подвергнут дополнительной вспашке для лучшего смешивания кислых растворов с материалом для обработки. В полосе Б присутствовали участки Б1, Б2 и Б3. На этих участках проводились работы, идентичные проводимых в полосе А. Главное отличие в том, что на участках Б2 и Б3 были введены дополнительные бактерии. Во время процесса контролировалась на всех участках рН, осуществлялся контроль концентрации Fe^{2+} и Fe^{3+} , содержание в остатках БВ сульфидной серы. При этом влажность поддерживали на уровне 15 %. Продолжительность данного цикла было 112 суток. По результатам цианирования проб полученных продуктов устанавливалась эффективность БВ [30].

По результатам испытаний, в участках куч А2 и А3 показаны лучшие показатели биохимического вскрытия. Содержание сульфидной серы за 70-80 суток было снижено с 1,38 до 0,74-0,78 %. Также количество золота, растворимого в цианиде увеличилось с 40-50 до 70-75 %. Подтвердилось важность добавления питательных добавок и поддержать рН на уровне 2. Результаты показали, что при дополнительной вспашке материала примерно в 1,5 раза сокращается общая продолжительность БВ [30].

По данным результатов испытаний были выданы рекомендации по практическому использованию технологии извлечения золота из лежалых хвостов полигонного БВ. Было отмечено, что этот процесс более подходящий в сравнении со схемой флотация – обжиг переработки хвостов. Данный метод превосходит с технологической и экономической точки зрения. Самое главное, благодаря этому методу уменьшается загрязнение окружающей среды [30].

Кучное бактериальное выщелачивание золотосодержащих устойчивых руд требует обязательное измельчение руды и ее агломерацию. Агломерацию проводят с применением особых связующих материалов и одновременно пропитывают гранулы бактериальными растворами [30].

В патенте [19], пиритная или арсенопиритовая руда с тонковкрапленным золотом измельчается, пропитываясь раствором, который содержит надлежащие бактерии. Затем проводят брикетирование и укладывают в кучи высотой до 180 см. Затем проводят выщелачивание руды, используя кислые растворы (рН менее 2,5). Процесс длится 200 и более суток с обязательной рециркуляцией растворов. В следующем патенте [20] американские исследователи предложили способ КБВ с использованием сульфидных глинистых руд, в числе которых были золотосодержащие руды. При этом руду подвергают предварительной агломерации, используя водный раствор акриламидного полимера в качестве связующего. В растворе содержится больше чем 1 г/л Fe^{3+} и имеет рН меньше 3 [30].

Согласно способу в патенте [21], агломерацию частиц измельченной золотосодержащей руды проводят с использованием кислого раствора, способного растворяться в воде полимера при рН в пределах 1,3-2,5. Данный водорастворимый полимер содержит серуокисляющие бактерии. Агломерированная руда укладывается в кучу и подвергается бактериальному выщелачиванию с продолжительностью 30-210 суток [30].

ИрГиредмет в своем патенте предложил способ для переработки упорного золотосодержащего сырья. Данный патент предлагает предварительное проведение цианирования измельченной руды, затем фильтрацию пульпы с применением промывки осадка, смешивание кеков с использованием связующих материалов. В качестве связующих материалов предлагаются цемент и сульфат железа. После проведения данных операций, приступают к кучному бактериальному выщелачиванию. Цемент вводится в пульпу до её фильтрации, а сульфат железа – в момент процесса отмывки кеков цианирования. Дальнейшее извлечение золота из продуктов кучного бактериального выщелачивания получают гидрометаллургическими методами [30].

В 1989-1991 годах в ИрГиредмете были проведены исследования по переработки упорных золотосодержащих флотоконцентратов с использованием кучного бактериального выщелачивания.

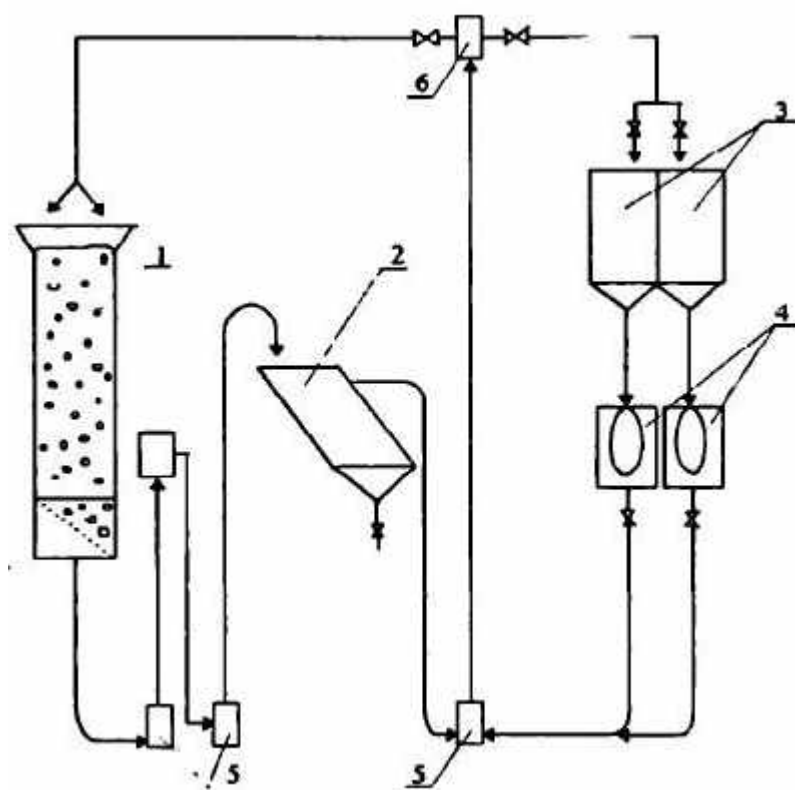
Разработку завершили в 1991 году, и на концентратах Тасеевской ЗИФ комбината "Балейзолото" были проведены полупромышленные тестирования технологии кучного бактериального выщелачивания. Проба концентрата в

оптимальном режиме подвергалась предварительному цианированию. Полученные хвосты после процесса цианирования, отмывались от растворов содержащих золото методом противоточной декантации. Далее проводили фильтрацию над отмытой пульпой. Кек подвергался сушке до влажности 5-7 %, затем его смешивали с цементом при соотношении (10-15):1. Полученная при этом смесь увлажнялась до 15-18 % и подвергалась грануляции. Гранулы обладали крупностью 5-10 мм. В гранулированном материале основные материалы содержались до, г/т: Au - 6,3, Ag - 38,5, общего железа - 6,73 %, сульфидного железа - 5,8 %, S - 5,8 %, As - 0,4 % [30].

Для проведения полупромышленных испытаний технологии КБВ в составе Балеической опытной фабрики была создана специальная установка (рис. 5), состоящая из двух независимо работающих модулей. Каждый модуль включает в себя колонну из титана диаметром 0,54 м, высотой 5 м и вместимостью 0,8 м³, оснащенную системами орошения, дренажа, аэрации. Колонна имеет перфорированное дно, установленное под углом 45° [30].

Испытания проводились в две последовательные стадии:

- запуск установки, выход на режим непрерывной циркуляции бактериальных растворов и закисление гранул;
- выщелачивание в рабочем режиме [30].



- 1 - колонна выщелачивания, 2 - культиватор бактерий,
 3 - емкости для очистки растворов, 4 - мешочные фильтры,
 5 - эрлифты, 6 – сепаратор

Рисунок 5 – Схема цепи аппаратов модуля кучного БВ

Общая продолжительность процесса - 3,5 мес. За этот период степень окисления сульфидного железа составила 45,5 %. Биологическая характеристика растворов: ОВП - 530-540 мВ; активность бактерий по окислению железа (III) - 7,8-8,0 г/л; железа (II) - 1,2-1,4 г/л [30].

По завершении процесса КБВ гранулы орошали раствором извести с целью их нейтрализации (до достижения рН выходящих растворов не менее 7-8), после чего материал был дезинтегрирован до крупности исходного флотоконцентрата (95 % класса -0,074 мм). Полученная пульпа подвергалась дополнительной известковой обработке с продувкой воздуха и цианированию в течение 24 часов. После фильтрации пульпы и двухстадиальной промывки кеков содержание золота в хвостах цианирования составило 2,0-2,5 г/т, содержание серебра - 6-8 г/г, что соответствует извлечению металлов в цикле БВ - цианирование 60-68 и 74-84 %. С учетом предварительного планирования общее извлечение золота из концентрата получено на уровне 95-97 % [30].

Установлено, что извлечение золота и серебра из растворов 2-й стадии выщелачивания (цианирование после БВ) может быть эффективно осуществлено по усовершенствованной ИрГиредметом цементационной технологии. После цементации раствора с содержанием золота 2,1-2,3 и серебра 14-16 мг/л получены растворы, содержащие соответственно 0,05 мг/л золота и 0,3 мг/л серебра [30].

Благодаря результатам исследований ИрГиредмета по технологическим испытаниям кучного бактериального выщелачивания концентратов Тасеевской, можно сделать вывод, что приведенная технология оказывается, экономически выгодна. Особенно выгодной является для упорных золотосодержащих материалов. Высокое извлечение золота при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах обеспечивается обработкой по схеме предварительное цианирование - окускование - бактериальное выщелачивание (в перколяционном режиме) - периодическое цианирование [30].

В плане усовершенствование технологии КБВ золотосодержащих концентратов ИрГиредметом предложен способ, предусматривающий флотацию кеков БВ совместно с исходной измельченной рудой, что позволяет (на примере руд Ангренской и Тасеевской фабрик) повысить общее извлечение золота на 1,4-2,5 %, серебра - на 3-5% и примерно на 10 % снизить удельный расход электроэнергии на обработку руды [30].

Следует иметь в виду, что рассмотренные выше примеры применения кучного бактериального выщелачивания предполагают переработку тонкоизмельченных материалов, характеризующихся весьма высокой удельной поверхностью окисляемых сульфидов. В литературе практически отсутствуют сведения о применении перколяционного БВ к крупнозернистым сульфидам и сульфидным концентратам и тем более к исходным рудам или рудным отвалам, как это, в частности, практикуется в вариантах кучного цианирования золотых или кислотного выщелачивания окисленных медных, урановых и других руд. Это происходит из-за чрезвычайно низкой скорости биоокисления крупных зерен золотосодержащих сульфидов (пирит, арсенопирит и др.), даже если они

находятся в свободном состоянии и могут контактировать с бактериальными растворами [30].

В этом плане заслуживают внимания результаты исследований индийских ученых по разработке биогидрометаллургической технологии извлечения железа из низкокачественных пиритов [30].

2.3 Подготовка и устройство куч и отвалов для бактериально-химического выщелачивания

Процессу кучного выщелачивания подвергаются бедные забалансовые или бедные балансовые крупнокусковые руды, заскладированные в отвалах. Для хранения куч, подвергаемых химическому или бактериально-химическому выщелачиванию, предварительно составляется проект. Площадка, предназначенная складированию руды, покрывается непроницаемыми материалами. Чаще всего для покрытия площадки используют цементный слой. Если кучу переносить на другую площадку, то это приводит к увеличению себестоимости золота. В связи с этим желательно старые отвалы выщелачивать на естественном грунте. При условии, что грунт является плотным и потери раствора металла в нем будут минимальными [15, 28, 29].

Крупность породы не контролируется в отвалах, поэтому при открытых горных работах максимальные куски породы достигают 1000 и 1500 мм. Вторичные забалансовые руды для кучного выщелачивания измельчают и укладывают согласно установленными правилами [15, 28, 29].

Количество руды в отвалах зачастую составляет сотни миллионов и даже миллиарды тонн. Кучи же укладывают чаще всего сотни тысяч тонн. Благодаря экономическим выгодам от добычи полезных ископаемых в ряде стран резко возрос объем вскрышных работ, а в отвалах скапливаются значительные объемы ценных компонентов. На сегодняшний день отвалы хранятся на площадках со значительной механической прочностью и водонепроницаемостью грунта или на специально подготовленных площадках [15, 28, 29].

Место хранения куч подготавливаются более тщательно: после снятия растительного покрова укладывается водонепроницаемый слой. В качестве слоя используются асфальт, бетон, смесь гудрона и хвостов обогащения [15, 29]. В США на отдельных предприятиях штата Аризона очищенная площадка засыпается песком слоем до 150 мм. Для гидроизоляции используется полиэтиленовая пленка. Над пленкой укладывается слой песка до 300 мм толщины, на этом слое параллельно рядами через 4,6 м укладываются асбоцементные трубы. Данные трубы имеют перфорированную поверхность и отверстия для сбора раствора размером 13 мм. Сверху трубы защищены деревянными настилами [15, 29].

Для лучшей аэрации кучи укладываются крупные размеры руды первого слоя, с размерами от 200 до 300 мм. Основная куча закладывается материалом,

измельченного до 10-30 мм или смесью мелкого и крупного материала. Крупные куски распределяются равномерно по высоте, обеспечивая хорошую аэрацию кучи и проницаемость раствора [15, 29].

При наличии глинистых материалов или повышенного содержания мелкой руды, классы 5-8 мм отсеивают. При хранении сплошных сульфидных руд, высота кучи в основном задается не более 6-9 м. Это производится для избегания при окислении самовозгорания пирита или других сульфидов. При небольшом количестве сульфидов высота куч доходит до 30-40 м и более, например, на руднике «Бьютт» (США). На руднике «Кананеа» (Мексика) высота кучи - 60 м, на руднике «Маркоппер» (Филиппины) - 45 м, а на руднике «Бингэм Каньон» (США) высота отвала 370 м. У основания ширина отвала бывает от 10-20 до 100-200 м, длина варьируется в пределах 100-800 м и более [15, 29].

Целесообразно высоту кучи не поднимать более чем на 60 м для лучшей аэрации кучи и окисления сульфидов. Если же высота кучи достигает больше 60 м, следует применить специальные методы рыхления и искусственную аэрацию, с помощью прокладки перфорированных труб и других приспособлений. Такие методы следует применять из-за проникания атмосферного воздуха вглубь на расстояние до 60 м, что может привести к возгоранию сульфидов [15, 29].

Один из простых и надежных способов для подготовки основания отвала можно считать такой метод: прежде всего, избавиться от растительности, затем уплотнить площадку катками. Необходимо наложить слой глины, достаточно уплотнив его [15, 29].

При устройстве куч используется руда крупностью, значительно меньшей, чем при отсыпке отвалов. Так, на предприятии «Тригг» № 1 (США) укладывается руда крупностью -150 мм, а на предприятии № 2 -50 мм. На руднике «Мангула» (Зимбабве) 13-38 мм, на руднике «Пейдж -100 мм. Мелкие фракции руды, как правило, предварительно отсеиваются, так как они снижают проницаемость раствора через руду [15].

Основание куч играет немало важную роль в процессе, она должна быть тщательно подготовлена. Для примера, в США на руднике «Блюберд» поначалу основание готовили таким образом: растительный слой очищали бульдозером, выравнивали площадку, укладывали бетон на грунт, затем его покрывали битумом. На сегодняшний день кучи в этом руднике отсыпают с небольшим уклоном поверхности. После удаления растительности площадка покрывается слоем гравия. Затем в слой укладывают полиэтиленовые дренажные трубы [15, 29].

На руднике «Мангула» (Зимбабве) площадку для отсыпки кучи выравнивали и покрыли битумом. Для стока продуктивных растворов оборудовали продольные канавы. Размеры основания кучи составляют 366×61 м. Кучи отсыпают конвейерами и передвижными порталными кранами. Высота кучи - 6,1 м. Руду после выщелачивания кучи используют для закладки отработанных горных выработок, куда материал подается конвейерами [15].

2.4 Месторождение Бакырчик

Месторождение Бакырчик обладает вторым местом по величине запасов в Казахстане. Данное месторождение расположено на северо-востоке Казахстана в Семипалатинской области. Оно было открыто геологом Ф.С Подсеваткиным в 1953 году [14, 17, 18].

Руды данного месторождения полосчатого и массивно-вкрапленного сложения. В состав руды входят минералы: золото, самородное серебро, пирит, халькопирит, арсенопирит, пирротин, антимонит, марказит, галенит, сфалерит, кварц, киноварь, карбонаты [14, 18].

Пирит с арсенопиритом представляются разновидностями трех типов. Золото в этих двух сульфидах представляется в микроскопической и субмикроскопической форме. Если в пирите содержание золота 60 г/т, то в арсенопирите содержание золота достигает 100-150 г/т [14, 18].

Основная масса – это тонкодисперсное золото в ранних сульфидах - пирите и арсенопирите. Золото покрупнее с размерами до десятых долей миллиметра располагается в пирите и арсенопирите в ассоциации с кварцем, галенитом, халькопиритом, сфалеритом и карбонатами [14, 18].

Стадии образования руды: ранней стадией является колчеданная, то есть пирит-арсенопиритовая руда. Средняя стадия - полиметаллическая, а поздней является кварц-карбонат-антимонитовая. С ранней стадией связана основная золотоносность. Кварц является не золотоносным в зонах дробления и окварцевания [14, 18].

Месторождение славится содержанием многих полезных элементов: золото, серебро, медь, цинк, свинец, кобальт, молибден, бор, мышьяк, фосфор, никель, стронций [14, 18].

Месторождение является уникальным по запасам. Зона окисления полностью отработана. Отработка первичных руд в стадии освоения [14, 18].

В руде имеется высокое содержание углерода, и ядовитого мышьяка. Содержание мышьяка варьируется в пределах 0,3-1,5%. Разработка данного месторождения затрудняется из-за возможной угрозы загрязнения окружающей среды. Проблему можно решить, увеличив капитальные расходы, которые будут обоснованы, учитывая высокую стоимость золота. Месторождение интересно для отработки с применением технологии бактериального выщелачивания флотоконцентратов [14, 17, 18].

2.5 Текущее состояние производства на месторождении Бакырчик

Месторождение «Бакырчик» является уникальным мировым месторождением с содержанием золота в руде до 6,7-8,7 г/т. Однако из-за высокого содержания мышьяка и углерода, а также из-за отсутствия золота в руде в свободном виде (всё золото связано с сульфидными минералами – пиритом, арсенопиритом и др.) руда относится к дважды упорным. В связи с

этим, несмотря на многочисленный интерес инвесторов, и попыток переработать данную руду (кучным и другими способами), на данном месторождении не создавались предприятия. Только в 2014 году российская компания «Polymetal» приобрела данное месторождение.

На Бакырчике получают два типа золотосодержащих концентратов – низкоуглеродный и высокоуглеродный. Низкоуглеродный концентрат содержит углерода меньше 1,5%, а высокоуглеродный содержит углерода свыше 1,5%. Первый отправляется на переработку на АГМК, затем это казахстанское золото возвращается на родину в виде сплава Доре на аффинажный завод «Тау-Кен Алтын» в Нур-Султане. Другая часть концентрата, еще более капризная, к которому технологию пока не подобрали, продается в Китай.

На Амурском ГМК применяются технологии автоклавного окисления (POX) и цианирования (CIL) для переработки упорных концентратов, которым для извлечения золота требуется предварительное окисление сульфидов перед цианированием.

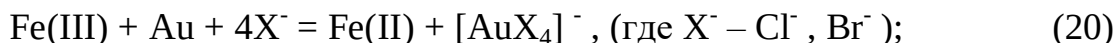
Автоклавное вскрытие при оптимальных режимах обработки сульфидных (пирит, арсенопирит, халькопирит и др.) флотоконцентратов позволяет повысить степень извлечение золота до 86–90%.

2.6 Проблемы переработки дважды упорных руд и возможные пути их решения

Принципиально высвободить золото и перевести его в форму, доступную для цианирования, можно путем окисления матрицы минерала, которое достигается автоклавным или биологическим методами, а также обжигом.

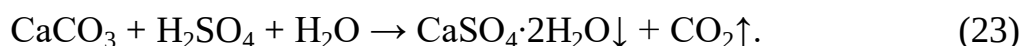
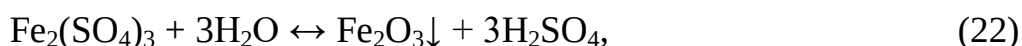
Многие сульфидные концентраты после практически полного автоклавного окисления при температуре окисления 200 °С показывают извлечение золота при последующем цианировании на уровне 94-98 %. Подобные золотосодержащие сульфидные материалы называются упорными. Если же в составе перерабатываемого материала присутствует «органический углерод», автоклавное окисление концентрата происходит полностью, но последующее извлечение золота при цианировании полученного продукта падает на 5-50 % по сравнению с обычными упорными концентратами. Руды и концентраты, обладающие подобными признаками упорности, называют дважды упорными. При обогащении этих руд с помощью флотации или совмещения флотации и гравитации, убрать «органический углерод» полностью невозможно, достигается максимальное удаление на 50-60%. «Органический углерод» обладают различными адсорбционными свойствами и вызывают большие или меньшие потери золота. Этот процесс представляет собой явление автоклавного прег-роббинга (или прег-роббинга второго рода). Природа «органического углерода», как правило, неизвестна. Обычно его содержание в окисляемом материале, превышающее 1,0-1,3 мас. %, при

температуре POX 200 °C начинает заметно снижать извлечение золота в последующем процессе CIL. Механизм прег-роббинга описывается уравнениями:



Хлоридные ионы выполняют транспортную функцию, перенося окисленное в стадии (20) золото сначала в раствор, а затем на поверхность частиц «органического углерода». На стадии (21) происходит адсорбция и последующее восстановление соединений золота (III) на «органическом углероде» до металлического состояния. При дальнейших операциях цианирования в режиме CIL это золото практически не снимается с природного сорбента и переходит в хвосты. Даже незначительные концентрации ионов Cl^- могут подавлять последующее извлечение золота, поскольку, как видно из реакции (21), они вновь выделяются в раствор в неизменном состоянии и вступают в реакцию (20), выполняя функцию «могильщика» золота в автоклавном процессе. В отсутствии в окисляемом материале адсорбентов в виде «органического углерода» и в автоклавной жидкой фазе переносчиков окисленного Au (III) в виде галогенидных или псевдогалогенидных анионов, процесс прег-роббинга не приводит к потерям золота. Однако борьба с причинами данного процесса заметно удорожает автоклавный процесс, и организация его в производственных масштабах практически невозможно. Это связано с тем, что для понижения содержания «органического углерода» до требуемого предела, необходимо повышать давление и температуру автоклава (свыше 215-240°C окисления «органического углерода» с образованием CO_2 возрастает и потери золота уменьшаются), а для снижения концентраций хлоридов (с анионами X^-) необходимо провести дорогостоящую операцию чистки воды, подаваемой в автоклав.

Высокая концентрация Fe (III) также приводит к появлению прег-роббинга, поскольку соединения Fe (III) в водных растворах склонны к гидролизу, и с повышением температуры возрастает скорости гидролиза. Путем снижения концентрации серной кислоты до 20-35 г/л можно добиться снижения прег-роббинга. Для снижения концентрации H_2SO_4 необходимо введение известняка:



Но это дает относительно небольшой эффект. В результате взаимодействия CaCO_3 с H_2SO_4 в автоклаве выделяется CO_2 , который снижает парциальное давление кислорода в автоклаве и тем самым тормозит процесс окисления

пирита и арсенопирита, что может привести к перерасходу кислорода на их окисление.

Таким образом, в результате анализа литературных данных установлено, что автоклавный способ переработки дважды упорных руд, как бакирчикская, имеет весьма серьезные недостатки и не позволяет полностью извлекать золото из них. В связи с этим, я исследовал кучное бактериальное выщелачивание для переработки руд Бакирчикского месторождения, так как, выявил ряд возможностей эффективной организации кучного выщелачивания (по сравнению с автоклавным) для таких дважды упорных руд, в том числе, введения небольших добавок водорастворимых органических соединений (blanking agents) и бактерий, способствующих разложению и углеродистых, и сульфидных соединений. Если использовать их совместно с кучным выщелачиванием, появится возможность эффективно перерабатывать бакирчикскую руду. При этом, появится возможность переработать дважды упорных руды с большим содержанием углерода, также сокращаются расходы, связанные с покупкой дорогостоящих автоклавов и других оборудования, снижается опасность производства, связанная с использованием взрывоопасных автоклавных процессов, снижается влияние вредных химических соединений (т.к. используются бактерии).

В связи с отсутствием руды месторождения Бакирчик, я не имел возможности проводить эксперименты в лабораторных условиях. Однако, в результате изучения литературных данных, мною установлена возможность и эффективность использования кучно-бактериального выщелачивания для дважды упорных руд, как бакирчикская.

3 Технологические расчеты

3.1 Расчеты материального баланса

В данном разделе выполнен расчет материального баланса кучного бактериального выщелачивания золотосодержащих руд с содержанием золота 5,6 г/т.

В результате расчета установлены:

- расход растворителя NaCN на 100 т руды составляет - 0,5414 кг/т.
- расход на 100 т руды составляет – 2,5 кг/т.

Полный расчет материального баланса приведен в Приложении А.

4 Охрана труда и окружающей среды

В данном разделе выполнен анализ вредных и опасных факторов в золотоизвлекательном производстве, а также изучены вопросы организации безопасного труда в производственных условиях и способы охраны окружающей среды.

Полное описание данного раздела приведено в Приложении Б.

5 Экономическая часть

В данном разделе выполнены вопросы организаций труда и производства, выполнены расчеты для определения прибыли, рентабельности и срока окупаемости производства.

Полное описание раздела приведено в Приложении В.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломная работа посвящается улучшению кучного выщелачивания с использованием микроорганизмов. В дипломной работе были приведены теоретические и технологические данные о кучном бактериальном выщелачивании.

В первой части были рассмотрены общие сведения о золоте, характеристика золотосодержащих руд, гидрометаллургические методы извлечения золота из руд и концентратов.

Во второй части рассматривался зарубежный опыт кучного бактериального выщелачивания. Были разобраны различные эксперименты. В том числе и исследования ИрГиредмета.

Для исследования кучного выщелачивания с использованием микроорганизмов была рассмотрена руда месторождения «Бакырчик».

Был проведен анализ влияния используемых в процессе химических веществ на окружающую среду и организм человека. В результате анализа, предложены технологические решения по снижению вредных выбросов в окружающую среду.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Конспект лекций для студентов очного обучения по направлению 240600 – «Химическая технология материалов современной энергетики» / Сост. Маслов А.А., Оствальд Р.В. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 67 с.
- 2 Кучное выщелачивание благородных металлов. / Под ред. М.И. Фазлуллина. — М.: Издательство Академии горных наук. 2001. —647 с.
- 3 Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. — М.: Metallurgy, — 2-е изд., 1987, 432 с.
- 4 Романтеев Ю.П. Металлургия благородных металлов: Учебное пособие. - М.: МИСиС, 2007. – 259 с
- 5 Зеленов В. И. Методика исследования золотосодержащих руд. Изд, 2, перераб. и доп. М., «Недра», 1978, 302 с.
- 6 Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра,- Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004.- 352 с.
- 7 Минеев Г.Г., Васильев А.А., Никитенко А.Г. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2017. Т. 21. № 4. С. 147–156.
- 8 Технология золотосодержащих руд: моногр. / В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин. - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011.- 420 с.
- 9 Технология переработки золотосодержащего сырья: учеб, пособие / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин. - М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. - 328 с.
- 10 Биометаллургия золота. Минеев Г.Г. - М.: Metallurgy. 1989.- 160 с.
- 11 Семенихин Д. Н. История добычи и переработки золотосодержащих материалов // Реферат по истории отрасли наук
- 12 Коробушкина Е.Д., Черняк А.С., Минеев Г.Г. и др. Исследование процесса бактериального выщелачивания // Девятое Всесоюзн. совещ. по химии, анализу и технологии благородных металлов. - Красноярск. - 1973. - С. 212.
- 13 Польшин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов: Учебник для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1987, 428 с.
- 14 Справочник под редакцией А.А. Абдуллина, Х.А. Беспяева, Э.С. Воцалевского, С.Ж. Даукеева, Л.А. Мирошниченко, Алматы, Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997, 232 с.
- 15 Польшин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В., Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. — М., Недра, 1982. - 286 с.
- 16 Лолейт С.И., Современные проблемы металлургии и материаловедения благородных металлов / Лолейт С.И., Меретуков М.А., Стрижко Л.С., Гуринов К.К. - М.: МИСиС, 2012. - 196 с.

17 Канаева З.К., Канаев А.Т., Семенченко Г.В. МИКРОБОЦЕНОЗЫ ЗОЛОТО-МЫШЬЯКОВИСТОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАКЫРЧИК И ИХ РОЛЬ В ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ПРОЦЕССЕ // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2014. – № 12-2. – С. 283-286 с.

18 Ваулин О.В., Восточно-Казахстанская область. Золото. Справочник. Усть-Каменогорск - Бишкек, «РОКИЗОЛ», 2016 г. - 331 с.

19 Пат. 5246486 США, МКИ С 22 В 11/00. Biooxidation process for recovery of gold from heaps of low-grade sulfidic and carbonaceous sulfidic ore materials / J. A. Brierley, D. L. Hill ; Newmont Gold Co. ; заявл. 18.10.92 ; опубл. 21.09.93.

20 Пат. 5196052 США, МКИ С 01 G5/00. Bacterial-assisted heap leaching of ores / A.E.Gross, C.J.S.Gomer; Nalco Chemical Co.-№901508; Заявл. 19.06.92; Опубл. 23.03.93; НКИ 75/712.

21 Пат. 5332559 США, МКИ С 22 В 11/00. Biooxidation process for recovery of metal values from sulphur-containing ore materials / J.A. Briertey, D.L. Hill; Newmont Gold Co.; Newmont Mining Corp.- №894059; Заявл. 3.6.92; Опубл. 26.7.94; ЖИ 423/27.

22 СТ КазННТУ – 09 – 2017. Стандарт организации. Общие требования к построению, изложению, оформлению и содержанию текстового и графического материала. – Алматы.: КазННТУ, 2017. – 49 с.

23 Статья на тему свойства серебра и золота // Режим доступа: <https://znaesh-kak.com/q/s/свойства-серебра-и-золота>

24 Химические свойства золота // Режим доступа: <http://searchgold.ru/index.php/info/article14>

25 [Электронный ресурс] // Режим доступа: <http://uz.denemetr.com/docs/769/index-88329-1.html?page=2>

26 Статья на тему кучное выщелачивание золота // Режим доступа: http://znaesh-kak.com/au/zoloto/kuchnoe_vychelachivanie.html

27 [Электронный ресурс] // Режим доступа: https://spmi.ru/sites/default/files/imci_images/sciens/dissertacii/2018/dissertaciya_maksimova_1_1.pdf

28 Подготовка и устройство куч и отвалов для бактериально-химического выщелачивания // Режим доступа: <https://studizba.com/lectures/129-inzhenerija/1827-biotehnologicheskie-processy-v-metallurgii/35844-12-podgotovka-i-ustrojstvo-kuch-i-otvalov-dlja-bakterialno-himicheskogo-vyschelachivaniya.html>

29 [Электронный ресурс] // Режим доступа: <https://studizba.com/lectures/129-inzhenerija/1827-biotehnologicheskie-processy-v-metallurgii/35844-12-podgotovka-i-ustrojstvo-kuch-i-otvalov-dlja-bakterialno-himicheskogo-vyschelachivaniya.html>

30 Статья на тему кучное бактериальное выщелачивание упорных руд золота и серебра // Режим доступа: <http://industrial-wood.ru/tehnologiya-izvlecheniya/11246-kuchnoe-bakterialnoe-vyschelachivanie-upornyh-rud-zolota-i-serebra.html>

Приложение А

Расчет материального баланса

Объектом исследования являлась золото-мышьяковистая руда, полученная из месторождения «Бакырчик».

Химический и рациональный состав руды представлен в таблице А.1.

Таблица А.1 - Химический и рациональный состав руды, поступающей на выщелачивание, %

Элемент, соедине ние	Si O ₂	Al ₂ O ₃	Ca O	Mg O	Fe	As	Cu	Pb	Zn	Ni	S _{об щ}	O ₂	Проч ие	Все го
SiO ₂	54,86	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	54,86
Al ₂ O ₃	-	14,04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14,04
CaO	-	-	7,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,5
MgO	-	-	-	6,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	6,6
Fe ₂ O ₃	-	-	-	-	2,66	-	-	-	-	-	-	1,14	-	3,8
FeO	-	-	-	-	0,23	-	-	-	-	-	-	0,07	-	0,3
FeS ₂	-	-	-	-	1,59	-	-	-	-	-	1,81	-	-	3,4
Fe _{мет}	-	-	-	-	0,1	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1
FeAsS	-	-	-	-	0,85	1,16	-	-	-	-	0,49	-	-	2,5
CuFeS ₂	-	-	-	-	0,12	-	0,14	-	-	-	0,14	-	-	0,4
Cu ₂ S	-	-	-	-	-	-	0,024	-	-	-	0,06	-	-	0,03
Cu ₂ O	-	-	-	-	-	-	0,024	-	-	-	-	0,006	-	0,03
PbS	-	-	-	-	-	-	-	0,26	-	-	0,04	-	-	0,3
ZnS	-	-	-	-	-	-	-	-	0,19	-	0,09	-	-	0,28
ZnO	-	-	-	-	-	-	-	-	0,016	-	-	0,004	-	0,02
NiO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,016	-	0,004	-	0,02
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,82	5,82
Всего	54,86	14,04	7,5	6,6	5,55	1,16	0,188	0,26	0,206	0,016	2,63	1,224	5,82	100

Продолжение приложения А

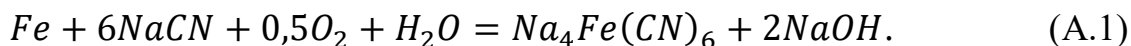
При расчете принято, что сульфиды - пирит (FeS_2), арсенопирит (FeAsS) и халькопирит (CuFeS_2) — в неокисленном состоянии в растворе (NaCN) не растворяются.

1. Железо. Из компонентов железа с раствором NaCN взаимодействуют $\text{Fe}_{\text{мет}}$, переходящее в руду в процессе дробления и измельчения, и FeO :

а) $\text{Fe}_{\text{мет}}$ - тонкоизмельченное железо быстро окисляется с образованием поверхностного покрова $\text{Fe}(\text{OH})_3$, нерастворимого в NaCN .

Степень растворения $\text{Fe}_{\text{мет}}$ принята в связи с этим относительно небольшой — 1%, количество железа, переходящего в раствор, будет $0,1 \times 0,01 = 0,001$ т.

Реакция растворения:



Расход NaCN составит: $(6 \times 49 \div 0,001) \div 55,85 = 0,0052$ т,

где 49 - молекулярная масса NaCN ;

55,85 — атомная масса Fe .

Образуется по реакции: $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ в количестве: $(303,91 \times 0,001) \div 55,85 = 0,005$ т;

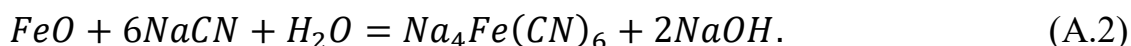
NaOH : $(2 \times 40 \times 0,001) \div 55,85 = 0,0014$ т,

где 303,91 - молекулярная масса $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$;

40,0 - молекулярная масса NaOH ;

б) FeO — степень растворения принята 2%. Переходит в раствор FeO в количестве: $0,3 \times 0,02 = 0,006$ т.

Реакция взаимодействия:



Расход NaCN : $(6 \times 49 \times 0,006) \div 71,85 = 0,0246$ т.

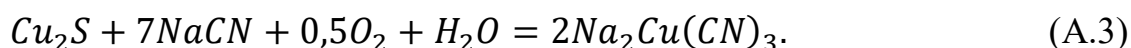
Образуется: $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ в количестве $(303,91 \times 0,006) \div 71,85 = 0,025$ т.

Расход NaOH : $(2 \times 40 \times 0,006) \div 71,85 = 0,0067$ т.

2. Медь — переходят в раствор Cu_2S и Si_2O :

а) Cu_2S — степень растворения 5%. Переходит в раствор Cu_2S : $0,03 \times 0,05 = 0,0015$ т.

Реакция:



Расход NaCN : $(7 \times 49 \times 0,0015) \div 159,15 = 0,0032$ т.

Образуется: $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$ в количестве $(2 \times 187,54 \times 0,0015) \div 159,15 = 0,0035$ т;

Продолжение приложения А

NaSCN: $(81,08 \times 0,0015) \div 159,15 = 0,00076$ т;

NaOH: $(2 \times 40 \times 0,0015) \div 159,15 = 0,00075$ т,

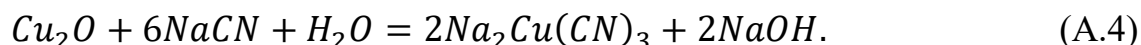
где 159,15 — молекулярная масса Cu_2S ;

187,54 — молекулярная масса $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$;

81,08 — молекулярная масса NaSCN.

б) Si_2O - степень растворения 10%. Переходит в раствор Si_2O : $0,03 \times 0,1 = 0,003$ т.

Реакция:



Расход NaCN: $(6 \times 49 \times 0,003) \div 143,08 = 0,0062$ т,

где 143,08 - молекулярная масса Si_2O .

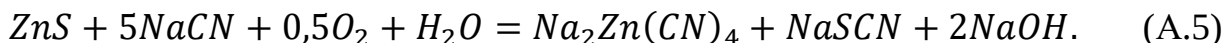
Образуется: $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$ в количестве: $(2 \times 187,54 \times 0,003) \div 143,08 = 0,0079$ т;

NaOH: $(2 \times 40 \times 0,003) \div 143,08 = 0,0017$ т.

3. Цинк - растворяются ZnS и ZnO:

а) ZnS — переходит в раствор 1% или $0,28 \times 0,01 = 0,0028$ т.

Реакция:



Расход NaCN: $(5 \times 49 \times 0,0028) \div 97,38 = 0,007$ т,

где 97,38 - молекулярная масса ZnS.

Образуется: $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ в количестве $(215,38 \times 0,0028) \div 97,38 = 0,0062$ т;

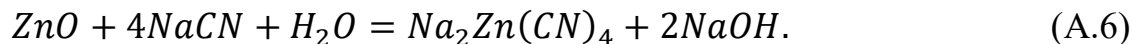
NaSCN: $(81,08 \times 0,0028) \div 97,38 = 0,0023$ т;

NaOH: $(2 \times 40 \times 0,0028) \div 97,38 = 0,0023$ т,

где 215,38 - молекулярная масса $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$.

б) ZnO - переходит в раствор 10% или $0,02 \times 0,1 = 0,002$ т.

Реакция:



Расход NaCN: $(4 \times 49 \times 0,002) \div 81,38 = 0,0048$ т,

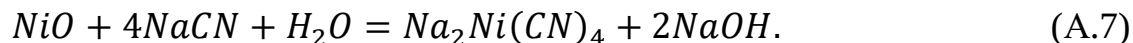
где 81,38 - молекулярная масса ZnO.

Образуется: $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ в количестве $(215,38 \times 0,002) \div 81,38 = 0,0053$ т;

NaOH: $(2 \times 40 \times 0,002) \div 81,38 = 0,002$ т.

4. Никель — растворяется NiO — 5% или $0,02 \times 0,05 = 0,001$ т.

Реакция:



Продолжение приложения А

Расход NaCN: $(4 \times 49 \times 0,001) \div 74,69 = 0,0026$ т,

где 74,69 - молекулярная масса NiO.

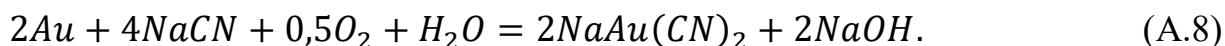
Образуется: $\text{Na}_2\text{Ni}(\text{CN})_4$ в количестве $(208,69 \times 0,001) \div 74,69 = 0,0028$ т;

NaOH: $(2 \times 40 \times 0,001) \div 74,69 = 0,0011$ т,

где 208,69 - молекулярная масса $\text{Na}_2\text{Ni}(\text{CN})_4$.

Золото — переходит в раствор 95% или $5,2 \times 0,95 = 4,94$ г/т.

Реакция:



Расход NaCN: $(4 \times 49 \times 494) \div (197 \times 2) = 246$ г = 0,00025 т,

где 197 — атомная масса Au.

Образуется: $\text{NaAu}(\text{CN})_2$, в количестве $(272 \times 494) \div 197 = 682$ г = 0,000682 т;

NaOH: $(40 \times 494) \div 197 = 100,3$ г = 0,0001 т,

где 272 — молекулярная масса $\text{NaAu}(\text{CN})_2$.

6. Серебро — переходит в раствор 90% или $3,6 \times 0,9 = 3,24$ г/т, или $3,24 \times 100 = 324$ г.

Реакция:



Расход NaCN: $(4 \times 49 \times 324) \div (107,87 \times 2) = 294,4$ г = 0,000294 т,

где 107,87 - атомная масса Ag.

Образуется: $\text{NaAg}(\text{CN})_2$ в количестве $(182,88 \times 324) \div 107,88 = 549$ г = 0,000549 т;

NaOH: $(40 \times 324) \div 107,87 = 120$ г = 0,00012 т,

где 182,88 - молекулярная масса $\text{NaAg}(\text{CN})_2$.

Суммарный расход NaCN составил 0,05414 т на 100 т руды или 0,5414 кг/т руды. Принимаем 10% на дополнительные потери NaCN (гидролиз, химическое разложение): $0,5414 + 0,05414 \times 0,1 = 0,05955 \sim 0,06$ т или $(0,06 \times 1000) \div 100 = 0,6$ кг/т руды.

При выщелачивании ж÷т составляет по массе $1,5 \div 1$, следовательно, на 100 т руды загружается 150 т (м^3) цианистого раствора с концентрацией NaCN 0,06% (600 г/м^3). Всего загружается NaCN $0,6 \times 150 = 90,0$ кг = 0,09 т. При расходе NaCN 0,06 т остаточное количество NaCN будет $0,09 - 0,06 = 0,03$ т, что соответствует концентрации раствора $(0,03 \times 1000) \div 150 = 0,2 \text{ кг/м}^3$ ($200 \text{ г/м}^3 - 0,02\%$).

Расход чистого оксида кальция CaO на реакции взаимодействия с кислотами, сульфатами, карбонатами, глиноземом, угле кислотой воздуха при аэрации пульпы и др. принимаем (устанавливается экспериментально для каждого сырья) 2,0 кг/т руды или на 100 т руды - 200 кг = 0,2 т.

Продолжение приложения А

При использовании технической извести, содержащей 80% CaO, расход ее составит $2,0 \div 0,80 = 2,5$ кг/т или на 100 т руды $250 \text{ кг} = 0,25$ т. При загрузке известкового молока с содержанием 10% CaO его потребуется $(0,25 \times 100) \div 10 = 2,50$ т или $2,50 \div 1,08 = 2,315 \text{ м}^3$, где $1,08 \text{ т/м}^3$ - плотность 10%-ного раствора CaO. Начальная и конечная концентрации защитной щелочи в растворе принята 0,02% CaO (200 г/м^3) или на 100 т руды $0,2 \times 150 = 30,0 \text{ кг} = 0,03$ т. Составы и цианистого раствора и руды после выщелачивания приведен в табл. А.2 и А.3.

Материальные балансы процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении $ж:t = 1,5 \div 1$ приведены в табл. А.4 и А.5. Принято, что CaO расходуется на образование малорастворимых солей CaCO_3 , CaSO_4 и др.

В связи с образованием NaOH при выщелачивании рудных компонентов содержание CaO в растворе уменьшено на количество, эквивалентное количеству NaOH.

Таблица А.2 - Состав раствора после выщелачивания 100 т руды при отношении $ж:t = 1,5 \div 1$

Соединение	Количество, т	Концентрация, г/м ³	Концентрация металла, г/м ³
<i>NaCN</i>	0,030	200,0	-
<i>CaO</i> (100%-ный)	0,03	200,0	-
<i>NaOH</i>	0,01177	78,5	-
<i>NaSCN</i>	0,0031	20,67	-
<i>NaAu(CN)₂</i>	0,00068	4,53	3,281
<i>NaAg(CN)₂</i>	0,0005	3,27	2,166
<i>Na₂Cu(CN)₃</i>	0,0114	76,0	25,76
<i>Na₂Zn(CN)₄</i>	0,0115	76,7	23,32
<i>Na₂Ni(CN)₄</i>	0,0028	18,7	5,25
<i>Na₄Fe(CN)₆</i>	0,03	199,85	25,2
<i>Na₂Ni(CN)₂</i>	0,13	-	

Таблица А.3 - Химический и рациональный состав руды после выщелачивания, %

Элемент, соединен ие	Si O ₂	Al ₂ O ₃	Ca O	Mg O	Fe	As	Cu	Pb	Zn	Ni	S _{об} щ	O ₂	Проч ие	Все го
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
SiO ₂	54,86	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	54,86
Al ₂ O ₃	-	14,04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14,04
CaO	-	-	7,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,5

Продолжение приложения А

Продолжение таблицы А.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
MgO	-	-	-	6,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	6,6
Fe ₂ O ₃	-	-	-	-	2,66	-	-	-	-	-	-	1,14	-	3,8
FeO	-	-	-	-	0,23	-	-	-	-	-	-	0,07	-	0,3
FeS ₂	-	-	-	-	1,59	-	-	-	-	-	1,81	-	-	3,4
Fe _{мет}	-	-	-	-	0,1	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1
FeAsS	-	-	-	-	0,85	1,16	-	-	-	-	0,49	-	-	2,5
CuFeS ₂	-	-	-	-	0,12	-	0,14	-	-	-	0,14	-	-	0,4
Cu ₂ S	-	-	-	-	-	-	0,024	-	-	-	0,06	-	-	0,03
Cu ₂ O	-	-	-	-	-	-	0,024	-	-	-	-	0,006	-	0,03
PbS	-	-	-	-	-	-	-	0,26	-	-	0,04	-	-	0,3
ZnS	-	-	-	-	-	-	-	-	0,19	-	0,09	-	-	0,28
ZnO	-	-	-	-	-	-	-	-	0,016	-	-	0,004	-	0,02
NiO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,016	-	0,004	-	0,02
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,82	5,82
Всего	54,86	14,04	7,5	6,6	5,55	1,16	0,188	0,26	0,206	0,016	2,63	1,224	5,82	99,983

Таблица А.4 - Материальный баланс процесса выщелачивания руды цианистым раствором при отношении ж÷т = 1,5÷1

Поступает		Выходит	
Продукты и соединения	Количество, т	Продукты и соединения	Количество, т
1	2	3	4
Руда	100,0	Руда	99,9847
В том числе:		В том числе:	
Fe _{мет}	0,1	Fe _{мет}	0,099
FeO	0,3	FeO	0,294
Cu ₂ S	0,03	Cu ₂ S	0,0285
Cu ₂ O	0,03	Cu ₂ O	0,027
ZnS	0,28	ZnS	0,2772

Продолжение приложения А

Продолжение таблицы А.4

1	2	3	4
ZnO	0,02	ZnO	0,018
NiO	0,02	NiO	0,019
Известковое молоко с содержанием 10% CaO(80%-ного)	2,5	Известь(80%-ная)	0,25
Цианистый раствор	150,0	Цианистый раствор	152,25
в том числе:	в том числе:		
NaCN	0,09	$NaAu(CN)_2$	0,00068
CaO	0,03	$NaAg(CN)_2$	0,00049
		$Na_2Cu(CN)_3$	0,0114
		$Na_2Zn(CN)_4$	0,0115
		$Na_2Ni(CN)_4$	0,0028
		$NaSCN$	0,0031
		$NaOH$	0,01177
		CaO	0,0218
		NaCN	0,030
Всего:	252,50	Всего:	252,50

Таблица А.5 - Материальный баланс выщелачивания цианистым раствором

Прод укт	Количес тво продукт а, т	Количество компонента, т										
		Fe _{ме} т	Fe О	Cu ₂ S	Cu ₂ О	ZnS	ZnO	Ni О	NaC N	Ca О	NaO H	Цианид ы
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Поступает:												
Руда	100	0,1	0,3	0,00 3	0,03	0,28	0,02	0,02	-	-	-	-
Известь (80% CaO)	2,5	-	-	-	-	-	-	-	-	2,5	-	-
Раствор	150	-	-	-	-	-	-	-	0,09	0,0 3	-	-
Всего	252,2 5	0,1	0,3	0,03	0,03	0,28	0,02	0,02	0,09	2,5 3	-	-
Входит:												
Руда и нерастворе нная известь	100,2 5	0,09 9	0,29 4	0,02 85	0,02 7	0,27 72	0,01 8	0,01 9	-	-	-	-
Раствор	152,2 5	0,00 1	0,00 6	0,00 15	0,00 3	0,00 28	0,00 2	0,00 1	0,04 5	0,0 3	0,011 77	0,059 98

Продолжение приложения А

Продолжение таблицы А.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Всего	252,50	0,1	0,3	0,03	0,03	0,28	0,02	0,02	0,045	0,03	0,0177	0,05998
В том числе: NaSCN 0,003; Na ₂ Cu(CN) ₃ 0,0114; Na ₂ Zn(CN) ₄ 0,0115; Na ₂ Ni(CN) ₄ 0,0028; Na ₄ F(CN) ₆ 0,03; NaAu(CN) ₂ 0,00068; NaAg(CN) ₂ 0,0005.												

Приложение Б

Охрана труда и окружающей среды

Б.1 Планирование и улучшение площади предприятия.

Несчастные случаи, возникающие на металлургических предприятиях, зачастую связаны с несоблюдением правил и норм при проектировании, нарушении требований Технического регламента и несоблюдением условий безопасности рабочих и служащих. Для предотвращения этого при проектировании цеха или предприятия не должны допускаться ошибки и недостатки. Ведь это может быть косвенной, даже прямой причиной несчастных случаев, техногенных аварий, пожаров и профессиональных заболеваний. Обеспечение безопасности производства с применением всех организационных и технических средств является одной из важнейших задач руководителей и специалистов.

Различные способы защиты труда можно разделить на 4 основные группы: организация производства и труда; структура предприятий и цехов; технологические процессы и оборудование; индивидуальная защита. Улучшение условий труда - это требует реализации комплекса всеобъемлющих мер данных групп. Организация производства и труда, подбор специалиста, назначение регламента рабочего времени и отдыха, назначение трудовой дисциплины, правильное проведение работ, установление стандартов, гигиенических нормативов и технических нормативов безопасности, разработка правил и инструкций по технике безопасности – вот необходимо знать комплексную организацию этих работ.

Отдел охраны труда проводит сложную и всестороннюю работу, основываясь на данных законодательных актах. Многие вопросы по гигиене и культуре труда, рациональному освещению, вентиляционным устройствам, электробезопасности, борьбе с шумом и вибрацией, пожарной безопасности и обеспечению таких нормальных условий труда постоянно находятся в центре внимания данного подразделения. В целях контроля над соблюдением правил безопасности рабочими и сотрудниками постоянно проводятся рейды и наблюдения независимыми инспекторами.

Б.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов

При кучном бактериальном выщелачивании возможны следующие *опасные и вредные* производственные факторы.

Во время процесса измельчения руды имеют место следующие *опасные факторы*:

- поражение электрическим током;
- большая влажность;
- возможность получения травм движущимися частями оборудования;

Продолжение приложения Б

- воздействие шума.

В сорбционном отделении наибольшее влияние на организм человека оказывают *вредные факторы*:

- возможность отравлениями газами, парами цианидов и серной кислоты,
- повышенная температура;
- повышенная влажность.

Предельно допустимые концентрации *вредных веществ* в атмосфере воздуха следующие:

- цианид натрия – $0,3 \text{ мг/м}^3$;
- серная кислота – 1 мг/м^3 ;
- соляная кислота – 5 мг/м^3 ;
- щелочи – $0,5 \text{ мг/м}^3$;
- ксантогенат – 10 мг/м^3 .

Наиболее опасными из используемых вредных химических веществ являются цианистые растворы, из которых при снижении pH выделяется синильная кислота, имеющая согласно ГОСТ 12.1.005-08 “Общие санитарно-гигиенические требования” ПДК в воздухе рабочей зоны $0,3 \text{ мг/м}^3$. На выщелачивании, сорбции, доукреплении при $\text{pH} = 10-11$ в технологических процессах, в основном, присутствуют соли цианистоводородной кислоты (NaCN и т.д.), а уже при $\text{pH} = 9$ и менее происходит образование цианистого водорода ($t_{\text{кип}} \text{HCN} = 25,7^\circ\text{C}$).

При отравлении NaCN необходимо промывание желудка 3% раствором H_2O_2 или 2% раствором KMnO_4 . Давать раствор сульфата железа и жженой магнезии по столовой ложке через каждые 15 минут.

При попадании на кожу NaCN быстро смыть большим количеством воды, затем положить мокрую повязку с борной кислотой или борную мазь.

При попадании на кожу NaCN необходимо обливание пораженного участка струей воды в течение 10 минут, затем приложить примочку из 5% раствора уксусной кислоты или лимонной кислоты. При попадании в глаза необходимо тщательно промыть их струей воды. Затем закапать в пораженный глаз 2% раствором новокаина или 5% раствором дикаина.

На всех переделах необходимо поддерживать pH растворов на уровне 10-11 для исключения образования наиболее опасного цианистого водорода.

Для контроля концентрации цианидов в сточных водах рекомендуется использовать сигнализатор цианидов, например СЦ-2 производства LabTime.

Все виды основных и вспомогательных операций по подготовке, растворению и транспортировке реагентов должны быть максимально механизированы.

Продолжение приложения Б

Б.3 Перечень промышленных выбросов

Основными вредными выбросами кучного выщелачивания являются:

- пыль при отсыпке кучи и в период эксплуатации ветровой эрозии;
- пары синильной кислоты, при неправильном ведении технологических процессов;
- токсичные растворы влагоемкости кучи.

Точному учету подлежит количество влаги остающейся после цикла выщелачивания при влагоемкости $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$. Количество растворов составляет $250\,000 \cdot 0,2 = 50\,000 \text{ м}^3/\text{т}$.

Б.4 Охрана водоемов и почв

Их защита осуществляется с помощью организации нефилтрующих экранов из пленочных и глиняных покрытий, предотвращающих попадание растворов реагентов в подземные водоносные горизонты.

Для защиты поверхностных вод предусматривается перехват ливневых стоков, очистка промывных вод, специально разработанной системой отмывки кучи от токсичных соединений.

Б.5 Обезвреживание стоков железным купоросом

В процессах выщелачивания золота, промывки, обезвреживания от цианидов и родонитов растворяется 1 – 2% мышьяка. Вероятней всего растворимой форме мышьяка соответствует арсенат кальция $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$. Для осаждения мышьяка хвосты обрабатываются раствором железного купороса с целью перевода его в арсенат железа $\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2$.

Расход железного купороса составляет 0,45 кг на 1 тонну руды. Кроме того, на нейтрализацию избыточной извести до pH 8,0 – 8,5 потребуется 1 кг железного купороса на 1 тонну руды. Общий расход железного купороса составляет 1,45 кг. При этом обеспечивается удаление мышьяка до санитарных норм.

Приложение В

Экономика производства золота

В.1 Расчет численности работников

Для расчета численности рабочих определим коэффициент списочного состава, который зависит от режима работы и продолжительности отдыха рабочих, по следующей формуле:

$$K_{cn} = \frac{N_n}{[N_k - (n_o + n_b + n_n)] \cdot 0,96} \quad (B.1)$$

Где N_n – количество рабочих дней предприятия в год;

N_k – количество календарных дней предприятия в год;

n_o – продолжительность отпуска, дней;

$n_b - 104$ – количество выходных дней, в год;

$n_n - 8$ – количество праздничных дней, в год.

Таблица В.1 – Расчет коэффициента списочного состава

Режим работы предприятия	Количество дней годовой работы	Продолжительности отпуска в рабочие дни списочного состава	
		35	42
Без перерыва	357	1,74	1,8
6 дней	305	1,45	1,5
5 дней	280	1,24	-

Количество рабочих дней в год зависит от характера производства и принято в карьере следующим образом:

– 357 дней – для процессов, связанных с выемкой, транспортировкой угля и поверхностной породы;

– 280 дней – для остальных работ.

В.2 Техничко-экономическая характеристика основных фондов

Производительность установки кучного выщелачивания равна 300 000 тонн в сезон.

Затраты на оборудование приведены в таблице В.2.

Продолжение приложения В

Таблица В.2 – Расчет затрат на оборудование

Наименования оборудования	Хар-ка	Кол-во	Стоимость в тенге		Норма амортизации	Сумма амортизации в тенге
			единицы	всего		
1	2	3	4	5	6	7
Дробильное отделение						
Дробилка ЦДП	900x1200	1	107 016 570	107 016 570,0	12	12 841 988
Дробилка КСД	900x1800	1	115 638 615	115 638 615,0	12	13 876 633
Питатель пластинчатый	1750	1	1 610 000,0	1 610 000,0	12	193 200
Автомобиль БелАЗ	-	7	20 400 000,0	142 800 000,0	40	57 120 000
Бульдозер	-	1	15 040 000,0	15 040 000,0	24	3 609 600
Погрузчик	ДС-76	1	6 860 000,0	6 860 000,0	24	1 646 400
Кучное выщелачивание						
Контактный чан	КЧ-6,3	3	10 620 000,0	31 860 000,0	10	3 186 000
Контактный чан	КЧ-12,5	3	15 100 014,0	45 300 042,0	10	4 530 000
Электронасос	29 ЦВ 10-6888-65	4	4 260 000,0	17 040 000	50	8 520 000
Насос центробежный химический	Х 80-50-200	2	4 070 900,0	8 141 800,0	50	4 070 900
Установка для вскрытия барабанов	УВРМ-С-УЧ-2	2	2 050 000,0	4 100 000,0	10	410 000
Дренажные трубы	диаметром от 70 до 150 мм	6	730 000,0	4 380 000,0	10	438 000
Системы капельного орошения с эмиттера м	-	10	1 550 000,0	15 550 000	12	1 860 000

Продолжение приложения В

Продолжение таблицы В.2

1	2	3	4	5	6	7
Стальные трубы	диаметром от 50 до 200 мм	6	800 000,0	4 800 000	10	480 000
Аппарат для вскрытия банок с цианидом	-	3	874 000,0	2 622 000	10	262 200
Силовое оборудование						
Электродвигатель к пластинчатому питателю	К-0,32-8	1	714 000,0	714 000,0	15	107 100
Электродвигатель к ШДП - 9 х 12	АОС-94	1	3 955 000,0	3 955 000,0	15	593 250
Электродвигатель к КСД - 1750	А-101	1	4 340 000,0	4 340 000,0	15	651 000
Двигатель электронасоса	-	1	1 288 000,0	1 288 000,0	15	193 200
Двигатель насоса центробежного	-	4	934 000,0	3 736 000,0	15	560 400
Итого		59		536 792 027,0		115 149 871

В.2 Расчет себестоимости, прибыли, рентабельности и срока окупаемости

По всем приведенным расчетам себестоимости переработки руды результаты расчетов приведены в таблице В.3.

Таблица В.3 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Расход на единицу сырья, т	Кол-во	Цена за единицу, тг	Количество в год	Сумма в год, тг
1	2	3	4	5	6
а) руда	560,27	5000	560,27	300000	168081000
б) Вспомогательные материалы:					
Тетраборат натрия	81	301,6	50000	1620	81000000

Продолжение приложения В

Продолжение таблицы В.3

1	2	3	4	5	6
Селитра натриевая	8,36	33,3	20900	400	8360000
Кислота серная	1,6	33,3	4000	400	1600000
Сода кальцинированная	1,5	33,3	4000	400	1600000
Натрий цианистый	36,44	41,6	72877	500	36438500
Пленка полиэтиленовая (толщина 0,2 и 0,4 мм)	80	40	50000	400	20000000
Пленка полиэтиленовая (толщина 1 мм)	80	40	70000	400	28000000
Поливинилхлоридная хлорированная смола НХС-ЛС	24	1,25	278180	15	4172700
Глина, песок, гравий, портландцемент (марки 300-600), I известь (комовая)	80	43	15000	400	6000000
микроорганизмы	50	100	5000	1000	5000000
с) энергозатраты:					
- электроэнергия	253,5	10563666,7	18,0	126764000	2281752000
- технологическая вода	2,88	300515,8	10	3606190,1	36061901
d) заработная плата					
- основная	39,28				39277919,11
- дополнительная	4,05				4047934,99
- отчисление на соц. Нужды	12,9				
f) расход на содержание и эксплуатацию оборудования:					
- амортизация оборудования	64,5				64508270

Продолжение приложения В

Продолжение таблицы В.3

1	2	3	4	5	6
- текущий ремонт	9,03				9031157,8
- эксплуатация оборудования	12,9				1290164,4
- сменные части и быстроизнашивающийся инвентарь	7,74				7740992,4
g) производственные расходы:					
- заработная плата ИТР, служащих и МОП	6,44				30097455
- амортизация зданий и сооружений	18,48				18484941,2
- исследования и испытания	0,43				433258,541
- охрана труда	2,17				2166292,71
- износ малоценного быстроизнашивающегося инвентаря	1,74				1741241,317
- текущий ремонт	30,5				30471723,05
Итого:	1309,73				3162002958,968

Себестоимость 1 г. золота составит:

$$C = 3162002958,968 / (5,6 \cdot 0,86 \cdot 300000) = 2188 \text{ тенге.}$$

Прибыль составит: $2188 \cdot 516000 = 1129008000$ тенге.

Рентабельность продукции показывает уровень эффективности производства и определяется по следующей формуле:

$$R = \frac{\Pi_p}{C} \cdot 100\%. \quad (B.2)$$

Продолжение приложения В

$$R = (1129008000/2188) \cdot 100 \% = 51,6 \approx 52 \%$$

где Π_p – прибыль, тенге,

C – себестоимость производства 1 г золота, тенге.

Срок окупаемости предприятия определяется по формуле:

$$T = \frac{K}{\Pi_p}. \quad (B.3)$$

где K – капитальные вложения предприятия, тенге;

Π_p – прибыль, тенге.

$$T = (3162002958,968 + 651941898,6) / 1129008000 = 3,3 \text{ года.}$$

Таблица В.3 - Техничко-экономические показатели производства золота

Наименование показателя	Величина показателя
Производительность, тонн руды в год	300000
Содержание золота в руде, г/т	5,6
Извлечение золота в продуктивный раствор, %	86
Себестоимость 1 г. золота, тенге	2188
Прибыль, тенге	1129008000
Рентабельность, %	52
Срок окупаемости, годы	3,3

Приложение Г

[illegible]

Приложение Д

[illegible]

Приложение Е

[illegible]

ДАТА ОТЧЕТА: 2020-05-15 10:01:54

НАЗВАНИЕ:

Выщелачивание золотосодержащих руд

АВТОР:

Акпаров Ильяс Ибрагимжанович

НАУЧНЫЙ РУКОВОДИТЕЛЬ:

Лайла Бошкеева

ПОДРАЗДЕЛЕНИЕ:

ИМиПИ

ДАТА ЗАГРУЗКИ ДОКУМЕНТА:

2020-05-15 09:25:35

ЧИСЛО ПРОВЕРЕК ДОКУМЕНТА:

1

ПРОПУЩЕННЫЕ ВЕБ-СТРАНИЦЫ:

■ Уровень заимствований

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



■ Предупреждение и сигналы тревоги

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв	17	показать в тексте
Использование символов из другого алфавита - может указывать на способ обойти систему, поэтому следует установить их использование.		
Интервалы	0	показать в тексте
Количество увеличенного расстояния между буквами (просим определить является ли расстояние имитацией пробела, так как исходно слова могут быть написаны слитно).		
Микропробелы	0	показать в тексте
Количество пробелов с нулевым размером - необходимо проверить влияют ли они на неправильное разделение слов в тексте.		
Белые знаки	0	показать в тексте
Количество символов, выделенных белым цветом, пожалуйста, проверьте не используются ли белые символы вместо пробела, соединяя слова (в отчете подобия система изменяет автоматически цвет букв в черный, чтобы их сделать видимыми).		

■ Заимствования по списку источников

Просмотрите список и проанализируйте, в особенности, те фрагменты, которые превышают КП №2 (выделенные жирным шрифтом). Используйте ссылку «Обозначить фрагмент» и посмотрите, являются ли выделенные фрагменты повтояющимися короткими фразами, разбросанными в документе (совпадающие сходства), многочисленными короткими фразами расположенные рядом друг с другом (парафразирование) или обширными фрагментами без указания источника ("криптоцитаты").

10 самых длинных фраз (3,01 %)

Десять самых длинных фрагментов найденных во всех доступных ресурсах.

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	АВТОР	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ
1	http://industrial-wood.ru/tehnologiya-izvlecheniya/1124-6-kuchnoe-bakterialnoe-vyschelachivanie-upornyh-rud-zolota-i-serebra.html		44 0,54 %
2	Майқайың кен орнынан полиметалл кенін байыту қалдықтарына негізделген кешенді микротаңайтқыштар алу Satbayev University (ИХУБТ)	Жумадуллаева А.Ө.	32 0,39 %
3	http://uz.denemetr.com/docs/768/index-284952-1.html		25 0,31 %
4	Кватернизация толперизона с целью получения ионных соединений Satbayev University (ИХУБТ)	Сабырова С. Ж.	23 0,28 %