

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО  
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ**

**«НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ  
КОМБИНАТ»**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «ХИМИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ»**

«Допущен к защите»:

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_

«\_\_» \_\_\_\_\_ 2014 г.

**НАУЧНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ ВЫПУСКНАЯ РАБОТА**

**Тема: «Разработка способа снижения жесткости оборотной воды  
на гидрометаллургических заводах»**

Разработала: Азизова Азиза Нажмиддин кизи

Руководитель: Тагаев Ильхом Ахрорович

Н А В О И - 2014 г.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
I. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР	
1.1. Современные методы применения оборотных вод в технологии чанового бактериального выщелачивания	5
1.2. Исследование механизма и тенденции биохимических процессов на ГМЗ-3 НГМК	10
1.3. Флотационные методы обогащения руд и циркуляция оборотных вод	24
II. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ	
2.1. МАТЕРИАЛ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ	27
2.1.1. Материал исследований	27
2.1.2. Методика исследований	27
2.1.3. Экспрессные методы аналитического контроля	28
2.2. РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	
2.2.1. Исследование влияния качества вод на биохимическую активность бактерий при биоокислении флотоконцентратов	30
2.2.2. Совершенствование технологии флотации золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	33
2.2.3. Усовершенствование технологии переработки смешанных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	38
III. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫВЕДЕНИЮ ШЛАМОВ И УМЕНЬШЕНИЮ ЖЕСТКОСТИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ В ТЕХНОЛОГИИ ВЮХ	43
IV. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	46
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	49
ЛИТЕРАТУРА	50
ПРИЛОЖЕНИЯ К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ	56

## **ВВЕДЕНИЕ**

Президент Республики Узбекистан И.А. Каримов в своей книге «Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса» отметил, что наше государство по праву гордится богатством своих недр – найдены абсолютно все элементы известной периодической системы Д.И.Менделеева [1].

Сегодня выявлено более 2,7 тыс. месторождений и перспективных рудопроявлений различных полезных ископаемых, включающих около 100 видов минерального сырья, из которых более 60 вовлечены в производство. Разведано более 900 месторождений, в которых подтвержденные запасы оцениваются в 970 млрд. долл. США. При этом общий минерально-сырьевой потенциал оценивается более чем в 3,3 триллиона долл. США [2].

По запасам золота, урана, меди, каменной и калийной солей Узбекистан входит в десятку ведущих стран мира. Узбекистан один из крупнейших производителей золота, урана, меди, добыча которых ведется Навоийским и Алмалыкским горно-металлургическими комбинатами. Горнодобывающая промышленность играет значительную роль в развитии экономики Республики [3-4].

Быстрые темпы развития всех отраслей промышленности в условиях независимого Узбекистана приводят к возрастанию добычи полезных ископаемых различных видов. Особенно быстро растет потребление цветных и редких металлов, в тоже время запасы промышленных руд постепенно иссякают. Поэтому необходимо изыскивать и применять наиболее дешевые и эффективные технологические процессы извлечения металлов из руд, старых и вновь образующихся отвалов горна - обогатительных металлургических предприятий. К таким методам

относятся гидрометаллургические и особенно бактериально – химические [5].

Хозяйственная и производственная деятельность НГМК направлена на увеличение экономического потенциала республики. Несмотря на широкий ассортимент выпускаемой продукции, основное производство ориентировано на добычу и переработку золотосодержащих, урановых руд и фосфоритов [6].

В настоящее время переработка золотосодержащей руды в НГМК осуществляется на четырех гидрометаллургических заводах и одной золотоизвлекательной фабрике [7-8].

С 2008 года в Навоийском горно-металлургическом комбинате (НГМК) введена в эксплуатацию технология ВЮХ на гидрометаллургическом заводе 3 (ГМЗ-3) в Учкудуке для переработки упорных золотомышьяковистых руд месторождения Кокпатас [9].

**Цель исследования:** поиск способов снижения жесткости оборотных вод для увеличения степени извлечения полезных компонентов;

В гидрометаллургических заводах используется большое количество воды и оборотная вода при наличии растворенных в ней минералов становится жесткой, что приводит к депрессии золота при обогащении и выносу в хвостохранилище. Поэтому проблема снижения жесткости оборотных вод для многократного их использования является актуальной и цель квалификационной работы заключается в поиске способов снижения жесткости оборотных вод на гидрометаллургических заводах;

В экспериментальной части научные исследования проводились в сравнении полученных результатов научно-исследовательских работ СП ЗАО «ИВС», ЦНИЛ и ЦЗЛ ГМЗ-3 НГМК.

## **I. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР**

### **1.1. Современные методы применения оборотных вод в технологии чанового бактериального выщелачивания.**

В странах дальнего зарубежья исследования процесса бактериального выщелачивания (БВ) значительно активизировались в начале 80-х годов. Проводятся не только лабораторные исследования арсенопирит-пиритных и пиритных концентратов, но и укрупненно-лабораторные и полупромышленные испытания. Во всех этих исследованиях показано, что при бактериальном вскрытии золотоносных арсенопирита и пирита извлечение золота цианированием повышается до 95-98%. Например, бактериальное выщелачивание золотосодержащих концентратов из Зимбабве, Малайзии и Южной Африки, содержащих 7-10% мышьяка и 11-58 г/т золота, позволяет при степени окисления сульфидов (арсенопирита и пирита) 95-98% извлекать золото на 95% [10].

В этих исследованиях подтвержден тот факт, что скорость выщелачивания пирита резко возрастает после того, как выщелочилась основная часть арсенопирита. Поэтому одним из важных факторов является количественное соотношение в выщелачиваемом концентрате пирита и арсенопирита. Для поддержания высокой активности биомассы максимальное содержание мышьяка в растворах БВ не должно превышать 20 г/л, поэтому часть растворов из цикла выщелачивания рекомендуется выводить для очистки от мышьяка [11].

Установлено, что по технологии «БВ-цианирование» достигается более высокое извлечение золота, чем при обжиге. Подтвердили высокую эффективность этой технологии и ориентировочные расчеты капитальных затрат и эксплуатационных расходов [12].

Эффективна технология бактериального выщелачивания при переработке концентратов арсенопиритного месторождения Сальсинь (Франция), содержащего до 19-32% мышьяка, 32-34% железа, 22-25% серы, 18-53 г/т золота. Бактериальное выщелачивание такого высокомышьяковистого концентрата (42-70% арсенопирита, 11-17% пирита, 6-16% пирротина) позволяет цианированием извлечь 85% золота и 84% серебра [14].

В 1994 году в Ашанти (Гана) пущена самая крупная установка бактериального выщелачивания (1000 т/сут), построенная по проекту фирмы Gencor. Арсенопирит-пиритные концентраты, перерабатываемые на этой фабрике содержат 7,7% мышьяка, 17,5% железа и 11,4% сульфидной серы. Арсенопирита содержится в 2-2,5 раза больше пирита, присутствует и пирротин (12,9%). Бактериальное выщелачивание проводится в 25 реакторах объемом 898 м<sup>3</sup>, которые установлены в потоки по 6 реакторов в каждом [15].

В США первая промышленная установка биогидрометаллургической технологии извлечения золота из упорных сульфидных руд внедрена на новой фабрике "Tonkin Springs" компании US Gold и Homestake Mining. На фабрике перерабатывается упорная золотосодержащая руда, в которой тонковкрапленное и микроскопическое золото находится в тонкозернистых сульфидах. В руде содержится 3,9 г/т золота, 0,25% мышьяка, 1,34% серы, 1,76% железа и 0,39% органического углерода [16].

В 1989 году процесс бактериального выщелачивания внедрен компанией "Костич Рисеч" на фабрике "Austin" (штат Невада) для выщелачивания флотационного концентрата крупностью -0,074 мм, содержащий 90-170 г/т золота. Этот концентрат в количестве 45-50 т/сутки подвергается БВ в трех параллельно работающих биореакторах в течение 120 часов. При степени окисления сульфидов 80% извлечение золота в цикле цианирования достигает 90%, в то время как при прямом цианировании оно не превышает 74-78% [17].

Первая промышленная установка БВ была построена в 1986 году на руднике Фэйрвью (ЮАР) производительностью 100 тн. концентрата в сутки. Производительность этой установки была увеличена до 15 т/ч, а затем после закрытия обжигового цеха производительность ее достигла 55 т/сутки (1991 год). На этой установке перерабатываются упорные концентраты, содержащие 8-10% мышьяка, 24-29% серы, 120-140 г/т золота, причем 70% золота имеет крупность менее 2 мкм и ассоциировано с арсенопиритом и пиритом. При прямом цианировании таких концентратов извлечение золота не превышает 35%. При использовании технологии «обжиг- цианирование» извлечение золота находилось на уровне 90%. При биогидрометаллургической переработке оно было повышено до 95% [17].

Промышленный опыт эксплуатации установки бактериального выщелачивания на руднике Фэйрвью позволил разработать и внедрить этот процесс на ряде крупных золотодобывающих предприятий в Бразилии, Австралии, Гане, США, Канаде [13].

С 1991 года действует промышленная установка БВ на фабрике "Harbour" (Австралия), где перерабатываются золотомышьяковые руды с тонкодисперсным золотом. Из концентратов (40 т/сут), содержащих 8% мышьяка после бактериального вскрытия арсенопирита и пирита удается извлечь до 90% золота. Для выщелачивания на фабрике установлено 6 реакторов объемом 163 м каждый. Подобная технология внедрена на двух других фабриках Австралии "Wiluna" и "Guanmi", производительностью 115 и 120 т концентрата в сутки [18].

В Канаде на фабрике "Салмита" работает опытно- промышленная установка бактериального выщелачивания золота производительностью 10 т руды/ сутки, на которой отрабатываются параметры и режимы выщелачивания руды, содержащей 0,75% мышьяка, 0,95% серы и 21 г/т золота. Извлечение золота после бактериального выщелачивания достигает 95,6%, что на 30% выше, чем при прямом цианировании руды [19].

Построена установка на фабрике "Конгресс" (Британская Колумбия), где также проводятся исследования биогидрометаллургических технологий различных упорных концентратов.

Освоена и развивается в промышленных масштабах с 2001 года ЗАО «Полюс»: биотехнологическая переработка золотомышьяковистых концентратов руд Олимпиадинского месторождения, мощность которого в настоящий момент составляет 8 млн тонн первичной руды в год, а средняя производительность двух ЗИФ (ЗИФ-2 и ЗИФ-3) - 800 т/сут [20].

На сегодняшний день самая крупная фабрика по биоокислению сульфидных арсенопиритных концентратов задействована в Узбекистане на Навоийском горно-металлургическом комбинате, ее производительность составляет 2100 т/сутки, перерабатываются золотомышьяковый концентрат месторождений Кокпатас и Даугызтау [20].

В окислительных условиях сульфидных месторождений идут процессы окисления, при которых металлы переходят в водорастворимое состояние и выщелачиваются из руд. До недавнего времени окисление сульфидных минералов в месторождениях сульфидных руд рассматривалось как чисто химический процесс. Считалось, что основными агентами, участвующими в нём, являются кислород воздуха и продукты окисления сульфидов - серная кислота и сульфаты металлов. Наиболее агрессивными по отношению к сульфидам являются сульфат окиси железа, который взаимодействуют с ними по следующей реакции:



Получаемый сульфат закиси железа в обычных условиях в кислых растворах очень медленно окисляется кислородом воздуха до сульфата окиси [21].

Открытие серобактерий, окисляющих двухвалентное железо и сульфидные минералы, позволило понять природу выщелачивания меди из месторождений сульфидных руд, которое считалось ранее чисто химическим процессом окисления процессом сульфидных минералов [22].

В последние годы усилия микробиологов направлены на изучение физиологии и геохимические деятельности микроорганизмов рудных месторождений, а технологов – на интенсификацию окислительных процессов с участием микроорганизмов и расширение области применения их в промышленности [23].

Морфология и жизненный цикл микроорганизмов чрезвычайно разнообразны. В процессе эволюции они адаптировались к самым различным экологическим условиям. Таким образом, на основании вышеизложенного можно отметить, что биогидрометаллургические методы активно внедряются в промышленную практику переработки упорных сульфидных концентратов, что позволит в перспективе значительно увеличить производство золота [24].

Проблема переработки золотосульфидных руд и концентратов актуальна и для Республики Узбекистан, так как большинство золотосодержащих месторождений республики характеризуются золотосульфидными рудами. За исключением уникального месторождения Мурунтау и некоторых отработанных месторождений (Пирмираб, Гузаксай, Каульды) практически все остальные крупные золотосодержащие месторождения, такие как Кокпатас, Даугызтау, Зармитан, Маржанбулак, Кочбулак, Амантайтау и мелкие месторождения Сармич, Биран, и другие относятся к золотосульфидным [25].

В настоящее время большинство направлений по биогеотехнологии успешно развиваются и в Республике Узбекистан. Особо следует отметить следующие направления геологической микробиологии, которые в настоящее время получили приоритеты и защищены авторскими свидетельствами и патентами [26]:

Новые методы выделения и хранения геохимически активных микроорганизмов;

Бактериальное выщелачивание золота гетеротрофными микроорганизмами из различного золотосодержащего сырья;

Биотехнология вскрытия золота из упорных руд и концентратов Узбекистана;

Биодеструкция цианистых стоков золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ);

Биосорбция металлов;

Кучное выщелачивание меди из отвальных руд ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат»;

Биовыщелачивание меди и вскрытие золота и серебра из хвостов флотации медно-обогатительной фабрики АГМК;

Кучное биовыщелачивание золота из сульфидного минерального сырья;

Подземное выщелачивание урана из бедных и отработанных руд;

Обогащение каолинов;

Технология переработки сланцев;

На основании проведенных научно-исследовательских работ было показано, что Ангренский флотоконцентрат (месторождения Кочбулак и Каульды), флотоконцентрат, полученный из смеси руд месторождений Кокпатас и Даугызтау, флотоконцентраты месторождений Зармитан, Маржанбулак, Амантайтау и Биран пригодны к переработке методами биовыщелачивания [27].

## **1.2. Исследование механизма и тенденции биохимического процесса на ГМЗ-3 НГМК.**

В различные времена года отобраны пробы из различных стадий технологической цепочки ГМЗ-3 (рисунок 1.2.1.), и сотрудниками ИМБ АН РУз исследована численность железо- и сероокисляющих бактерий на различных стадиях технологического процесса ГМЗ-3, определена активность различных ассоциаций железо- и сероокисляющих бактерий.

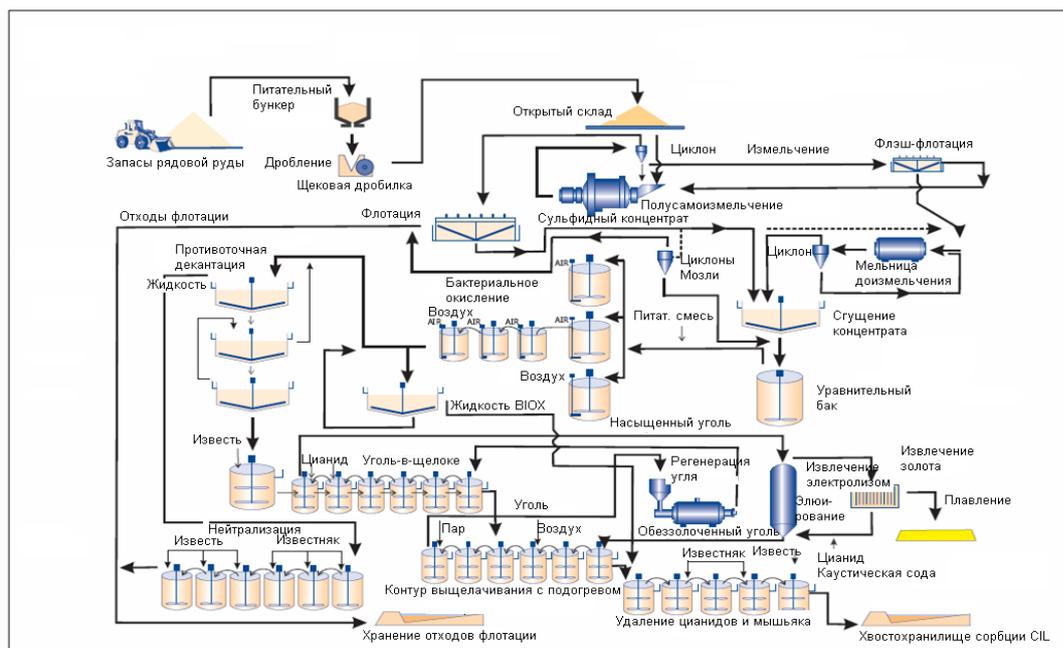


Рисунок 1.2.1. Технологическая схема BIOX ГМЗ-3 НГМК.

Исследование факторов влияющих на показатели биовыщелачивания.

Наличие клеток микроорганизмов на последующих технологических операциях при защелачивании промывных растворов приводит к лизису клеток с разрушением клеточной стенки, в результате чего образуются метаболиты бактерий органической природы, способствующие пенообразованию и снижению сорбционной ёмкости смол [28].

Для определения содержания белка в пробах второго отбора была отработана методика Петерсона, которая позволяет определить суммарное содержание белка в растворах и входящих в состав бактериальных клеток. В процессе осуществления методики проводится лизис всех бактериальных клеток, как свободноживущих, так и прикрепленных к частицам концентрата, вне зависимости от источника питания и температурного оптимума. Данная методика позволяет свести к минимуму негативное влияние железа и других неорганических соединений в растворе на результаты определения белка [28].

В дальнейшем при увеличении числа определений белка данным методом и его связи с количеством бактерий, определенным методом предельных разведений, можно получить статистически достоверный

показатель по «окислительной активности» бактерий. Важным преимуществом данного метода является его оперативность, сопоставимая со скоростью проведения анализов на остальные параметры процесса биоокисления [29].

По мере культивирования в вариантах с внесением концентрата после окисления в растворе железа наблюдается переключение клеток на окисление сульфидных минералов, содержащихся в концентрате. Процесс перехода клеток на питание за счет окисления сульфидов наблюдается и при температуре 30<sup>0</sup> С и при температуре 50<sup>0</sup> С. Во всех вариантах опыта в культуральной жидкости обнаруживаются клетки трех типов, отличающиеся морфологически [30].

Обнаруженная концентрация белка в растворах исходного концентрата может способствовать пенообразованию. Причиной пенообразования может служить и высокое содержание карбонатов, которое в кислых условиях образуют гипс и выделяют достаточное количество углекислого газа. Оценка влияния флотореагентов на процесс биоокисления. С использованием тест-культуры ассоциаций микроорганизмов, хранящиеся в коллекции лаборатории ИМБ АН РУз изучено влияние наличие флотореагентов на отмытом флотоконцентрате, подвергаемые к процессу биоокисления на окислительную активность железо- и сероокисляющую ассоциации бактерий [31].

Исследованием показано, что окислительная активность ассоциации сохраняется на достаточно высоком уровне при температуре 30<sup>0</sup>С и 50<sup>0</sup>С, с различными концентрациями флотореагентов в питании биокс. В растворах исходного флотоконцентрата обнаружена высокая концентрация белков (0,49-0,55 г/л), что свидетельствует о наличии достаточно большого содержания остаточных флотореагентов, не оказывающих особенного влияния на активность ассоциации геохимически активных микроорганизмов, но способствующих пенообразованию в реакторах биовыщелачивания. Анализ процесса подготовки биокека к

выщелачиванию. Окисление сульфидных минералов, происходящее при участии бактерий, приводит к выщелачиванию (переводу в раствор) многих других элементов, растворимых в слабо сульфатном растворе. При этом увеличение концентраций катионов и анионов происходит вне зависимости от того, наблюдается ли прямое окисление сульфидных минералов бактериальными клетками, или процесс окисления в большей степени происходит за счет химического окисления таким сильным окислителем, как трехвалентного железа, образующегося в среде за счет жизнедеятельности тех или бактерий. Процесс разрушения минералов приводит к тому, что не перешедшие в раствор элементы претерпевают ряд изменений. Они могут либо войти в состав вновь образованных соединений не меняя своей валентности (кальций переходит в состав гипсов) или как в случае серы, увеличивает свою реакционную способность за счет частичного окисления. Таким образом, показатель «сульфидная сера», определяемый как разность между содержанием общей серы и сульфидной, дает только суммарное количество восстановленных соединений серы с валентностью от + 4 до - 2, а не их качественный состав. Наличие таких соединений серы в твердой фазе скорее всего мало сказывается на проведении самой стадии бактериального вскрытия сульфидов, но может существенно сказываться на последующих стадиях технологии [31].

Другим аспектом технологии бактериального выщелачивания является наличие в пульпе бактериальных клеток, активно прикрепленных к сульфидным минералам и осуществляющих прямое окисление сульфидов. Их количество колеблется в пределах  $10^4 - 10^7$  кл/г и они отмечаются на всех стадиях процесса биовыщелачивания и промывки. Следует отметить, что применяемая на заводе схема промывки биокека, приводит к тому, что какая-то часть бактериального раствора удерживается твердой фазой, что так же приводит к увеличению числа бактериальных клеток в промытых кеках. Практически во всех пробах участка промывки, как в жидких фазах, так и твердых продуктах обнаружены ацидофильные железо- и

сероокисляющие микроорганизмы относящиеся к мезофильным и умеренно термофильным бактериям; данные косвенно свидетельствуют о том, что режимы промывки бактериальных кеков на участке биоокисления не приводят к достаточной отмывке биокеков от клеток бактерий. На промывку поступают биокеки с достаточно высоким содержанием остаточных сульфидов, что приводит при изменении температуры к дополнительному развитию мезофильных бактерий, относящихся к *A.ferrooxidans*. Внесение извести, а затем щелочных растворов цианидов приводит к гибели и разрушению бактериальных клеток и переходом их содержимого в раствор. Начинают происходить химические реакции с реакционноспособными соединениями серы (окисление, образование полиотионатов) в том числе и ведущие к образованию роданидов за счет реакции с поступающим циан-ионом. Ассоциация геохимически активных бактерий в оборотном растворе ГМЗ-3 остается активной и на последней стадии окисления может быть эффективно использована для последующего биовыщелачивания концентрата [32].

Все эти процессы приводят к проблемам сорбции золота на ионообменных смолах, снижают емкость смолы, приводят к поверхностному загрязнению смолы органическими соединениями, что в свою очередь, затрудняет проведение десорбции золота и может привести к снижению качества конечной продукции. Анализ поведения микроорганизмов в биогеометаллургическом процессе ГМЗ-3 следующий.

Для количественного определения железо- и сероокисляющих бактерий предлагается подсчет клеток методом Виноградского-Брида и метод предельных десятикратных разведений [33].

Используемая на заводе ацидофильная ассоциация геохимически активных микроорганизмов состоит из мезофильных (30<sup>0</sup>С) и умеренно термофильных бактерий (50<sup>0</sup>С), что позволяет вести биовыщелачивание при 30<sup>0</sup>С и 50<sup>0</sup>С с высокой эффективностью. Повышение температуры выше 50<sup>0</sup>С оказывает ингибирующее действие на активность бактерий. В

растворах исходного флотоконцентрата обнаружена высокая концентрация белков (0,49-0,55 г/л), что свидетельствует о наличии достаточно большого содержания остаточных флотореагентов, не оказывающих особенного влияния на активность ассоциации геохимически активных микроорганизмов, но способствующих пенообразованию в реакторах биовыщелачивания. Причиной пенообразования в реакторах может быть также и высокое содержание в концентрате карбоната кальция, приводящее в кислых условиях к обильному образованию углекислого газа. На поверхности минералов бактерии закрепляются очень прочно. Так при бактериальном выщелачивании золотомышьякового концентрата даже после трех отмывок потребление кислорода снижается всего в 1,16 раза. На твердой фазе пульпы при БВ золотомышьякового концентрата закрепляется обычно около 70 - 80% клеток и только 20 -30% свободно “плавают” в жидкой фазе. Около 15 - 16% от общей поверхности выщелачиваемого концентрата занято сорбированными бактериальными клетками, причем наиболее активно они сорбируются на арсенопирите. Практически во всех пробах участка промывки, как в жидких фазах, так и твердых продуктах, обнаружены ацидофильные железо- и сероокисляющие микроорганизмы относящиеся к мезофильным бактериям; данные косвенно свидетельствуют о том, что режимы промывки бактериальных кеков на участке биоокисления не приводят к достаточной отмывке биокеков от клеток бактерий. На промывку поступают биокеки с достаточно высоким содержанием остаточных сульфидов, что приводит при изменении температуры к дополнительному развитию мезофильных бактерий, относящихся к *A.ferrooxidans* [34].

Наличие клеток микроорганизмов на последующих технологических операциях при защелачивании промывных растворов приводит к неизбежному лизису клеток с разрушением клеточной стенки, в результате чего образуются метаболиты бактерий органической природы (белки, липиды, углеводы и др.), которые и способствуют пенообразованию и

снижению сорбционной ёмкости смол на стадии сорбционного цианирования. Ассоциация геохимически активных бактерий в обратном растворе остается активной и на последней стадии окисления, что может быть эффективно использована для последующего биовыщелачивания концентрата. Имеется несколько вариантов увеличения эффективности процесса биоокисления и тем самым увеличить степень сквозного извлечения золота [35]:

1. Увеличить время процесса биоокисления, за счет дополнительной стадии (еще одного чана), проводить доокисления сульфидов при температуре 28-380С за счет мезофильной микрофлоры при Т: Ж = 1: 1,5 с аэрацией воздухом (бассейновый метод).

2. Проводить дополнительный подсев микроорганизмов на последней стадии из отдельного ферментера, где выращивают бактериальную ассоциацию (на среде без железа) способную активно окислять восстановленные соединения серы.

При промывке бактериального кека предусмотреть как минимум однократное отделение раствора или фильтрации под вакуумом или на пресс- фильтре с последующей репульпацией твердого.

Проводить бактериальное окисление за счет применения тионовых бактерий или их ассоциаций, способных окислять соединения серы при слабо щелочных условиях непосредственно в чанах, но в таких случаях производительность переработки концентрата уменьшается.

Считается целесообразным отдельное захоронение хвостов сорбции биокека, который содержит 2-6,0 г/т золота.

Обработка сбросных отходов процесса сорбционного цианирования биокека с гетеротрофными микроорганизмами непосредственно в процессе залегания в хвостохранилище.

Исследованием показаны, что во флотоконцентрат, кроме золота и серебра, извлекаются более 50% оксидов кремния, и 100% соединений алюминия от исходного содержания. Предполагается, что соединения

кремния и алюминия при бактериальном выщелачивании образуют новые комплексы в виде поверхностно-активных, липких и глинистых веществ (ПАВ), которые усиливают пенообразование в реакторах окисления и приводят к появлению на поверхности пены не окисленных агрегатов пирита и арсенопирита вместе с органическим углеродом. В этих агрегатах находятся прилипшие к пене и агрегатам погибшие бактерии, которые вызывают дополнительное уплотнение пены. Эти не окисленные агрегаты из пирита, арсенопирита и погибших бактерий впоследствии составляют хвосты сорбции и обнаруживаются в жидкой фазе противоточной декантации в виде сульфидной серы и органического углерода [36].

Одним из основных недостатков процессов бактериального окисления и выщелачивания является довольно большая продолжительность (90-120 часов), что создает определенные трудности при комбинировании этого процесса с методами обогащения, предшествующими ему, и методами гидрометаллургии, которые применяются для переработки продуктов выщелачивания. Для ускорения процесса применяют различные методы ускорения процесса биоокисления и биовыщелачивания [36].

Эффективность схемы процесса чанового бактериального выщелачивания (окисления) обусловлены наличием объективных, субъективных и технологических факторов, которые влияют на процесс сорбционного цианирования золота с использованием сорбентов (активированный уголь, ионообменные смолы). К объективным параметрам относится изменение минерального состава исходного продукта и, прежде всего, содержания арсенопирита и его структурных, генетических (наличие дислокаций, изоморфных примесей, вид сростков), физических особенностей (проводимость, электрохимические свойства), количества сульфидной серы, представленной пиритом, пирротином и другими сульфидными минералами, соотношение арсенопирита и пирита (количество железа связанного с сульфидными минералами). К субъективным факторам влияющих к процессу биоокисления относятся

технологические режимы, таких как плотность пульпы, рН среды, время и температура биоокисления, плотность пульпы, условия аэрации, наличие питательных компонентов, активность биоклетки в выбранных условиях, качества технической воды используемые в процессе и др. Известно, что во всех применяемых способах бактериального выщелачивания биомасса, активная и адаптированная, безвозвратно теряется либо с продукционными растворами при подземном и кучном выщелачивании, либо с пульпой при чановом. Использование возвращаемой биомассы дает возможность значительно повысить концентрацию активных клеток в пульпе, окислительную активность бактериальных растворов и производительность установок [36].

В концентратах содержащих различные сульфидные минералы первым окисляется пирротин, затем, арсенопирит, потом пирит и в конце процесса антимонит. Если содержание пирита в концентрате больше, чем арсенопирита в 2-4 раза, то время выщелачивания такого типа концентрата увеличивается 1,5-2 раза, за счет образования в пульпе большого количества железа (III), подавляющего активность биомассы. Для увеличения полноты сквозного извлечения золота применяют технологию вскрытия золотосодержащих сульфидов, включающую биовыщелачивание и автоклавное доокисление концентратов. Для выщелачивания золотосодержащих концентратов с высоким содержанием мышьяка (более 10%) процесс биоокисления проводят в двухстадиальном режиме. Для поддержания высокой активности биомассы максимальное содержание мышьяка в растворах биовыщелачивания не должно превышать 20 г/л, поэтому часть растворов из цикла выщелачивания выводят из процесса биоокисления. В концентратах месторождения Даугызтау часть сульфидов находится в свободном состоянии, а часть – в сростках с углистыми филлитами. Но и в свободных сульфидах включений углисто–слюдистого состава достаточно много [36].

В пирите постоянно присутствуют сростки арсенопирита. Поскольку арсенопирит разрушается с более высокой скоростью по сравнению с пиритом, то возможно, что оставшийся в пирите мышьяк угнетает деятельность бактерий и полного разрушения пирита не происходит и в конечном итоге остается достаточное количество неразрушенного сульфида, который отрицательно влияет на процесс сорбционного цианирования. Углистые вещества, присутствующие в концентратах не влияют на процесс биоокисления, но участвуют в качестве конкурента при сорбционном цианировании биокека. В процессе биоокисления образуется пена с высоким содержанием золота (5-8 раз по сравнению с флотоконцентратом), обусловленным процессом «угольной флотации» с захватом мелкодисперсного и атомарного золота. В таких случаях технологически оправдано отделение их от биокека, подвергая обжигу при температуре 570<sup>0</sup>С, в течение часа и огарок подвергать сорбционному цианированию совместно с кеком биоокисления [37].

Применение предварительной угольной флотации позволяет не допустить их к процессу биоокисления и последующий обжиг угольного флотоконцентрата позволяет увеличить сквозное извлечение золота.

Если содержание сульфидной серы будет больше критерийного содержания, на технологии биоокисления наблюдается недостаточная степень окисления сульфидов, что приводит к образованию роданидов (расход цианидов при этом увеличивается в 4-5 раз) в процессе цианирования, и следовательно уменьшению степени сквозного извлечения золота. В таких случаях обжиг кека биоокисления до сорбционного цианирования позволит доокислить сульфидные минералы и раскрыть золото сорбированное в угле, тем самым возможно увеличить степень сорбционного извлечения золота, что показано исследованиями на примере технологии переработки руд месторождений Кокпатас, Даугызтау и Бакырчик. Доокисление сульфидов можно осуществить применением следующих физико-химических и биохимических методов [37]:

1. Увеличение времени бактериального воздействия, дополнительный подсев микроорганизмов на последней стадии (на среде без железа) биоокисления, воздействие тионовых бактерий или их ассоциаций, способных окислять соединения серы при слабо щелочных условиях непосредственно в чанах.

2. Химическая обработка биокека окислителями (кислород, перекись водорода, пиролюзит, перкарбонат или гипохлорит натрия). В процессе цианирования кека биоокисления, свободный кислород расходуется на ускорение процесса образования цианидов золота и частичного окисления элементной и сульфидной серы до роданидов и сульфатов. Доокисление пульпы кислородом воздуха за счет активного перемешивания пульпы воздухом при рН раствора выше 8 также позволяет улучшить процесс сорбционного цианирования золота и дает возможность уменьшить расход цианида натрия на образование роданидов.

Увеличение содержания роданид ионов в смоле происходит значительно быстрее, чем извлечение золота в смолу и практически не зависит от содержания растворенного кислорода. При этом содержание золота в жидкой фазе пульпы после сорбционного цианирования уменьшается с 0,29 до 0,06 мг/л за счет разложения роданидов, в зависимости от количества вводимого в пульпу окислителя. Однако перкарбонат натрия разрушает не только перренат-ионы, но и цианид-ионы, что ограничивает применение метода в процессе сорбционного цианирования золота.

3. Обжиг пенного продукта (при температуре 570-600 °С), образующегося в процессе биоокисления и защелачивания, позволяет вскрыть золото находящееся в угле (углеродистом веществе). Цианирование кека обжига пенного продукта (отдельно или совместно с кеком биоокисления) позволяет дополнительно извлечь сорбированное золото.

Обжиг промытого кека биоокисления после сушки при температуре 570-600 °С. в течение часа позволяет увеличить степень сквозного

извлечения золота относительно на 10-15 %и при этом расход цианидов уменьшается в 3-4 раза.

4. Автоклавная обработка биокека поможет не только полностью доокислить сульфидные минералы, но и позволяет извлечь золото, ассоциированное в углеродистом веществе, связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами, покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом.

5. Отдельное складирование хвостов цианирования биокека (с и без предварительного обжига) и обработка их гетеротрофными микроорганизмами (типа *V. megaterium* K-1-7), обладающей наибольшей золоторастворяющей способностью при величине рН среды в интервале от 4.5 до 10.5 непосредственно в процессе залегания в хвостохранилище.

Из всех вариантов наиболее целесообразно применение п.3. До реализации промышленной схемы обжига биокека целесообразно отдельное захоронение хвостов сорбции биокека, которые содержат 2,0-6,0 г/т золота.

Методы прямого цианирования золотосодержащих руд из горных горизонтов +280 м, +285 м месторождения Даугызтау (карьер Даугызтау) показали низкую степень извлечения золота из-за большого количества в составе черных углисто-битуминозных (жирных на ощупь) включений в руде. Упорность руд, сказывающаяся на технологическом снижении извлечения ценных компонентов на 50% по исходной руде из-за содержания вредных примесей («органический уголь», мышьяк), требует разработки новых критериев селективной добычи и применение селективного метода окисления (биоокисление, обжиг, автоклав и др.). В настоящей работе рассмотрены возможности флотационного обогащения разнотипных руд и биоокисления флотоконцентратов [38].

По результатам проведенного геолого-технологического картирования на пилотном участке месторождения Даугызтау визуально по цвету, вещественному составу, углификации, по псевдоморфозам лимонита

по пириту, сульфидизации и другим гидротермальным проработкам пород выделены 4 природных типа руд [39] :

- малосульфидные полуокисленные (смешанные) руды буро-коричневой окраски (ДТ-1);
- золотосульфидные руды светло-серой, серой окраски (ДТ-2);
- золотосульфидные руды темно-серой окраски (ДТ-3);
- золотосульфидные руды черной окраски с органическим углеродом (ДТ-4);

Степень биоокисления сульфидов для флотоконцентратов руды (проба ДТ-2–ДТ-4) в течение 20 суток составила:– 98,4; 63,5; 33,7% соответственно.

Для выяснения причин упорности флотоконцентратов руды проб ДТ-2 и ДТ-4 в процессе биовыщелачивания были проведены рациональные анализы исходных флотоконцентратов и продуктов их биоокисления показавшие следующее: [39]

-доля золота, ассоциированного с сульфидами, после биоокисления для пробы ДТ-4 практически не изменилась (27,7–27,4%), для пробы ДТ-3 уменьшилась на 4,9% (19,6–14,7%);

-доля золота, ассоциированного с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами, после биоокисления для пробы ДТ-4 уменьшилась незначительно на 0,2% (10,3% – 10,10%), для пробы ДТ-3 уменьшилась на 5,3% (20,8% – 15,5%);

-доля цианируемого золота в результате процесса биоокисления для флотоконцентрата пробы ДТ-4 увеличилась на 0,5%, по пробе ДТ-3 возросла на 28,3%. Основными причинами технологической упорности флотоконцентратов проб ДТ-3 и ДТ-4 руды месторождения Даугызтау в процессе биоокисления являются следующие факторы: углеродистое вещество (Сорг), способное выполнять роль физического депрессора (коллектора); повышенное содержание минералов сурьмы, оказывающее ингибирующее влияние на микроорганизмы и на активность окислительных

процессов, частично не вскрывающиеся при биоокислении. Максимальное окисление сульфидов наблюдалось в пробе ДТ–2 (98,4%). Биоокисление флотоконцентратов, представленных технологическими пробами ДТ–3 и ДТ–4, не обеспечивает полноту разрушения кристаллической решетки сульфидов, так как степень раскрытия сульфидов составляет 63,5 и 33,7% соответственно. Для оценки технико–экономических показателей процесса селективной добычи и переработки смешанных руд представленных пробами 4–х геотехнологических типов, для их шихтовки при процессе переработки, необходимо провести специальные тестовые испытания [39].

### **1.3. Флотационные методы обогащения руд и циркуляция оборотных вод.**

В настоящее время на большинстве ЗИФ перерабатывают руду, в которых присутствуют сульфидные минералы. Золото в таких рудах частично ассоциировано с сульфидами, а частично находится в свободном состоянии. В большинстве случаев руды этого типа относятся к категории упорных. На современных ЗИФ эти руды обогащают флотацией. Особенность флотации как метода извлечения золота – это возможность извлечь в концентрат золото не только свободное, но и находящееся в тесной ассоциации с сульфидами. Поэтому в большинстве случаев извлечение золота во флотационный концентрат бывает высоким, а хвосты флотации имеют низкое содержание золота и могут быть направлены в отвал [40].

Очевидно, что переработка полученного флотационного концентрата с целью извлечения из него золота значительно проще и дешевле, нежели аналогичная переработка всей массы руды. Если к тому же учесть, что значительная, а иногда и большая часть золота в получаемом концентрате относятся к категории упорного и требует специальных дорогостоящих

приёмов извлечения, необходимость сокращения количества материала, подлежащего такой переработке, становится совершенно очевидной.

В отдельных случаях флотационное обогащение не позволяет сконцентрировать всё золото в золотосодержащем концентрате. Тем не менее, и в таких случаях применение флотации целесообразно, так как позволяет перевести в концентрат наиболее упорную часть золота, не извлекаемую обычными приёмами цианирования, гравитационного обогащения. Золото из хвостов флотации доизвлекают цианированием.

При флотационном обогащении золотосодержащих руд одновременно происходит флотация сульфидных минералов и свободного самородного золота. Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела фаз с целью изменения показателя флотиремости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочность пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний [41].

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Современная классификация предусматривает разделение флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на следующие группы:

- собиратели: ксантогенаты (бутиловый, амиловый, этиловый). На поверхности золота собиратель закрепляется только после предварительного непродолжительного контакта с водой или воздухом. Плотность слоя собирателя резко возрастает с повышением концентрации кислорода в воде. При повышении концентрации кислорода не только уплотняется слой, но до известной степени увеличивается его прочность. При дальнейшем воздействии кислорода ксантогенат закрепляется на

поверхности золота уже менее прочно и гидрофобизация поверхности золота снижается;

- пенообразователи, представляющие собой различные органические соединения, которые за счёт их адсорбции на поверхности раздела жидкость – газ облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют их слиянию и повышают прочность пены. В качестве пенообразователя при флотации используется сосновое масло, реагент Т-66. Особое внимание уделяют пенообразованию при флотации малосульфидных руд. Если в руде мало сульфидов, то пена становится неустойчивой и флотация золота, особенно крупного, ухудшается.

При флотационном процессе обогащения руд в качестве реагентов-вспенивателей используют обычно спирты или продукты, содержащие спирты, как сосновое масло, крезол, реагент Т-66 и др. [42].

Причиной слабого химического взаимодействия является то, что ионы  $\text{CO}_3^{2-}$  не способны проявлять окислительно-восстановительные свойства. В данном случае растворение вспенивателя в основном идет за счет повышения рН раствора. Вследствие неполного растворения Т-80 в растворе кальцинированной соды наблюдается расслоение приготовленной смеси при стоянии. Недостатки ведут к повышению расхода вспенивателя при флотационном процессе и снижению технологических показателей. Достигается это тем, что пульпу обрабатывают реагентом-вспенивателем, представляющим собой смесь вспенивателя Т-80 с растворами натриевых серосодержащих неорганических солей: сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), сульфат натрия ( $\text{Na}_2\text{SO}_4$ ), сульфит натрия ( $\text{Na}_2\text{SO}_3$ ), тиосульфат натрия ( $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ ).

Пенообразующие вещества являются гетерополярными соединениями, у которых одна часть молекулы является аполярной, а другая полярной. От соотношения полярной и аполярной части пенообразователя зависит структура пены, т.е. размер, количество и устойчивость воздушных пузырьков [43].

Реагенты Т-66 и Т-80, являясь аполярными соединениями, слабо растворяются в воде. Поэтому используются при флотации в виде водной эмульсии или в нерастворенном виде, что ведет к большому расходу их и соответственно к образованию плотной сильно устойчивой пены, отрицательно влияющей на селективность флотационного процесса, что ведет к снижению извлечения и массовой доли полезных компонентов в концентратах.

- депрессоры, или подавители, к которым относят реагенты, понижающие флотирруемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции. Во флотационной пульпе нередко присутствуют такие реагенты как цианид, сернистый натрий, щелочи, сернокислый натрий, медный купорос. В большей или меньшей степени они подавляют флотацию золота. Наиболее сильный подаватель – сернистый натрий. При концентрации его в растворе 0.1 г/л адсорбция ксантогената на поверхности золота полностью прекращается. Кроме того, сернистый натрий вступает в химическое взаимодействие с поверхностью золота, образуя сульфид  $Au_2S$ . В результате поверхность золотин гидрофилизируется и они теряют способность флотировать.

Количество адсорбированного на золоте ксантогената, а следовательно и флотирруемость золота снижаются с повышением рН раствора. Однако степень снижения зависит от вида применяемой щелочи. Наиболее подавляюще действует известь; сода и особенно едкий натрий снижают флотирруемость золота в меньшей степени. Подавление пустой породы достигается с помощью жидкого стекла и других реагентов;

- активаторы, к которым относят реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, флотации собирателя. В качестве активатора часто используют медный купорос. Последний улучшает флотирруемость окисленных с поверхности золотосодержащих сульфидов;

- регуляторы среды, к которым относят реагенты, влияющие на процессы взаимодействия собирателей, депрессоров и активаторов с

минералами. Основное назначение их состоит в регулировании ионного состава пульпы, процессов диспергирования и коагуляции тонких шламов. В кислой среде флотированность свободного золота ниже, чем в нейтральной, что также связано с уменьшением адсорбции ксантогената с понижением величины рН раствора. Обычно флотацию золота и золотосодержащих сульфидов ведут при рН 7.5-8.5, используя в качестве регулятора среды соду [43].

## **II. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ**

### **2.1. РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ**

#### **2.2.1. Исследование влияния качества вод на биологическую активность бактерий при биоокислении флотоконцентратов (ЦНИЛ).**

Исследованиями, проведенными в ЦНИЛ НГМК в 2009 году показана слабая железоокисляющая активность культуры микроорганизмов «Віох». При биоокислении флотоконцентрата руды месторождения Кокпатас с использованием подземных, высокоминерализированных вод водозабора «Бешбулак» и озера «Кызылкумское» (степень окисления Ss на уровне 11,1% за 20 суток), обусловленную высокими токсичными свойствами хлор-иона (1,9 г/дм<sup>3</sup>) и натрий-иона (1,4 г/дм<sup>3</sup>). В исследуемых подземных водах содержание сухого остатка в 5 раз выше, чем в технической воде ГМЗ-3. На основании проведенных исследований было сделано заключение о непригодности подземных минерализированных вод водозабора «Бешбулак» и озера «Кызылкумское» для процесса биоокисления флотоконцентратов (таблица 3.1.1.) [47].

Для исследования смеси минерализованных вод с технической водой были проведены исследование с использованием флотоконцентрата шихты

руд месторождение Даугызтау (30%) и Кокпатас (70%), следующим химическим составом %: Au – 36,3 г/т; Sob – 24,4; Ss – 24,3; Fe – 19,2; As – 2,4; CO<sub>2</sub> - 1,3; Сорг – 1,58. Удельный вес – 3,2 г/см<sup>3</sup>; влажность 26,7 %. Гранулометрический состав, %: +0,074 мм - 6,6; - 0,074 +0,05мм – 8,8; -0,05 мм – 84,6 [46].

Таблица 2.2.1.

Анализ качества использованных вод

№ п/п	Место отбора	рН	SiO <sub>2</sub> , мг/дм <sup>3</sup>	Общая минерализация (сухой остаток), мг/дм <sup>3</sup>	КАТИОНЫ, мг/дм <sup>3</sup>						АНИОНЫ, мг/дм <sup>3</sup>						Жест. к. общ.	
					Ca <sup>2+</sup>	Mg <sup>2+</sup>	Na <sup>+</sup> +K <sup>+</sup>	Fe <sup>3+</sup>	NH <sub>4</sub> <sup>+</sup>	Σ	CO <sub>3</sub> <sup>2-</sup>	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	Cl <sup>-</sup>	NO <sub>2</sub> <sup>-</sup>	NO <sub>3</sub> <sup>-</sup>		Σ
1	Техническая вода	8,46	10,1	1340	120	41	274+7,3	<0,05	< 0,2	443	н/об	183	493	283	0,23	15,6	976	
2	Озеро Кызылкумское	8,40	19,4	4140	336	136	877+12,7	<0,05	< 0,2	1363	6,0	146	1337	1276	0,003	1,4	2767	28,0
3	Бешбулак	8,52	17,7	4060	280	136	922+12,0	<0,05	< 0,2	1351	6,0	158	1317	1252	0,007	2,5	2736	25,2
4	Смесь Бешбулак +технич. 1:1	8,38	14,2	2780	216	92	597+11,7	<0,05	< 0,2	917,	н/об	170	946	779	0,15	9,8	1907	18,4
5	Смесь Кызылкум. +технич. 1:1	8,34	11,6	2740	265	92	543+11,3	<0,05	< 0,2	1872	н/об	134	926	803	0,17	8,5	1872	20,4

Флотоконцентрат массой 30 кг (по сухому) был загружен в три вторичных реактора установки «Віох», распульпован водой определенного состава для каждого реактора до плотности 1150 г/дм<sup>3</sup>. Исследования по сравнительному анализу процесса биоокисления флотоконцентрата шихты проб руд месторождений «Даугызтау» и «Кокпатас» в соотношении 30:70 % проводились с использованием технической воды ГМЗ-3 и смеси вод, %:

- вода водозабора «Бешбулак» + техническая вода ГМЗ-3 = 1:1;
- вода озера «Кызылкумское» + техническая вода ГМЗ-3 = 1:1.

Испытания осуществлялись в периодическом режиме на опытной установке «Віох» цеха № 1 ГМЗ-1 [17].

Исследование кинетики биоокисления пробы флотоконцентрата шихты руд «Даугызтау» (30%) и «Кокпатас (70%)» в зависимости от состава

используемой воды показывает, что использование вод водозабора «Бешбулак» и озера «Кызылкумское» в смеси с технической водой ГМЗ-3 в соотношении 1:1 каждая увеличивает продолжительность процесса биоовыщелачивания в 1,6 раза.

Аналогичный вывод можно сделать и по применимости смеси вышеуказанных вод в процессе биоокисления флотоконцентратов шихты руд «Даугызтау» (50%) и «Кокпатас» (50%).

Таким образом, интерпретируя данные, полученные в периодическом режиме процесса биоокисления на непрерывный режим можно сделать вывод, что применение смеси технической воды ГМЗ-3 (50%) и вод водозабора «Бешбулак» (50%) и озера «Кызылкумское» (50%) в соотношении 1:1 каждая на ГМЗ-3 увеличит продолжительность процесса с четырех до шести с половиной суток и приведет соответственно к снижению производительности установки «Вюх», т.е. является нецелесообразным [47].

Результаты исследовательских работ по анализа используемых оборотных вод ВЮХ после промывки биокека на противоточной декантации различных ступеней показал (таблица 3.1.2.), что жесткость воды возрастает от 32 до 55. Жесткость 55,6 появляется на первой стадии отмывки биокека, так как при бактериальном окислении происходит усиление окислительных процессов не только пирита и арсенопирита, но и остальных не учтенных минералов. Растворение элементов приводит к их попаданию в жидкую фазу пульпы и приводит к увеличению жесткости воды [46].

Таблица 2.2.2. Результаты анализов технологических вод ГМЗ-3 ВЮХ (данные ЦЗЛ ГМЗ-3, 2010 г.)

Наимен ов. пробы	Ca <sup>2+</sup> мг/л	Mg <sup>2+</sup> мг/л	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> мг/л	Cl <sup>-</sup> мг/л	Ж. общ Mг*э кв/л	Fe общ. мг/л	Cu <sup>2+</sup> мг/л	Me мг/л	с/о мг/л	CaO мг/л	MgO мг/л
ПТД-1	633,3	4,9	2065	305	32,0	0,70	0,21	0,013	3140	887	8

ПТД-1	609,2	48,6	1633	291	34,4	1,34	0,17	0,030	3186	853	80
ПТД-1	625,2	9,7	1681	298	32,0	2,40	0,10	Отс.	3270	875	16
Исх. 453-4	697,4	19,5	1585	191	36,4	1,04	0,14	Отс.	2886	976	32
Исх. ПТД-1	336,7	471,8	2017	480	55,6	11,5	201, 0	0,077	67936	471	778

Деминерализация оборотных вод является важнейшей стадией для успешного флотирования золотосодержащих продуктов во флотоконцентрат [46].

### **2.2.2. Совершенствование технологии флотации золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау (СП ЗАО «ИВС»).**

Золотосодержащие руды месторождений Кокпатас и Даугызтау перерабатываются на ГМЗ-3 по комбинированной технологии. В 2009 году по договору с НГМК СП ЗАО «ИВС» разработан технологический регламент на строительство 2-ой очереди отделения флотации и сгущения флотационного концентрата. Согласно новой технологии в январе 2010 года существующая схема флотации 1 очереди была дополнена операцией межцикловой флотации на сливе классификатора I стадии измельчения (50% класса -74 мкм) во флотомашинах РИФ-70КН специальной конструкции, укомплектованными аэрационными узлами РИФ 1300 и современными средствами автоматизации. В настоящее время продолжается строительство 2-ой очереди и модернизация узла дозировки реагентов. В тоже время из-за проблем с ведением горных работ, сложностью и резкими колебаниями вещественного состава руды месторождения Даугызтау периодически наблюдалось ухудшение технологических показателей. Так, при вовлечении в переработку лежалой руды месторождения Даугызтау в смеси с рудой месторождения Кокпатас извлечение золота во флотоконцентрат снизилось до 62-65% [45].

Цель работы состояла в разработке и внедрении рациональной технологии флотации шихты сульфидных руд Кокпатас и Даугызтау, позволяющей повысить извлечение золота в золотосодержащий концентрат не ниже 88%. При достижении этих показателей предполагалось исключить операцию цианирования хвостов флотации. При разработке технологии были применены основные новые направления для флотационного обогащения золотосодержащих руд: применение операции песковой флотации в цикле измельчения; применение современных реагентов-модификаторов, обеспечивающих стабилизацию ионного состава флотационных пульп и собирателей направленного действия на флотацию золота [47].

Внедрение операции межцикловой флотации позволило на руде месторождения Кокпатас получать извлечение золота во флотоконцентрат на уровне 85%. В результате разработки новой технологии обогащения сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау в лабораторных условиях, при использовании оборотной воды ГМЗ-3, получен флотационный концентрат с содержанием золота – 24,33% при извлечении – 89,23%.

Содержание серы сульфидной в концентрате составляет 18,53%, углерода – 2,1%. По содержанию серы сульфидной концентрат соответствует техническим требованиям дальнейшего гидromеталлургического передела. В заключении проделанной научно-исследовательской работы в промышленных и лабораторных условиях показаны пути повышения извлечения золота в цикле флотационного обогащения и выданы исходные данные для проведения промышленных испытаний разработанной технологии [45].

По данным минералогических исследований проба руды месторождения Кокпатас представлена карбонатизированными кварц-хлорит-серицитовыми сланцами с тонкой вкрапленностью сульфидов. Породы месторождения Даугызтау представлены слабо

метаморфизованными, в различной степени сульфидизированными и углефицированными алевролитами, песчаниками, алевропесчаниками и глинистыми сланцами [48-50].

Главными породообразующими минералами является кварц, полевой шпат, глинисто-слюдистые минералы, углистое вещество. Главными рудными минералами являются пирит и арсенопирит, в единичных количествах присутствует халькопирит, сфалерит, пирротин, пирит [51].

Отличиями руд месторождений является количественные соотношения некоторых минералов (таблица 3.2.1.). Так, в рудах месторождения Кокпатас средние содержания карбонатов в 4 раза больше чем в рудах Даугызтау. Для руд месторождения Даугызтау характерны более высокие содержания сульфидов, золота и серебра [51-72].

Анализ ионного состава водной фазы пульпы при обогащении золотосодержащих руд на ГМЗ-3 показал высокое содержание ионов кальция, магния и сульфатных анионов в оборотной воде и питании флотации.

Анализ работы зарубежных золотоизвлекательных фабрик показал, что наличие в пульпе ионов  $Fe^{+2}$  снижает извлечение золота при флотации на 4%, ионов  $Mg^{+2}$ ,  $CO_3^{-2}$ ,  $Ca^{+2}$ ,  $PO_4^{-3}$ ,  $AsO_4^{-2}$  – на 5-7%,  $OH^-$  – на 10%.

Зависимость извлечения золота во флотоконцентрат от его качества при различных вариантах очистки оборотной воды ГМЗ-3, подаваемой в измельчение и флотацию. Влияние различных вариантов очистки оборотной воды ГМЗ-3 на время основной флотации золота. Время флотации для достижения извлечения золота во флотоконцентрат на уровне 85%, на очищенной воде составляет 24 минуты, а на оборотной воде без очистки – 32 минуты. Таким образом, можно сделать вывод, что предварительное кондиционирование оборотной воды перед флотацией приводит к повышению извлечения золота без снижения качества концентрата и сокращает время флотации на 25 % [51].

С целью полного извлечения золота в циклах измельчения

предусматривались гравитационные и флотационные (флотация крупных классов) методы обогащения позволяющие повышение его сквозного извлечения золота в среднем на 10-15%. Для уточнения схемы переработки шихты руд в лабораторных условиях были проведены исследования по определению возможности извлечения золота из песков гидроциклонов 2-ой стадии измельчения руды месторождения Кокпатас различными методами. Пески были отобраны после включения в схему операции межцикловой флотации, следует отметить, что они являлись зернистой частью хвостов межцикловой флотации, многократно прошедших через операцию классификации [55].

Исследуемые руды содержат значительные количества глинистых минералов и иных первичных шламов, отрицательно влияющих на флотационный процесс. Это может быть следствием сочетания таких факторов, как увеличение вязкости пульпы, что негативно влияет на распределение воздушных пузырьков и подвижность пены, шламы могут образовывать покрытия на поверхности ценных минералов, тем самым подавляя их флотацию. Обычной практикой минимизации вышеупомянутого влияния шламов является проведение флотации при более низком процентном содержании твердого для снижения вязкости пульпы. Однако, такие действия сокращают время флотации в камере флотомашин. Поэтому в настоящее время чаще используют неорганические и органические рассеивающие и снижающие вязкость реагенты [55].

Получены положительные результаты с использованием модификатора являющегося полимером с низким молекулярным весом и известен как агент связывания катионов жесткости и тяжелых металлов (Ca, Mg, Fe, Al и т.д.). Расход диспергатора зависит от типа руды, но обычно составляет от 50 г/т до 300 г/т. Данный способ флотации является альтернативой очистке оборотных вод перед флотацией, которая требует

высоких расходов реагентов и необходимость организации сгущения больших объемов воды [46].

Влияние различных модификаторов флотации на показатели обогащения шихты руд К:Д 70:30. Наиболее высокие результаты были получены на режиме с использованием современных модификаторов. При грубом помоле руды был получен флотоконцентрат, содержащий 24,96 г/т золота при извлечении – 71,05%. При применении модификаторов: сода, жидкое стекло, медный купорос получен золотосодержащий флотоконцентрат, содержащий 29,45г/т золота при извлечении –62,35%. Современные модификаторы - сода, жидкое стекло, медный купорос являются стандартным режимом [56].

По флотационным свойствам арсенопирит близок к пириту, хотя их свойства нельзя отождествлять. Вследствие наличия в кристаллической решетке иона железа, арсенопирит сильнее депрессируется щелочью и хорошо флотируется ксантогенатами в кислой среде. Слегка окисленный арсенопирит более чувствителен к действию щелочи. Катионы меди активируют слегка окисленный арсенопирит, сдвигая критическое значение рН до 11,4. Условия флотации свободного золота и золотосодержащих сульфидов вступают в некоторое противоречие. Особенно это касается собирателей флотации. Эффективные собиратели для свободного золота, в том числе шламистого, тионокарбаматы, дитиофосфаты и их сочетания являются слабыми собирателями для пирита и арсенопирита. Для руд, в которых значительное количество золота тесно связано с минералами сульфидов железа или образует с ними твердые растворы, эти сульфиды необходимо флотировать вместе со свободным золотом. Флотация обычно проводится при естественном значении рН в сочетании с сильным сульфидным коллектором, например, бутиловым и амиловым ксантогенатом. Во многих случаях выгодно применение вторичного коллектора для свободного золота. Это коллекторы различного химического состава. Для окисленных руд и для руд, содержащих некоторое количества

арсенопирита, необходимо исследовать использование сульфата меди (50-500 г/тонну) для активации сульфидов. Сульфидный собиратель на основе фосфора является уникальным сульфидным коллектором [57].

Наиболее высокие показатели получены с применением сочетания бутилового ксантогената с собирателем композиционного состава или с собирателем на основе фосфора, при этом получены близкие показатели по содержанию золота во флотоконцентрате порядка 21% и по извлечению золота на уровне 80% при грубом помоле руды после 1-ой стадии измельчения [57].

В качестве собирателей использовалось сочетание бутилового ксантогената и современного собирателя на основе фосфора. Регулятор среды - сода, подаваемая во флотацию. Для депрессии алюмосиликатов и отмывки шламов пустой породы с поверхности свободного золота и сульфидов железа в циклах измельчения руды, в качестве депрессора пустой породы и дополнительного коагулятора шламов подавалась смесь реагентов, изготовленная на оборудовании СП ЗАО «ИВС». В опыте на технической воде в измельчение подавалась известь, поскольку она содержится в оборотной воде [58].

В ходе разработки новой технологии обогащения сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау в лабораторных условиях, при использовании оборотной воды ГМЗ-3, получен флотационный концентрат с содержанием золота – 24,33 г/т при извлечении – 89,23%. Содержание сульфидной серы в концентрате составляло 18,53%, углерода – 2,1%. По содержанию сульфидной серы концентрат соответствует техническим требованиям для дальнейшего технологического применения [59].

**2.2.3. Усовершенствование технологии переработки смешанных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау на стадии рудоподготовки [19].**

Минералы, после магматических извержений, из эндогенных, попав в экзогенные условия подвергаются волновой полиморфной кристаллизации, которая будет продолжаться до тех пор, пока не будут исчерпаны все варианты минерализации. Элементы в составе минералов, подвергаясь климатическим изменениям (эоловое воздействие, воздух, вода, температура) теряют электронное равновесное состояние и стремясь восстановить равновесие подвергаются изоморфным изменениям, что приводит к появлению новых форм минералов [47-49]. В экзогенном процессе, в результате выветривания и разрушения, состав сложных минералов резко меняется, они мигрируют и появляются новые виды простых минералов – полимеры превращаются в пески, глинистые соединения, коллоиды, хелаты, мицеллы (рис. 3.4.1.) и почву. В настоящее время процессы, проходящие с сульфидными рудами на ВЮХ ГМЗ-3, напоминают в несколько сот тысяч раз ускоренные процессы миграции минералов под действием воды, кислорода, сернокислой среды и микроорганизмов.

Коллоидно-дисперсное состояние минеральных частиц в процессе биоокисления пульпы (мицелла).

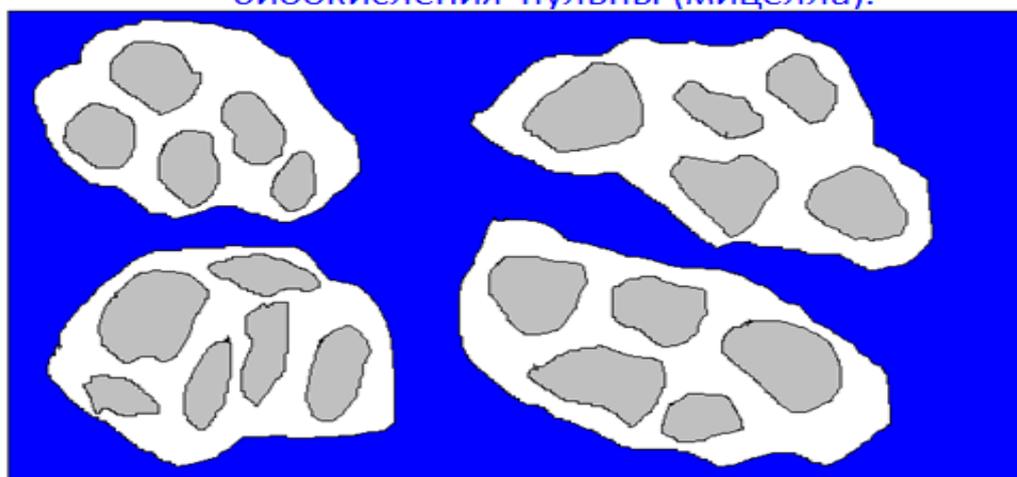


Рисунок 3.3.1. Строение мицеллы с минеральными частицами.

Происходит быстрое диффундирование, при которой взаимопроникновение минералов чрезвычайно ускоряется. Отмечается преодоление диффузионных ограничений. Кремний и алюминий,

находящиеся в составе силикатов и алюмосиликатов легко меняются местами, что приводит к увеличению образования дополнительных песковых и глинистых фракций, где последние имеют коллоидное состояние. В результате увеличения их количества происходит увеличение вязкости пульпы [20-21].

Основное отличие изменчивости минералов в гидрометаллургии и биогидрометаллургии заключается в интенсивном прохождении биогенных процессов. [22-25].

При экзогенной миграции минералов в естественных условиях, в их составе формируются от 12 до 15% глинистых соединений. Чаще всего они образуются на границе спайности минералов и при дроблении, раскол породы происходит в этих участках [20-21]. В глинистых рудах отмечается плохая фильтруемость цианистой пульпы, происходит заметная сорбция растворенного золота и цианида глинистыми минералами. Взаимодействие цианистых растворов с глинистыми минералами не только повышает расход цианида но и приводит к накоплению в растворах значительных количеств примесей. Основная причина снижения активности грязных цианистых растворов — образование на поверхности благородных металлов различного рода пленок, тормозящих процесс растворения.

На ВЮХ глинистые соединения вместе с органическими метаболитами микроорганизмов увеличивая вязкость пульпы препятствуют проникновению циан-иона через пленку, что значительно понижает реакционную способность цианида. В результате, некоторое количество золота, из твердой фазы не растворившись уходит в хвосты [26].

Возможно поэтому, для уменьшения количества глинистых соединений в России на Красноярской ЗИФ “Полюс” перед флотационным обогащением производят гравитационное обогащение части руды [27].

Горные породы, содержащие различные силикаты и алюмосиликаты, разлагаясь, вызывают вынос растворимых продуктов (соли калия, натрия, кальция, магния) в раствор, труднорастворимые продукты – глинозем и

кремнезем остаются на месте разрушения или испытывают незначительное перемешивание [28].

являются сульфиды, а именно пирит и арсенопирит. Размер выделений пирита варьируется в широких пределах от 2-3мм до 0,01 мм. Часто в пирите наблюдаются тонкие единичные включения пирротина, халькопирита, рутила, сфалерита, породообразующих минералов. Иногда пирит образует сростания с арсенопиритом, вплоть до тесных прорастаний этих минералов друг с другом. Арсенопирит в сульфидных рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау встречается в виде идиоморфных ромбоэдрических кристаллов, сростков, двойников, мелких тонко-дисперсных образований, которые развиты в кварцхлорит-углеродистых сланцах. Размер выделений арсенопирита также варьируется в широких пределах, характерные размеры 50 мкм и менее [48-50].

Оборотная вода является поверхностноактивным компонентом флотационной пульпы. Большинство растворимых в воде веществ оказывают влияния на показатели флотации [51].

Анализ водной вытяжки показал, что в процессе измельчения рудного материала, в водную фазу переходит большое количество ионов кальция, магния, железа (II), сульфат-ионов, которые оказывают сильное депрессирующее действие на флотацию золота. В сернокислой среде, эти отрицательно заряженные ионы взаимодействуют с метаболитами микроорганизмов в виде аминокислот экзоаминокислот и приводят к появлению металл-органических хелатных комплексов [28].

Известно, что в рудах месторождения Даугызтау, по сравнению с рудами месторождения Кокпатас, содержание глинистых соединений превышает 15%. Возможно это обстоятельство препятствует растворению золота [28-30].

Тонкие частицы рудных пульп, по размерам не принадлежащие к истинным коллоидам, часто являются носителями коллоидных свойств. Такие свойства проявляют глинистые вещества, шламистые фракции



### **III. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫВЕДЕНИЮ ШЛАМОВ И УМЕНЬШЕНИЮ ЖЕСТКОСТИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ В ТЕХНОЛОГИИ ВЮХ.**

Исходя из вышеизложенного, применение модификаторов и разляных типов соединений не дало положительного результата. Высокоминерализованные воды озера Кызылжум и Бешбулак также оказались непригодными для использования на ГМЗ-3. Необходимо изыскать способы избавления от жесткости оборотных вод, так как они приводят к депрессии золота при использовании их на стадии флотационного обогащения, вызывая сброс этого элемента в хвосты флотации. При использовании очищенных от катионов оборотных вод, кардинально изменится состав флотоконцентрата, значительно увеличится количество требуемого для извлечения ценного элемента и резко увеличится степень активности используемых микроорганизмов. Предлагается на стадии нейтрализации отделить верхний слив и переработать ее в азротенках для отделения анионов, после чего перевести воду в колонны с активированным углем и отделить от катионов. Доказано, что активированный уголь снижает жесткость оборотной воды менее, чем на единицу [35-55] (рисунок 3.1.).

Применение оборотных вод с высокой высокоминерализованностью препятствует флотированию золота во флотоконцентрат. Поэтому, для «умягчения» оборотной воды рекомендуется создание при всех ГМЗ отделений по биохимической очистке воды. В технологическом цикле при биохимической очистке при участии различных видов аэробных редуцирующих микроорганизмов происходит переход анионов в осадок. Для избавления от катионов рекомендуется перевод оборотной воды в колонну с активированным углем. Примером насыщения угля катионами может служить исследовательская работа В.В. Ши-сянь, У.К. Рузматова,

Д.Ж. Жумаевой «Очистка сточных вод металлургической промышленности угольными сорбентами» [33] таблица 3.1. Из таблицы видна высокая сорбционная активность углей всех категорий. В дальнейшем из них возможно комплексное извлечение ценных элементов, применяя способ элюирования углей [56-72].

Таблица 3.1.

Наиболее высокорентабельными и экономически выгодными являются создания хозяйств по биохимической и угольной очистке минерализованных оборотных вод для гидрометаллургических заводов. Никакие искусственные модификаторы не смогут хорошо очистить минерализованные стоки. При биохимической очистке воды, в аэротенках, специально оборудованных прудах, естественным образом появятся группы микроорганизмов, специализирующихся по деструктиванию растворенных в воде органических и неорганических соединений и их переводу в осадок.

Для обеспечения микроорганизмов азотом, в эти прудки необходимо сбрасывать коммунальные хозяйственно-бытовые стоки г. Учкудука. Появятся в основном нитрифицирующие, нитратредуцирующие, сульфатредуцирующие и др. виды гетеротрофных микроорганизмов. Промышленные токсичные стоки деструктируют многочисленные виды микроорганизмов из рода *Pseudomonas*. Предшествуют аэротенкам прудки с механической очисткой от крупных твердых отходов. Вышедшие из аэротенков деминерализованные воды попадают в отстойники, где выпавшие в осадок минералы будут отведены в отстойник, жидкая деминерализованная водная фаза в виде технической воды может использоваться многократно. Таким образом возможна деминерализация вод озера Кызылкум и водозабора Бешбулак. Потребность в дополнительных источниках воды будет удовлетворена.

Подобным образом функционируют хозяйства по биохимической очистке промышленных стоков на ОАО «Навоизот», ОАО «Чирчик-Максам» и др [56-72].

#### **IV. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ**

Всем работающим на золотоизвлекательных предприятиях необходимо помнить, что некоторые флотореагенты и цианиды являются сильными отравляющими веществами, и во избежание несчастных случаев работу с ними следует вести, соблюдая определенные правила техники безопасности. В целях предупреждения несчастных случаев к работе с цианидами могут быть допущены только лица, ознакомленные с правилами обслуживания данного участка. На каждом заводе или фабрика должны быть разработаны подробные правила безопасных методов работы и инструкции по работе с цианидами, содержание которых доводят до сведения рабочих и всего руководящего и обслуживающего персонала. Правила и инструкции вывешивают на рабочих местах.

Отравление цианидами может наступить в результате вдыхания паров синильной кислоты или попадания цианидов в организм через пищеварительный тракт. Возможно также проникновение цианида в кровь через порезы и раны. Симптомами отравления являются раздражение слизистых оболочек глаз, глотки и верхних дыхательных путей, слюнотечение, головная боль, тошнота, рвота, сердцебиение, одышка. При тяжелых отравлениях могут произойти онемение рта и зева, помутнение и потеря сознания, судороги, учащенный пульс, расширение зрачков, бледность лица, появление пены у рта, потери чувствительности и рефлексов, понижение температуры тела, падение кровяного давления, остановка дыхания и смерть от паралича сердца.

При отравлении парами синильной кислоты пострадавшему дают вдыхать раствор амилнитрита и выносят его на свежий воздух. При необходимости делают искусственное дыхание. Если цианид попал в организм через пищеварительный тракт, пострадавшему дают 0,4 % раствор перманганата калия или 2 % раствор перекиси водорода, а затем щекотанием стенок глотки вызывают рвоту. Известны и другие противоядия.

Первая помощь должна быть оказана немедленно до прибытия врача, вызвать которого необходимо во всех случаях, независимо от степени тяжести отравления.

Все производственные помещения, в которых ведут работы с цианистыми растворами, должны быть оборудованы общеобменной вентиляцией. На случай внезапного отключения электроэнергии предусматривают возможность работы вентиляционной системы от независимого источника энергопитания. В производственных помещениях, где возможно внезапное поступление в воздух больших количеств синильной кислоты, оборудуют также аварийную вентиляционную систему, которая включается, если в помещении образовалась опасная загазованность атмосферы. Кроме общеобменной и аварийной вентиляции, обеспечивается местный отсос от всех аппаратов, из которых возможно выделение паров синильной кислоты (пачуки цианирования, пачуки сорбции, регенерационные колонны и т. д.). В необходимых случаях устанавливают систему автоматической сигнализации, подающую световой или звуковой сигнал при опасном повышении содержания синильной кислоты в воздухе рабочих помещений.

Во избежание загрязнения окружающей среды воздух, удаляемый вентиляционными устройствами, перед выбросом в атмосферу должен быть очищен от вредных веществ до содержаний, не превышающих ПДК. В технологии цианистых растворов необходимо поддерживать концентрацию защитной щелочи, достаточную для подавления гидролиза цианина. Не

разрешается совмещать в данном помещении процесс цианирования или какую-либо другую работу с циансодержащими продуктами и процессы, протекающие в кислой среде. Исключение допускается, когда это необходимо по условиям технологии (например, кислотная обработка ионита в схеме регенерации, кислотная обработка золото-цинкового осадка и т.п.). В этих условиях принимают специальные меры предосторожности.

Емкости с цианистыми растворами и пульпами снабжают переливными трубами и автоматическими устройствами, исключающими возможность случайных переливов. Контроль технологического процесса и управление работой оборудования максимально автоматизирует или осуществляют дистанционно. Особые меры предосторожности принимают при приготовлении крепкого (10 %-ного) раствора цианистого натрия, используемого для поддержания рабочей концентрации цианина в технологических растворах. Эту операцию проводят в Специальном изолированном помещении, куда не допускается посторонние лица. Все работы по приготовлению раствора должны быть по возможности механизированы и автоматизированы. Помимо общеобменной и аварийной систем вентиляции, предусматривают местный отсос от чанов, в которых осуществляется растворение цианина. Тара из-под цианистого натрия немедленно обезвреживается раствором хлорной извести или железного купороса. Емкости с раствором цианистого натрия должны иметь надпись «Яд» и предупреждающий знак с изображением черепа и костей. Работающие здесь должны пользоваться индивидуальными средствами защиты (противогазами, резиновыми перчатками, фартуками).

Все работающие с флотореагентами и цианистыми растворами по окончании работы должны принять душ. Принимать пищу разрешается только в специально отведенных местах [32-35].

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

В квалификационной работе впервые изучены и предложены способы и практическая возможность разделения легких глинистых соединений на стадии рудоподготовки применением шнековых желобных систем для выведения шламов или приспособлением существующих классификаторов и гидроциклонов.

Установлено, что наличие в пульпе ионов  $\text{Fe}^{2+}$  снижает извлечение золота при флотации на 4%, ионов  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{PO}_4^{3-}$ ,  $\text{AsO}_4^{2-}$  – на 5-7%,  $\text{OH}^-$  – на 10%.

Легкие глинистые соединения в силу гидрофобности могут флотироваться и без участия флотореагентов. В реакторах ВЮХ они превращаются в гелеобразные соединения и объединяются в агрегаты (мицеллы) и начинают мешать выщелачиванию пирита и арсенопирита.

Уменьшение глинистых соединений во флотоконцентрате позволит улучшить степень окисления сульфидных золотосодержащих минералов.

Высокоминерализованные оборотные воды рекомендуется подвергнуть биохимической очистке на специально созданных биохимических сооружениях с аэротенками.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Каримов И.А.. Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса. М. 1997 год.
2. Каримов И.А.. Мировой финансово-экономический кризис и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. 2010. с.28. Ташкент.
3. Санакулов К.С.. Навоийский горно-металлургический комбинат: слагаемые успеха. Материалы VI международной научно-технической конференции «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». Навои, НГМК, НГГИ, 14-16 мая 2013 г. С. 3-5.
4. Смирнов Н.А.. Проектирование и строительство золото-перерабатывающего предприятия ГМЗ-4 с использованием технологий НПО «РИВС». 2005, 28 с.
5. Саттаров Г.С., Абдурахмонов Э., Тагаев И.А.. И др. Биогеотехнологические способы переработки минерального сырья. Методическое пособие. НГГИ, 2013 г, с. 38-51.
6. Толстов Е.А., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Есаулов В.Н., Куканова С.И. и др. Применение микроорганизмов в условиях подземного выщелачивания урана. Горный Вестник Узбекистана, 2003г., №4, с.40-42.
7. Куканова С.И., Зайнутдинова Л.И. и др. Отчет «О результатах опытных работ по бактериальному фильтрационному выщелачиванию урана из руд на участке ПВ-11 месторожд. Бешкак». Фонды ЦНИЛ. Инв. 810. 2001, 35 с.
8. Куканова С.И., Зайнутдинова Л.И., Саттаров Г.С. и др. Сообщение “Результаты опытных работ по бактериальному выщелачиванию урана на залежи 5 – 1 участка ПВ – 3 месторождения Кетменчи в режиме "пушпул" // Фонды ЦНИЛ №34-23/874 от12.09.06г.
9. Куканова С.И., Зайнутдинова Л.И., Саттаров Г.С. и др. Исследование возможности доизвлечения урана из отработанных участков ПВ с использованием бактериальных растворов // Фонды ЦНИЛ- 2010, -56с.

10. Толстов Е.А., Толстов Д. Е.. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в кызылкумском регионе. М. Геоинформцентр. 2002. -283с.

11. Садыков А.С., Кахаров А.К., Сагдиева М.Г.. Экология микрофлоры золоторудных месторождений Узбекистана. ДАН УзССР. 1984. С.52-53.

12. Сагдиева М.Г.. Микроорганизмы золоторудных месторождений Узбекистана и их использование в извлечении благородных металлов. Автореферат докторской диссертации. 1997. 38 с.

13. Шубов Л.Я., Иванков С.И.. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Справочник. М.Недра. 1990 г., Кн.1. 400 с.

14. Исмагилов М.М., Колпакова Е.В., Сатаров Г.С. и др. Особенности биоокисления флотоконцентратов отобранных руд месторождения Даугызтау по геотехнологическим типам. Материалы науч.практ.конф. «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли. Навои. 2011, с. 115-116.

15. Шумская Е.Н., Соловьева Л.М., Поперечникова О.Ю. Совершенствование технологии флотации золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау с целью повышения извлечения золота с применением современных высокоэффективных реагентов. (ЗАО «НПО «РИВС») 43 Научно-практич. конфер. РИВС — 2010. 28 с.

16. Сатаров Г.С., Акинъшина Г.И., Колпакова Е.В. Результаты исследований по определению возможности использования вод водозабора «Бешбулак» и озера «Кызылкумское» в процессе ВЮХ. //Сообщение ЦНИЛ НГМК, 2011, 24 с.

18. Анализ технологических вод ГМЗ-3. Сообщ. ЦЗЛ ГМЗ-3 НГМК., 2011.

19. Тагаев И. А., Некрасов Ф. С., Хамраев Р.Б.. Взаимодействие метаболитов микроорганизмов с минералами сульфидных руд. Матер.VI Междун. Науч.-техн. конф. «Современные технологии горно-

металлургической отрасли и пути их развития». Навои, НГМК, 14-16 мая 2013 г. С. 141-142.

20. Ферсман А.Е.. Очерки по минералогии и геохимии. Изд-во «Наука», 1977. 188 с.

21. Миловский А.В. . Минералогия и петрография. М. Недра. 1979. 440 с.

22. Мустакимов О.М., Ахатов Н.А.. Минералогическая характеристика руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. Материалы Республиканской научно-технической конференции. 2011. с.92.

23. Ахмедов Х., Ахатов Н., Хасанов А.С.. Изучение вещественного состава проб руд Кокпатас и Даугызтау. Материалы Республиканской научно-технической конференции. 2011. с.113.

24. Ахмедов Х., Мустакимов О.М., Хасанов А.С., Хабибуллаева Г.Р. Изучение вещественного состава кека биокс и продуктов его переработки. Материалы Республиканской научно-технической конференции. 2011. с. 116.

25. Отчет ИРГИРЕДМЕТ за 2000 год, 28 с.

26. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В., Борбат В.Ф. и др. Metallургия благородных металлов. М. Изд-во: Metallургия. 1987 г., с. 288.

27. Совмен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В. и др. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. Новосибирск: Наука, 2007, с. 48.

28. Польшин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. М.: Недра, 1982. 288 с.

29. Степанов В.А.. Инновации в сорбционном выщелачивании золота в пульпе. Т. Изд.«ФАН», Академии наук Республики Узбекистан. 2001 г. с. 35.

30. Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, metallургия. Москва. Издат.дом «Руда и металлы», 2008 год, с. 306.

31. Минеев Г.Г. Биометаллургия золота. М. 1989. 162 с.
32. Химия и химическая технология редких и рассеянных элементов. Т.1-3. Под ред. К.А.Большакова. М.: «Высшая школа». 1976. 565 с.
33. Ши-сянь В.В., Рузматов У.К., Жумаева Д.Ж., Агзамходжаев А.А. Металлургия саноати оқава сувларини кўмир адсорбентлари ёрдамида тозалаш. 2013.
34. Зеленев В.И. Методика исследования золотосодержащих руд.- М.: Недра, 1978.
- 35.Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов.- М.: Недра, 1987
- 36.Рудные месторождения Узбекистана. – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 611 с.
37. Некрасов Б.В. "Основы общей химии". М., Химия, 1973
38. Глинка Н.Л. "Общая химия". Л., Химия, 1979
39. Барченков В.В. "Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд". М.: Металлургия, 1982
40. Борбат В.Ф. "Гидрометаллургия". М., Металлургия, 1986
41. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. "Обогащение руд цветных и редких металлов". М., Недра, 1976
42. Базанова Н.М., Курочкина А.В. "Опробование и контроль процессов обогащения". М., Недра, 1983
43. Петухов О.Ф Толстов., Е.А., Михин О.А., Латышев В.Е."Окислительно-восстановительные реакции при выщелачивании". Ташкент, издательство "ФАН" АН РУз, 2005
44. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. "Теория гидрометаллургических процессов". М., Металлургия 1983
45. Уткин Н.И. Металлургия цветных металлов. М.: Металлургия. 2000 г. 442 с.
46. Металлургия: Учебник для вузов/ В. И. Коротич и др. Екатеринбург: УГТУ, 2001. 395 с.

47. Кассандрова О.Н., Лебедев В.В. Обработка результатов наблюдений. – М.: Наука, 1970. – 104 с.
48. Румшицкий Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971. – 192 с.
49. Гмурман В.Е. Теория вероятностей и математическая статистика. М.: Высшая школа. 1999. – 479 с.
50. Митрафанов С.И., Мещанинова В.И., Курочкина А.В. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1984, 216 с.
51. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Уч-к для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1980. 415 с.
52. Перов В. А., Андреев Е. Е., Биленко Л. Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Уч. пособие для вузов.-4-е изд., перераб.и доп. М.: Недра,1990. 232 с.
53. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. Уч-к для вузов-3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1970. 592 с.
54. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы./ Под ред.О. С. Богданова, В. А. Олевского и др. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. 366 с.
55. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик- Кн.1 и 2/ Под ред. В.Ф. Баранов, П. С. Вольфсон, П. И. Крупа и др. М.: Недра, 1988. 374 с.

Интернет сайты:

56. [www.ngmk.uz](http://www.ngmk.uz),
57. [www.agmk.uz](http://www.agmk.uz),
58. [www.uzbeksteel.com](http://www.uzbeksteel.com),
59. [www.referat.students.ru](http://www.referat.students.ru),
60. [www.ilm.uz](http://www.ilm.uz).,
61. [www.metall.ru](http://www.metall.ru).,

62. [www.bilimdon.uz](http://www.bilimdon.uz),
63. [www.elibrary.ru](http://www.elibrary.ru),
64. [www.mining-journal.com](http://www.mining-journal.com),
65. [www.minenet.com](http://www.minenet.com),
66. [www.picanal.narod.ru](http://www.picanal.narod.ru),
67. [www.mineral.ru](http://www.mineral.ru),
68. [www.profstroy.ru](http://www.profstroy.ru)
69. [www. Google.ru](http://www.Google.ru)
70. [www. Wikipad.ru](http://www.Wikipad.ru)
71. [www. ZiyoNet.uz](http://www.ZiyoNet.uz)
72. [www. Ximik.ru](http://www.Ximik.ru)

Приложения  
к квалификационной выпускной  
работе:

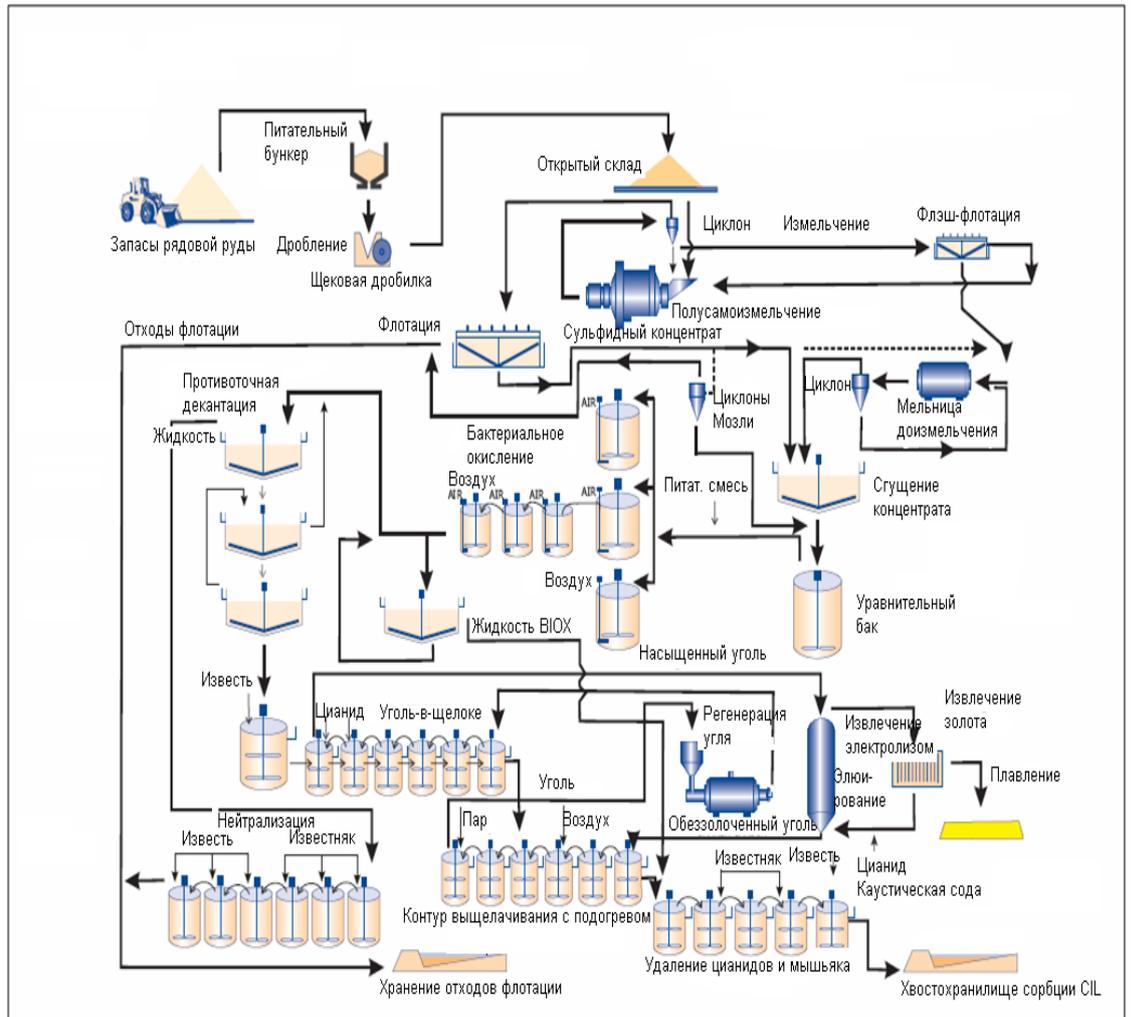


Рисунок. Технологическая схема BIOX

Рисунок. Технологическая схема BIOX фирмы поставщика



- Выпускную квалификационную работу подготовил:  
Азизова А.Н.
- Руководитель: Тагаев И.А.
- Рецензент: Ткаченко Е.С.
- Заведующий кафедрой:  
Умиров Ф.Э.