

**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 отделения глинистых соединений из  
минералов на стадии рудоподготовки»**

Разработал: Рашидов Орифжон Олимович

Руководитель: Тагаев Ильхом Ахрорович

Н А В О И - 2014 г.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
I. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР	
1.1. Современные методы переработки глинистых золотосодержащих руд при бактериальном выщелачивании	5
1.2. Тенденции бактериального окисления глинистых сульфидных руд на ГМЗ-3 НГМК	10
1.3. Современное состояние технологии извлечения золота из глинистых руд	19
1.4. Флотационные методы обогащения глинистых руд	25
II. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ	
2.1. МАТЕРИАЛ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ	
2.1.1. Материал исследований	31
2.1.2. Методика исследований	31
2.1.3. Экспрессные методы аналитического контроля	33
2.1.4. Средства измерений, вспомогательные устройства, реактивы, и материалы	34
2.2. РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	
2.2.1. Влияние глинистых веществ на процесс сорбционного цианирования	35
2.2.2. Опыт переработки глинистых руд в НГМК	43
2.2.3. Усовершенствование технологии переработки сульфидных руд на стадии рудоподготовки	45
III. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫВЕДЕНИЮ ШЛАМОВ В ТЕХНОЛОГИИ ВЮХ	49
IV. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	52
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	55
ЛИТЕРАТУРА	56
ПРИЛОЖЕНИЯ К КВАЛИФИКАЦИОННОЙ ВЫПУСКНОЙ РАБОТЕ	62

## ВВЕДЕНИЕ

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. В настоящее время 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 [1-2].



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 горно - обогатительных металлургических предприятий. К таким методам относятся гидрометаллургические и бактериально – химические [3].

Становится очевидным, что только совершенствование и коренное изменение методов добычи и переработки минерального сырья - создание безотходных и малоотходных технологий, обеспечивающих комплексное использование минеральных ресурсов – позволит обеспечить необходимыми металлами промышленность.

Президент Республики Узбекистан И.А.Каримов отметил, что одной из важнейших задач в преодолении мирового кризиса является модернизация производства, совершенствование технического перевооружения [2].

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 [3-4].

**Цель исследования:** состояла в проведении исследований и разработке на их основе приемлемой технологии переработки глинистых руд месторождения Кокпатас и Даугызтау на базе действующей схемы и с использованием существующего оборудования;

**Объектом исследований** явились руды месторождения Кокпатас и Даугызтау текущей добычи;

В экспериментальной части научные исследования проводились в сравнении полученных результатов научно-исследовательских работ ЦНИЛ и ЦЗЛ ГМЗ-3 НГМК.

# I. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР

## 1.1. Современные методы переработки глинистых золотосодержащих руд при бактериальном выщелачивании.

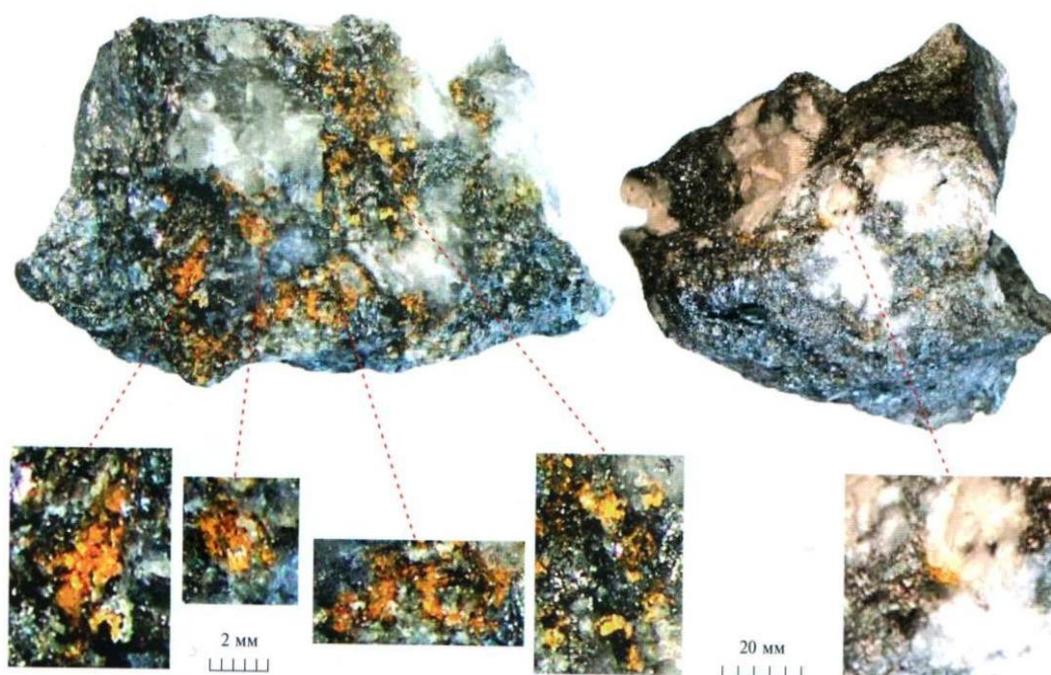
В странах дальнего зарубежья исследования процесса бактериального выщелачивания (БВ) значительно активизировались в начале 80-х годов. Проводятся не только лабораторные исследования арсенопирит-пиритных и пиритных концентратов, но и укрупненно-лабораторные и полупромышленные испытания. Во всех этих исследованиях 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% [5].

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 [6].

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. 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 [7-11].

Рисунок 1.1.



В 1994 году в Ашанти (Гана) пущена самая крупная установка бактериального выщелачивания (1000 т/сут), построенная по проекту фирмы Gencog. 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. 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 [12]. 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. 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% [12].

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% [12].

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. 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 "Gyanmi", производительностью 115 и 120 т концентрата в сутки. 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. 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. 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 [4].

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. 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. 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. 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 [5].

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. 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 [11-12].



Исследование факторов влияющих на показатели биовыщелачивания. 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, которые и способствуют пенообразованию и снижению сорбционной ёмкости смол.

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. 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 [13].

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 [13].

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. 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 [13].

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 [13, 55-71].

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 [13-14].

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* [13].

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 [14-15].

Ассоциация геохимически активных бактерий в оборотном растворе остается активной и на последней стадии окисления, что может быть эффективно использована для последующего биовыщелачивания концентрата [14-16].

Имеется несколько вариантов увеличения эффективности процесса биоокисления чтобы увеличить степень сквозного извлечения золота [15]:

1. Увеличить время процесса биоокисления, за счет дополнительной стадии (еще одного чана), проводить доокисления сульфидов при температуре 28-38<sup>o</sup>C 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 [15].

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. 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 [16].

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, пирротинном и другими сульфидными минералами, соотношение арсенопирита и пирита (количество железа связанного с сульфидными минералами) [17].

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 [16].

В концентратах содержащих различные сульфидные минералы первым окисляется пирротин, затем, арсенопирит, потом пирит и в конце процесса антимонит. Если содержание пирротина в концентрате больше,

чем арсенопирита в 2-4 раза, то тогда 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 комбинированную 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. 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 [16].

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. 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 [16].

### **1.3. Современное состояние технологии извлечения золота из глинистых сульфидных руд**

Современные схемы и методы переработки золотосодержащих руд

Золотосодержащие руды разведанных месторождений Узбекистана весьма разнообразны по минеральному составу. В эксплуатацию вовлекаются руды со все более низким содержанием золота и более сложные по вещественному составу, который иногда значительно изменяется качественно и количественно в пределах одного месторождения. Это вызывает необходимость изучать технологические свойства руд уже в первые стадии разведки месторождений и выделять их технологические типы. Под геолого-технологическим типом понимается руда, обладающая специфическими технологическими свойствами и требующая переработки по определенной, характерной только для нее технологической схеме. Многообразие свойств золотых руд и рудного золота создает значительные

трудности при изучении их вещественного состава и разработки технологии извлечения ценных компонентов. Во многих рудах, помимо золота, в промышленных концентрациях присутствует серебро, минеральные формы которого еще более разнообразны. Основными факторами, определяющими технологическую сложность или «упорность» золотосодержащего сырья являются [11]: наличие в рудах тонко- и дисперсно вкрапленного золота в сульфидах, из которых прямым цианированием оно практически не извлекается; присутствие в исходном сырье теллуридов золота, медленно растворяющихся в цианидах; наличие на поверхности золотинок пленок первичного или вторичного характера, ухудшающих контакт золота с цианистым раствором; присутствие в исходных рудах компонентов, играющих при цианировании роль восстановителей (поглотителей кислорода) или цианисидов (поглотителей цианида); восстановителями являются минералы сурьмы (антимонит), мышьяка (реальгар и аурипигмент), железа (марказит, пирротин), поглотителями цианида – самородная медь, соединения меди в форме оксидов, сульфатов, карбонатов и некоторых сульфидов; наличие в рудах минералов, которые могут вызвать преждевременную сорбцию золота и свободного цианида из промышленных цианистых растворов. Наиболее сильным природным сорбентом золота является углистое вещество. Технологические свойства руд выделяемых типов предопределяются геологическим строением месторождений, морфологией рудных тел, минерально-химическими и текстурно-структурными особенностями руд, из которых определяющими являются минеральная форма ценного компонента (золота), характер его ассоциаций с рудными и нерудными минералами, характер и степень изменения руд гипогенными и гипергенными процессами. Необходимо также учитывать экономическую целесообразность селективной отработки выделяемого типа в условиях данного месторождения. На структуру технологической схемы влияют компоненты, представляющие ценность для попутного извлечения, и компоненты, осложняющие технологию переработки руд [18].

Изучение обогатимости руд позволяет уже на стадии предварительной разведки выявить возможные технологические типы, методически правильно отобрать пробы для разработки технологии, позволяет более полно решать вопросы комплексного извлечения ценных компонентов и более объективно производить технико-экономическую оценку месторождений; в период эксплуатации месторождения – обеспечить плановый состав и содержание ценных компонентов в руде текущей добычи [12].

Повысить извлечение золота и других ценных компонентов можно усложнением технологических схем: многостадийным измельчением, обработкой промпродуктов по самостоятельным схемам, многостадийной флотацией или цианированием, гравитационным обогащением хвостов и промпродуктов, обработкой песковой фракции отвальных хвостов, использованием термохимических способов. Чем больше запасы исследуемой руды и чем выше содержание в ней полезных компонентов, тем сложнее может быть предложена технологическая схема для ее обработки. В результате могут быть разработаны два варианта схемы: более простой, но дающий относительно низкое извлечение золота и спутников, и более сложный, а следовательно, более дорогой, но позволяющий полнее извлекать ценные компоненты из руды. Оптимальный вариант определяется технико-экономическим расчетом. Наиболее распространенными методами извлечения золота из руд месторождений Узбекистана являются гравитация, флотация и цианирование. Гравитационное обогащение обычно используется перед сорбционным цианированием, включает операции отсадки и концентрации на столах и используется на всех ЗИФ. В последние годы этот наиболее старый способ концентрации золота получил развитие в результате использования новых эффективных аппаратов. Анализ работы зарубежных золотоизвлекательных фабрик показывает, что общее извлечение золота из руд, перерабатываемых по комбинированным схемам, тем выше, чем полнее извлечение гравитационными способами. Это объясняется тем, что ни флотация, ни цианирование не обеспечивают извлечения всех форм

свободного золота. При флотации не извлекаются крупные частицы металла (крупнее 0,07 мм) и частицы с покрытиями из гидроксидов железа и марганца, а также глинистых минералов. При цианировании с хвостами теряются частицы с плотными покрытиями, непроницаемыми для цианистых растворов, и не успевшие раствориться крупные частицы. Кроме того, цианирование более богатого золотом материала, как правило, сопровождается повышенными потерями растворимого золота. В промышленности для гравитационного обогащения золотых руд наиболее распространенными аппаратами являются отсадочные машины и концентрационные столы, которые устанавливаются в цикле измельчения. Нередко схемы гравитационного обогащения довольно сложные. Один из вариантов такой схемы описан ниже. Руда после классификации в бутаре по классу -6+0 мм подвергается отсадке, тяжелая фракция которой поступает на концентрационный стол. Промпродукт стола и легкая фракция отсадки доизмельчаются до 0,25 мм и направляются на вторую отсадку, тяжелая фракция которой также перечищается на столе [20-22].

Эффективными и высокопроизводительными аппаратами для извлечения мелкого золота являются короткоконусные гидроциклоны (центробежные концентраторы). Эти аппараты по сравнению с обычными классифицирующими гидроциклонами обеспечивают более полную концентрацию золота в пески с меньшим выходом последних. С помощью короткоконусных гидроциклонов обогащают готовые продукты измельчительно-классификационных циклов. Извлечение золота в гравитоцентрат возрастает на 10-20%, и потери металла с хвостами последующего процесса (флотации или цианирования) сокращаются 1,5-2,5%. Общее извлечение золота на фабриках за счет гравитационного обогащения повышается на 1-2% [23].

На отвалах золотоизвлекательных фабрик ЮАР для повышения извлечения золота применяют мокрую магнитную сепарацию сильным полем. С ее помощью удается успешно перерабатывать материал крупностью до 15

мкм. Эффективность магнитной сепарации резко снижается для очень тонких частиц, имеющих меньшую магнитную восприимчивость, чем крупные. Нижний предел крупности – 10-15 мкм, верхний – около 100 мкм. Оптимальный диапазон крупности обогащаемого материала – 100+30мкм, плотность пульпы – 25-40%. Считается, что такой процесс экономически выгоден для извлечения золота из хвостов флотации и цианирования [24].

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 [14].

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:

- 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: [14]

-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% [14].

Основными причинами технологической упорности флотоконцентратов проб ДТ–3 и ДТ–4 руды месторождения Даугызтау в процессе биоокисления являются следующие факторы: углеродистое вещество, способное выполнять роль физического депрессора (коллектора); повышенное содержание минералов сурьмы, оказывающее ингибирующее влияние на микроорганизмы и на активность окислительных процессов, частично или практически не вскрывающиеся при биоокислении [25].

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 [14].

#### 1.4. Флотационные методы обогащения глинистых руд.

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 [15].

Таблица 1.4.1.

#### Рекомендуемые схемы и показатели извлечения золота из сульфидных руд Узбекистана

Месторождение	Рекомендуемая схема	Извлечение золота по схеме, %
Даугызтау	Двухстадиальная схема флотации с доизмельчением промпродуктов в отдельном цикле	93,0
Амантайтау	Двухстадиальная схема флотации	97,02
Сарыбатыр	Двухстадиальная схема флотации	90,63
Колчиктау	Одностадиальная схема флотации с одной контрольной флотацией и двумя перечистками концентрата	81,5
Бесапантау	Флотационная схема с последующим цианированием хвостов флотации	$65,0+29,6=94,6$
Аджибугут	Коллективная флотация сульфидов с последующим биоксидным выщелачиванием и цианированием концентрата	88,1
Булуткан	Гравитационно-флотационная схема с последующим сорбционным цианированием отстоев флотации	$49,1+33,72=82,82$
Сармич, уч.Пирали	Гравитационно-цианистая схема переработки (сорбционное	$39,3+57,0=96,3$

	цианирование хвостов гравитации)	
--	----------------------------------	--

Наиболее рациональной схемой для обогащения руд рассматриваемых месторождений является двух- либо однастадиальная схема флотации. При обогащении руд месторождений Бесапантау и Булуткан требуется операция доизвлечения золота из хвостов флотации цианированием, а руды месторождения Сармич с высокой эффективностью обогащаются по гравитационно-цианистой схеме: в гравиоконцентрат извлекается 39,3% золота, а при цианировании доизвлекается 57,0 %, суммарное извлечение золота по схеме составляет 96,3 %. При флотации руд использовались традиционные реагенты: кальцинированная сода, бутиловый ксантогенат калия, медный купорос, вспениватель Т-80. Окисленные руды обогащались по гравитационно-цианистой схеме. Легкие фракции отсадочной машины и концентрационного стола доизмельчались до крупности 90 %-ного класса – 0,074 мм и после сгущения подвергались цианированию при плотности пульпы 38-42%. Расход цианистого натрия составлял 500-1000 г/т, извести (по СаО) – 1,5-3,5 кг/т. Извлечение золота из проб руды по этой схеме варьировало в пределах 85-95 %. Гравиоконцентраты, полученные при обогащении окисленных руд, обычно содержат мышьяк в количествах, превышающих требуемые содержания по техническим условиям (не более 0,7%). Поэтому для извлечения из них золота наиболее рациональной схемой будет доизмельчение до крупности 90–95%-ного класса – 0,074 мм и последующее сорбционное цианирование [3].

Выделяют следующие основные типы золотосодержащих упорных руд [10]. Как видно из табл. 1.4.2. наиболее благоприятный объект для цианирования – кварцевая золотосодержащая руда. При цианировании глинистой руды также достигается высокое извлечение золото в раствор. Однако чрезвычайно плохая плохая фильтруемость (осветляемость) пульпы заставляет отнести эту руду к категории упорных. Низкое извлечение золота

из сульфидной руды объясняется тонкой диспергацией золота в сульфидных минералах. При выщелачивании этой руды в раствор переходит лишь незначительная часть золота. При цианировании углистой руды одновременно с растворением золота происходит сорбция его углистыми минералами. За счет покрытия золотин плотными пленками выщелачивание золота из сурьмянистых руд невысокое. Технологические показатели цианирования золотосодержащих руд приведены в табл. 1.4.2.

Таблица 1.4.2.

### Типы упорных руд

Тип руды	Факторы, характеризующие упорность
С тонковкрапленным золотом	Тонкая диспергация золота в кварце или сульфидах
Медистые	Образование на золоте вторичных пленок, тормозящих растворение
Сурьмянистые	Образование на золоте плотных пленок, замедляющих растворение
Углистые	Сорбция растворенного золота углистым веществом
Глинистые	Плохая фильтруемость пульпы, заметная сорбция растворенного золота глинистыми минералами
Феррозолотые	Присутствие на золотилах пленок оксидов железа, затрудняющих растворение золота

На практике часто встречаются руды, упорность которых обусловлена не одной, а несколькими причинами. Для разработки технологии переработки упорных руд предварительно проводят их фазовый (или рациональный) анализ. Как пример в табл. 4 приведены результаты такого анализа для проб некоторых сульфидных руд, а в табл. 5 – для углистых пород.

Таблица 1.4.3.

**Технологические показатели цианирования некоторых  
золотосодержащих руд**

Показатели	Тип руды				
	кварцевая	глинистая	сульфид- ная	углистая	сурьмя- нистая
Содержание золота в руде, г/т	6,8	5,2	7,0	10,4	33,0
Степень измельчения, мм	-0,15	-0,3	-0,15	-0,15	-0,10
Время цианирования, ч	8	8	24	8	24
Содержание золота в хвостах, г/т	0,3	0,4	5,4	5,8	8,2
В т.ч. тонковкрапленного в сульфидах, г/т	-	-	5,1	1,0	0,4
Удельная площадь фильтрования, м <sup>2</sup> /т*сут	0,21	6,25	-	-	-

Таблица 1.4.4.

**Фазовый анализ проб сульфидных руд**

Формы нахождения золота в руде	Содержание, г/т	
	Проба №1	Проба №2
Свободное золото	0,75	2,05
Золото в пленках, разрушаемых щелочью	0,11	0,68
Золото в пленках окисленных минералов	0,05	0,37
Золото в пирите и арсенопирите	0,45	1,49
Золото тонковкрапленное	0,79	0,86
Золото общее	2,15	5,45

Наиболее распространенная причина упорности золотых руд – это тонкая вкрапленность золота. Руды этого типа делят на две основные категории:

1. Руды, где золото ассоциировано с кварцем;
2. Руды, где золото ассоциировано с сульфидами.

Таблица 1.4.5.

## Результаты фазового анализа углеродистых пород

Формы нахождения золота	Содержание, г/т	Выход золота, %
Свободное и в сростках (легкоцианируемое)	0,472 – 0,4	70,0 – 65,7
Ассоциированное с кислоторастворимыми минералами	0,021 – 0,012	3,1 – 2,1
Заключенное в сульфидах	0,018 – 0,011	2,7 – 1,9
Заключенное в породообразующих минералах (трудноцианируемое)	0,191 – 0,148	25,0 – 25,8

Для повышения эффективности переработки руд, относящихся к первой категории, рекомендуется использовать тонкое или сверхтонкое их измельчение, например 90 – 95% класса -0,04 мм. Для руд второй категории обычно характерно значительно более тонкая вкрапленность золота, главным образом, в пирите, арсенопирите и халькопирите [17].

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. 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 флотуемости 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 [14].

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 pH раствора. Вследствие неполного растворения Т-80 в растворе кальцинированной соды наблюдается расслоение приготовленной смеси при стоянии. Указанные 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 водными растворами натриевых серосодержащих неорганических солей: сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), сульфат натрия ( $\text{Na}_2\text{SO}_4$ ), сульфит натрия ( $\text{Na}_2\text{SO}_3$ ). 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. 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 [17].

## **II. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ**

### **2.2. РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ**

#### **2.2.3. Усовершенствование технологии переработки сульфидных руд на стадии рудоподготовки.**

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 [17-19]. 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. 3.3.1.) 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 [46-54].

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].

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 экзoаминокислот 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 сульфидных минералов, многие окисленные минералы тяжёлых металлов и др. Пептидизация таких минеральных частиц сильно затрудняет процесс сгущения рудных пульп [25].

На твердой фазе пульпы при БВ золотомышьякового концентрата закрепляется обычно около 70 - 80% клеток и только 20-30% свободно “плавают” в жидкой фазе (рис.2). Около 15 - 16% от общей поверхности выщелачиваемого концентрата занято сорбированными бактериальными клетками, причем наиболее активно они сорбируются на арсенопирите [27].

Механизм взаимодействия бактерий с минералами сложный, в котором микроорганизмы своими органическими выделениями сложного полимерного состава из слизистой капсулы вызывают коррозию пирита и арсенопирита [27-31].

Таким образом, ферменты бактерий, попадая во внешнюю, кислую среду, гидролизуются и распадаются на аминокислоты, аминокислоты которых положительно ионизированы. Последовательно окислившись, минералы, впоследствии распадаются и образуют всевозможные виды коллоидных и гелеобразных полимерных соединений в виде шламов или «мешающих примесей» [27-31].

Высокая гидрофобность и низкая плотность глинистых соединений способствует их пептидизации и их флотуемости без участия флотореагентов. Поэтому при флотации они полностью переходят во флотоконцентрат. Учитывая это свойство, предлагается отделить глинистые соединения на стадии рудоподготовки путем разделения их на гидроциклоне или классификаторе с регулированием скорости подачи пульпы, при которой достигается отделение обеззолоченных легких фракций. В результате, произойдет уменьшение их количества, несколько снизится вязкость пульпы при бактериальном окислении в реакторах, что приведет к увеличению степени окисления сульфидов и в конечном итоге лучшее растворение и извлечение золота при сорбционном цианировании [31-34].

### **III. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫВЕДЕНИЮ ШЛАМОВ В ТЕХНОЛОГИИ BIOX.**

Исходя из вышеизложенного, применение модификаторов и различных типов соединений не дало положительного результата. Высокоминерализованные воды озера Кызылкум и Бешбулак также оказались непригодными для использования на ГМЗ-3.

Необходимо изыскать способы избавления от глинистых соединений, которые представляют собой «шламы» или «мешающие примеси». При этом кардинально изменится состав флотоконцентрата, значительно увеличится количество требуемого для извлечения ценного элемента и резко увеличится степень активности используемых микроорганизмов. Предлагается на стадии рудоподготовки отделить легкие глинистые соединения на шнековых желобах с подачей воды или на классификаторах с регулированием скорости подачи дробленой руды после выхода из ММС (рисунок 3.1.).

Согласно рисунка 3.1. при отмывке руды, жидкая фаза с глинистыми и шламистыми выделениями будет подана сорбционное цианирование для последующего извлечения золота. Твердая фаза с уменьшенным количеством глинистых соединений будет подаваться для дальнейшего измельчения и флотационного обогащения. В результате, при подаче флотоконцентрата на ВЮХ, количество глинистых соединений будет значительно низкой, что приведет к уменьшению выхода поверхностно-активных веществ и снижению пенообразования. 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. Наиболее высокорентабельными и экономически выгодными являются создания хозяйств по биохимической очистке минерализованных оборотных вод 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 «Навоиазот», ОАО «Чирчик-Максам» и др [35-39].

#### **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 [40-44].

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 [45-49].

Все производственные помещения, в которых ведут работы с цианистыми растворами, должны быть оборудованы обще обменной 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 цианосодержащими 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 [55-71]. 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 [55-71].

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

В выпускной квалификационной работе впервые изучена практическая возможность разделения легких глинистых соединений на стадии рудоподготовки применением классификаторов и гидроциклонов. для выведения шламов.

Анализ научно-технической информации в области золотодобычи показывает, что доля богатых окисленных руд в общем объеме переработки снижается, а доля упорных (глинистых, сульфидных, углистых) руд возрастает. После отмывки руды, жидкая фаза с глинистыми и шламистыми выделениями будет подана на сорбционное цианирование для последующего извлечения золота. Твердая фаза с уменьшенным количеством глинистых соединений будет подаваться для дальнейшего измельчения и флотационного обогащения. В результате, при подаче флотоконцентрата на ВЮХ, количество глинистых соединений будет значительно низкой, что приведет к уменьшению выхода поверхностно-активных веществ и снижению пенообразования.

Для извлечения глинистых соединений предлагается руды месторождения Даугызтау подвергнуть гравитационной обработке. При наличии золота в них нижний слив рекомендуется подавать на сорбционное цианирование.

Наиболее высокорентабельными и экономически выгодными являются извлечение окисленной пульпы на классификаторах ВЮХ, при котором, полностью окисленная пульпа будет отделена и переведена на противоточную декантацию, пески классификатора будут возвращены на дополнительное окисление.

Таким образом, на сорбционное цианирование постоянно будет подаваться только окисленный биокек, что позволит существенно увеличить степень извлечения необходимого металла.

## **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. Биогeотехнологические 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 "пуш пул" // 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. конф. 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., Ахадов 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. Металлургия благородных металлов. М. Изд-во: Metallurgy. 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, металлургия. 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. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд.- М.: Недра, 1978.
34. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов.- М.: Недра, 1987
35. Рудные месторождения Узбекистана. – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 611 с.
36. Некрасов Б.В. "Основы общей химии". М., Химия, 1973
37. Глинка Н.Л. "Общая химия". Л., Химия, 1979
38. Барченков В.В. "Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд". М.: Metallurgy, 1982
39. Борбат В.Ф. "Гидрометаллургия". М., Metallurgy, 1986
40. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. "Обогащение руд цветных и редких металлов". М., Недра, 1976
41. Базанова Н.М., Курочкина А.В. "Опробование и контроль процессов обогащения". М., Недра, 1983
42. Петухов О.Ф., Толстов Е.А., Михин О.А., Латышев В.Е. "Окислительно-восстановительные реакции при выщелачивании". Ташкент, издательство "ФАН" АН РУз, 2005
43. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. "Теория гидрометаллургических процессов". М., Metallurgy 1983
44. Уткин Н.И. Metallurgy цветных металлов. М.: Metallurgy. 2000 г. 442 с.
45. Metallurgy: Учебник для вузов/ В. И. Коротич и др. Екатеринбург: УГТУ, 2001. 395 с.
46. Кассандрова О.Н., Лебедев В.В. Обработка результатов наблюдений. – М.: Наука, 1970. – 104 с.
47. Румшицкий Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971. – 192 с.

48. Гмурман В.Е. Теория вероятностей и математическая статистика. М.: Высшая школа. 1999. – 479 с.
49. Митрафанов С.И., Мещанинова В.И., Курочкина А.В. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1984, 216 с.
50. 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.
51. 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.
52. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. Уч-к для вузов-3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1970. 592 с.
53. 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.
54. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик- Кн.1 и 2/ Под ред. Баранов В.Ф., Вольфсон П. С., Крупа П. И. и др. М.: Недра, 1988. 374 с.

Интернет сайты:

55. [www.ngmk.uz](http://www.ngmk.uz),
56. [www.agmk.uz](http://www.agmk.uz),
57. [www.uzbeksteel.com](http://www.uzbeksteel.com),
58. [www.referat.students.ru](http://www.referat.students.ru),
59. [www.ilm.uz](http://www.ilm.uz).,
60. [www.metall.ru](http://www.metall.ru).,
61. [www.bilimdon.uz](http://www.bilimdon.uz),
62. [www.elibrary.ru](http://www.elibrary.ru),
63. [www.mining-journal.com](http://www.mining-journal.com),
64. [www.minenet.com](http://www.minenet.com),

65. [www.picanal.narod.ru](http://www.picanal.narod.ru),
66. [www.mineral.ru](http://www.mineral.ru),
67. [www.profstroy.ru](http://www.profstroy.ru)
68. [www. Google.ru](http://www.Google.ru)
69. [www. Wikipad.ru](http://www.Wikipad.ru)
70. [www. ZiyoNet.uz](http://www.ZiyoNet.uz)
71. [www. Ximik.ru](http://www.Ximik.ru)

## Приложения

### к квалификационной выпускной

работе:

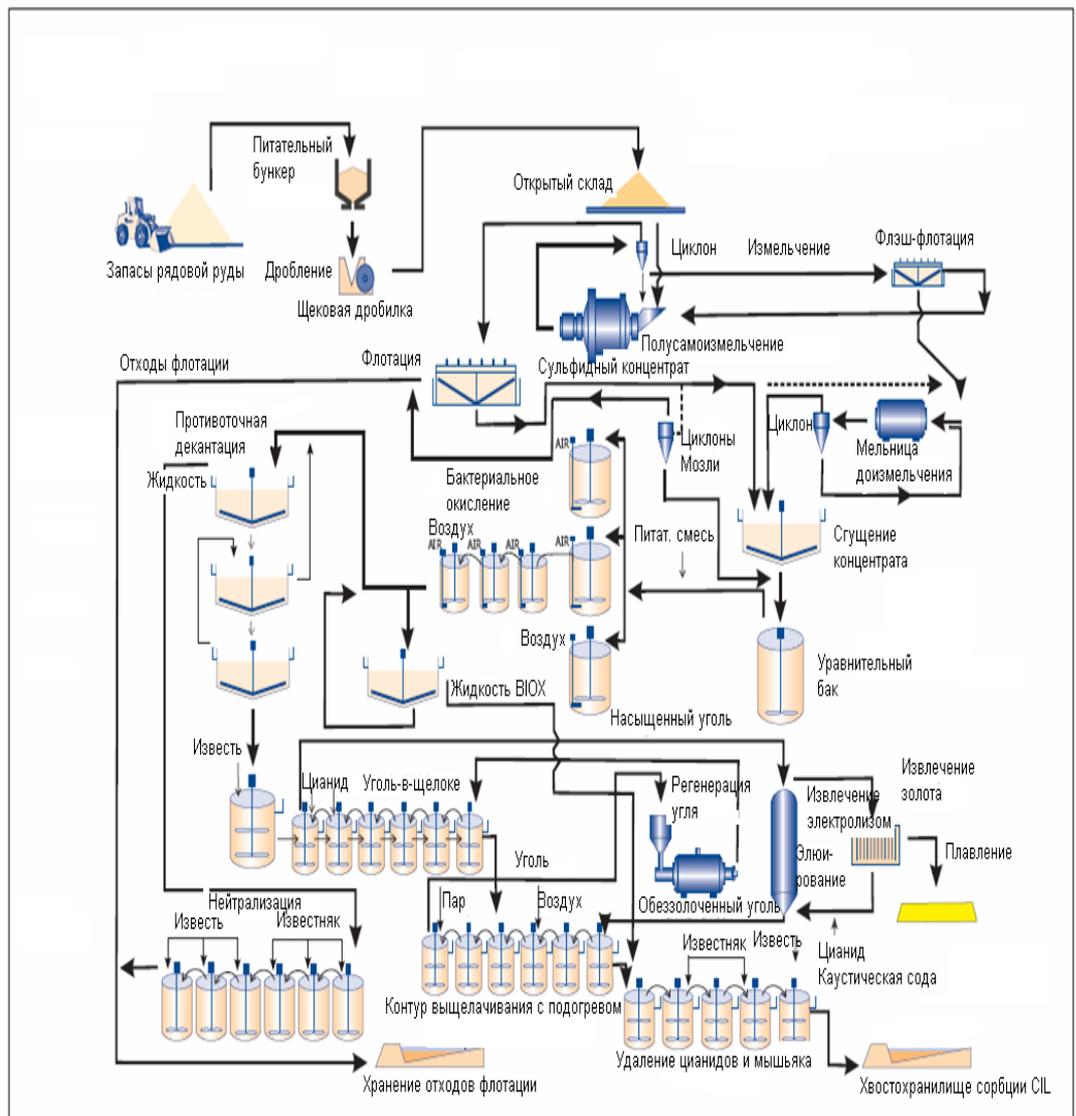


Рисунок 1.2.1. Технологическая схема BIOX ГМЗ-3 НГМК.

**Рекомендуемые схемы и показатели извлечения золота из  
сульфидных руд Узбекистана**

<b>Месторождение</b>	<b>Рекомендуемая схема</b>	<b>Извлечение золота по схеме, %</b>
Даугызтау	Двухстадиальная схема флотации с доизмельчением промпродуктов в отдельном цикле	93,0
Амантайтау	Двухстадиальная схема флотации	97,02
Сарыбатыр	Двухстадиальная схема флотации	90,63
Колчиктау	Одностадиальная схема флотации с одной контрольной флотацией и двумя перечистками концентрата	81,5
Бесапантау	Флотационная схема с последующим цианированием хвостов флотации	$65,0+29,6=94,6$
Аджибугут	Коллективная флотация сульфидов с последующим биоксидным выщелачиванием и цианированием концентрата	88,1
Булуткан	Гравитационно-флотационная схема с последующим сорбционным цианированием отстоев флотации	$49,1+33,72=82,82$
Сармич, уч.Пирали	Гравитационно-цианистая схема переработки (сорбционное цианирование хвостов гравитации)	$39,3+57,0=96,3$

Таблица 1.4.2.

### Типы упорных руд

Тип руды	Факторы, характеризующие упорность
С тонковкрапленным золотом	Тонкая диспергация золота в кварце или сульфидах
Медистые	Образование на золоте вторичных пленок, тормозящих растворение
Сурьмянистые	Образование на золоте плотных пленок, замедляющих растворение
Углистые	Сорбция растворенного золота углистым веществом
Глинистые	Плохая фильтруемость пульпы, заметная сорбция растворенного золота глинистыми минералами
Феррозолотые	Присутствие на золотилах пленок оксидов железа, затрудняющих растворение золота

Таблица 1.4.3.

**Технологические показатели цианирования некоторых  
золотосодержащих руд**

Показатели	Тип руды				
	кварцевая	глинистая	сульфид- ная	углистая	сурьмя- нистая
Содержание золота в руде, г/т	6,8	5,2	7,0	10,4	33,0
Степень измельчения, мм	-0,15	-0,3	-0,15	-0,15	-0,10
Время цианирования, ч	8	8	24	8	24
Содержание золота в хвостах, г/т	0,3	0,4	5,4	5,8	8,2
В т.ч. тонковкрапленного в сульфидах, г/т	-	-	5,1	1,0	0,4
Удельная площадь фильтрации, м <sup>2</sup> /т*сут	0,21	6,25	-	-	-

Таблица 1.4.4.

**Фазовый анализ проб сульфидных руд**

Формы нахождения золота в руде	Содержание, г/т	
	Проба №1	Проба №2
Свободное золото	0,75	2,05
Золото в пленках, разрушаемых щелочью	0,11	0,68
Золото в пленках окисленных минералов	0,05	0,37
Золото в пирите и арсенопирите	0,45	1,49
Золото тонковкрапленное	0,79	0,86
Золото общее	2,15	5,45

Таблица 1.4.5.

## Результаты фазового анализа углеродистых пород

Формы нахождения золота	Содержание, г/т	Выход золота, %
Свободное и в сростках (легкоцианируемое)	0,472 – 0,4	70,0 – 65,7
Ассоциированное с кислоторастворимыми минералами	0,021 – 0,012	3,1 – 2,1
Заключенное в сульфидах	0,018 – 0,011	2,7 – 1,9
Заклученное в породообразующих минералах (трудноцианируемое)	0,191 – 0,148	25,0 – 25,8

Рис. 2.1.1. 34 спиральный классификатор 2КСН-24.

Рисунок 3.1. Новая технологическая схема для выведения глинистых соединений.