

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего
образования «Национальный исследовательский технологический
университет «МИСиС»

На правах рукописи

БОБОЗОДА Шавкат

**ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА
ЦИАНИРОВАНИЕМ СМЕШАННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТАДЖИКИСТАНА**

Специальность 05.16.02 – «Металлургия черных, цветных и редких металлов»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, профессор
Л.С. Стрижко

Москва 2017

Введение	4
Общие сведения об ООО СП «Апрелевка».....	9
Глава 1 Современные способы интенсификации процессов выщелачивания золота	10
1.1 Выщелачивание методами предварительной активации	10
1.2 Цианирование с применением ультразвукового (акустического) воздействия	13
1.3 Цианирование с применением реагентов-окислителей.....	15
1.4 Выщелачивание при интенсивном перемешивании	18
1.5 Цианирование насыщением кислородом растворов и пульп.....	19
Вывод по главе	24
Обоснование основных задач исследований	25
ГЛАВА 2 Изучение вещественного состава руды месторождения Бургунда	27
2.1 Методика исследований.....	27
2.2 Гранулометрический состав руды	28
2.3 Химический состав исследуемой руды	29
2.4 Минеральный состав пробы	30
2.5 Форма нахождения золота и распределение его в руде	42
Выводы по главе	47
Глава 3 Физико-химические исследования извлечения золота последовательным измельчением в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке	48
3.1 Выбор и обоснование конструкции гидроакустического излучателя для накислороживания технологических растворов	50
3.2 Методика исследований.....	53
3.3 Изучение основных технологических параметров гидроакустического насыщения оборотной воды	56
3.3.1 Влияние давления подачи раствора на изменение концентрации растворенного кислорода	56
3.3.2 Исследования по изучению механизма поведения пузырьков	58
3.3.3 Кинетика процесса гидроакустического накислороживания	61
3.3.4 Изменение состава оборотной воды при гидроакустическом воздействии.....	63
3.4 Измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке	64

3.4.1 Влияние концентрации растворенного кислорода и pH среды на измельчаемость руды и степень вскрытия золотин (I измельчение).....	66
3.4.2 Влияние концентрации растворенного кислорода на измельчаемость руды и извлечение золотин (II измельчение).....	69
3.5 Исследование по изучению влияния гидроакустических воздействий на образование сильнейшего окислителя - $\text{OH}^\cdot$ радикал.....	70
Выводы по главе	73
Глава 4 Кинетические исследования процесса растворения золота измельчением в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом	75
4.1 Теоретические основы кинетики растворения золота	75
4.2 Методика исследований	76
4.3 Кинетические исследования растворения золота	77
4.4 Расчет порядка реакции по реагенту	84
4.5 Расчет кажущейся энергии активации	87
4.6 Влияние состава природных золотин, содержащихся в руде на кинетику выщелачивания	90
Выводы по главе	95
ГЛАВА 5 Полупромышленные испытания способа извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда	96
Выводы по главе	107
Общие выводы	108
Список использованных источников	110
ПРИЛОЖЕНИЕ А. Акт о проведении полупромышленных испытаний смешанной руды месторождения Бургунда	120
ПРИЛОЖЕНИЕ Б. Технологические исследования смешанной руды месторождения Бургунда.....	126
ПРИЛОЖЕНИЕ В. Технологический регламент на реконструкцию фабрики с целью вовлечения в переработку смешанных руд месторождения Бургунда»	139
ПРИЛОЖЕНИЕ Г. Таблица плотности пульпы для контроля процесса измельчения смешанной руды месторождения Бургунда	141
ПРИЛОЖЕНИЕ Д. Патент РФ «Способ извлечения золота из руд»	142
ПРИЛОЖЕНИЕ Е. Решение о выдаче патента на изобретение «Способ интенсификации процесса кучного выщелачивания золота из руд»	145

Введение

Извлечение золота цианированием с точки зрения качества технологического процесса является весьма совершенным техническим способом, позволяющим в промышленных условиях извлекать до 98-99 % золота. Однако, наряду с таким положительным качеством, цианидный процесс имеет недостаток - длительность процесса, которая связана с низкой концентрацией растворенного кислорода и степенью растворимости его в процессе выщелачивания, и низкой скоростью перемешивания, определяющих кинетику выщелачивания.

В зависимости от вещественного состава золотосодержащего сырья и характера вкрапленности золота длительность процесса в промышленных условиях колеблется от 24 до 100 часов и выше. Поэтому емкость применяемой аппаратуры значительно возрастает, и соответственно увеличиваются общие габариты фабричного помещения, в которых производится обработка руды. Резко увеличивается число персоналов, расход электроэнергии, социальные расходы и другие статьи затрат вследствие чего возрастает себестоимость получаемого продукта. Поэтому в связи с нарастанием темпов борьбы за снижением потери золота с хвостами упорных руд к цианированию вовлекаемых все чаще в переработку, также необходимо уделять внимания на актуальность проблемы интенсификации процесса выщелачивания.

В данной работе, поставлена задача изыскать наиболее эффективный и способ интенсификации выщелачивания, предшествующий проведения процесса как при высоких концентрациях растворенного кислорода, так и при больших скоростях перемешивания.

Для исследования с целью разработки способа и последующей реализации его на практике был выбран объект, которым являлся - смешанные руды месторождения Бургунда (Таджикистан). Предварительными исследованиями установлено, что продолжительность переработки данной руды по схеме прямого

цианирования составляет более 3 суток. Из вышесказанного следует, что на фабрике остро стоит вопрос интенсификации процесса.

Актуальность работы подтверждается выполнением ее в рамках следующих проектов:

1. НИОКТР – «Технология комплексного извлечения благородных и цветных металлов из бедных и упорных золото-медьсодержащих руд месторождений Южного Урала» в рамках постановления Правительства Российской Федерации № 218 от 09.04.2010 г. при поддержке проекта № 02.G25.31.0075.

2. Соглашение о сотрудничестве между Федеральным государственным автономным образовательным учреждением высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» и Министерством промышленности и новых технологий Республики Таджикистан от 01.07.2015 г.

Цель работы. Разработать технологию извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда, предусматривающую последовательное измельчение руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, что позволяет существенно сократить длительность процесса и повысить эффективность производства.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

– изучить вещественный состав смешанной золотосодержащей руды месторождения Бургунда;

– изучить влияние условий гидроакустической обработки (продолжительность, давление подачи раствора, степень разрежения) на степень насыщения щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воды кислородом;

– изучить взаимосвязь между составом оборотных вод и живучестью пузырьков воздуха;

– изучить влияние параметров последовательного измельчения (продолжительность, pH среды, концентрация кислорода и циан-иона) в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, на измельчаемость руды и степень извлечения золота;

– разработать технологию переработки смешанной руды месторождения Бургунда, предусматривающую последовательное измельчение руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке.

- провести опытно-промышленные испытания разработанной технологии извлечения золота из руд месторождения Бургунда на ООО СП «Апрелевка» (Таджикистан).

Методы исследования: минеральный состав изучен оптическим методом на установке «AXIO Imager» A1/M1 (Германия), элементный рентгеноспектральный микроанализ выполнен на установке «Superprobe-8100» (Jeol, Япония), минералогический анализ минералов выполнен на установке MLA 650 (FEI Company, Австралия), рентгенофазовый анализ выполнен на установке ARL 9900 Workstation IP3600 (Япония), размер пузырьков определяли лазерным интерференционным, основанным на регистрации изображения частиц в рассеянном излучении лазера с помощью цифровой видеокамеры, концентрация растворенного кислорода измерялась с помощью оксиметра марки EXTECH (Тайвань), щелочность раствора определяли pH -метром.

Химический анализ на содержание золота выполняли на плазменном оптическом эмиссионном спектрометре ICP-OES, с применением атомно-абсорбционного спектрофотометра AA-7000 (Япония).

Научная новизна работы:

1. Установлена причинно-следственная связь между живучестью пузырьков воздуха не кавитационной природы в объеме раствора и концентрацией солевых ионов Na^+ и Mg^{2+} в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде

проявляющаяся в том, что с увеличением концентрации ионов уменьшается скорость подъема пузырьков, вследствие чего создается избыточное давление в объеме раствора, которое препятствует выделению растворенного кислорода в атмосферу.

2. Установлен эффект роста концентрации циан-иона в оборотной воде в процессе её гидроакустической обработки, обусловленный тем, что под воздействием акустических колебаний происходит разрушение цианидных комплексов тяжелых цветных металлов в соответствии с константой их нестойкости.

Практическая значимость работы.

1. Разработан новый способ переработки смешанных золотосодержащих руд, включающий последовательное измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке с последующим сорбционным выщелачиванием активным углем. Извлечение золота только на стадии рудоподготовки составляет 63,4 % (Патент РФ № 2579858, опуб.10.04.2016 г).

2. На ООО СП «Апрелевка» проведены полупромышленные испытания предложенной технологии извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда, в результате которых извлечение золота составило 63,2 % - на стадии рудоподготовки, и 83,5 % – при последующем сорбционном выщелачивании соответственно; прирост извлечения по сравнению с процессом прямого цианирования составляет 15,37 %. Расчет предполагаемого экономического эффекта от использования предложенной технологии по данным предприятия составит 9 долларов на тонну руды.

На защиту выносятся:

- результаты изучения вещественного состава руды месторождения Бургунда;
- результаты исследований взаимосвязи между химическим составом оборотных вод и живучестью пузырьков воздуха;

- результаты исследований влияния степени насыщения щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воды кислородом (продолжительность, pH среды, концентрация кислорода, концентрация циан-иона) на измельчаемость руды и степень извлечения золота;
- результаты опытно-промышленных испытаний разработанной технологии извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда.

Апробация работы. Основные положения и результаты работы доложены и обсуждены на международных научно – практических конференциях: «Теоретические и практические вопросы науки XXI века» (Уфа, 2014 г.); «Естественные и технические науки: опыт, проблемы, перспективы» (Ставрополь, 2015 г.); «Science, Technology and Higher Education» (Вествуд, Канада, 2014); «Science and Education» (Мюнхен, Германия, 2014 г.); «Global Science and Innovation» (Чикаго, США, 2014 г.)

Публикации. Основное содержание работы опубликовано: в периодической печати – 9, из них в журналах, рекомендуемых ВАК – 8; в сборниках тезисов докладов – 5; всего печатных работ – 14; патент – 1.

Общие сведения об ООО СП «Апрелевка»

По данным геологических исследований, в распределении рассматриваемых промышленных типов руд месторождения Бургунда, по рудным телам выделяется четкая зональность. Установлено, что по вещественному (минеральному и химическому) составу, физико-химическим свойствам, структурно-текстурным особенностям и пространственному расположению на данном месторождении выделяется два промышленных типа руд: первичных золото-сульфидных и смешанных.

Смешанные руды расположены только по краям приповерхностных частей рудных тел, распространяясь на глубину от поверхности на расстояние не более 30-35 м, а центральные и нижние жилы рудных тел сложены почти исключительно сульфидными рудами.

В настоящее время, сульфидные руды успешно перерабатываются на базе ООО СП «Апрелевка» предварительным шихтованием с другими близлежащими мелкими месторождениями с целью снижения их степени упорности. В то время их запасы со временем истощаются. Однако, смешанные руды, запасы которых оцениваются как промышленные, из-за отсутствия технологических решений вовлекаются в переработку все реже. Это связано с длительностью основного процесса - цианирования, которое составляет более 3 суток. Предварительные исследования показали, что данное обстоятельство связано с низкой концентрацией кислорода и скоростью перемешивания. Для устранения этих недостатков была поставлена задача по проведению литературных изысканий с целью разработки интенсификационной технологии цианирования золота из смешанной руды месторождения Бургунда. Предлагаемая технология должна позволить сократить длительность технологических процессов и количество различных операций, а также снизить ёмкость применяемой аппаратуры.

Глава 1 Современные способы интенсификации процессов выщелачивания золота

1.1 Выщелачивание методами предварительной активации

Наличие в некоторых видах сырья тонкодисперсного золота, значительная часть которого тесно ассоциирована с пиритом, арсенопиритом и другими минералами, затормаживающими процесс растворения в цианистых или других растворах, определяет возможность применения механоактивационной обработки в энергонапряженных аппаратах [1-25].

Изучение возможностей интенсивной технологии извлечения золота из сульфидных концентратов тесно связано с изучением поведения основных минералов и носителей золота при механической активации в процессе тонкого измельчения. Этому вопросу посвящено большое количество работ [1-3]. Показано, что эффективность механохимического вскрытия золота посредством тонкого измельчения и механохимической активации обусловлена не только повышением степени дисперсности и деформацией кристаллических структур минеральных зерен, но и энергетическим воздействием на частицу во всем ее объеме, что при взаимодействии с растворяющими реагентами происходит мгновенное их растворение [4].

В работе [5] отмечено, что механохимическая активация, т.е. безреагентное вскрытие упорных концентратов, преследует цель увеличения дефектности кристаллической решетки золотоносного минерала без нарушения его химического состава, поэтому время активации снижается до необходимого предела, определяемого по степени извлечения золота на последующих стадиях выщелачивания.

Имеются данные о том, что для повышения степени деструкции минералов и нарушения их химического состава, механоактивацию следует проводить в присутствии окислителей (кислород воздуха, диоксид марганца, нитраты металлов, хлориды и др.) [2,5-7]. Применение окислителей в виде газов и из

растворов в качестве среды, в которой проводится механохимическая активация, способствует ускорению окислительно-восстановительных и обменных реакций, приводящих, например, к образованию минералов группы ярозита, что, в конечном счете, приводит к вскрытию упорного золота и повышению степени его извлечения.

В работе [2] отмечено, что эффективность процесса механохимической деструкции сульфидов повышается при ведении в мельницу пиролюзита в количестве от 1 до 5 % от массы сульфидного золото-мышьяковистого концентрата. При этом наблюдалось:

- окисление сульфидов в процессе активации измельчением, что особенно сказывается на деструкции арсенопирита;
- перевод мышьяка в труднорастворимые (нетоксичные) соединения.

Некоторыми авторами предлагается механоактивацию проводить в растворе серной и соляной кислот [8].

Разработкам технологических схем интенсификации процессов выщелачивания золотосодержащих концентратов, в том числе упорных, механоактивацией посвящен ряд работ сотрудников отечественных институтов «Иргиредмет» (Иркутск), «Гидроцветмет», ИГиГ СО РАН, ИХТТиМС СО РАН (Новосибирск) и других зарубежных. Одновременно ими же разрабатывались конструкции аппаратов для реализации процессов механоактивации. Наиболее известными аппаратами для осуществления процесса механоактивации являются планетарные, струйные и виброцентробежные мельницы [1,5,6,9-10].

В работах [3,8,11-13] при изучении поведения благородных, цветных металлов и железа в процессе гидрометаллургической переработки концентратов в аппаратах планетарного действия, показано, что степень извлечения золота сопоставима с переработкой данных концентратов по технологии обжиг-цианирование.

Институтом «Иргиредмет» опробована в промышленных масштабах технология извлечения золота из концентратов месторождения «Кумтор» (Киргизия) с использованием планетарной центробежной мельницы конструкции

института «Гидроцветмет» [14]. Целью исследования являлась разработка технологии механохимического вскрытия концентратов, содержащих тонкие включения золота в пирите и значительное количество углистого вещества. По результатам исследований установлено, что сквозное извлечение золота составляет 91 % при расходе цианистого натрия 0,5 кг на 1 т концентрата.

Внедрение планетарной центробежной мельницы непрерывного действия конструкции института «Гидроцветмет» длительное время сдерживалось из-за недостаточной эксплуатационной надежности промышленных аппаратов. Поэтому в институте «Гидроцветмет» был проведен цикл работ, посвященных повышению надежности планетарной центробежной мельницы [15]. В результате доработки конструкции создан промышленный вариант аппарата [16], который послужил основанием для разработки механохимической технологии переработки флотационных и гравитационных золотосодержащих концентратов Саралинской ЗИФ (Хакасия). Технология включает узел механоактивации выполненный на базе двух планетарных мельниц МПЦ-3. Дальнейшие работы по монтажу гидрометаллургического цеха по технологии сорбционного выщелачивания механоактивированных концентратов были начаты в 1995 г., однако не были завершены из-за сложной экономической ситуации.

Для процессов сверхтонкого измельчения и механической активации в ИХТТМ СО РАН разработаны виброцентробежные мельницы [17-19]. Эти аппараты нашли широкое применение в области переработки минерального сырья, отходов, строительных материалов и др. и рекомендованы в золотодобывающей промышленности.

В ряде работ [9,10], для активации золотосодержащих концентратов предлагается использовать аппараты вихревого действия. В этих работах рекомендована технологическая схема переработки сульфидного золотосодержащего концентрата, включающая воздушно-струйное измельчение до крупности готового продукта 15 мкм, выщелачивание растворами NaOH и сорбционное цианирование. Показано, что при механоактивации кристаллическая

структура минералов изменяется, т.е. уменьшаются размеры кристаллитов и происходит аморфизация минералов. Химическая активность измельченных сульфидов возрастает в 10-16 раз, по сравнению с исходным материалом, в результате чего активированные минералы разлагаются растворами гидроксида натрия при обычных температурах и давлении.

В работе [20] показано, что обработка золотомышьяково-пиритных концентратов в вихревой мельнице перед флотационным разделением повышала селективность флотации. Отмечено, что это способствовало, в конечном итоге, получению более богатого по золоту мышьяковистого концентрата.

В работе [21] отмечено, что с практической точки зрения наиболее эффективными аппаратами для активации рудного сырья являются мельницы истирающего действия с перемешиванием, которые успешно используют за рубежом при переработке богатых по золоту флотоконцентратов: австралийские заводы (Нью Селибрейшн, Гренни Смит, Пегасус Гоулд и Ньюкрест Кедиа [22-24]), ЮАР (Нью Консорт Гоулд Майн [15]), Австралия (KCGM [25]), Киргизия (Кумтор [26]).

Несмотря на вышеизложенное следует отметить, что процесс механоактивации имеет ряд существенных недостатков, ограничивающих его масштабное применение для активации минерального сырья:

- процесс сопровождается большими энергозатратами;
- их применимость, исключительно, для богатых по содержанию золота концентратов;
- высокая себестоимость получаемого металла.

1.2 Цианирование с применением ультразвукового (акустического) воздействия

Как известно, главная цель процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов заключается в избирательном растворении золота. Данный процесс является диффузионным, так как он связан с переходом компонентов системы из одной фазы в другую. Фактором интенсивности такого процесса служит разность

между значениями концентрации выщелачиваемого вещества в слое, примыкающим к поверхности твердой частицы (в диффузионном слое), и концентрации этого вещества во всем объеме жидкости. В работах [27-35], отмечено, что можно менять характер диффузионного граничного слоя (непосредственно прилегающего к поверхности частиц вещества), толщиной которого лимитируется скорость процесса цианирования, под влиянием ультразвука. Основными эффектами ультразвука являются возникающие значительные турбулентные (микро- макро-) потоки, кавитация, звуковое давление и некоторые другие. Кроме того, ультразвуковое воздействие способствует появлению большого количества микротрещин на поверхности золотосодержащих минералов. Затем под влиянием ускорения молекулярной диффузии раствор циан-иона и кислород по капиллярам проникают в глубь минералов, ускоряя растворение золота.

В работах [28,29] рассмотрена ультразвуковая интенсификация процесса цианирования золотосодержащих руд. Показано, что с применением гидроакустических, роторно-пульсационных аппаратов (РПА) повышается степень извлечения золота на 2-6 %, серебра на 10-18 %, сокращается продолжительность выщелачивания на 6 часов.

В работе [29] предложено использовать для интенсификации процесса цианирования акустические аппараты типа жидкостных сирен. При этом диффузионный фактор, вызванный пассивацией поверхности металла, перестает лимитировать скорость процесса. Показано, что кратковременная акустическая обработка пульпы эффективнее непрерывного озвучивания.

В работе [30] показана эффективность применения ультразвука на стадии дезинтеграции и отмывки глинистых пород золотосодержащего сырья перед цианированием. В результате установлено, что применение ультразвуковой обработки позволяет в 8-10 раз повысить скорость дезинтеграции материала при содержании глины до 70 %. Последующее цианирование продукта позволило повысить степень извлечения золота на 3-5 %.

В работах [31,32] представлены результаты исследования ультразвуковой

обработки россыпных месторождений в условиях естественного залегания. Установлено, что ультразвуковая обработка песков перед выщелачиванием обеспечивает 90- 99 % извлечение золота.

В работе [33] показана эффективность применения ультразвука при флотационном разделении золотосодержащего угля от хвостов золотоизвлекательной фабрики после процесса сорбционного цианирования. Установлено, что ультразвук способствует доизвлечению золота из хвостов на 34,3 %.

Известно, что эффективность ультразвука уменьшается с повышением щелочности раствора [34]. Это также подтверждено проведенными исследованиями по схеме - ультразвуковая обработка щелочной золотосодержащей пульпы с последующим цианированием с применением ультразвука [35]. Важно отметить, что в ходе проведения этих работ, обнаружен отрицательный эффект, который заключается в разрушении дорогостоящего цианида до цианата при совмещении процесса цианирования и ультразвукового озвучивания.

Несмотря на выше изложенное, ультразвуковая интенсификация не нашла своего применения в производстве. Это связано с:

- высокими затратами электроэнергии;
- отсутствием на практике ультразвуковых приборов высокой производительности;
- разрушением не только цианида до цианата, но и комплексов ауториона.

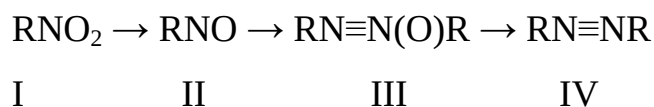
1.3 Цианирование с применением реагентов-окислителей

В настоящее время из литературных источников и опыта работы золотоизвлекательных фабрик широко известно использование для интенсификации процесса цианирования различных химических добавок, называемых реагент-окислителями и являющихся смесью органических и неорганических солей натрия (93-99 %), нитрата свинца (1-5 %) и воды (до 5 %):

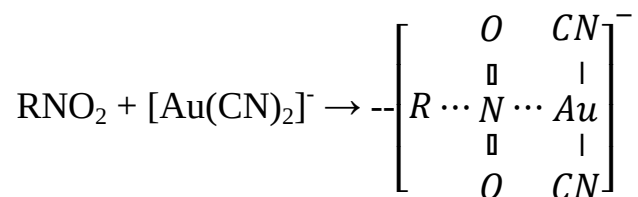
«NBA», «NBA-A», «K», Leach Aid, Leach Well [36-44]. Преимуществом реагентов-окислителей является их высокая технологичность: простота применения, не требуется установка дополнительного оборудования и, кроме того, не требуется замена оборудования устоявшегося технологического процесса.

Из вышеперечисленных ускорителей первые три являются ароматическими нитросоединениями российского производства. В трактовке механизма действия этих ускорителей имеются существенные различия.

Наиболее известным среди российского производства реагент-окислителем является «NBA-A», который состоит из нитросоединений. Физико-химическими исследованиями [43,44] предложен возможный механизм действия «NBA-A». Известно, что нитросоединения являются нитроокислителями, восстановление которых приводит в общем случае к образованию продуктов – азокси- и азосоединений:



Эти соединения образуются в щелочной среде в результате конденсации промежуточно возникающих нитрозо-соединений с аминами и гидроксиламинами. Кроме того известно, что ароматические нитросоединения стабилизируют комплексы Au (I), так как обладают сильным координирующим действием. Предполагается, что синергизм этих двух процессов – окисления и комплексообразования делает возможным растворение золота в растворе NaCN с дополнительной координацией золота по следующей реакции:



В работе [44] кинетическими исследованиями подтверждены эффективность реагента-окислителя российского производства соединение «NBA-A».

ОАО «Иргиредметом» показана эффективность применения реагент-окислителя марки «NBA-A» в конусном аппарате согласно разработанной технологической схеме на ЗИФ ОАО «Покровский рудник». По результатам испытаний составлен баланс металла. Расчетное исходное содержание золота в концентрате – 116 г/т, извлечение золота - 92,1 % [44].

Проведены исследования по цианированию гравеоконцентратов месторождений Западное, Андреевское, Токур, Многовершинное и Верхне-Алинское с использованием реагентов окислителей марки «NBA», «NBA-A», и «К».. Таким образом, выщелачивание в присутствии реагентов-окислителей позволило интенсифицировать процесс цианирования при переработке концентратов всех типов независимо от их вещественного состава. Извлечение повысилось на 4,3-18,3 %. При этом наблюдалось сокращение продолжительности процесса в два раза. Установлено, что показатели извлечения золота при использовании этих ускорителей практически соответствуют полученным данным при использовании зарубежного ускорителя марки Leach Well, применяемого за рубежом в промышленности [39,40,43].

Leach Well в настоящее время успешно применяется при переработке гравеоконцентратов завода Юнион Риф (ЮАР). Установлено, что извлечение золота составляет 99,3 % [41,42]. В работе [45] показан прирост извлечения золота на 15-20 %.

Недостатки этих ускорителей состоят в том, что они разлагают свободные циан-ионы и цианистые комплексы золота, что приводит к большим затратам дорогостоящего реагента растворителя-цианида натрия.

Таким образом, разработанные реагент-окислители с высокой эффективностью могут интенсифицировать процесс цианирования. Однако, широкого применения в промышленности еще не нашли. Основными недостатками являются:

- экологическая опасность;
- высокая стоимость;
- применимость для руд с высоким содержанием золота;
- окисление цианида и аууроциана (при низких концентрациях цианида в растворе);

Несмотря на перечисленные недостатки, ведется поиск по применению наиболее эффективного и менее опасного реагента-окислителя.

1.4 Выщелачивание при интенсивном перемешивании

Имеются данные о том, что одним из перспективных методов интенсификации выщелачивания является применение оборудования для эффективного перемешивания, которые ускоряют процесс цианирования в десятки раз за счет увеличения скорости перемешивания, активации поверхности золотосодержащих минералов и их деструкции: вибрационное выщелачивание; бутылочное выщелачивание.

В работе [46] экспериментально установлено, что наложение вибрации на процессы выщелачивания прохлорированных пиритных огарков сокращает продолжительность растворения меди и цинка в 10-15 раз, а время выщелачивания железа и свинца из оловянных концентратов – с 6-2 часов до 15-4 минут. В этой работе, отмечено, что применение оборудования для эффективного перемешивания при выщелачивании благородных металлов благоприятно влияет на ход процесса. Отмечено, что при цианировании некоторых золотосодержащих руд и концентратов обычной агитацией и с использованием оборудования для эффективного перемешивания обнаружено сокращение продолжительности выщелачивания с 8 часов до 15 минут.

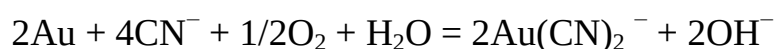
При извлечении золота из хвостов флотации и огарков после обжига с применением оборудования для эффективного перемешивания достигнуто повышение извлечения золота на 30 %. При этом продолжительность процесса составила лишь 10 минут.

В работе [47] сделано предположение об эффективности данного метода, которое указывает на перспективность его использования для извлечения золота из руд. В этой работе отмечено, что идеальным оборудованием для эффективного перемешивания в технологии извлечения золота является мельница, т.е. цианирование в цикле измельчения. Также отмечено, что в процессе (мокрого) измельчения в присутствии цианида обеспечивается возможность не использовать пачуки для извлечения золота.

Однако в другой работе этих же авторов отмечено [48], что при совмещении процессов измельчения и цианирования, в зависимости от состава руды, вероятно, что большая часть кислорода будет расходоваться на взаимодействие с компонентами руды, а на растворение золота будет оставаться лишь малая часть. Исходя из этого, можно сделать вывод, что цианирование в цикле измельчения позволяет решить лишь проблему с перемешиванием пульпы.

1.5 Цианирование насыщением кислородом растворов и пульп

Одним из направлений интенсификации извлечения золота цианированием является повышение содержания кислорода в растворах. Следует отметить, что лимитирующей стадией растворения золота в цианидных растворах протекающей по следующей реакции



является недостаток кислорода. Повышение концентрации кислорода имеет важное значение для интенсификации процесса выщелачивания.

Возможностью интенсификации процесса цианирования при повышенных концентрациях кислорода занимался выдающийся ученый, член-корреспондент АН СССР, дважды лауреат Государственной премии СССР Плаксин Игорь Николаевич. Его работами было установлено, что этого можно достигнуть следующими способами [36,37,49-56]:

1. Цианирование при подаче предварительно насыщенным кислородом цианистых растворов в автоклавах под давлением воздуха или кислорода;
2. Предварительная аэрация пульпы кислородом (в агитаторах и автоклавах) с последующим цианированием.
3. Цианирование при подаче кислорода;
4. Цианирование в автоклавах под давлением кислорода.

Первый способ. Опробован на золотоизвлекательных заводах Южной Африки, где цианистые растворы перед приведением их в контакт с обрабатываемой рудой наислороживают. Для этого в автоклав накачивается воздух под давлением 6 атм. и через него пропускаются цианистые растворы перед поступлением в аппараты для гидрометаллургического извлечения золота. Во время нахождения раствора в аппарате содержание кислорода значительно возрастает и достигает $48 - 52 \text{ мг/дм}^3$. Однако обнаружено, что после выхода раствора из автоклава кислород и азот, растворившиеся под высоким давлением, бурно выделяются из раствора, вследствие чего концентрация кислорода падает до $8-9,5 \text{ мг/дм}^3$ [50-55]. Установлено, что предварительное наислороживание цианистых растворов несколько ускоряет растворение золота, но извлечение золота в раствор повышается незначительно. Описанный метод не дает существенной интенсификации процесса цианирования, так как насыщает кислородом раствор только перед подачей его в процесс и никак не влияет на отвод продуктов реакции, протекающей при растворении золота в диффузионной области.

Установлено, что наиболее эффективным является процесс наислороживания цианистых растворов при перколяции золотосодержащего песка. В этом случае наислороженные растворы заливаются снизу в перколяционный чан и, поскольку раствор не бурлит, высокая концентрация кислорода сохраняется достаточно долго. Применение наислороживания растворов в перколяционном процессе позволяет сократить время обработки, снизить расход цианида и увеличить производительность чанов. В Ноурз-Майн процент извлечения золота в результате применения этого способа повысился с

87,6 до 88,7 %. На предприятии Роун-Майн «С» производительность также увеличилась [50,51].

Второй способ. При цианировании пульпы предварительной аэрацией, впервые опробованный на предприятии Моддерфонтейн Ист, наислороживание рабочих цианистых растворов почти не дало эффекта, т.к. при распульповке кислород почти мгновенно выделялся в атмосферу [37,50,51,53]. Но при этом наблюдалось снижение расхода цианида на 10,5 %.

Имеется пример использования процесса предварительного автоклавного окисления руд на ЗИФ Мак-Лафлин (США) и флотоконцентратов Березняковского месторождения на ЗИФ АО «ЮГК» [36,54-56]. Давление кислорода в автоклаве поддерживают на уровне 300 кПа и окисление проводят в серной кислоте.

Также известен, способ использования предварительного автоклавного окисления углистых руд, осуществляемый на фабрике Меркур (США) в щелочной среде [37].

Предварительное наислороживание или аэрация пульпы эффективно в тех случаях, когда в руде содержатся легко разлагающиеся сульфиды (например, сульфид мышьяка, сульфид сурьмы, пирротин и др.), загрязняющие растворы соединениями (преимущественно сернистыми солями), энергично поглощающими кислород, но значительно интенсифицировать растворение металла на всем протяжении контакта растворов с рудой не удастся. В таком случае может оказаться эффективным даже простое продувание воздуха аэролифтом, поднимающим растворы обратно в перколяционный чан – третий способ. Кроме того, позже было установлено, что предложенный процесс можно использовать и при переработке углисто-пиритной золотосодержащей руды [37,55].

Такое устройство, разработанное в советское время в Московском институте цветных металлов и золота и опробованное на ЗИФ «Степняк» (комбинат «Каззолото»), увеличило извлечение металла на 7 % [51,52].

Четвертый способ. Наиболее стабильные условия для поддержания высокой концентрации кислорода в пульпе могут быть созданы при цианировании под давлением воздуха в герметично закрытых аппаратах (автоклав) или продувкой кислорода через пульпу под давлением [49,50]

В работах [50,55] предложен процесс цианирования золота из мышьяковистых и сурьмянистых руд. В этом процессе измельченная руда смешивается с известью в количестве, необходимом для установления pH среды, после этого в пульпу добавляют цианид. Полученную смесь перекачивают в реактор через эжектор со скоростью $45 \text{ м}^3/\text{ч}$, в котором через распылительное сопло подают сжатый воздух. Давление в автоклаве составляет 241-310 кПа.

В работах [49-52] приведены результаты испытания цианирования золотосодержащих флотоконцентратов давлением кислорода в автоклавах. В автоклав подавался воздух под давлением 6-8 атм. При сравнении показателей извлечения с фабричными оказалось, что испытанный процесс ускоряет растворение золота в 18 раз и значительно снижает содержание золота в хвостах.

Установлено, что при увеличении давления воздуха или кислорода до 2,5 МПа и выше, в некоторых случаях, достигается хорошее растворение упорного золота, поверхность которого покрыта пленками сульфидов цветных металлов.

В работе [37] представлен опыт использования автоклавного цианирования на ЗИФ Консолитейтед Марчисон (ЮАР). По технологической схеме цианирование проводят при нормальной температуре и давлении кислорода около 5 МПа; время нахождения пульпы в автоклаве составляет всего 15 мин при извлечении золота 85 %.

Таким образом, способ интенсификации процесса цианирования путем многократного увеличения концентрации кислорода в цианистых пульпах дает большой эффект не только в ускорении цианистого процесса, но и в повышении степени извлечения золота из руды и в некоторых случаях даже приводит к сокращению расхода реагентов. Кроме того, интенсификация процесса цианирования дает возможность вовлечь в переработку некоторые виды упорных золотосодержащих руд.

Следует отметить, что среди перечисленных способов наиболее перспективными являются предварительное окисление в автоклавах с последующим выщелачиванием и автоклавное цианирование. Однако эти способы имеют ряд недостатков: требуют больших энергетических затрат; необходимо создание дорогостоящей кислородной станции; требуют создания футеровок автоклавов из коррозионно-стойких материалов; среда является агрессивной; очень сложное управление технологическими параметрами.

Учитывая вышеизложенные недостатки применения автоклава, сотрудниками НИТУ «МИСиС» была разработана и опробована в производственных условиях перспективная установка с применением гидроакустических излучателей для интенсификации процесса цианирования хвостов Покровского рудника и предварительного окисления с последующим цианированием руд одного из крупнейших месторождений Таджикистана. Как показали многочисленные исследования, эта технология способствует решению одновременно несколько важных проблем, связанных с низкой концентрацией кислорода в пульпе и скоростью её перемешивания [57,58]. Установка представляет собой пачук (агитатор, танкер) со встроенным в него гидроакустическим излучателем. В связи с изложенным, по данной технологии на базе СП «Апрелевка» был проведен ряд опытов в лабораторных и промышленных условиях по его применению для извлечения золота из исследуемой в данной работе смешанной руды месторождения Бургунда (Приложение Б). По результатам промышленных испытаний, установлено, что разработанная технология для переработки исследуемой руды малоэффективна. Это связано со следующими причинами:

- необходима распульповка до Ж:Т = 4:1 вместо 3:2 (в производственных условиях), что увеличивает объем обрабатываемой пульпы;
- обнаружено быстрое изнашивание гидроакустического излучателя и его замена требует остановки всех технологических процессов;
- необходимость в применении дорогостоящих пульповых насосов.

Вывод по главе

Отмечено, что возможность интенсификации технологии извлечения золота из сырья зависит в первую очередь от концентрации реагентов, участвующих в процессе растворения, от поведения основных минералов и носителей золота и от скорости перемешивания. Литературное исследование показывает, что наиболее перспективным для решения первых двух задач является цианирование в присутствии реагентов-окислителей. При этом можно наблюдать изменения в поведении основных минералов и носителей золота вследствие их окисления. Однако полная деструкция минералов и активация их поверхности и частиц золота не может происходить. Данное явление можно наблюдать при механоактивации, и частично при акустической обработке, способствующих активированию поверхности минералов, частиц золота и его носителей. Однако, эти способы не решат проблему с низкой скоростью перемешивания. Кроме того, дороговизной ограничивается их применимость в промышленности.

В свою очередь, установлено, что цианирование в цикле измельчения позволит решить лишь задачу с низкой скоростью перемешивания, что является одной из не менее важных проблем переработки исследуемой руды. Отмечено, что недостаток кислорода можно решить путем использования автоклавов или гидроакустических излучателей. Однако, агрессивность пульпы и другие технологические аспекты не позволят применить их в производственных условиях.

Обоснование основных задач исследований

По результатам литературных изысканий, высказана научная идея о возможности интенсификации процесса извлечения золота из смешанных руд путем последовательного измельчения руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке.

Исходя из сказанного, поставлена цель работы: Разработать технологию извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда, предусматривающую последовательное измельчение руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, что позволяет существенно сократить длительность процесса и повысить эффективность производства.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

- изучить вещественный состав смешанной золотосодержащей руды месторождения Бургунда;
- изучить влияние условий гидроакустической обработки (продолжительность, давление подачи раствора, степень разрежения) на степень насыщения щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воды кислородом;
- изучить взаимосвязь между составом оборотных вод и живучестью пузырьков воздуха;
- изучить влияние параметров последовательного измельчения (продолжительность, pH среды, концентрация кислорода и циан-иона) в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, на измельчаемость руды и степень извлечения золота;
- разработать технологию переработки смешанной руды месторождения Бургунда, предусматривающую последовательное измельчение руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке.

- провести опытно-промышленные испытания разработанной технологии извлечения золота из руд месторождения Бургунда на ООО СП «Апрелевка» (Таджикистан).

ГЛАВА 2 Изучение вещественного состава руды месторождения Бургунда

Целью проводимых исследований являлось изучение особенностей вещественного состава золотосодержащего сырья с определением форм нахождения золота и серебра в них, которое позволило бы в дальнейшем определить выбор и направление переработки их гидрометаллургическими способами.

В цели выполняемой работы входило:

- определение химического состава;
- определение гранулометрического состава;
- изучение минерального состава.

2.1 Методика исследований

Изучение вещественного состава исходного материала и классов крупности проводились с использованием комплекса методов технологической минералогии. Комплекс включает в себя: визуальные и оптические минералогические исследования, сканирующую электронную микроскопию с использованием системы локального рентгеноспектрального микроанализа (микронзондовые исследования), методы ситового и химического анализа.

Гранулометрический состав. Гранулометрический состав материала пробы определен по стандартной методике с применением набора лабораторных сит (ГОСТ 3584-72). В полученных фракциях содержание золота было определено пробирным анализом и атомно-абсорбционной спектрометрией.

Химический состав. Химический состав исходной пробы определен по методикам Научного совета по аналитике Всероссийского научно-исследовательского института минерального сырья: 172х, 163х, 101х, 104х, 4х, 44х, 197х, 56х, 50х, 118х, 120х.

Аналитический сертификационный испытательный Центр ФГУП «ВИМС» имеет аттестаты аккредитации Госстандарта РФ № 41126-96/05, № РОСС

RU.0001.510091, Лицензию Госкомэкологии РФ № Г 187284, Лицензионное соглашение с Ассоциацией «Аналитика» № 011.

Определение содержания цветных, благородных и редкоземельных элементов проведено методом искровой масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (масс-спектрометр с двойной фокусировкой JMS-BM2 производство JEOL, Япония) в лаборатории ядерно-физических и масс-спектральных методов анализа Института проблем технологии микроэлектроники и особо чистых материалов.

Минеральный состав пробы. Минеральный состав пробы изучался оптическими и прецизионными методами в аншлифах-брикетах, изготовленных из продуктов классификации и гравитационного фракционирования в воде с получением тяжелой и легкой фракций. Химический состав минеральных фаз определялся локальным рентгеноспектральным анализом.

Для диагностики минералов проводился микронзондовый анализ. Микронзондовый анализ минералов в аншлифах-брикетах проводился в аналитической лаборатории СП «Зарафшон» на инструментальном автоматическом комплексе MLA 650 (FEI Company, Австралия), включающем сканирующий электронный микроскоп FEI Quanta 650 SEM, оснащенный системой рентгеноспектрального микроанализа с двумя детекторами.

2.2 Гранулометрический состав руды

Вещественный состав изучался на пробе, отобранной из месторождения Бургунда представляющей собой сыпучую разнoзернистую массу светло-серого цвета и крупностью до 5 мм.

Гранулометрический состав материала пробы определен по стандартной методике с применением набора лабораторных сит (ГОСТ 3584-72). В полученных фракциях содержание золота было определено пробирным анализом и атомно-абсорбционной спектрометрией. Результат гранулометрического анализа представлен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Гранулометрический состав пробы

№ п/п	Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, г/т	Распределение по классам крупности, %
			ЗОЛОТО	ЗОЛОТО
1.	-5+1	10,53	3,50	11,73
2.	-1+0,25	31,78	1,34	13,56
3.	-0,25+0,075	25,28	1,75	14,08
4.	-0,075+0,044	17,27	2,44	13,42
5.	-0,044+0	15,00	6,70	31,98
	Итого	100,00	3,15	100

Анализ гранулометрического состава исследуемой руды показал, что в данной пробе преобладает класс -1+0,25 мм, его выход составляет 57,06 %, а золото, в основном, сконцентрировано в мелкой фракции.

2.3 Химический состав исследуемой руды

Результаты химического состава представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Химический состав пробы

№ п/п	Компоненты	Содержание, %
1.	SiO ₂	49,1
2.	TiO ₂	0,02
3.	Al ₂ O ₃	6,43
4.	Fe ₂ O ₃ _{общ}	9,8
5.	FeO	0,71
6.	CaO	9,54
7.	MgO	4,53
8.	MnO	0,12
9.	K ₂ O	0,77
10.	Na ₂ O	0,24
11.	S _{общ}	2,4
12.	S _{сульф}	1,8
13.	п.п.п.	12,24
14.	Cu	0,32
15.	As	0,07
16.	Zn	0,09
17.	Bi	0,001

№ п/п	Компоненты	Содержание, %
18.	Te	0.069
19.	Se	0.0008
20.	Au	3 г/т
	Сумма	100

По данным химического анализа основными компонентами пробы являются SiO_2 , Fe_2O_3 , CaO , Al_2O_3 , MgO , составляющие в сумме 79,4 %, в подчиненных количествах присутствуют K_2O и $S_{\text{общ}}$ с содержанием 0,77 и 2,4 %, соответственно. Содержание остальных компонентов - менее 1 %. Вредными компонентами пробы являются медь и мышьяк, составляющие 0,32 и 0,07 %, соответственно. Ценным компонентом в руде является золото, содержание которого составляет более 3 г/т.

2.4 Минеральный состав пробы

Минеральный состав пробы, установленный в процессе детальных минералогических исследований и уточненный пересчетом химического состава на минеральный по методу П. Ниггли [59,60], приведен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - Минеральный состав пробы

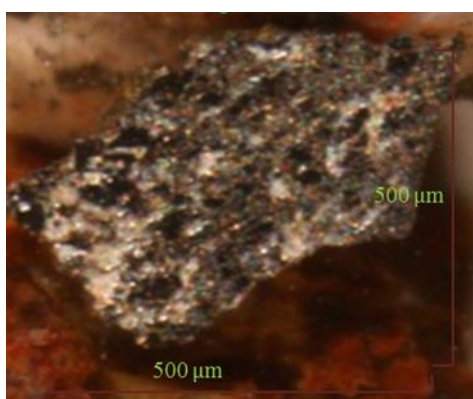
№ п/п	Минерал	Содержание, %
1.	Кварц	37,78
2.	Полевые шпаты	1,52
3.	Серицит, мусковит,	6,87
4.	Глинистые минералы (каолин)	9,4
5.	Карбонаты (преобладает доломит)	18,66
6.	Гидросиликаты железа	7,5
7.	Лимонит	0,02
8.	Блеклая руда	2,4
9.	Гетит, ярозит	5,4
10.	Пирит, марказит	4,3
11.	Арсенопирит, леллингит	0,4
12.	Халькопирит, халькозин, ковеллин	0,92
13.	Самородный висмут, др. минералы висмута	ед.зерна
14.	Самородное золото	ед.зерна

№ п/п	Минерал	Содержание, %
15.	Сфалерит	ед.зерна
16.	Сульфосоли цветных металлов	ед.зерна
17.	Галенит	ед.зерна
18.	Малахит, азурит	1,2
19.	Сульфаты железа	1,62
20.	Гидроксиды железа	2,01
	Сумма	100,00

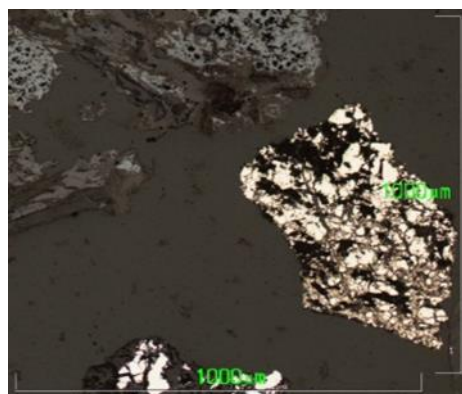
Как видно из таблицы, основными породообразующими минералами пробы являются кварц, карбонаты, серицит, мусковит, глинистые минералы и хлорит, составляющие в сумме 72,71 %, в значительно меньших количествах присутствуют полевые шпаты. Среди первичных рудных минералов преобладают сульфиды железа, мышьяка и меди, составляющие 7,24 %. Вторичные рудные минералы представлены гидроксидами и сульфатами железа, малахитом и азуритом.

Минералогическое исследование продуктов классификации исходной пробы показало, что материал крупных классов (более 0,25 мм) представлен сростками породообразующих и рудных минералов. Визуализация минералов в крупных классах осуществлялась только после удаления шламующихся минеральных фаз от зернистой части. Следует отметить, что вторичные рудные минералы присутствуют преимущественно в оксидной форме и образуют рыхлые тонкодисперсные и аморфизированные агрегаты, в которых даже под электронным микроскопом не представляется возможным выделить какую-либо чистую минеральную фазу, поэтому микрозондовыми исследованиями определялся химический состав агрегатов, содержащих ценные компоненты. Первичные рудные минералы – пирит, арсенопирит сильно трещиноваты и окислены, покрыты коркой гидроксидов железа. В крупных классах (более 0,5 мм) в тяжелой фракции концентрируются богатые и рядовые сростки медьсодержащих минеральных фаз, а также частично бедные сростки. В легкой фракции минеральные фазы меди присутствуют в виде примазок и мелких корок по породообразующим минералам.

На рисунках 2.1-2.6 представлены изображения материала классов крупности +1 и -1+0,5 мм, в которых пирит и слегка окисленная его форма, представленные преимущественно карбонатной разновидностью, значительно реже диагностируются по цвету и оптическим свойствам и развиваются в породообразующих минералах в виде тонких прожилок и размазанных бесформенных пятен. Неоднородная окраска вторичных минералов, близлежащих к пириту, и окисленных минералов меди свидетельствуют о непостоянстве химического состава, что обусловлено образованием тонкодисперсных агрегатов с глинистыми минералами, гидраргилитом, гидроксидами и карбонатами железа, доломитом, кварцем, галенитом и частично гипсом.



а)



б)



в)

Рисунок 2.1 - Богатые сростки породообразующих минералов, пирита и марказита в классе крупности +1,0 мм. Спектры на рисунке в: 1 –пирит + следы марказита; 2 – пирротин+ карбонат в пирите. Изображение: а) – под стереомикроскопом в изображении агрегат гидроксидов железа, оксиды меди частично с глинистыми минералами, гидроргилитом и гидроксидами железа; б) – в отраженном свете; в) – в обратно рассеянных электронах

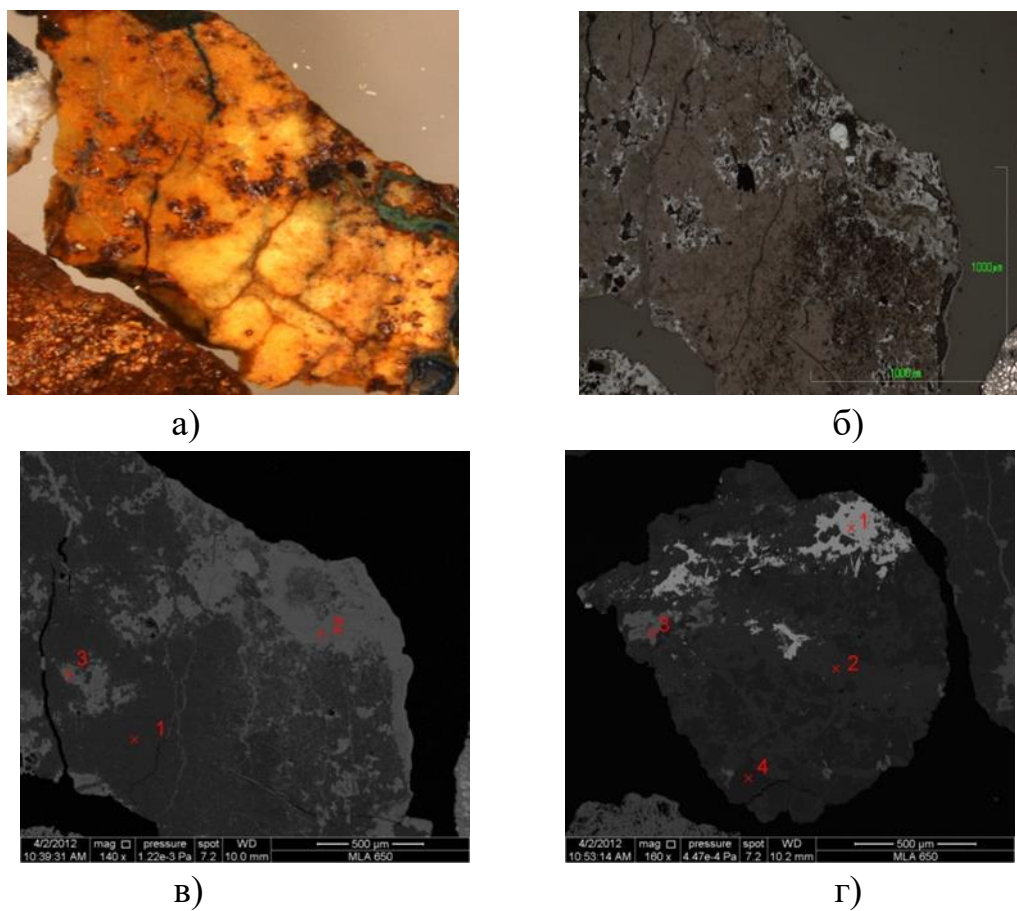
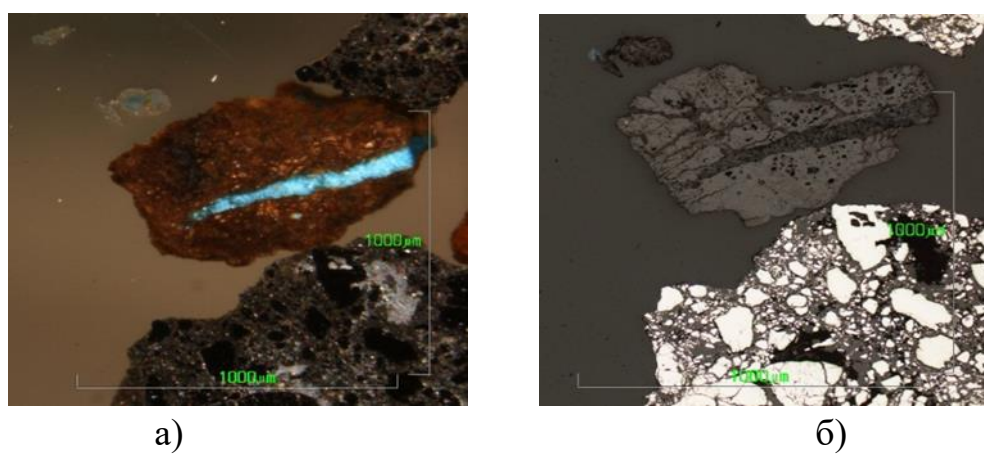
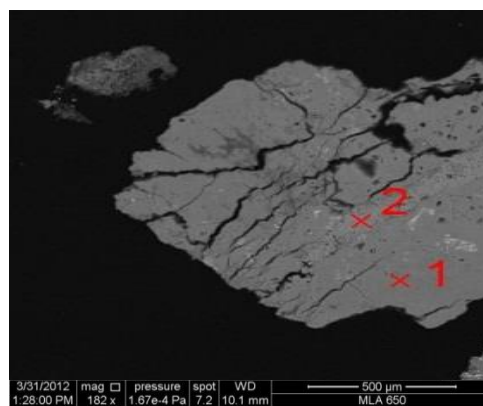


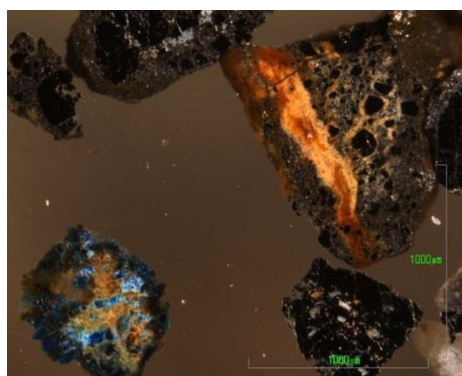
Рисунок 2.2 - Сrostки рудных минералов с кварц-карбонатной породой в классе крупности +1,0 мм. Спектры на рисунке в: 1 – доломит+гидроксиды железа; 2 – малахит; 3 – гидроксиды железа +малахит. Спектры на рисунке г: 1 – антимонит; 2 – карбонат; 3 – окисленный пирит; 4 – кварц. Изображение: а) – под стереомикроскопом; б) – в отраженном свете; в, г) – в обратно рассеянных электронах.



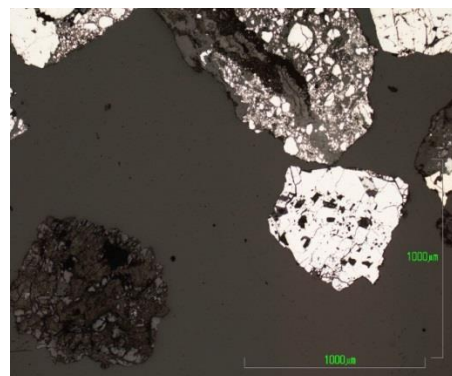


в)

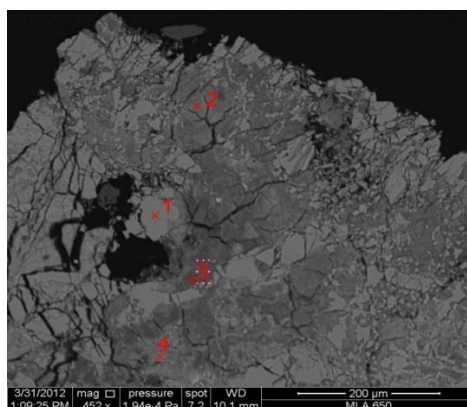
Рисунок 2.3 - Сrostки вторичных минералов меди с породoобразующими и катаклазированные агрегаты первичных сульфидов в классе крупности -1+0,5 мм. Спектры на рисунке в: 1 –гидроксиды железа; 2 – азурит + кварц. Изображение: а) – под стереомикроскопом; б) – в отраженном свете; в) – в обратно рассеянных электронах



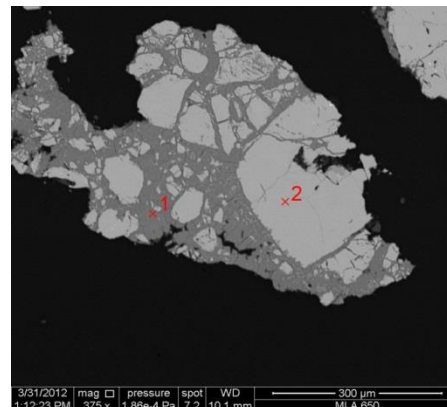
а)



б)



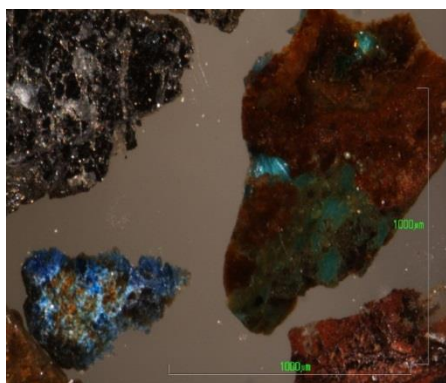
в)



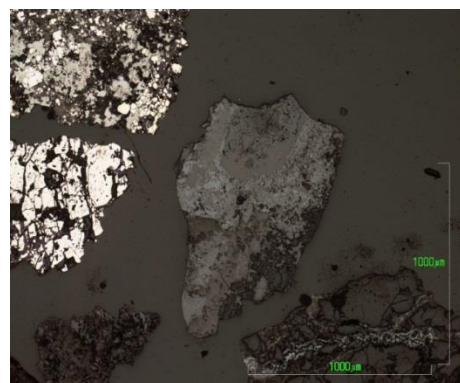
г)

Рисунок 2.4 - Сrostки вторичных минералов меди с породoобразующими и катаклазированные агрегаты первичных сульфидов в классе крупности -1+0,5 мм. Рисунок в, г – фрагменты. Рисунок а. Спектры на рисунке в: 1 – азурит; 2 –азурита и гидроксидов железа; 3 – карбонаты железа и меди; 4 – агрегат малахита. Спектры на рисунке г: 1 – доломит; 2 – арсенопирит. Изображение: а) – под

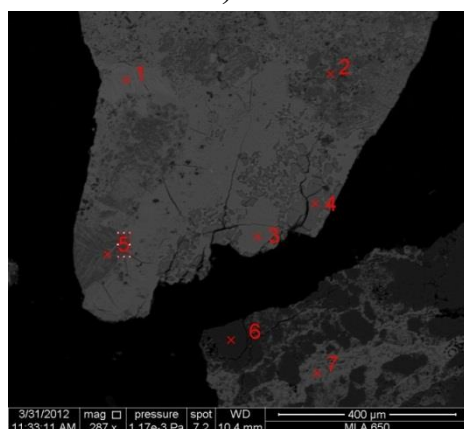
стереомикроскопом; б) – в отраженном свете; в, г) – в обратно рассеянных электронах



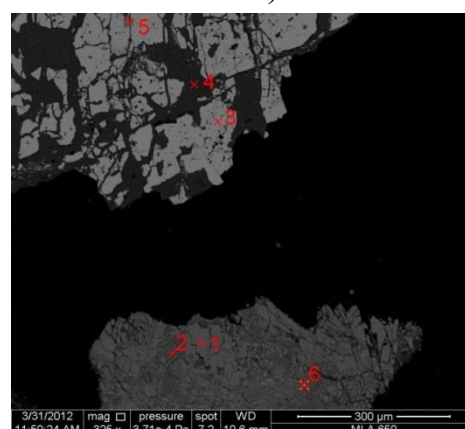
а)



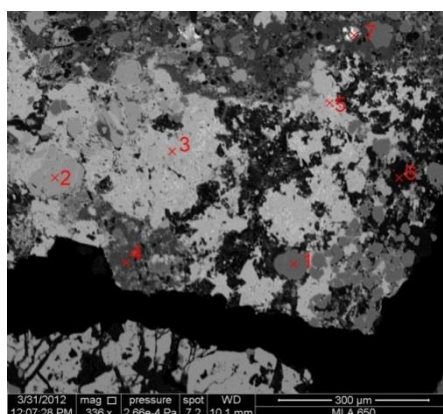
б)



в)



г)



д)

Рисунок 2.5 - Сrostки вторичных минералов агрегаты первичных сульфидов в классе крупности -1+0,5 мм. Рисунок д) – фрагмент рисунка б). Спектры на рисунке в: 1 – агрегат малахита; 2, 5 – агрегат гидроксидов, карбонатов и сульфатов железа и меди; 3 – малахит; 4 – агрегат малахита и сульфатов и гидроксидов железа; 6 – кварц; 7 – гидроксиды железа. Спектры на рисунке г): 1 – азурит; 2, 6 – агрегат азурита, карбонатов и гидроксидов железа; 3 – арсенопирит; 4 – слюдисто-кварцевый агрегат; 5 – окисленный пирит. Спектры на рисунке д): 1 – окисленный пирит; 2 – арсенопирит; 3, 5 – сульфосоли Sn-Zn-Sb-

Си; 4 – карбонаты Fe и Zn; 6 – кварц; 7 – галенит. Изображение: а) – под стереомикроскопом; б) – в отраженном свете; в, г, д) – в обратно рассеянных электронах

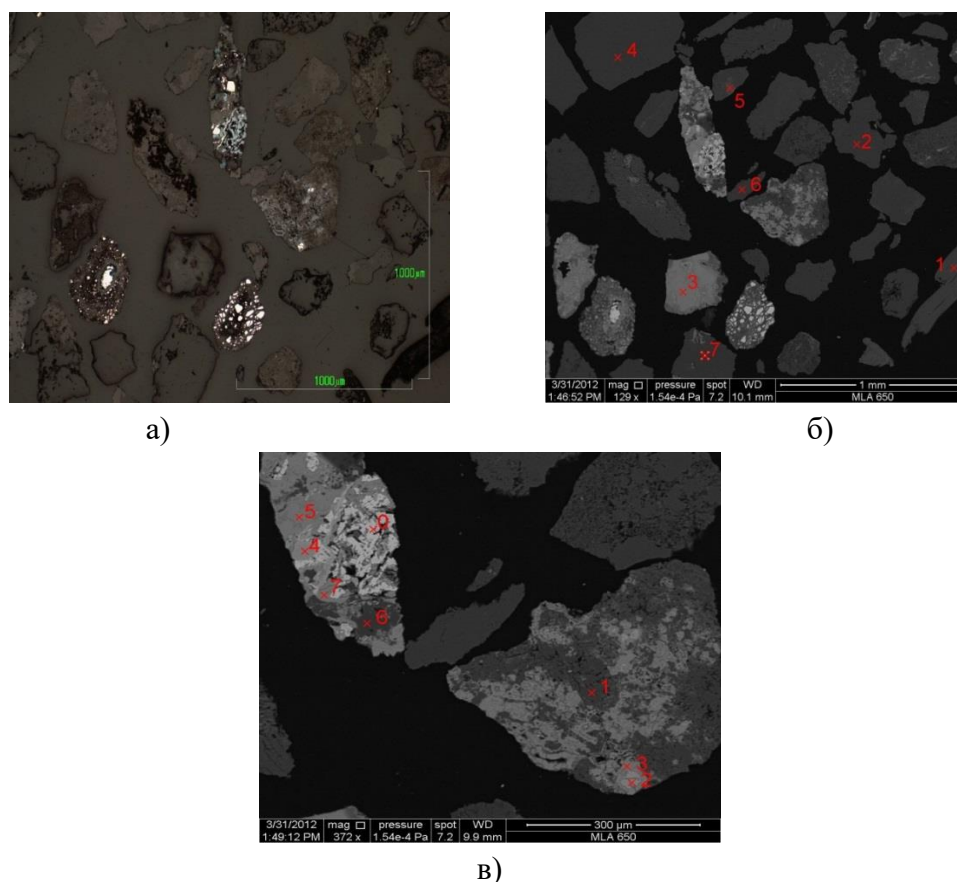


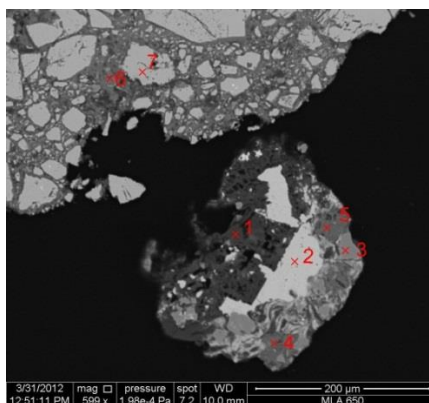
Рисунок 2.6 - Сростки вторичных минералов с порообразующим и катаклазированные агрегаты первичных сульфидов в классе крупности $-0,5+0,25$ мм. Спектры на рисунке б): 1 – гипс; 2, 4, 6 – доломит; 3 – агрегат скородита; 5 – полевошпат; 7 – кварц. Спектры на рисунке в): 0 – халькозин; 1, 6 – доломит; 4 – пирит; 3 – агрегат карбонатов меди и железа; 7 – агрегат халькозина. Изображение: а) – в отраженном свете; б, в) – в обратно рассеянных электронах

В классе крупности $-0,1+0$ мм наряду с сульфидами железа значительная доля приходится на сульфиды меди – халькопирит, халькозин, ковеллин, а также сульфосоли сурьмы, меди и других цветных металлов (рисунок 2.6).

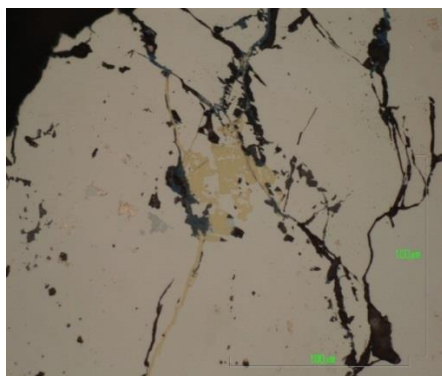
Начиная с класса крупности $-0,5+0,25$ мм (рисунок 2.8) в тяжелой фракции концентрируются преимущественно вторичные оксиды, среди которых главенствуют гидроксиды железа, а из первичных сульфидов – пирит и арсенопирит, частично замещенные халькопиритом, гидроксидами и сульфатами

железа, а вторичные тонкодисперсные агрегаты медьсодержащих минералов концентрируются в легкой фракции.

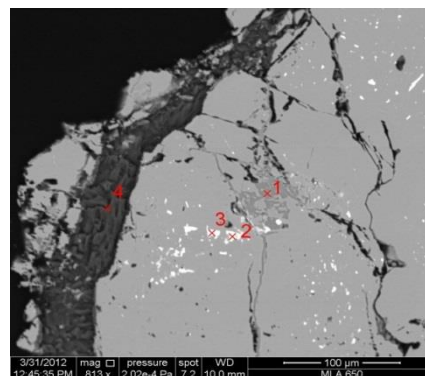
В классах крупности более 0,5 мм первичные сульфиды представляют собой агрегаты, состоящие из реликтовых зерен, сцементированных вторичными образованиями (рисунок 2.7). С уменьшением крупности материала происходит раскрытие первичных сульфидов, достигая максимума в классе крупности - 0,5 мм (рисунок 2.8 и 2.9).



а)



в)



г)

Рисунок 2.7 - Агрегаты первичных сульфидов (пирита, арсенопирита), сцементированные вторичными образованиями в классе крупности -1+0,5 мм.

Рисунок в, г) – фрагмент рисунка а). Спектры на рисунке а: 1 – мусковит; 2 – сульфосоли Zn-Sb-Cu; 3 – пирит; 4 – агрегат карбонатов железа, цинка и свинца; 5 – агрегат карбонатов железа и цинка; 6 – малахит; 7 – арсенопирит. Спектры на рисунке г): 1 – халькопирит; 2 – сульфосоли Fe-As-Bi; 3 – самородный висмут, 4 – агрегат карбонатов железа. Изображение: б) в отраженном свете; а, г) – в обратно рассеянных электронах

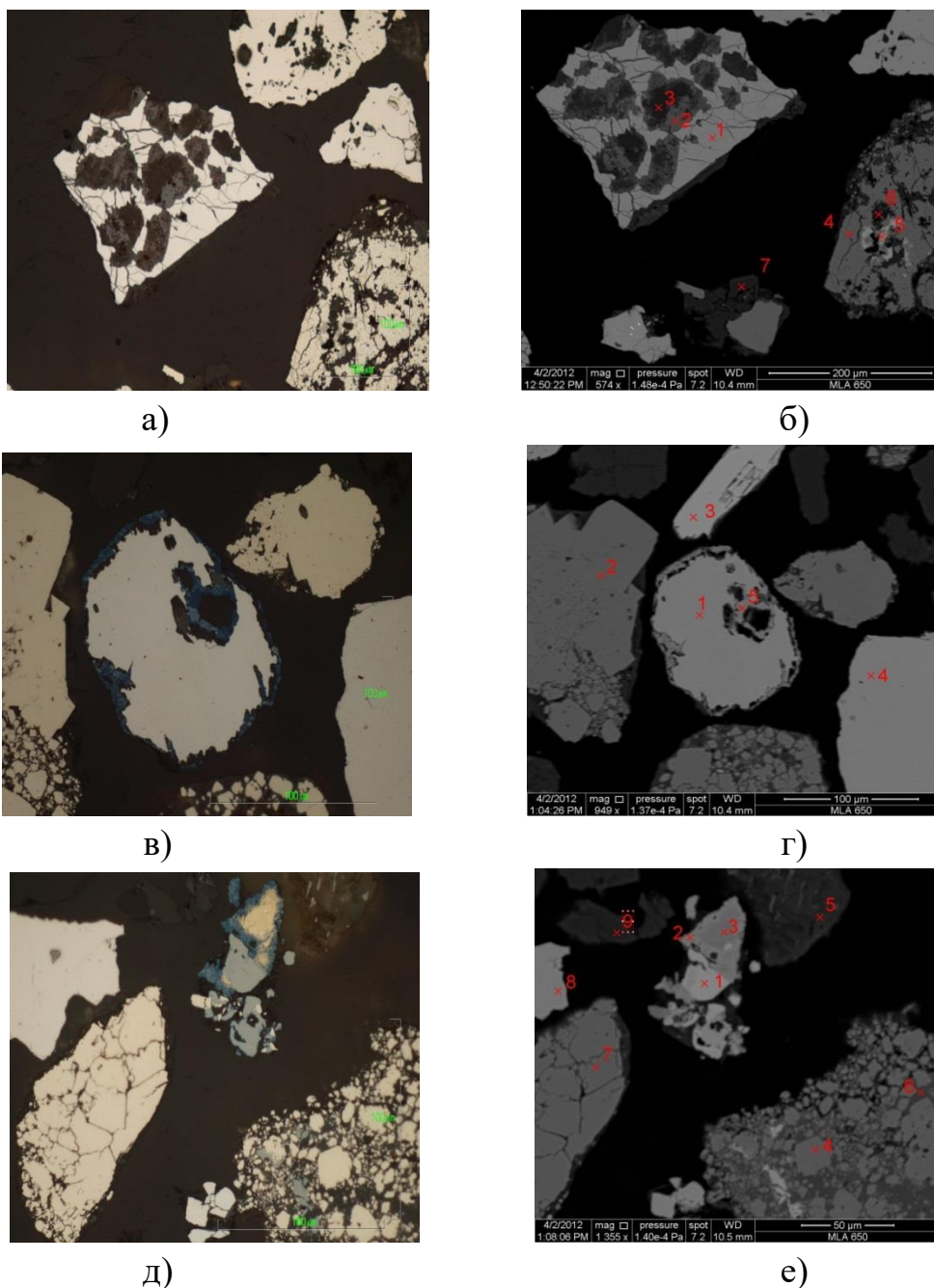


Рисунок 2.8 - Первичные сульфиды – пирит, арсенопирит, халькопирит, частично замещенные вторичными образованиями в тяжелой фракции класса крупности - 0,5+0,25 мм. Спектры на рисунке б): 1 – арсенопирит; 2 – гидроксиды железа; 3 – кварц; 4 – пирит; 5 – сульфосоли Sb-Fe-Cu; 6, 7 – доломит. Спектры на рисунке г): 1, 4 – арсенопирит; 2 – пирит; 3 – барит; 5 – ковеллин. Спектры на рисунке е): 1 – сульфосоли Zn-Sb-Cu; 2 – ковеллин; 3 – халькопирит; 4, 7 – пирит; 5, 9 – доломит; 6 – гидроксиды железа; 8 – арсенопирит. Изображение: а, в, д) – в отраженном свете; б, г, е) – в обратно рассеянных электронах

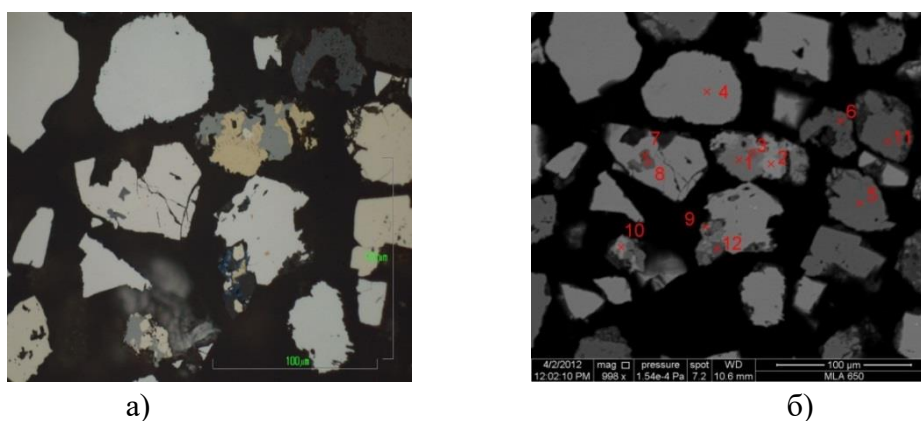


Рисунок 2.9 - Первичные сульфиды в тяжелой фракции класса крупности -0,1+0 мм. Спектры на Рисунок б): 1 – халькопирит; 2, 10 – сульфосоли As-Sb-Cu; 3, 5, 8 – пирит; 4 – арсенопирит; 6 – гидроксиды железа со доломитом и оксидами меди; 7 – рутил; 9 – ковеллин; 11 – агрегат доломита, кальцита и гидроксидов железа; 12 – доломит в агрегате с халькопиритом. Изображение: а) – в отраженном свете; б) – в обратно рассеянных электронах

Химический состав агрегатов, содержащих первичные и вторичные рудные минералы, приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 - Химический состав сульфидов

№ п/п	Содержание, %									Примечание
	Fe	As	Sb	Sn	Cu	Bi	Zn	S	Сумма	
Сульфиды мышьяка										
1.	34,85	44,98	-	-	-	-	-	20,17	100	Рисунок 5 г, спектр 3, арсенопирит
2.	35,12	42,86	1,20	-	-	-	-	20,83	100	Рисунок 5 д, спектр 2, арсенопирит
3.	34,61	46,27	-	-	-	-	-	19,12	100	арсенопирит
4.	34,71	45,82	-	-	-	-	-	19,48	100	Рисунок 7 б, спектр 7, арсенопирит
5.	33,90	48,51	-	-	-	-	-	17,59	100	арсенопирит
6.	34,28	47,64	-	-	-	-	-	18,08	100	Рисунок 9, спектр 4, арсенопирит
7.	34,52	47,28	-	-	-	-	-	18,20	100	Рисунок 8 г, спектр 1, арсенопирит
8.	34,21	47,50	-	-	-	-	-	18,29	100	Рисунок 8 г, спектр 4,

№ п/п	Содержание, %									Примечание
	Fe	As	Sb	Sn	Cu	Bi	Zn	S	Сумма	
										арсенопирит
9.	34,07	47,76	-	-	-	-	-	18,16	100	Рисунок 10, спектр 2, арсенопирит
10.	28,53	69,33	-	-	-	-	-	2,14	100	леллингит
Пирит										
11.	52,18	-	-	-	-	-	-	47,82	100	Рисунок 5 г, спектр 5, пирит окисленный
12.	47,78	-	-	-	-	-	-	52,22	100	Рисунок 5 д, спектр 1, пирит
13.	47,22	-	-	-	-	-	-	52,78	100	пирит
14.	47,37	-	-	-	-	-	-	52,63	100	Рисунок 7 б, спектр 3, пирит
15.	49,07	-	-	-	-	-	-	50,93	100	Рисунок 6 в, спектр 3, окисленный пирит
16.	46,75	-	-	-	-	-	-	53,25	100	Рисунок 6 в, спектр 4, пирит
17.	48,77	-	-	-	-	-	-	51,23	100	Рисунок 2 г, спектр 3, окисленный пирит
18.	47,96	-	-	-	-	-	-	52,04	100	Рисунок 1, спектр 7, пирит
19.	48,80	-	-	-	-	-	-	51,20	100	пирит
20.	48,28	-	-	-	-	-	-	51,72	100	Рисунок 9, спектр 5, пирит
21.	47,76	-	-	-	-	-	-	52,24	100	Рисунок 8 г, спектр 2, пирит
Сульфиды меди										
22.	33,53	-	-	-	31,99	-	-	34,48	100	Рисунок 7 г, спектр 1, халькопирит
23.	30,87	-	-	-	35,15	-	-	33,98	100	Рисунок 9, спектр 1, халькопирит
24.	28,45	-	-	-	37,21	-	-	34,34	100	Рисунок 8 е, спектр 3, халькопирит
25.	30,90	-	-	-	34,36	-	-	34,74	100	халькопирит
26.	2,47	-	-	-	75,27	-	-	22,26	100	Рисунок 6 в, спектр 0,

№ п/п	Содержание, %									Примечание
	Fe	As	Sb	Sn	Cu	Bi	Zn	S	Сумма	
										халькозин
27.	2,94	-	-	-	63,99	-	-	33,07	100	Рисунок 8г, спектр 5, ковеллин
28.	2,08	-	-	-	67,77	-	-	30,14	99,9	Рисунок 8е, спектр 2, ковеллин
Сульфосоли Fe-As-Zn-Bi-Cu										
29.	2,37	-	22,55	7,35	34,78	-	6,83	26,12	100	Рисунок 5д, спектр 3
30.	2,45	-	29,93	-	36,96	-	5,41	25,25	100	Рисунок 7б, спектр 2
31.	9,84	5,45	22,76	-	35,82	-	-	26,11	99,98	Рисунок 9, спектр 10
32.	3,81	6,88	20,29	Ag 0,65	38,49	-	5,15	24,72	99,9	Рисунок 9, спектр 2
33.	11,51	6,34	16,72	-	33,71	-	2,11	29,62	100	Рисунок 8б, спектр 5
34.	1,83	2,58	25,20	Ag 0,20	39,25	-	6,26	24,69	100	Рисунок 8е, спектр 1
35.	7,54	8,31	-	-	52,56	-	-	31,58	99,9	Рисунок 9, спектр 9,
36.	21,17	28,56	-	Au 20,83	Ag 1,53	11,71	-	16,19	99,9	сульфосоли с включением самородного золота
37.	6,89	-	33,42	-	-	-	Pb 40,46	19,24	100	робинсонит
38.	-	7,18	-	-	3,70	65,21	-	23,91	100	сульфосоли
39.	5,14	8,75	-	-	-	66,67	-	19,45	100	Рисунок 7г, спектр 2
Самородные минералы										
40.	2,70	-	-	-	-	97,30	-	-	100	Рисунок 7г, спектр 3, самородный висмут
41.	2,98	6,65	-	-	-	90,37	-	-	100	самородный висмут
Антимонит										
42.	-	-	72,38	-	-	-	-	27,62	100	Рисунок 2г, спектр 1, антимонит

Таким образом, в данной пробе основными рудными минералами являются пирит, марказит и вторичные минералы меди. Носителями меди являются минеральные фазы, представленные преимущественно карбонатами – малахитом, азуритом, редко оксидами и сульфидами (халькозином, ковеллином). Значительно меньшая роль в распределении меди принадлежит первичным минералам – халькопириту. Мышьяк распределен в первичных и вторичных минералах одинаково.

2.5 Форма нахождения золота и распределение его в руде

Одним из ценных компонентов пробы является самородное золото, однако содержание его невелико. С целью определения формы нахождения золота в исходной руде, материал был раздроблен до крупности - 2 мм и разделен на три части: первая часть - была подвергнута гравитационному методу обогащения для определения содержания свободного золота; вторая - для определения цианируемого золота; третья - использована для визуализации золота и определения минералов его носителей [61,62].

Форма нахождения золота и распределение его в руде приведена в таблице 2.7.

Таблица 2.5 – Форма нахождения золота в исследуемой руде

№ п/п	Форма нахождения золота в пробе	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
1.	Свободное золото	0,04	1,2
2.	Золото в открытых сростках	1,38	55,5
3.	Золото в сульфидах (пирит, арсенопирит)	0,92	30,8
4.	Золото в кварце и минералах нерастворимых в кислотах	0,36	12,2
	Итого	3	100

Как видно из таблицы, золото представлено в основном в открытых сростках, и в сульфидах - извлекаемое цианированием и в меньшей степени - свободное золото (1,2 %), извлекаемое гравитацией. Для визуализации ценного

минерала исходная проба, дробленная до крупности – 2 мм, была сконцентрирована на лотке.

При предварительном просмотре гравитационного концентрата под стереомикроскопом были визуализированы две свободные частицы самородного золота максимальным размером 35 мкм (рисунок 2.10). Форма частиц уплощенная и комковатая, цвет светло-желтый, поверхность частиц -рельефная.

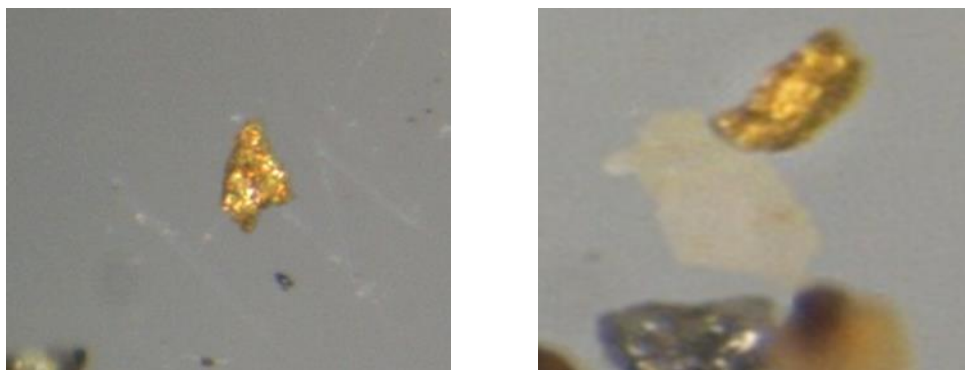


Рисунок 2.10 - Свободные частицы самородного золота из гравитационного концентрата. Изображения под биноклем

Размеры обнаруженных в концентрате частиц золота в основном невелики, что и говорит о возможности присутствия золота в сростании с сульфидами и другими минералами. Для изучения сростков в отраженном свете из классифицированного гравитационного концентрата были приготовлены аншлифы - брикеты.

В тяжелой фракции класса $-0,5+0,25$ мм в арсенопирите были визуализированы единичные микроскопические частицы золота (рисунок 2.11). Обнаруженная частица характеризуется как умеренно высокопробная, а содержание серебра в ней составляет 16,68 %. Помимо этого, микровключение самородного золота обнаружено под электронным микроскопом в сульфосолях.

В тяжелой фракции класса $-0,25+0,1$ мм зафиксирована свободная частица самородного золота размером более 0,1 мм. По данным микрозондового анализа содержание серебра в данной частице составляет 19,3 %. Нижняя граница размеров частиц, визуализированных в концентрате, единиц золота, достигает с

гидроксидами железа микрометра (рисунок 2.12 б). Серебро в частице микронного размера не зафиксировано.

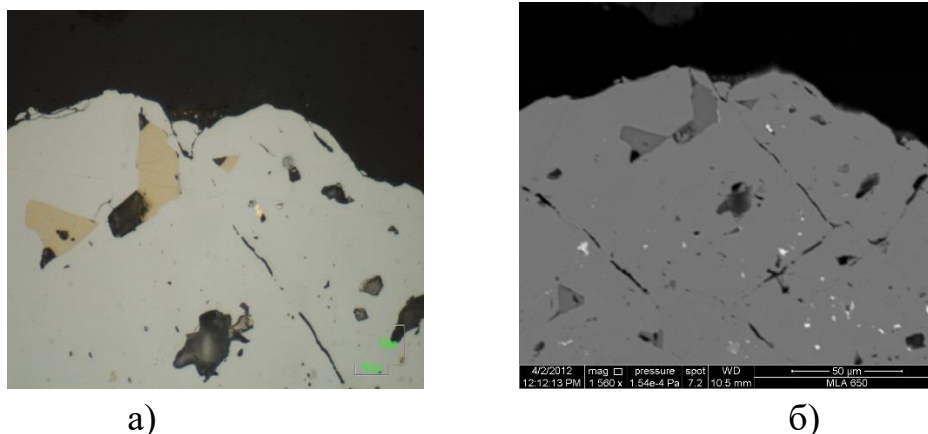


Рисунок 2.11 - Микроскопические включения золота в арсенопирите. Тяжелая фракция класса -0,5+0,25 мм. Изображение: а) – в отраженном свете; б) – в обратно рассеянных электронах

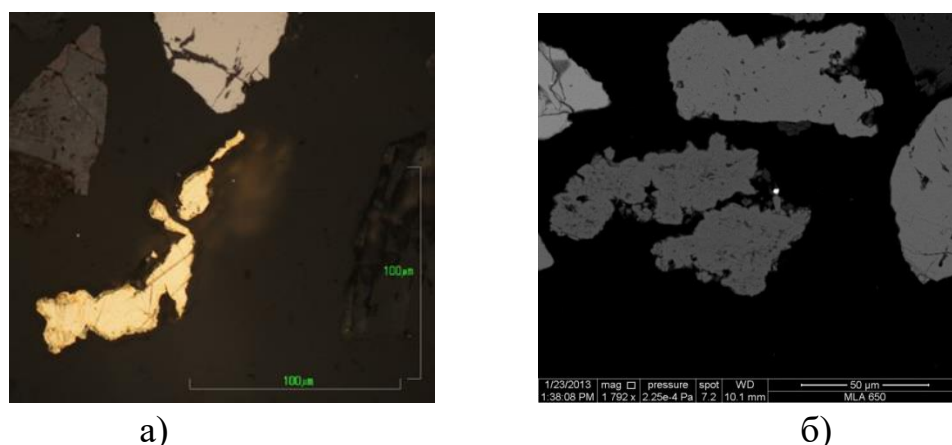
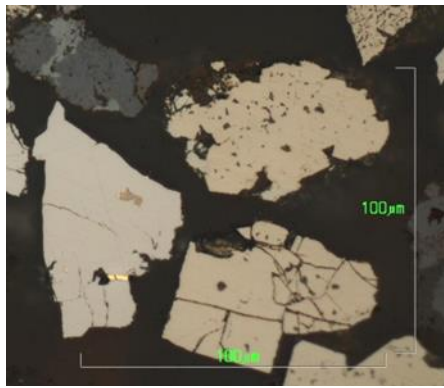
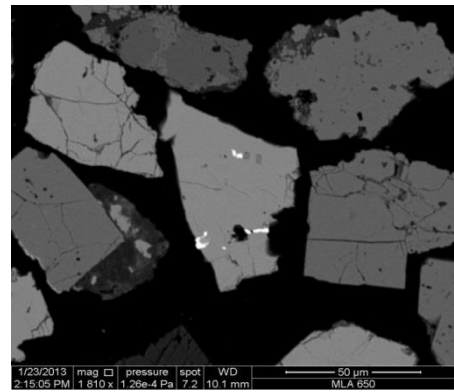


Рисунок 2.12 - Частицы золота: а) - в тяжелой фракции класса -0,25+0,1 мм; б) - на контакте с гидроксидами железа в классе -0,1 мм. Изображения: а) – в отраженном свете; в) – в обратно рассеянных электронах

Помимо свободных частиц в тяжелой фракции концентрата, в классе крупности -0,1 мм, визуализированы сростки ценного минерала с пиритом и арсенопиритом (рисунок 2.13 и 2.14). Размер включений находится в диапазоне от 5 до 25 мкм. Также как и в других классах крупности, основным примесным элементом в золоте является серебро, содержание которого составляет от 16,15 до 63,60 %.



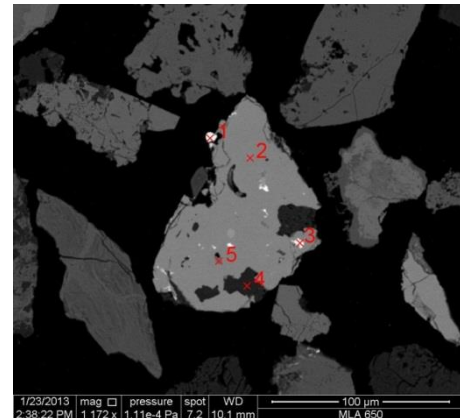
а)



б)

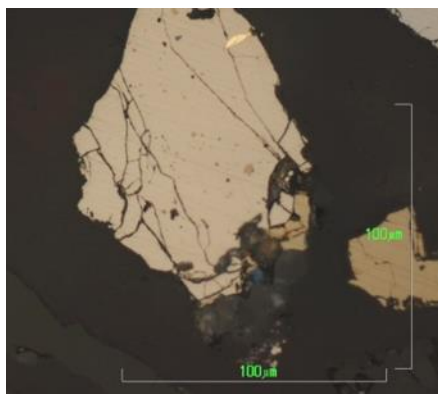


в)

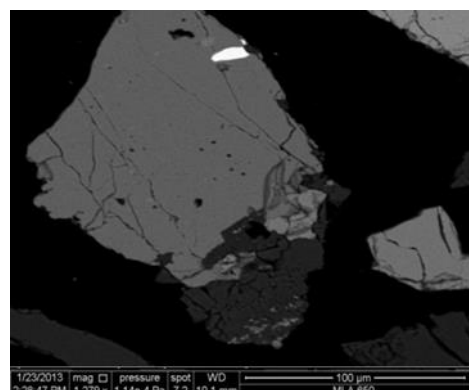


г)

Рисунок 2.13 - Выделения золота: а, б) - в форме микровключений в арсенопирите; в, г) - в сростании с арсенопиритом. Спектры на рисунке г): 1 – золото; 2 - арсенопирит, 3 - соединение висмута и серлена (невскит); 4 - доломит; 5 - халькопирит. Изображения: а, в) – в отраженном свете; б, г) – в обратно рассеянных электронах



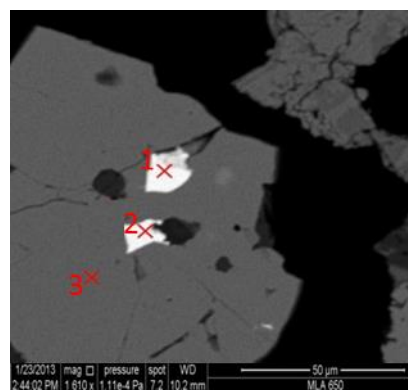
а)



б)



в)



г)

Рисунок 2.14 - Микровключение золото в пирите. Спектры на рисунке: 1, 2 – золото; 3 - пирит.

Химический состав обнаруженных золотин, представлен в таблице 2.6.

Таблица 2.6 - Химический состав обнаруженных золотин

№ п/п	Содержание, %			Примечания
	Au	Ag	Сумма	
1.	83,32	16,68	100,00	Микровключение золота, рисунок 2.11
2.	80,70	19,30	100,00	Свободная частица, рисунок 2.12 а
3.	100,00	-	100,00	Микрочастица золота на контакте с гидроксидами железа, рисунок 2.12 б
4.	83,85	16,15	100,00	Микровключение в арсенопирите, рисунок 2.13 а.
5.	69,31	30,69	100,00	Микровключение в арсенопирите, рисунок 2.13, спектр 1
6.	37,40	63,60	100,00	Микровключение в пирите, рисунок 2.14 а
7.	71,42	28,38	100,00	Микровключение в пирите, рисунок 2.14 в и г, спектр 1
8.	69,44	30,66	100,00	Микровключение в пирите, рисунок 2.14 в и г, спектр 2

Выводы по главе

1. По результатам вещественного состава видно, что исследуемая руда относится к смешанной. Основными рудными минералами являются пирит, марказит и вторичные медьсодержащие минералы, из породобразующих минералов основную часть составляет кварц. Вредными компонентами являются медь и мышьяк. Основным ценным компонентом – золото.

2. Содержание золота составляет более 3 г/т. Показано, что около 56 % золота находится в виде извлекаемого цианированием, а в сульфидах (рисунок 1) - 30,8 %.

Глава 3 Физико-химические исследования извлечения золота последовательным измельчением в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке

Как правило, на стадии рудоподготовки в зависимости от физико-химических свойств руды проводят двух- и трехстадиальное (с целью снижения нагрузки второй стадии и интенсификации процесса в целом) измельчение, которое осуществляют мокрым способом путем подачи оборотных вод в мельницу. Поэтому, как и во многих предприятиях, на ООО СП «Апрелевка», применяют схему рудоподготовки с трехстадиальным измельчением и последующее цианирование готового класса. Технологическая схема действующей технологии представлена на рисунке 3.1.

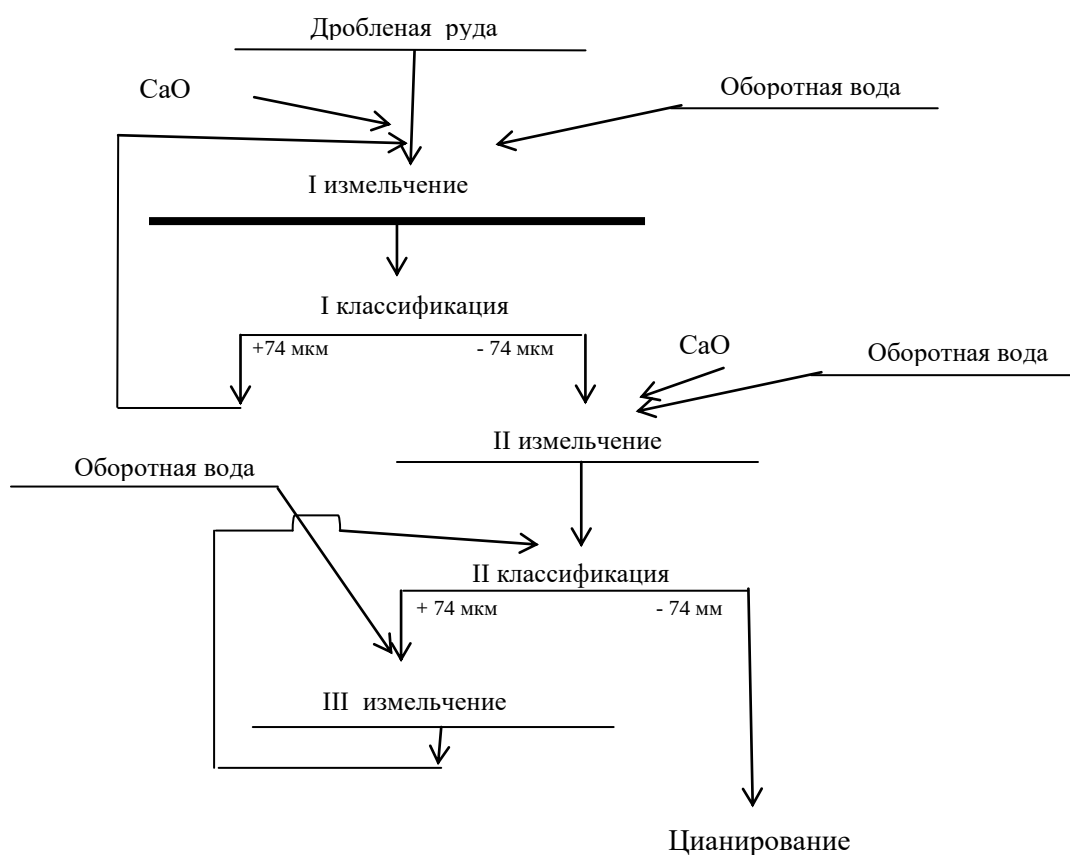


Рисунок 3.1 - Схема рудоподготовки фабрики

Как видно из рисунка, на первой стадии проводят измельчение полусамомизмельчением в замкнутом цикле с классификатором с получением слива крупностью 74 мкм, 50-55 %. Вторую стадию измельчения осуществляют в

открытом цикле с гидроциклоном, работающим в замкнутом цикле с мельницей (III стадия). Готовый класс после II и III стадии (слив) имеет крупность 74 мкм, 75-80 %. Мельница III стадии используется для снижения нагрузки мельницы второй стадии. Более подробно описание технологической схемы представлено в главе 5.

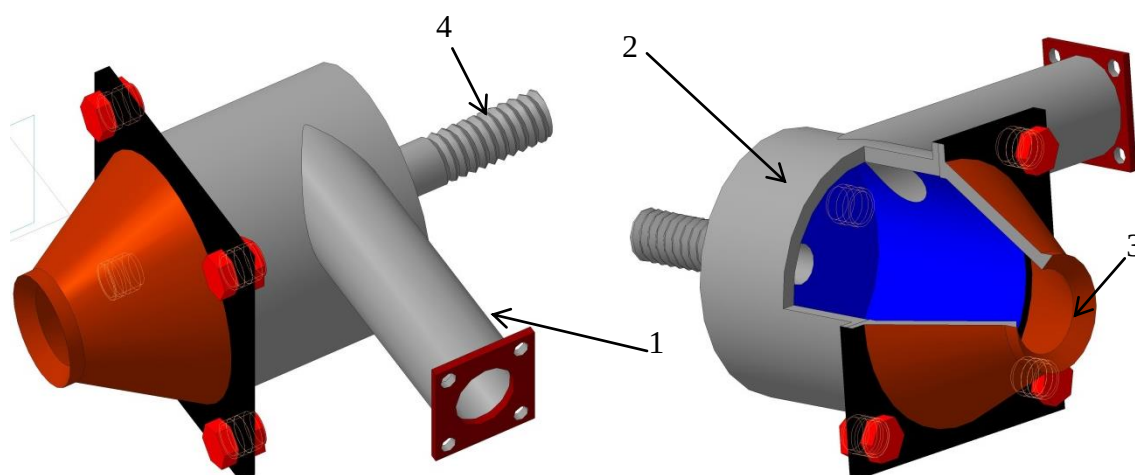
Таким образом, было отмечено, что поставленные задачи по повышению извлечения золота и интенсификации процесса выщелачивания можно решить путем насыщения кислородом оборотной воды на предварительной стадии и подача их в цикл измельчения.

В ходе литературных исследований выявлено множество способов насыщения кислородом оборотной воды. Одним из известных является автоклавное насыщение под давлением. Однако, обнаружено, что после выхода раствора из автоклава растворившийся кислород бурно выделяется в атмосферу, вследствие чего концентрация окислителя в растворе резко падает. Выделение происходит за счет того, что после выхода раствора из автоклава парциальное давление кислорода над ним (раствором) резко падает (до атмосферного). Вследствие этого, растворенный кислород стремится к своей равновесной концентрации, соответствующей данному значению давления. По этой причине автоклавное насыщение не нашло своё применение. В то время можно предположить, что определяющим фактором, предотвращающим бурное выделение растворенного кислорода из раствора, может являться создание избыточного давления в объеме раствора. Данное обстоятельство можно достичь путем образования мельчайших пузырьков в растворе, имеющих высокое внутреннее давление и являющихся долгоживущими. В этой связи представляется весьма перспективным использование гидроакустических излучателей, которые обладают свойством не только растворять кислород воздуха, но и распылять его в жидкости на мельчайшие пузырьки, которые являются стабильными и обладают особыми свойствами, обеспечивающими им длительное существование. Мельчайшие долгоживущие пузырьки позволяют создать в объеме раствора избыточное давление.

Учитывая изложенное, проведены исследования по выбору наиболее эффективного гидроакустического излучателя с целью интенсификации процесса цианирования в цикле измельчения.

3.1 Выбор и обоснование конструкции гидроакустического излучателя для нахлороживания технологических растворов

На основе существующих данных по гидродинамическим преобразователям [27,63-66], был выбран однолучевой гидроакустический излучатель «веерного» типа, который, как показали предварительные исследования, является наиболее эффективным. На рисунке 3.2 представлено устройство однолучевого гидроакустического излучателя «веерного» типа.



Рисунок

3.2 – Однолучевой гидроакустический излучатель «веерного» типа высокого спектра частот: 1 – входное сопло; 2 – резонаторная камера; 3 – выходное сопло конусного устройства; 4 – вакуумная камера с отверстием.

Гидроакустический излучатель представляет собой, цилиндрическую резонаторную камеру 2, в которую струя раствора, сжимаясь и расширяясь, поступает из тангенциально расположенной трубки 1, и приобретая угловую скорость в резонаторной камере образует вихревой поток. Затем раствор поступает в расположенное по оси выходное сопло (отверстие) меньшего диаметра 3, где интенсивность вихрей резко возрастает, и давление на горизонтальной оси становится ниже атмосферного. Это обстоятельство явилось

предметом подачи кислорода воздуха в зону разрежения гидроакустического излучателя через вакуумную камеру меньшего диаметра 4.

Гидроакустические излучатели такого типа способны излучать колебания в широком диапазоне частот 0,3-7 кГц (≈ 4 кГц) с максимальной интенсивностью $J = 1-1,5 \text{ Вт/см}^2$.

Известно, что возможно увеличение или уменьшение частоты колебаний за счет изменения давления на входе излучателя и объема резонаторной камеры. Значения частоты по этим признакам можно рассчитать по формуле 3.1 и 3.2 [27-29]¹¹.

Давление в камере меняется с частотой f , определяемой диаметром резонаторной камеры D и перепадом давления P_1 и P_2 на входе и выходе излучателя:

$$f = \frac{\alpha \cdot C}{\pi \cdot D} \sqrt{\frac{P_1 - P_2}{P_2}} \quad (3.1)$$

где: f – частота, Гц; C – скорость звука в воде – 1500 м/сек; α – коэффициент, учитывающий снижение тангенциальной скорости в резонаторной камере из-за трения; P_1 и P_2 – давление пульпы на входное и выходное сопла излучателя, Па; D – диаметр, резонаторной камеры, м.

Частоту также можно подсчитать по следующей формуле:

$$f = \frac{C}{2\pi} \sqrt{\frac{\sigma \cdot b}{V}} = \frac{A}{d} \quad (3.2)$$

где: σ – коэффициент, зависящий от размера и формы отверстий; b – длина резонаторной камеры, м; V – объем резонаторной камеры, м³. Если диаметр резонатора D выражен в см, то $A = 5100 \text{ см/сек}$.

Необходимо отметить, что, далее струя раствора с большой скоростью устремляется из выходного сопла в присоединенную массу раствора, создавая в

¹¹ Это даёт возможность конструировать излучатель для определенной частоты, от значения которой будет зависеть эффективность применения его в тех или иных случаях.

ней градиент скоростей и давлений, тем самым возмущая воду и образуя в ней упругие акустические колебания во всем объеме жидкости, т.е. периодически накапливаясь и загружаясь, резонаторная камера управляет движением струи, вследствие чего возникают периодические сжатия и разрежения жидкости, распространяющиеся в растворе акустические волны.

Доминирующим преимуществом таких излучателей является дешевизна получаемой акустической энергии, простота конструкции и её эксплуатации, а также тот факт, что, струя жидкой фазы является в них и генератором колебаний и объектом обработки.

Известно, что при возбуждении акустических колебаний за счет знакопеременного давления в жидкофазной среде возникают вторичные эффекты: кавитация, пульсация, микро-макропотоки, которые приводят к увеличению дисперсности газообразных фаз. Диспергирование кислорода воздуха происходит под действием ударных волн не только за счет возникновения вторичных эффектов, но и от соударения и трения от поверхности излучателя и между собой.

Для установления режима движения в излучателе было рассчитано число Рейнольдса по формуле:

$$Re = \frac{\vartheta \cdot D}{\mu} = \frac{46 \cdot 0,018}{14 \cdot 10^{-7}} = 59142 \quad (3.3)$$

где: ϑ – скорость потока раствора на выходе или входе сопел, м/сек; D – диаметр отверстия выхода или входа сопел, м; μ – кинематический коэффициент вязкости, м²/сек.

Отсюда следует, что разрыв струи кислорода и образование мелких пузырьков происходит при турбулентном режиме движения раствора с кислородом воздуха, вследствие которого возникают акустические колебания. Кроме того, под воздействием акустических колебаний при высоких интенсивностях возможно возбуждение молекул воды (раздел 3.5).

3.2 Методика исследований

Установка для накислороживания и принцип её работы. На основании вышеизложенного нами было создана лабораторная установка, в которой смонтирован излучатель, представленный на рисунке 2.17, для проведения исследования с целью интенсификации процесса цианирования. Установка представлена на рисунке 3.3.

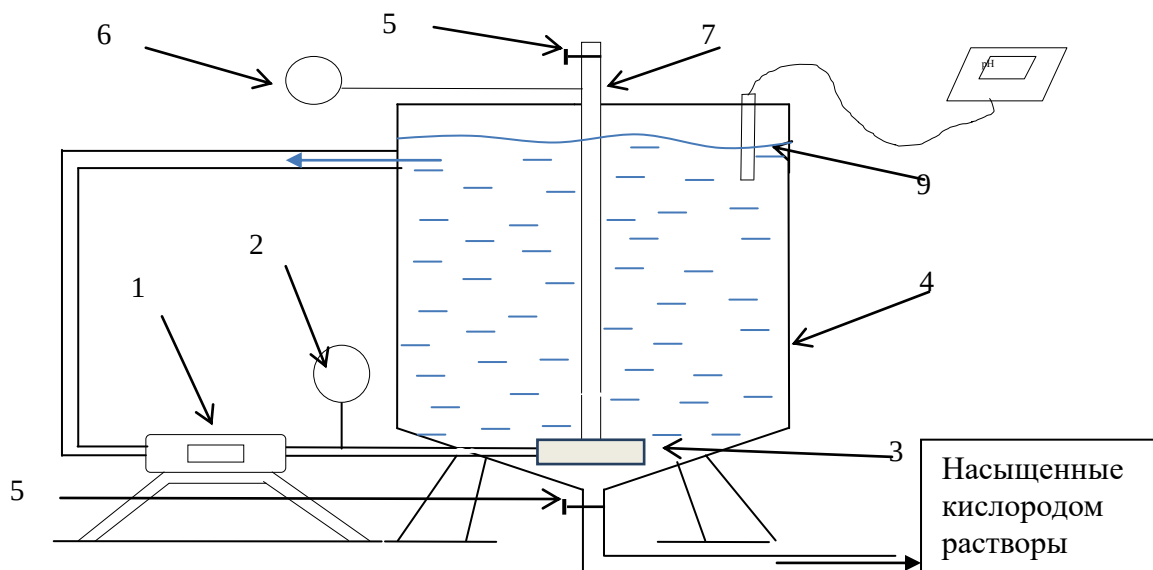


Рисунок 3.3 – Установка для лабораторных испытаний: 1 – пневматический насос; 2 – манометр; 3 – гидроакустический излучатель; 4 – реактор; 5 – кран; 6 – мановакуумметр; 7- трубка для засасывания воздуха в резонаторную камеру; 8 – кран, 9 - pH метр.

Реактор 4 заполняли раствором и устанавливали требуемую величину pH среды с использованием гашеной извести или щелочи. Затем включали нагнетающий насос 1, который откачивал раствор из реактора и под давлением подавал во входное сопло однолучевого гидроакустического излучателя 3. За счет отличительной особенности излучателя при подаче раствора в резонаторной камере создается разрежение, которое приводит к всасыванию воздуха 7 с последующим диспергированием на мельчайшие пузырьки в поле акустических волн. Продуктом данной установки является насыщенный кислородом раствор, который направляется в мельницу на измельчение.

Давление подачи раствора регулировалось манометром 2. Концентрация кислорода измерялась оксиметром.

Обрабатываемая среда. В качестве обрабатываемой среды использованы два раствора: дистиллированная вода и оборотная вода ЗИФ следующего химического состава, мг/дм³: Fe – 78,5; Cu – 46,4; Zn – 12,7; Hg – 4,5; Au < 0,001; pH – 8.1; Na⁺ – 7128.

Определение размера пузырька и скорости подъема. Размер пузырьков определяли лазерным интерференционным методом измерения, который основан на регистрации изображения частиц в рассеянном излучении с помощью цифровой камеры (рисунок 3.4).

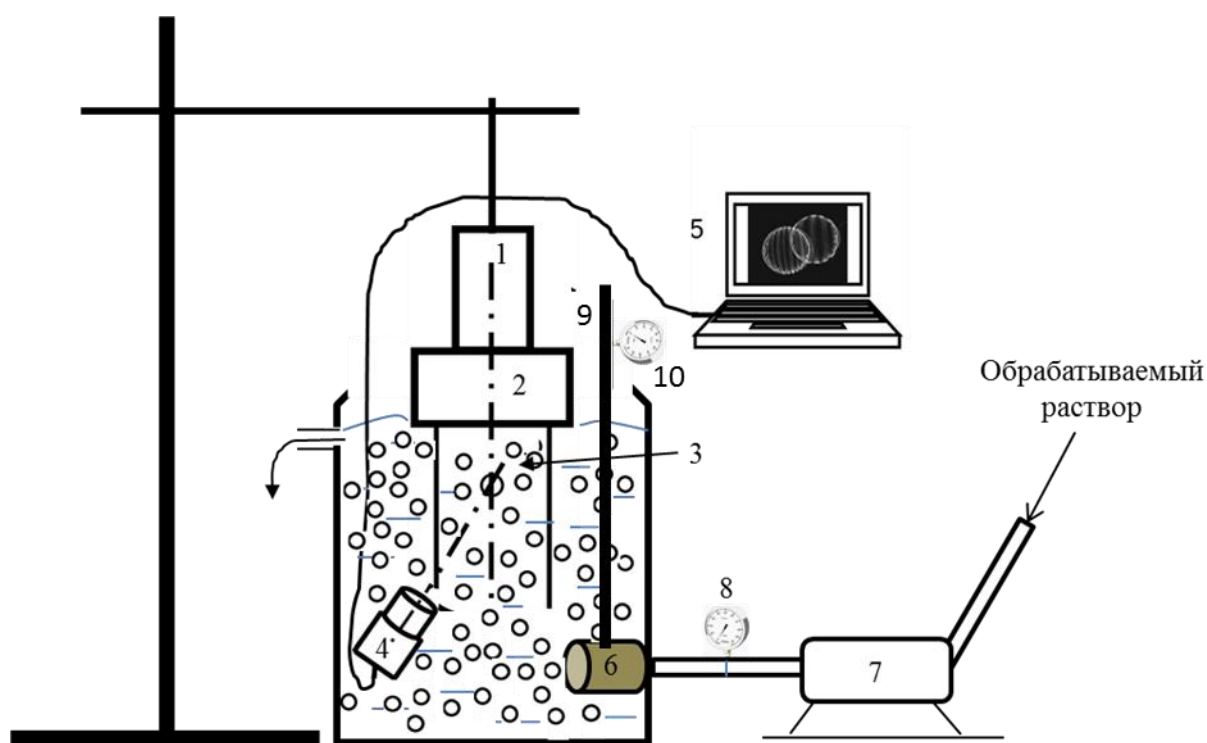


Рисунок 3.4 - Схема экспериментальной установки

Экспериментальная установка состоит из реактора с встроенным гидроакустическим излучателем 6; нагнетающего насоса 7 для подачи раствора, манометра 8 для измерения давления, штуцера воздуха 9, мановакуумметра 10, цифровой видеокамеры 4, лазера 1 с оптической системой формирования лазерной плоскости 2, исследуемых пузырьков воздуха 3 и компьютера 5 для обработки полученных снимков.

После регистрации, для получения необходимых данных, видеозапись производится при расфокусированном изображении, которое представляет собой интерференционную картину. По периоду интерференционной картины, определяют радиус пузырьков воздуха².

Диапазон измерения размера пузырька данным методом лежит в пределах от десятков микрометров до нескольких миллиметров. По полученной видеозаписи можно также определять количество пузырьков в жидкости и скорости их подъема.

Кроме того, размер пузырька определялся с помощью специальной программы Helicon FilterPro 4.90.3 результаты, которой сопоставимы с теми данными, которые получены методом лазерной интерференции.

Измельчение и цианирование при измельчении (см. рисунок 3.11). Исследования проведены следующим образом. Предварительно установку для наклороживания (см. рисунок 3.3) заполняли оборотной водой, а затем для создания требуемого рН среды вводили щелочь, включили насос и проводили процесс наклороживания в течение 20 минут. Дробленную руду до крупности - 4 мм, 80-85 % с мелющими шарами (0,1 кг/кг) загрузили в мельницу МШЛ-50. Отношение Ж:Т довели до требуемого значения путем подачи насыщенной кислородом щелочной оборотной воды. Затем проводили I измельчение при определенных продолжительностях. По окончании эксперимента отделение жидкой фазы от твердой осуществляли фильтр-прессом, работающим под давлением. Твердую часть с мелющими шарами загрузили в шаровую мельницу МШЛ-5 (II измельчение). Отношение Ж:Т довели до требуемого значения путем подачи предварительно насыщенной кислородом щелочной оборотной воды с цианидом определенной концентрации. Затем проводили II измельчение при

² Михалев, А. С. Оптико-электронный комплекс одновременного измерения параметров движущихся пузырьков газа или капель жидкости: : дисс. канд. техн. наук: 05.11.07 / Александр Сергеевич Михалев ; НИИ МЭИ, 2009. – 138 с.

определенных продолжительностях. Далее продукт после II измельчения направлялся на сорбционное выщелачивание.

3.3 Изучение основных технологических параметров гидроакустического насыщения оборотной воды

3.3.1 Влияние давления подачи раствора на изменение концентрации растворенного кислорода

Проведены исследования по изучению влияния давления подачи раствора на концентрации растворенного кислорода и изменения степени разрежения (является одним из важнейших параметров гидроакустического прибора) в растворе. Раствор обрабатывали в течение 30 минут. Результаты приведены на рисунке 3.5.

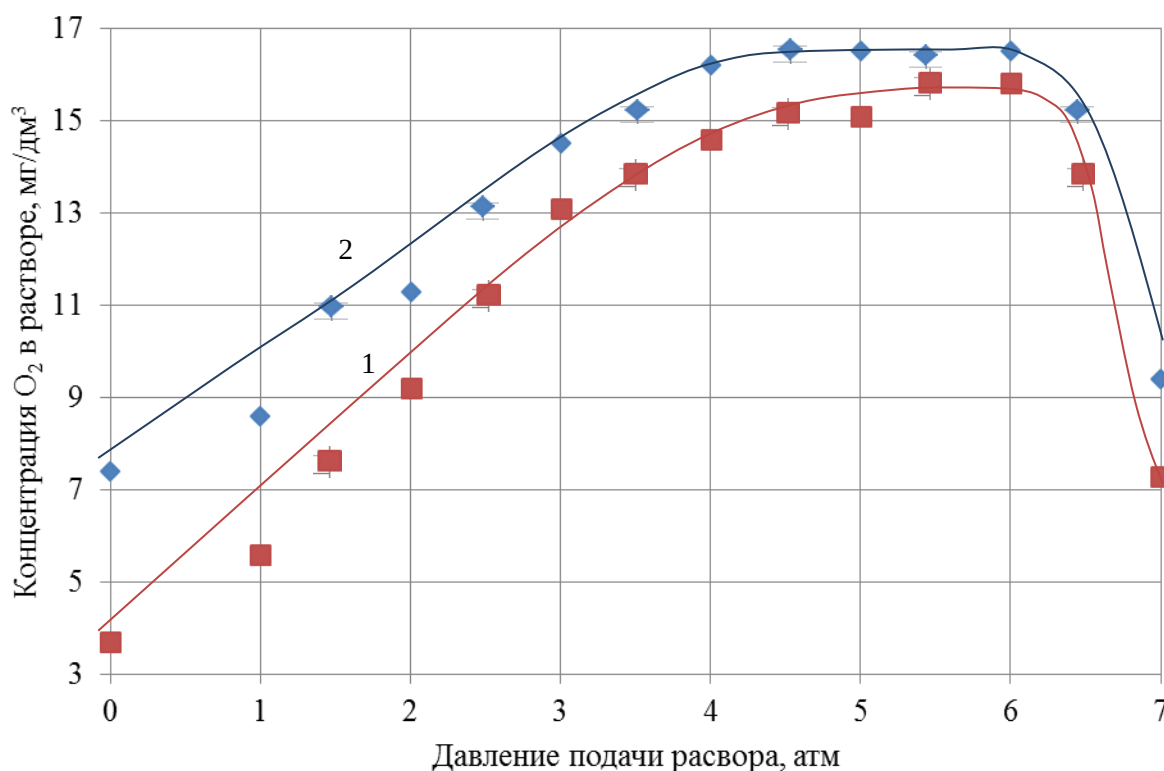


Рисунок 3.5 – Влияние давления подачи раствора на концентрацию растворенного кислорода: 1 – оборотная вода; 2 дистиллированная вода

Как видно из рисунка, с повышением давления подачи раствора у входного устройства сопла, концентрация растворенного кислорода повышается с 3,7 до

16 мг/дм³ при давлении подачи раствора до 4 атм. В интервале от 4 до 6 атм концентрация кислорода в растворе не меняется. Это объясняется тем, что наступает предел насыщения. При этом увеличение давления подачи раствора выше 6 атм приводит к уменьшению концентрации растворенного кислорода. Это обусловлено тем, что угловая скорость потока раствора в резонаторной камере падает вследствие снижения скорости потока раствора и это приводит к снижению степени разрежения, что наглядно продемонстрировано в таблице 3.1

Таблица 3.1 – Результаты исследований по изучению влияния давления подачи раствора на степень разрежения

№ п/п	Давление подачи раствора, атм	Степень разрежения, кгс/см ²	
		Дистиллированная вода	Оборотная вода
1.	1	0,31	0,27
2.	2	0,39	0,34
3.	3	0,45	0,42
4.	4	0,57	0,53
5.	5	0,62	0,57
6.	6	0,63	0,57
7.	6,5	0,65	0,65
8.	7	0,41	0,35

Как видно из таблицы, степень разрежения увеличивается с повышением давления подачи пульпы до 6 атм, что вполне согласуется с полученными данными, представленными на рисунке 3.5. Но при давлении 6,5 атм. степень разрежения достигает максимума, в то время как растворимость начинает падать. Данное явление возможно связано с тем, что при давлении 6,5 атм. начинает происходить процесс дегазации. В этой связи представляется интересным изучение механизма поведения пузырьков: размер; скорость подъема.

Необходимо отметить, что низкая степень растворения кислорода в оборотной, по сравнению с дистиллированной водой, связана с тем, что первые являются более густыми и вязкими, так как содержат до 4 % твердого, а также различные комплексные соединения черных и цветных металлов, которые затрудняют диффузию кислорода в жидкофазную среду.

3.3.2 Исследования по изучению механизма поведения пузырьков

Как было отмечено ранее, одним из основных факторов, препятствующих бурному выделению растворенного кислорода из раствора, является образование стабильных пузырьков, обладающих особыми свойствами, обеспечивающими им длительное существование. Эти свойства заключаются в том, что содержащиеся в оборотной воде солевые ионы (Mg^{2+} , Na^{+}), образуют гидратный ансамбль с локальным увеличением плотности [67, стр. 11-12]. Следовательно, с увеличением плотности возрастает сила сопротивления пузырьков, что способствует уменьшению скорости их подъема, т.е. делает их стабильными и долгоживущими.

Также, предполагается, что стабильные пузырьки имеют определенные размеры. В этой связи были проведены исследования по изучению: *размера пузырька в зависимости от давления подачи раствора; скорости подъема пузырька в зависимости от его размера.*

Влияние давления подачи раствора на величину радиуса образующихся пузырьков. Исследования проведены с использованием установки представленной на рисунке 3.4. Результаты исследования приведены на рисунке 3.6. На рисунке 3.7 представлена интерференционная картина пузырьков, полученная в ходе исследований.

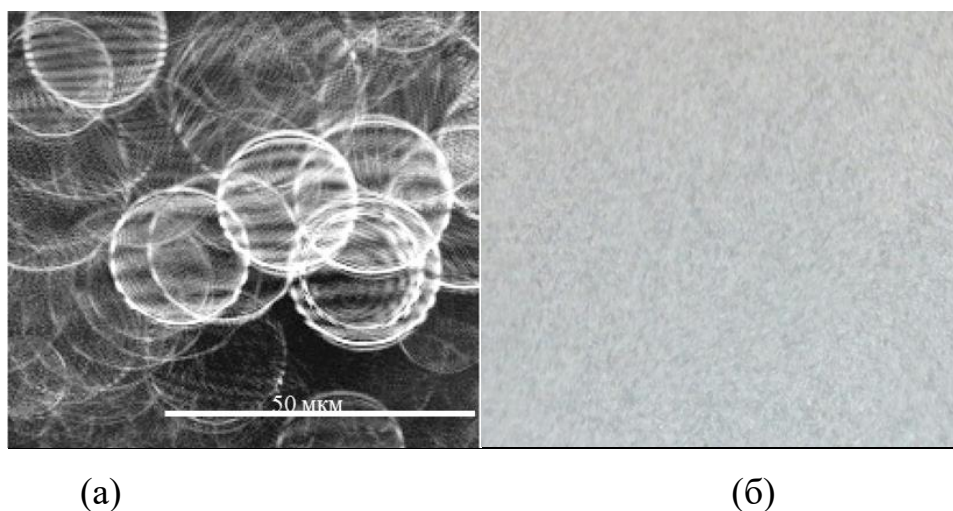


Рисунок 3.7 - Интерференционная картина пузырьков воздуха: а) окружности с набором интерференционных полос (4 атм.); б) в естественном виде без увеличения

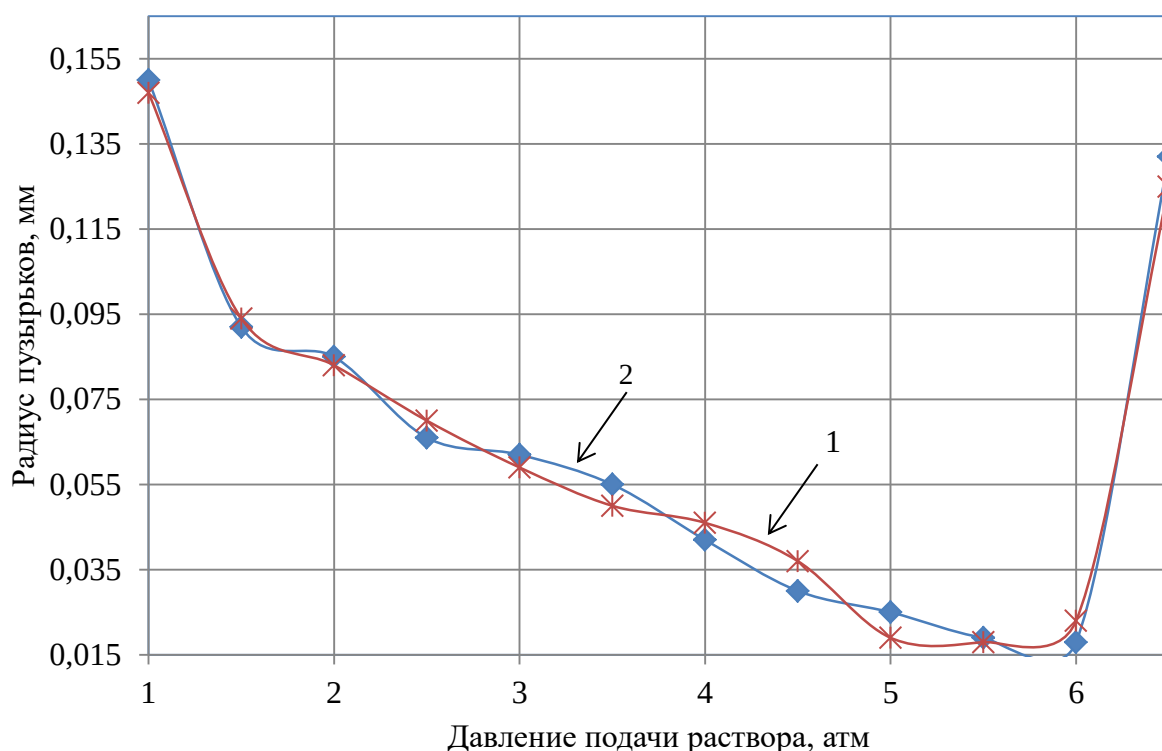


Рисунок 3.6 – Влияние давления подачи раствора на изменение радиуса пузырьков: 1 – оборотные воды; 2 – дистиллированная вода.

Как видно из рисунка, с повышением давления подачи раствора радиус пузырьков уменьшаются. Это в первую очередь положительно сказывается на растворении кислорода воздуха в растворе, что продемонстрировано на рисунке 3.5.

Повышение давления выше 6 атм привело к увеличению радиуса пузырька. Исходя из этого можно смело утверждать, что при давлении подачи раствора 6,5 атм. идет процесс дегазации, который происходит в две стадии. В первой стадии идет процесс диффузии растворенного кислорода из раствора в газовую фазу. Далее идет процесс коалисценции – слияние (укрупнение) пар или групп пузырьков под действием сил акусто-гидродинамического происхождения. На второй - пузырьки, достигшие определенного размера, становятся нестабильными и всплывают на поверхность жидкости.

Зависимость скорости подъема пузырька от его размера. Для определения размера стабильных пузырьков, обладающих особыми свойствами и препятствующими выделению растворенного кислорода из раствора, проведены

исследования по изучению скорости подъема пузырька из раствора в зависимости от его размера. Результаты представлены на рисунке 3.8. Размер пузырьков, представленных на рисунке, являются усредненными от общего их количество в 1 см^3 .

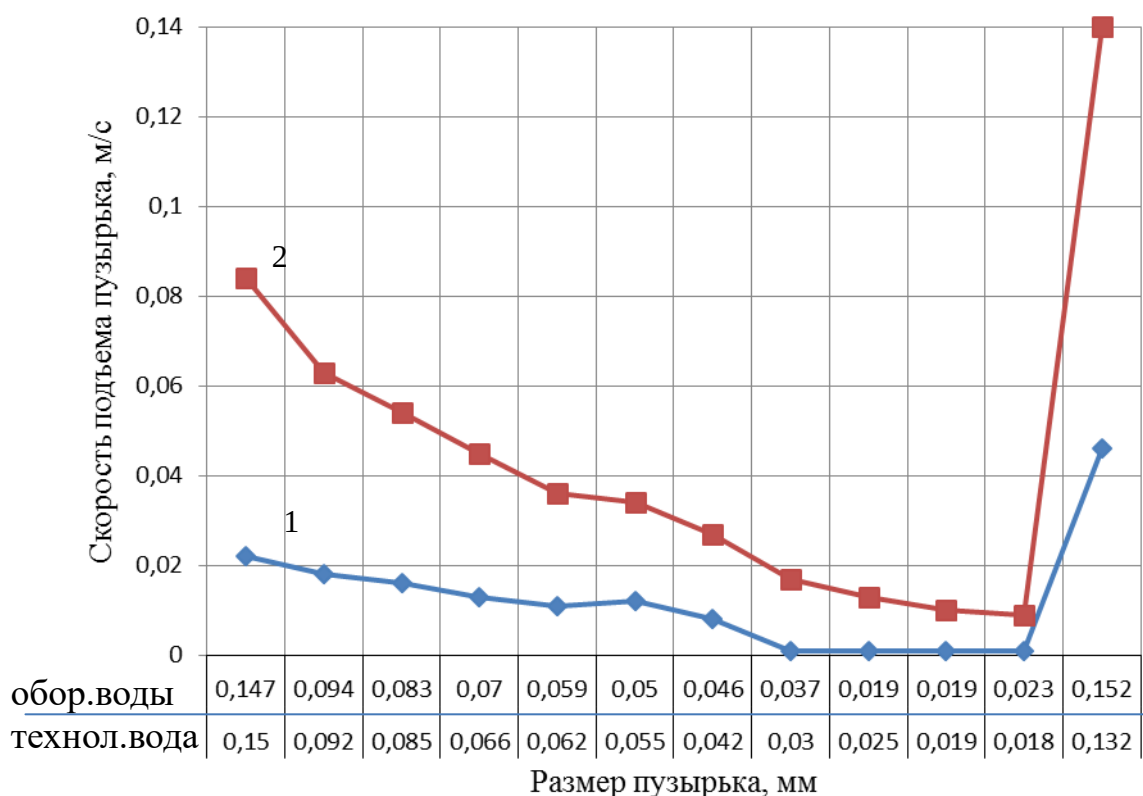


Рисунок 3.8 – Зависимость скорости подъема пузырька от его размера: 1 – оборотная вода; 2 – дистиллированная вода.

Как видно из рисунка наиболее стабильными являются пузырьки, имеющие крупность менее 0,035 мм. Эти пузырьки, преимущественно, образуются в интервале давления подачи раствора от 4,5 до 6 атм.

Кроме того, полученные результаты свидетельствуют о том, что действительно, в присутствии ионных солей в растворе, пузырьки независимо от их размера становятся долгоживущими, что об это свидетельствуют проведенные исследования со стандартными растворами (таблица 3.2). Состав стандартных растворов по другим компонентом одинаковый.

Как видно из таблицы, с повышением концентрации солевых ионов стабильность образующихся пузырьков возрастает вследствие увеличения силы сцепления между ионами и поверхностью раздела жидкость газ - пузырёк.

Таблица 3.2 – Результаты исследований по изучению влияния концентрации солевых ионов на скорость подъема пузырьков (давление подачи 5 атм)

№ п/п	Стандартный ион, содержащий раствор ³	Концентрация ионов, г/л		Скорость подъема, см/с
		Na ⁺ ±5 мг	Mg ²⁺ ±5 мг	
1.	Na ⁺ - растворы	0,5	8	11,8
2.	Na ⁺ - растворы	7	8	4,3
3.	Na ⁺ + Mg ²⁺ - растворы	0,5	20	2,3
4.	Na ⁺ + Mg ²⁺ - растворы	7	40	<1

С целью выявления природы образующихся пузырьков были произведены соответствующие расчеты по определению критического радиуса $R_{кр}$ пузырька по следующей формуле:

$$R_{кр} = 1,33\sigma / (0,7P_a + P_{п} - P_c) \quad (3.4)$$

где: σ – коэффициент поверхностного натяжения жидкости, Дин/см; P_a – звуковое давление, дБ; $P_{п}$ – упругость пара жидкости, Дин/см²; P_c – статическое давление, Дин/см².

Расчеты показали, что для воды при звуковом давлении 50÷70 Дб (соответствует выбранному излучателю) $R_{кр}$ составляет $\geq 0,08$ мм. Кроме того, данное значение с повышением щелочности и вязкости раствора возрастает. Таким образом, радиус образующихся пузырьков (см. рисунок 3.8) меньше $R_{кр}$ свидетельствует о том, что пузырьки вследствие большого поверхностного натяжения не учувствуют в кавитации при данном звуковом давлении. Поэтому они относятся к пузырькам не кавитационной природы.

3.3.3 Кинетика процесса гидроакустического накислороживания

Проведены исследования по изучению зависимости концентрации кислорода в растворе от продолжительности процесса накислороживания при различных давлениях подачи раствора во входное сопло гидроакустического

³ Растворы приготовлены сотрудниками китайской корпорации Zijin Mining Group в научно-исследовательском центре СП «Зарафшон». Письмо подтверждения имеется.

излучателя. Исследования проведены с использованием установки представленной на рисунке 3.3. Результаты приведены на рисунке 3.9.

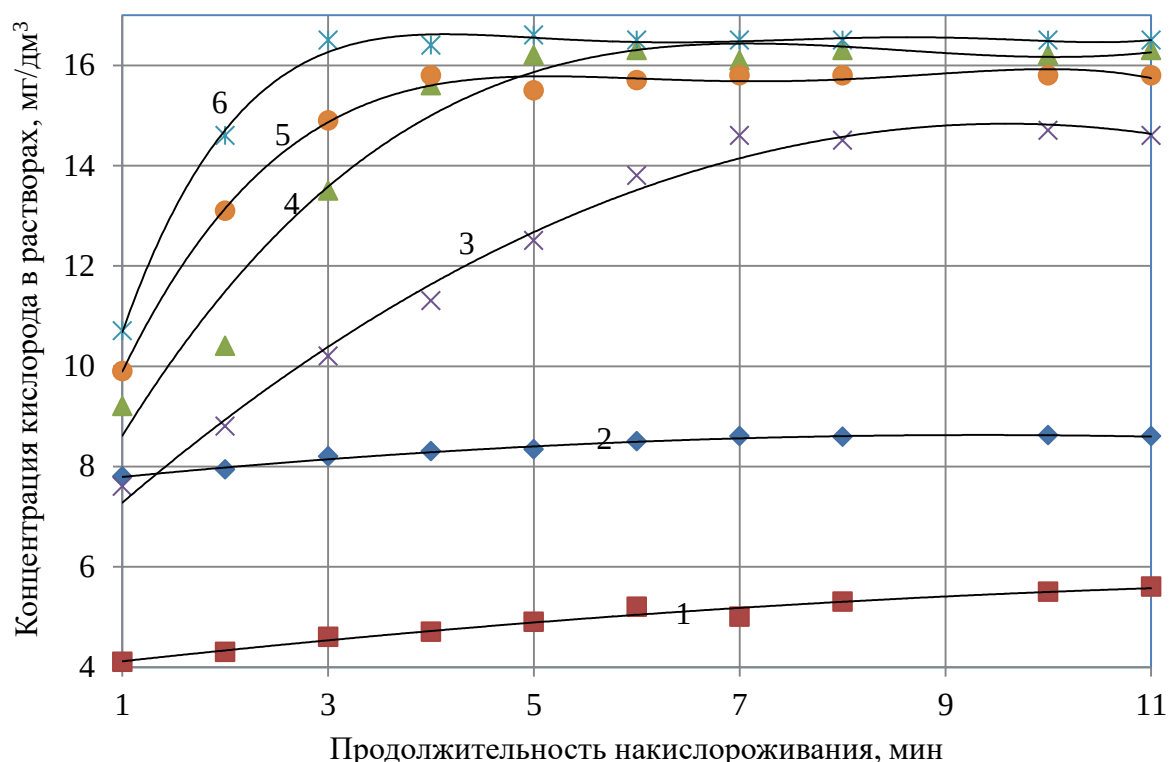


Рисунок 3.9 – Зависимость концентрации растворенного кислорода от продолжительности нагнетания при давлении подачи раствора, атм.: обратная вода: 1,3,6. дистиллированная вода; 2,4,5.

Как видно из рисунка, с увеличением продолжительности нагнетания концентрация растворенного кислорода достигает максимума от 4 минут при давлении подачи раствора 6 атм до 7 минут – при 4 атм. Дальнейшее увеличение продолжительности не влияет на изменение концентрации растворенного кислорода в растворах. Это объясняется тем, что при заданных давлениях достигается максимальная насыщенность. Различная степень насыщенности при различных давлениях обусловлена образованием пузырьков различной крупности в зависимости от их долгоживучести которые создают в объеме раствора статическое давление.

3.3.4 Изменение состава оборотной воды при гидроакустическом воздействии

Необходимо отметить, что в ходе изучения кинетики наислороживания в оборотной воде было обнаружено образование осадков разного цвета. Кроме того, титрованием установлено незначительное увеличение количества циан-иона в них. Предположено, что это связано с разрушением анионных комплексов цветных металлов, так как в составе осадка химическим методом анализа обнаружено наличие меди, железа и цинка. В этой связи были проведены исследования по изучению влияния давления подачи раствора на изменение состава оборотной воды. Эксперименты проведены при продолжительности - 20 мин. Результаты представлены на рисунке 3.10.

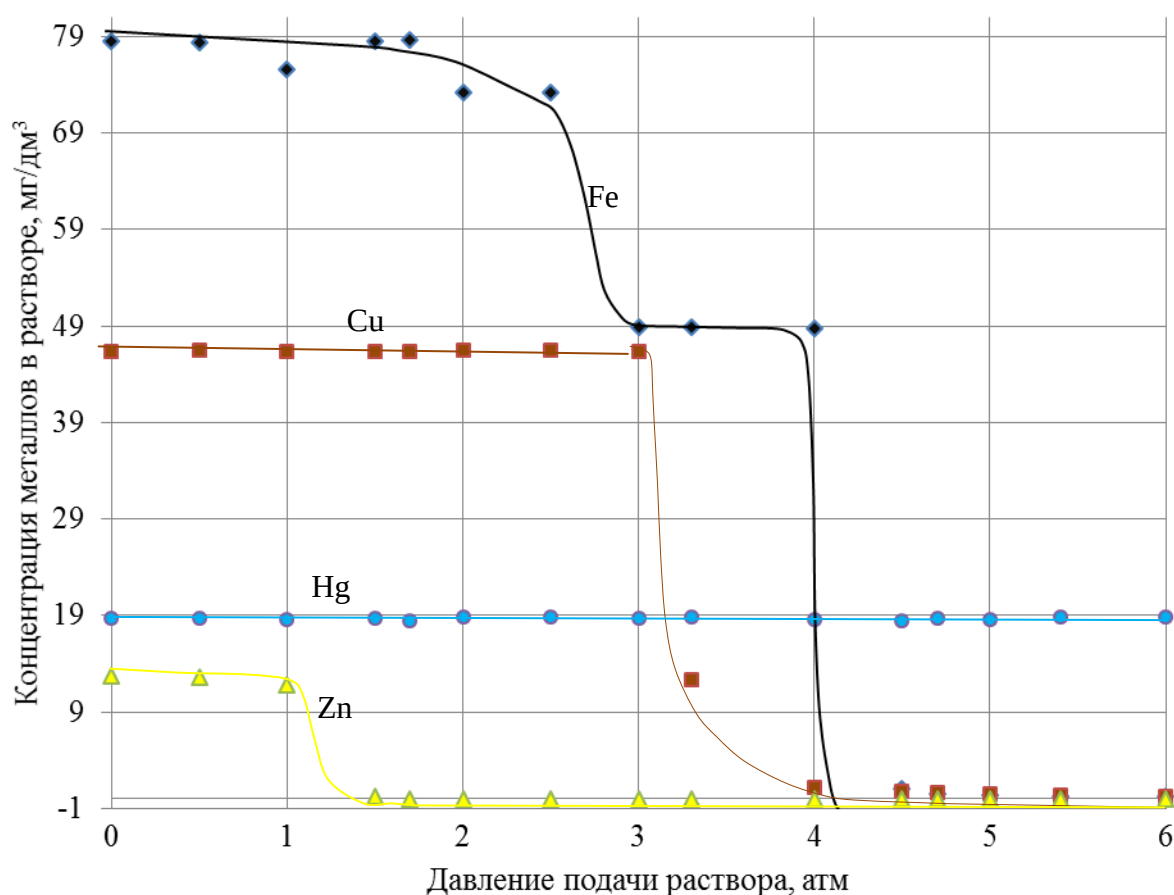
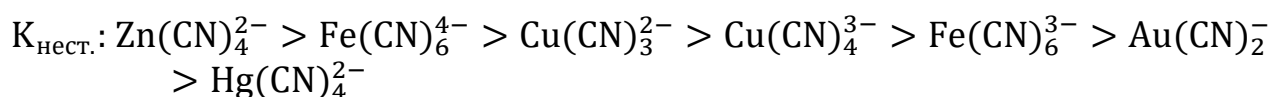


Рисунок 3.10 – Влияние давления подачи пульпы на снижение концентрации металлов в технологической воде

Как видно из рисунка, с повышением давления подачи пульпы цианидные комплексы металлов разрушаются. Предполагается, что далее ионы металлов

осаждаются в форме гидроксидов. Причем, разрушение происходит последовательно. При давлении подачи раствора больше 1 атм. разрушаются комплексы цинка, при 2,5 атм. – комплексы меди. Что касается железа, то разрушение происходит при двух значениях давления: при 3 и более 4,3 атм. Установлено, что разрушение цианистых комплексов в поле акустических колебаний происходит в соответствии с их константой нестойкости в следующем порядке:



В ходе эксперимента установлено, что концентрация циан-иона в оборотной воде увеличилось с $< 0,00001$ до $0,0008 \%$.

Таким образом, можно отметить, что наислороживание оборотной воды на предварительной стадии выщелачивания в цикле измельчения в поле акустических волн не только повышает концентрацию растворенного кислорода в растворе, но и способствует диссоциации анионных комплексов железа и цветных металлов. Это в конечном итоге приводит к снижению расхода цианида при последующем использовании обрабатываемого раствора в цикле измельчения. Установлено, что оптимальным давлением подачи раствора в гидроакустический излучатель является 4-6 атм., при котором достигается максимальная степень растворения кислорода и разрушение всех комплексов.

3.4 Измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке

Известно, что измельчение материала, как подготовительный процесс для выщелачивания, должно обеспечить оптимальные условия растворения золота. Предварительные исследования показали, что при совмещении процессов цианирования и измельчения по технологической схеме, представленной на рисунке 3.1, цианид следует подавать во вторую стадию. Использование первой

стадии измельчения только в качестве измельчительного оборудования обусловлено следующими технологическими характеристиками руды:

1. На первую стадию поступают крупные куски после дробления, в которых даже на выходе из мельницы основная часть золотин находится в нераскрытом состоянии.
2. В руде содержится много поглотителей щелочи и кислорода, которые растворяются и осаждаются в форме гидроксидов. Кроме того, кислород переводит ионы тяжелых металлов в форму, не реагирующую с цианидом при последующих операциях.

Исходя из вышеизложенного предложена технологическая схема проведения лабораторных исследований с приближенными данными к действующей технологической схеме. Технологическая схема проведения лабораторных исследований представлена на рисунке 3.11.

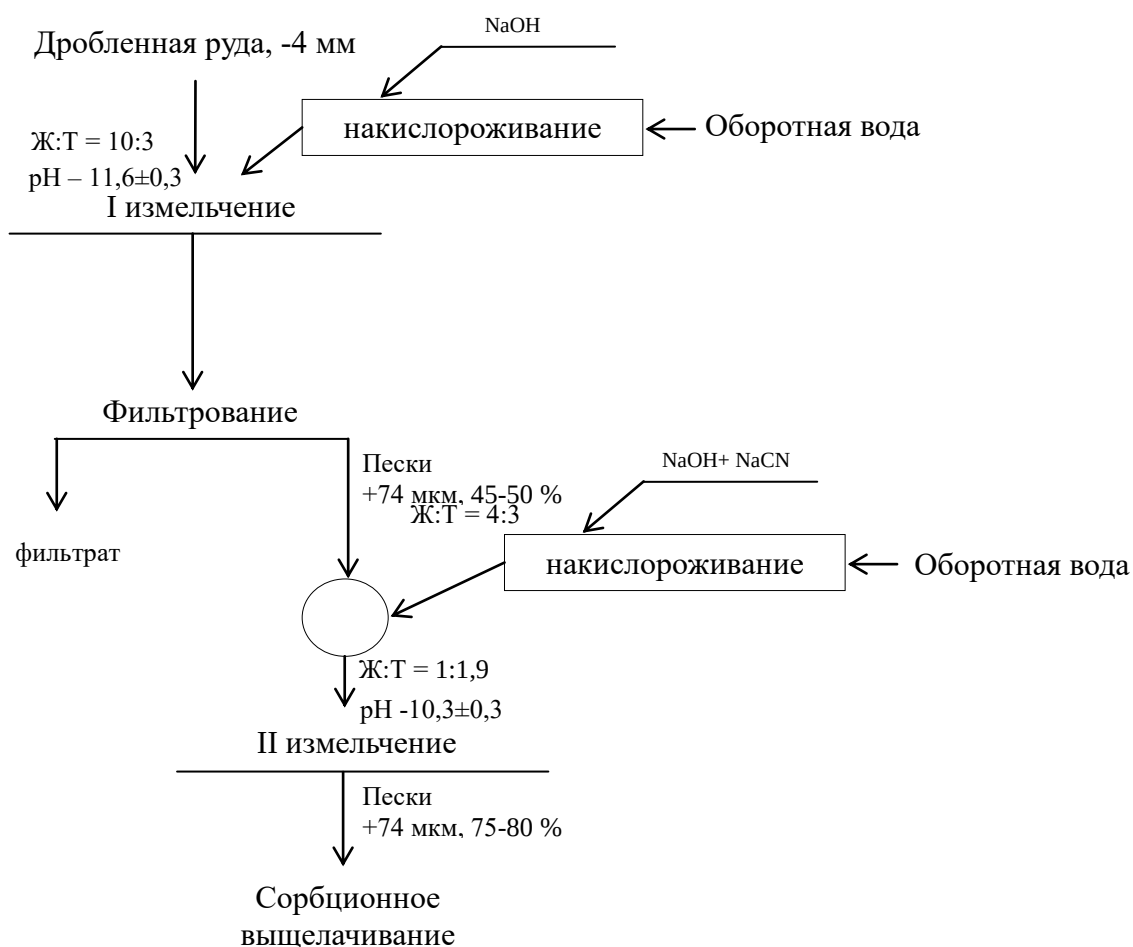


Рисунок 3.11 – Технологическая схема проведения лабораторных исследований

3.4.1 Влияние концентрации растворенного кислорода и pH среды на измельчаемость руды и степень вскрытия золоти́н (I измельчение)

Имеются данные о том, что в цикл измельчения для интенсификации процесса добавляют различные реагенты щелочных металлов и поверхностно-активные вещества, при которых можно достичь минимальной работы разрушения и, соответственно, минимальной поверхностной энергии. Известно, что наилучшим, на данный момент, реагентом, интенсифицирующим процесс измельчения, является гидроксид натрия [68]. С этим связан выбор гидроксида натрия в качестве реагента как для источника натрия, позволяющего уменьшить скорость подъема пузырьков, так и для создания pH среды и интенсификации процесса измельчения, вместо применяемой при действующей технологии гашеной извести. Кроме того, предполагается, что растворенный кислород также может играть роль интенсифицирующего агента для измельчения, что способствует увеличению степени помола. Для уточнения этого предположения проведены исследования по влиянию pH среды (измеряется на выходе из мельницы), создаваемой гидроксидом натрия, и концентрации растворенного кислорода на выход готового класса. Продолжительность эксперимента во всех опытах составила 40 мин. Результаты представлены на рисунке 3.12.

Как видно из рисунка, с увеличением pH среды до 11,6 выход готового класса увеличивается с 32 до 42 % без накислороживания и с 41 до 53 % при предварительном накислороживании. Полученные результаты свидетельствуют о том, что как повышение pH среды, так и концентрация растворенного кислорода способствуют увеличению выхода готового класса, т.е. могут играть роль реагента, интенсифицирующего процесс измельчения. Это положительно сказывается на продолжительности I измельчения и степени раскрытия золоти́н. Увеличение щелочности выше 11,6 приводит к падению степени помола. Предположительно это связано с тем, что возможно на поверхности минеральных фаз образуются плотные пленки гидроксидов, которые сопротивляясь, несколько снижают скорость их разрушения. Предполагается, что положительный эффект

проведения процесса при подаче предварительно накислороженных оборотных вод связан с окислением кислородом частиц сульфидных минералов.

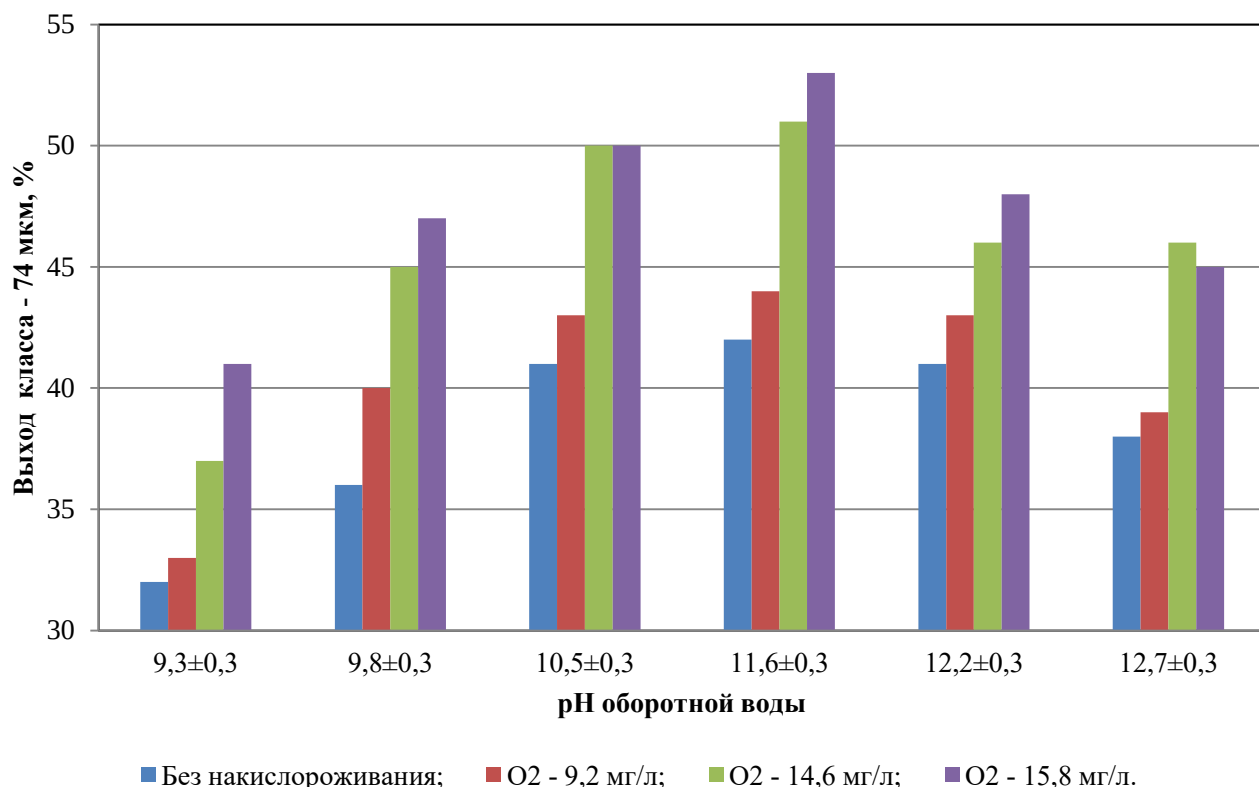


Рисунок 3.12 – Влияние pH среды на изменение выхода готового класса при различных концентрациях кислорода

Таким образом, было установлено, что ведение процесса I измельчения в щелочной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке в интервале давления от 4 до 6 атм. и с pH среды на уровне $11,6 \pm 0,3$ способствует интенсификации процесса I измельчения.

Учитывая изложенное, проведены исследования по изучению влияния концентрации растворенного кислорода на степень вскрытия золотин. Эксперименты проведены при отношении Ж:Т = 10:3, и pH среды на уровне $11,6 \pm 0,3$. После каждого эксперимента материал был подвергнут рациональному анализу для определения количества цианируемого золота. Все эксперименты проведены до достижения крупности 74 мкм, 50-55 %. Результаты представлены в таблице 3.3 и на рисунке 3.13.

Таблица 3.3 – Результаты исследования по влиянию концентрации растворенного кислорода на степень вскрытия золотин (I измельчения)

№ п/п	Концентрация растворенного кислорода, мг/дм ³	Продолжительность, мин	Выход класса –74 мкм, %	Степень вскрытия золота, д.е
1	3,7 (без наислороживания)	82	51,3	0,09
2	5,6	75	51,7	0,11
3	9,2	65	53,2	0,21
4	13,1	50	53,4	0,23
5	14,6	45	52,3	0,27
6	15,6	45	54,6	0,34
7	15,8	45	53,8	0,33

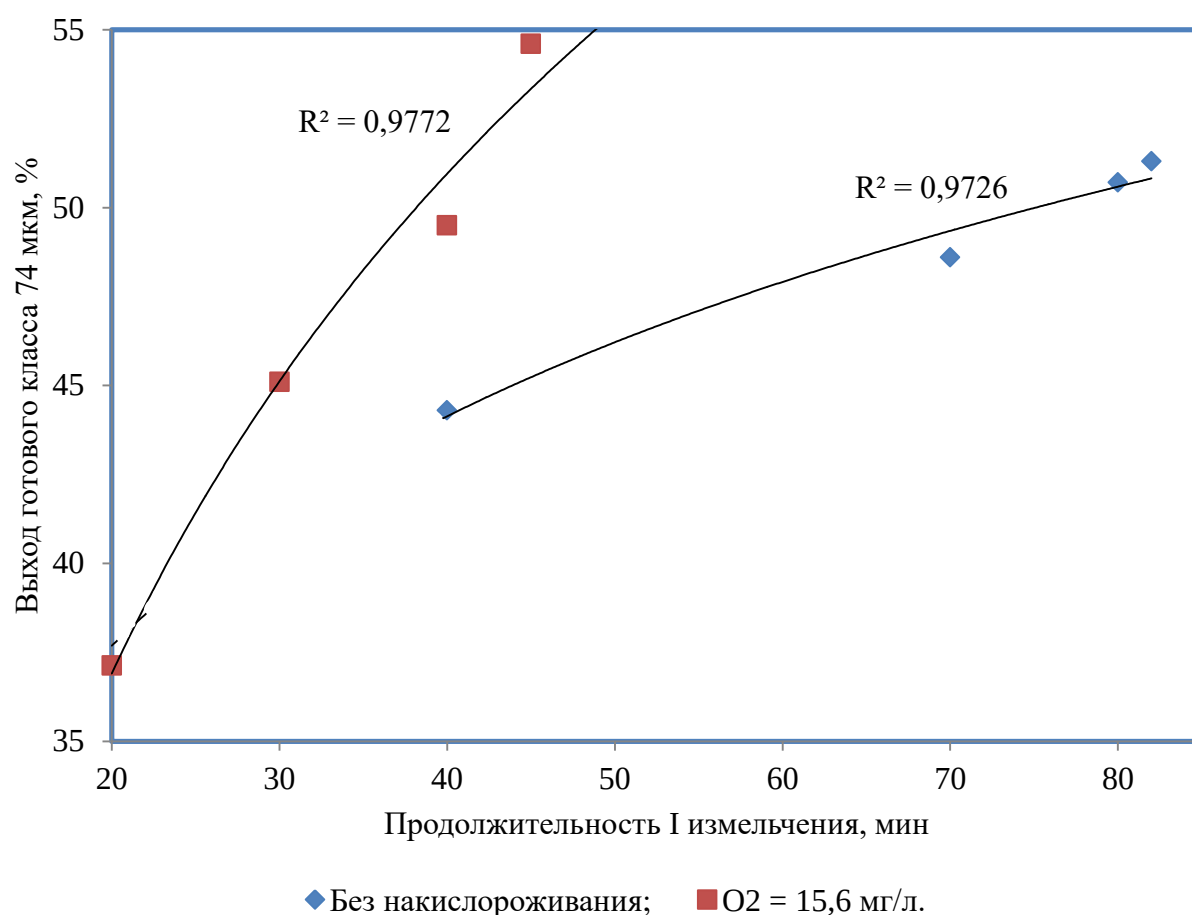


Рисунок 3.13 – Зависимость выхода готового класса 74 мкм от продолжительности I измельчения

Установлено, что с повышением концентрации растворенного кислорода продолжительность I измельчения сокращается с 82 минут до 45. Кроме того,

повышение концентрации растворенного кислорода увеличивает степень вскрытия золота с 9 до 34 %. Это объясняется тем, что растворенный кислород, адсорбируясь сульфидными минералами [69], содержащими тонкодисперсное золото, окисляет их поверхность. Это позволяет при наложении на них минимальной работы достичь разрушения и вскрытия золотин.

3.4.2 Влияние концентрации растворенного кислорода на измелъчаемость руды и извлечение золотин (II измелъчение)

Проведены исследования по цианированию измелъченного до крупности 74 мкм, 50-55 % продукта (I измелъчение) в цикле II измелъчения насыщенным кислородом щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной водой при гидроакустической обработке. Данную стадию провели при соотношении Ж:Т = 1:1,9. Начальная концентрация цианида составила 0,06 %, начальная рН среды – $10,3 \pm 0,3$ (конечная рН - $9,5 \pm 0,3$). Продукт после II измелъчения подвергался фильтрованию и сушке. Фильтрат и твердая фаза анализировались на содержание золота. Результаты представлены в таблице 3.4. и рисунке 3.14.

Таблица 3.4 – Результаты исследования по влиянию концентрации растворенного кислорода на степень извлечение золота

№ п/п	Концентрация растворенного кислорода, мг/дм³	Продолжительность, мин	Выход класса -74 мкм, %	Извлечение золота, %
1.	3,7 (без накислороживания)	45	79,4	27,3
2.	5,6	45	75,12	33,8
3.	9,2	40	78,56	36,9
4.	13,1	35	76,06	47,2
5.	14,6	25	75,92	55,5
6.	15,6	25	77,34	63,4
7.	15,8	25	78,65	63,5

Полученные результаты свидетельствуют о том, что с повышением концентрации растворенного кислорода продолжительность II измелъчения

сокращается с 45 минут до 25. Кроме того, повышается извлечение золота с 27,3 до 63,4 %.

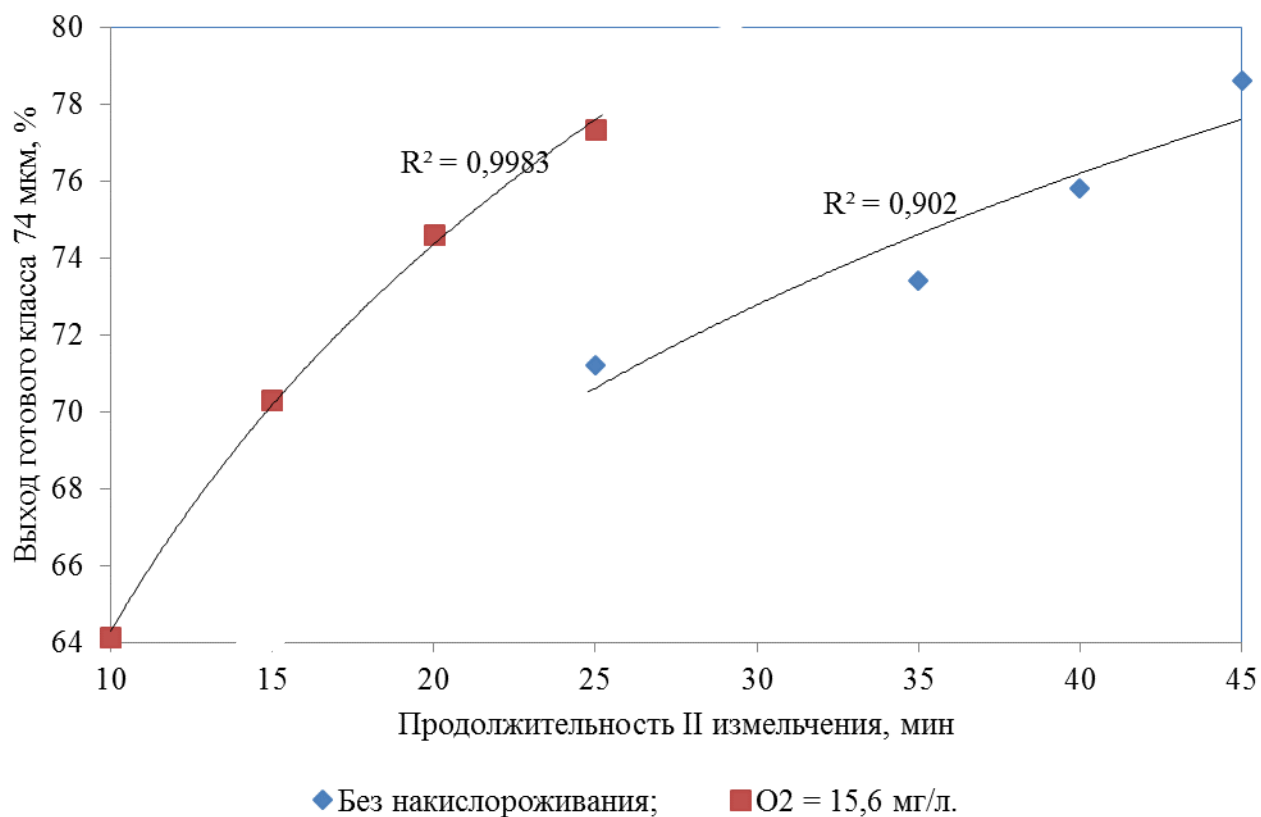


Рисунок 3.14 – Зависимость выхода готового класса 74 мкм от продолжительности I измельчения

3.5 Исследование по изучению влияния гидроакустических воздействий на образование сильнейшего окислителя - $\text{OH}^\bullet$ радикал

В работах [58, 70-72] отмечено, что при наклороживании в поле гидроакустических воздействий за счет возрастания интенсивности акустических колебаний с повышением давления подачи раствора возможно образование сильнейшего окислителя - $\text{OH}^\bullet$ радикал. В этой связи были проведены исследования.

Методика исследований. Исходным материалом для этой цели являлись стандартные золотосодержащие кварцевые пески с содержанием золота 5 г/т. Исследования были проведены в герметично закрытой ёмкости, в которой установлен однолучевой гидроакустический излучатель, куда предварительно

загружали исходный материал, растворы, щелочь и цианид. Было проведено две серии опытов:

- с обычной оборотной водой с концентрацией O_2 на уровне $3,7 \text{ мг/дм}^3$;
- с обескислороженной.

Обескислороживание раствора осуществляли путем продувки аргона через раствор до остаточного содержания кислорода в растворе на уровне $0,25\text{--}0,38 \text{ мг/дм}^3$.

Результаты исследований представлены на рисунке 3.15.

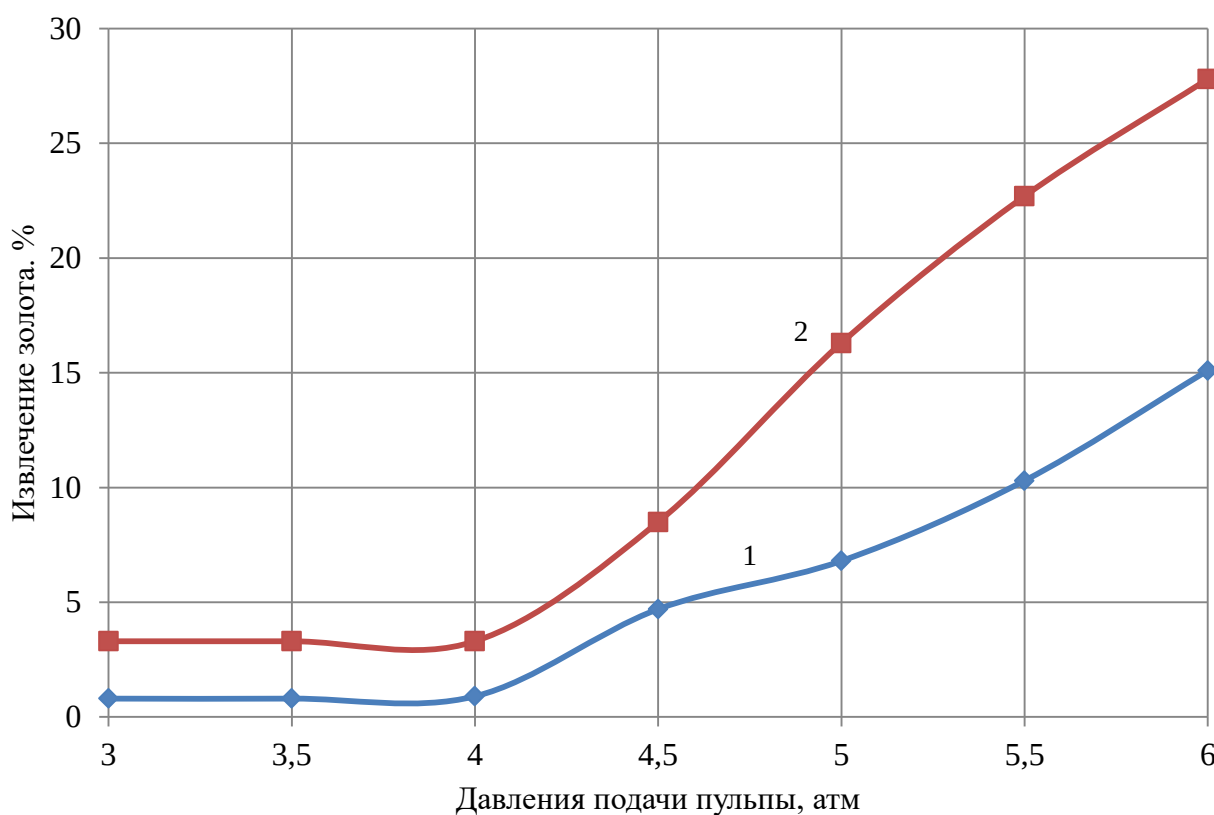


Рисунок 3.15 – Зависимость извлечения золота от давления подачи пульпы в системе: 1 – $Au-CN^-OH^-SiO_2-Ar$; 2 – $Au-CN^-O_2-OH^-SiO_2$.

Как видно из рисунка, с повышением давления подачи пульпы до 4 атм извлечение золота в растворе не меняется. Дальнейшее увеличение в системе $Au-CN^-OH^-SiO_2$ в атмосфере аргона приводит к повышению извлечения золота (кривая 1 и 2). Это объясняется тем, что в процессе обработки при повышенном давлении интенсивность колебаний возрастает [73], вследствие которого возбуждаются молекулы воды



и в дальнейшем электронно-возбужденная молекула воды диссоциирует с образованием $\text{OH}\cdot$ и $\dot{\text{H}}$ -радикалов по следующим реакциям:



Необходимо отметить, что радикалы и ионы, как известно, являются вполне устойчивыми и при отсутствии веществ, способных с ними реагировать, могут существовать весьма долго.

Кислород, присутствующий в растворе участвует в реакции трансформации $\dot{\text{H}}$ -радикала:



гидропероксидные радикалы при рекомбинации дают пероксид водорода:



Таким образом, образующиеся $\text{OH}\cdot$ радикалы и перекись водорода, являясь сильнейшими окислителями, будут участвовать в процессе выщелачивания золота. Как видно из рисунка наиболее благоприятными условиями для их образования является давление подачи раствора во входное устройство гидроакустического излучателя выше 4 атм.

Выводы по главе

1. Установлено, что образование стабильных в поле гидроакустического воздействия пузырьков и обладание особыми свойствами, обеспечивающими им длительное существование в растворе, препятствует бурному выделению растворенного кислорода из объема раствора в атмосферу.

2. На основе имеющихся данных по гидродинамическим излучателям был выбран наиболее эффективный по конструктивным особенностям однолучевой гидроакустический излучатель «веерного» типа, который способен работать при высоких давлениях подачи раствора и излучать колебания в диапазоне частот от 0,3 до 7 кГц и с максимальной интенсивностью $J = 0,3-0,8 \text{ Вт/см}^2$.

3. Установлено, что при давлении подачи раствора от 4 до 6 атм. во входное устройство гидроакустического излучателя достигается максимальная степень насыщения кислородом оборотной воды на уровне 14,6-15,8 мг/дм³.

4. Экспериментальным путем подтверждено влияние солевых ионов Na^+ и Mg^{2+} в растворе на живучесть пузырьков, образующихся при давлении подачи раствора в гидроакустический излучатель от 4 - 6 атм.

5. Обнаружено, что в процессе накислороживания в поле гидроакустического воздействия, содержащиеся в оборотной воде, анионные комплексы цветных и черных металлов с повышением давления подачи раствора во входное устройство гидроакустического излучателя разрушаются в соответствии с их константой нестойкости: $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-} > \text{Fe}(\text{CN})_6^{4-} > \text{Cu}(\text{CN})_3^{2-} > \text{Cu}(\text{CN})_4^{3-} > \text{Fe}(\text{CN})_6^{3-} > \text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Hg}(\text{CN})_4^{2-}$.

6. В ходе исследований установлено, что I измельчение в щелочной оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке способствует сокращению продолжительности получения выхода готового класса 74 мкм, 50-55 %, с 82 до 45 мин. При этом степень вскрытия золота увеличивается с 9 до 34 %.

7. Установлено, что II измельчение в щелочной оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке с

начальной концентрации цианида на уровне 0,06 % и pH среды $10,3 \pm 0,3$, способствует повышению извлечения золота с 27,3 % до 65,6 % и сокращению продолжительности измельчения с 45 до 25 с получением выхода готового класса -74 мкм, 75-80 % для последующего сорбционного выщелачивания.

8. Экспериментально доказано образование сильнейшего окислителя $\text{OH}^\cdot$ -радикала в процессе наислороживания при давлении подачи раствора во входное устройство гидроакустического излучателя выше 4 атм и экспериментально продемонстрировано активное участие этого окислителя в процессе растворения золота без участия кислорода в системе $\text{Au-CN}^- \text{-OH}^- \text{-SiO}_2 \text{-H}_2\text{O}$ в среде аргона.

Глава 4 Кинетические исследования процесса растворения золота измельчением в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом

4.1 Теоретические основы кинетики растворения золота

Первым условием протекания процесса цианирования является соотношение концентрации окислителя и растворителя вблизи поверхности растворимого вещества. Известно, что растворение золота протекает по следующей реакции



При этом максимальная скорость растворения достигается тогда, когда отношение концентрации $\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]}$ равно 6 вблизи поверхности золотин. Если вблизи поверхности $[\text{CN}^-] \ll 6 [\text{O}_2]$, то скорость перехода металла в раствор зависит от концентрации кислорода. Если $[\text{CN}^-] \gg 6 [\text{O}_2]$, то скорость растворения зависит от концентрации цианида. Таким образом, отношение концентрации растворенного кислорода и цианида является первым фактором, определяющим кинетику растворения золота [36].

Вторым условием, определяющим кинетику, является диффузия через пограничный слой раствора на границе раздела металл – раствор. Вокруг поверхности растворяющегося металла находится прилегающий к ней слой раствора (толщиной 20-50 микрон) с пониженной концентрацией веществ, расходуемых на растворение. Толщина этой плёнки меняется в зависимости от относительной скорости движения металла и раствора. По закону диффузии Фика, на скорость диффузии в гетерогенной системе влияет толщина диффузионного слоя (δ), концентрация реагента в общей массе раствора (S), интенсивность реакции на поверхности раздела, определяющаяся падением концентрации внутри плёнки ($S-C$), поверхность соприкосновения металла с раствором (F) и коэффициент диффузии (D), зависящий от температуры.

Определить соотношение этих величин можно следующим выражением скорости диффузии:

$$\frac{dx}{dt} = D \cdot F \cdot \frac{s-c}{\delta} \quad (4.2)$$

Отсюда по уравнению Смолуховского - Эйнштейна, коэффициент диффузии равен

$$D = \frac{RT}{N} \cdot \frac{1}{6\pi \cdot \eta \cdot r}, \quad (4.3)$$

где T - абсолютная температура, η – вязкость растворителя, r –радиус частицы диффундирующего вещества, R – газовая постоянная и N –число Авогадро.

То есть, количество металла, растворяющегося в течение некоторого промежутка времени $\frac{dx}{dt}$, пропорционально величине коэффициента диффузии D , поверхности растворяющегося металла F и понижению концентрации растворителя, отнесенной к толщине диффузионного слоя.

Таким образом, интенсивность перемешивания также является важным фактором, влияющим на скорость растворения золота.

Для того чтобы установить скорость растворения золота, следует считать порядок реакции и энергии активации, определяющие зависимость скорости растворения от перечисленных выше параметров.

4.2 Методика исследований

Прямое цианирование проводили при следующих условиях: отношение Ж:Т = 2:3, крупность помола – 0,074 мм, рН среды - 9,3-10,5, продолжительность - 24 часа. Для прямого цианирования использовали лабораторные агитаторы и мерные колбы.

Измельчение при цианировании проводили при следующих условиях: крупность исходной руды 74 мкм, 55-60 %, отношение Ж:Т = 1:1,9, начальная рН среды – $10,3 \pm 0,3$, концентрация O_2 - 15,6 мг/дм³, продолжительность – 360 минут. Использована мельница с подогревом. При этом предварительно исходное сырье, наислороженные оборотные воды, мелющие шары также нагревались до требуемого значения. Далее при постоянной температуре проводились исследования. Каждые 5 мин производилась остановка мельницы и измерялась температура мелющей среды.

В качестве раствора во всех опытах использовали оборотные воды.

Отделение твердого от жидкого осуществляли фильтр-прессом, работающим под давлением.

В полученных от выщелачивания кеках содержание золота определяли пробирным и атомно-абсорбционным анализом, а фильтрат анализировали атомно-абсорбционным анализом.

Извлечение золота в растворе и кеке рассчитаны по следующим формулам:

$$\varepsilon^{p-p} = \frac{\beta_{Au}^{p-p} \cdot V^{\phi-\tau}}{\beta_{Au}^{p-p} \cdot V^{\phi-\tau} + \theta_{Au}^{кек} \cdot m^{кек}} 100\% \quad (4.4)$$

$$\varepsilon^{кек} = \frac{\theta_{Au}^{кек}}{\alpha_{Au}^{исх}} \gamma \quad (4.5)$$

где: ε^{p-p} и $\varepsilon^{кек}$ – извлечение золота в фильтрате и потери золота с кеком; $\alpha_{Au}^{исх}$ – содержание золота в исходной руде; β_{Au}^{p-p} и $\theta_{Au}^{кек}$ – содержание золота в фильтрате и в кеке; $V^{\phi-\tau}$ – объем фильтрата; $m^{кек}$ – масса кека; γ – выход продукта.

4.3 Кинетические исследования растворения золота

Одним из основных критериев оценки интенсификации выщелачивания в цикле измельчения является изучение кинетики растворения золота, которая лежит в основе разработки технологии и аппаратного оформления процесса и позволяет определить оптимальные условия проведения процесса. Кинетические исследования позволяют определить зависимость скорости растворения от таких

факторов как, в данном случае, концентрация цианида и температура при условии строгого постоянства остальных параметров (рН среды, концентрация кислорода, отношение Ж:Т). Для сравнения были проведены кинетические исследования при прямом цианировании и цианировании в цикле измельчения с подачей оборотной воды без предварительного насыщения кислородом и с насыщением в поле гидроакустического излучателя.

При всех экспериментах меняющимися факторами являются концентрация цианида и температура.

Результаты приведены в таблице 4.1

Таблица 4.1 - Степень извлечения золота при различных концентрациях циан-иона

№ п/п	Время τ, мин	Степень извлечения золота при различных концентрациях циан-иона, д.е				Примечание
		0,002 %	0,004 %	0,006 %	0,008 %	
1.	5	0,001	0,009	0,012	0,016	Прямое цианирование
2.	10	0,004	0,014	0,021	0,023	
3.	15	0,009	0,019	0,027	0,026	
4.	20	0,013	0,023	0,033	0,031	
5.	25	0,016	0,028	0,038	0,036	
6.	30	0,021	0,03	0,042	0,04	
	Время τ, мин	Степень извлечения золота при различных концентрациях циан-иона, д.е				
		0,004 %	0,008 %	0,012 %	0,019 %	
7.	5	0,009	0,015	0,021	0,036	Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде
8.	10	0,018	0,023	0,042	0,044	
9.	15	0,025	0,031	0,058	0,056	
10.	20	0,031	0,039	0,066	0,061	
11.	25	0,035	0,046	0,07	0,066	
12.	30	0,036	0,055	0,074	0,07	
	Время τ, мин	Степень извлечения золота при различных концентрациях циан-иона, д.е				
		0,02 %	0,04 %	0,06 %	0,07 %	
13.	5	0,1	0,23	0,28	0,31	Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом
14.	10	0,12	0,3	0,35	0,38	
15.	15	0,17	0,36	0,49	0,42	
16.	20	0,21	0,41	0,61	0,49	
17.	25	0,24	0,48	0,66	0,56	
18.	30	0,28	0,52	0,71	0,62	

Как видно из таблицы, растворение золота при измельчении в щелочно-циансодержащей оборотной воде приводит к возрастанию скорости растворения золота. Степень извлечения возрастает с 7,4 при прямом цианировании до 63,4 %. Таким образом, полученные данные свидетельствуют о том, что последовательное измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом интенсифицирует процесс растворения золота в 15-17 раз.

С целью определения скорости растворения по реагенту на основе первоначально полученных данных, представленных в таблице 4.1 строились интегральные кривые, которые отражают зависимость степени растворения золота от продолжительности выщелачивания при различных концентрациях циан-иона. Результаты представлены на рисунках 4.1-4.3

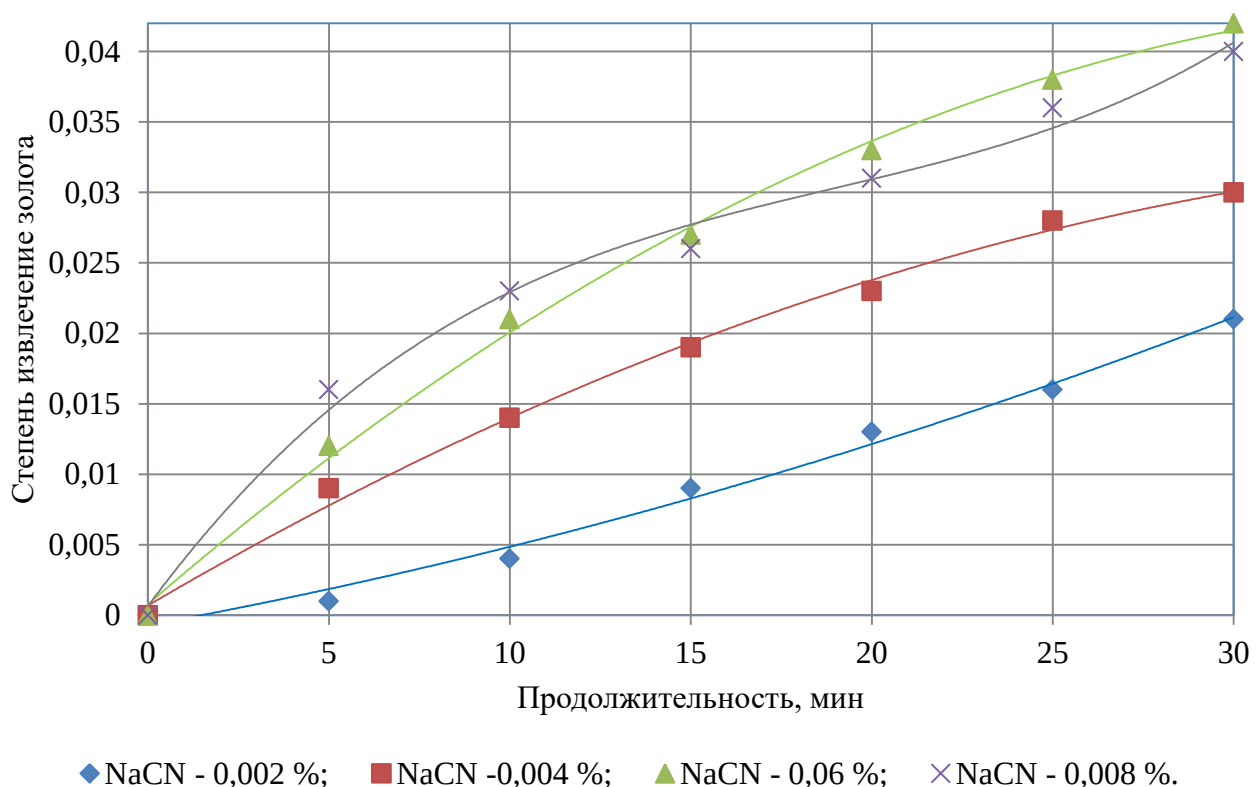


Рисунок 4.1 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности прямого цианирования

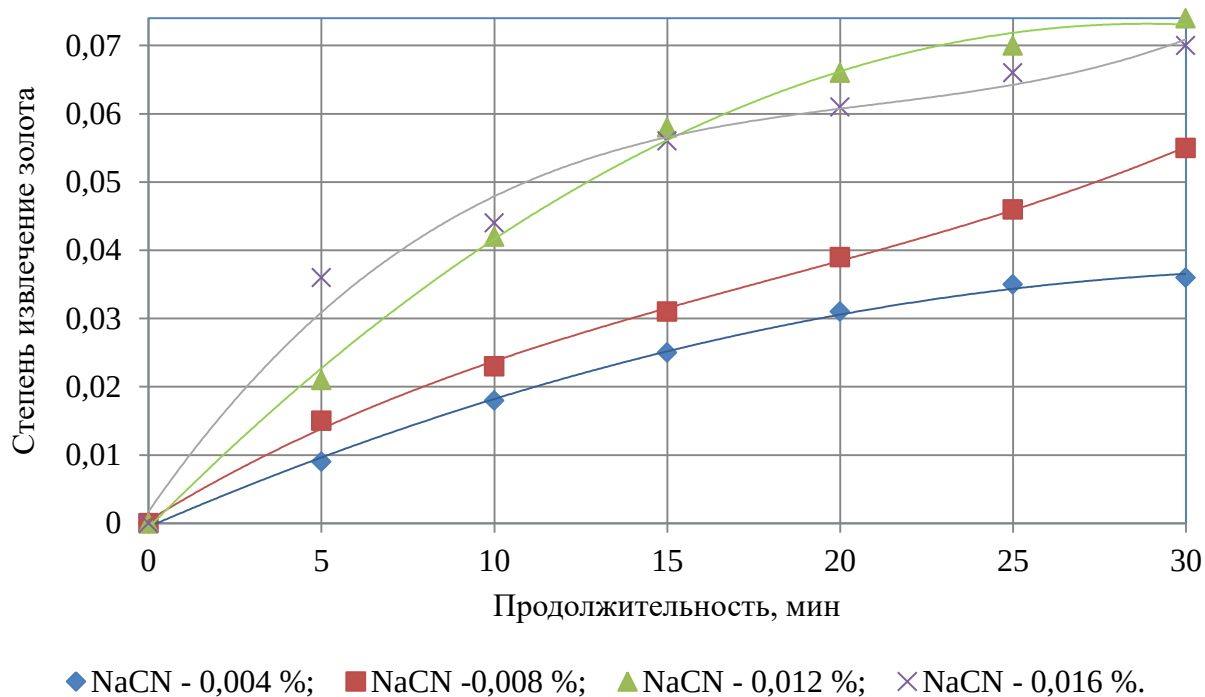


Рисунок 4.2 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности измельчения в щелочно-цианосодержащей оборотной воде

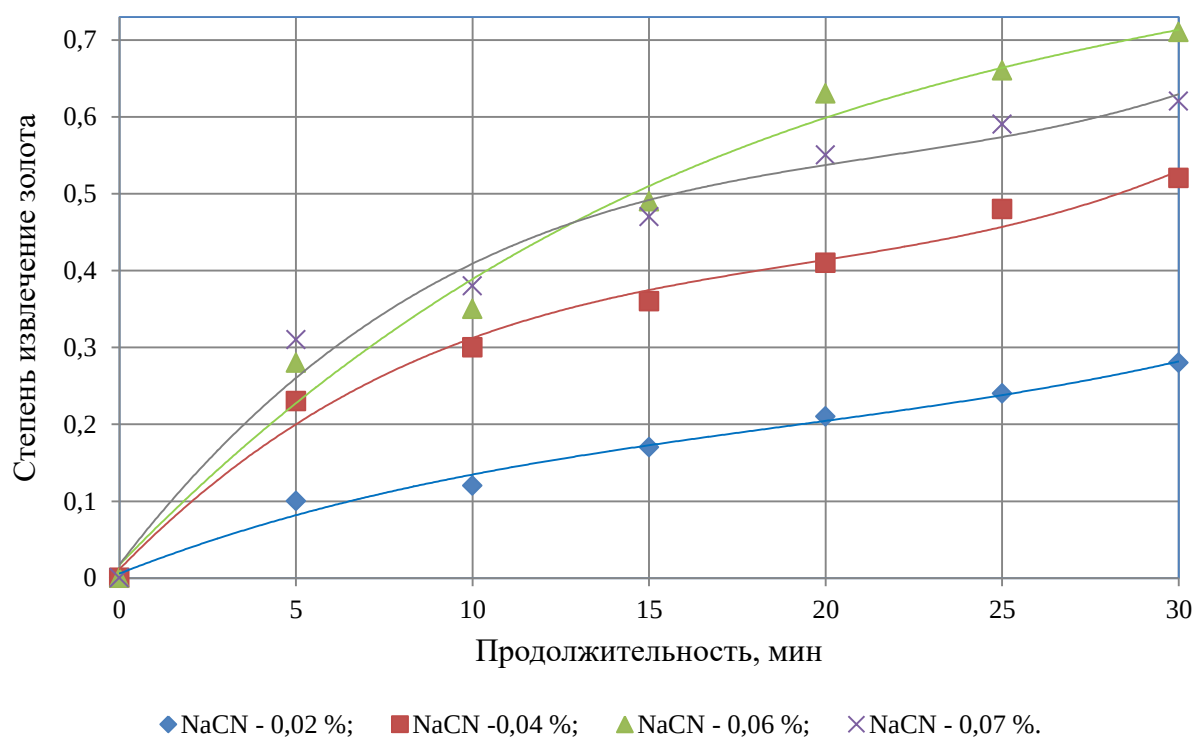


Рисунок 4.3 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности измельчения в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом

Как было отмечено ранее, вторым меняющимся фактором при кинетических исследованиях является температура. В связи с этим были проведены исследования при различных температурах по полученным данным, представленным на рисунках 4.1-4.3, при которых достигнуто максимальное извлечение золота. Результаты приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 - Степень извлечения золота при различных температурах

№ п/п	Время τ , мин	Степень извлечения золота при различных температурах, д.е.				Примечание
		298 К	303 К	308 К	313 К	
1.	5	0,012	0,01	0,008	0,005	Прямое цианирование
2.	10	0,021	0,019	0,016	0,012	
3.	15	0,027	0,026	0,024	0,021	
4.	20	0,033	0,031	0,029	0,026	
5.	25	0,038	0,037	0,036	0,031	
6.	30	0,042	0,04	0,038	0,037	
№ п/п	Время τ , мин	Степень извлечения золота при различных температурах, д.е.				Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде
		298 К	303 К	308 К	313 К	
7.	5	0,021	0,015	0,008	0,004	
8.	10	0,042	0,036	0,031	0,015	
9.	15	0,058	0,053	0,048	0,033	
10.	20	0,066	0,06	0,056	0,038	
11.	25	0,07	0,065	0,061	0,043	
12.	30	0,074	0,068	0,064	0,046	
	Время τ , мин	Степень извлечения золота при различных температурах, д.е.				Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом
		298 К	303 К	308 К	313 К	
13.	5	0,28	0,23	0,16	0,06	
14.	10	0,35	0,29	0,23	0,14	
15.	15	0,43	0,38	0,31	0,2	
16.	20	0,52	0,46	0,38	0,3	
17.	25	0,58	0,52	0,45	0,34	
18.	30	0,63	0,67	0,59	0,45	

Как видно из таблицы (таблица 4.2), с повышением температуры извлечение золота снижается, что связано, в первую очередь, с разложением цианида и анионных комплексов металлов.

Для определения константы скорости строились интегральные кривые по данным, представленным в таблице 4.2, которые отражают зависимость степени растворения золота от продолжительности выщелачивания при различных температурах. Результаты представлены на рисунках 4.4-4.6.

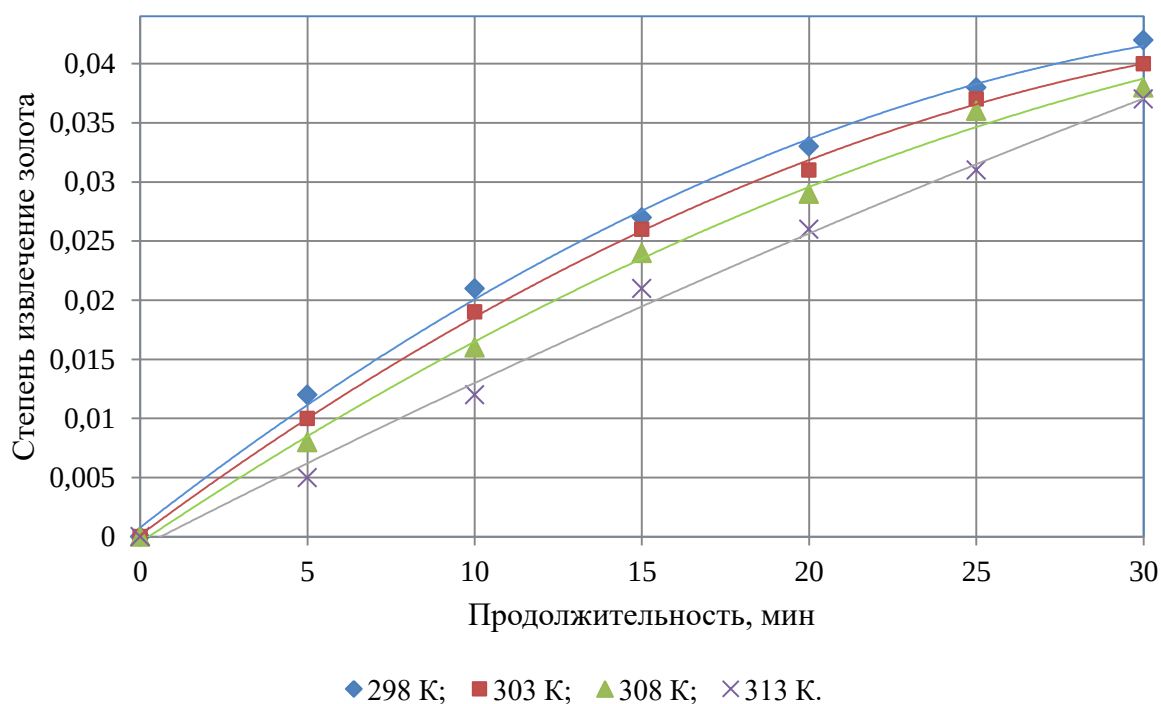


Рисунок 4.4 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности прямого цианирования

Для установления оптимальной концентрации цианида и температуры следует рассчитать порядок реакции (скорость растворения) по реагенту и энергии активации, которые позволят оценить характер и направление протекания процесса растворения металла и причин изменения скорости выщелачивания.

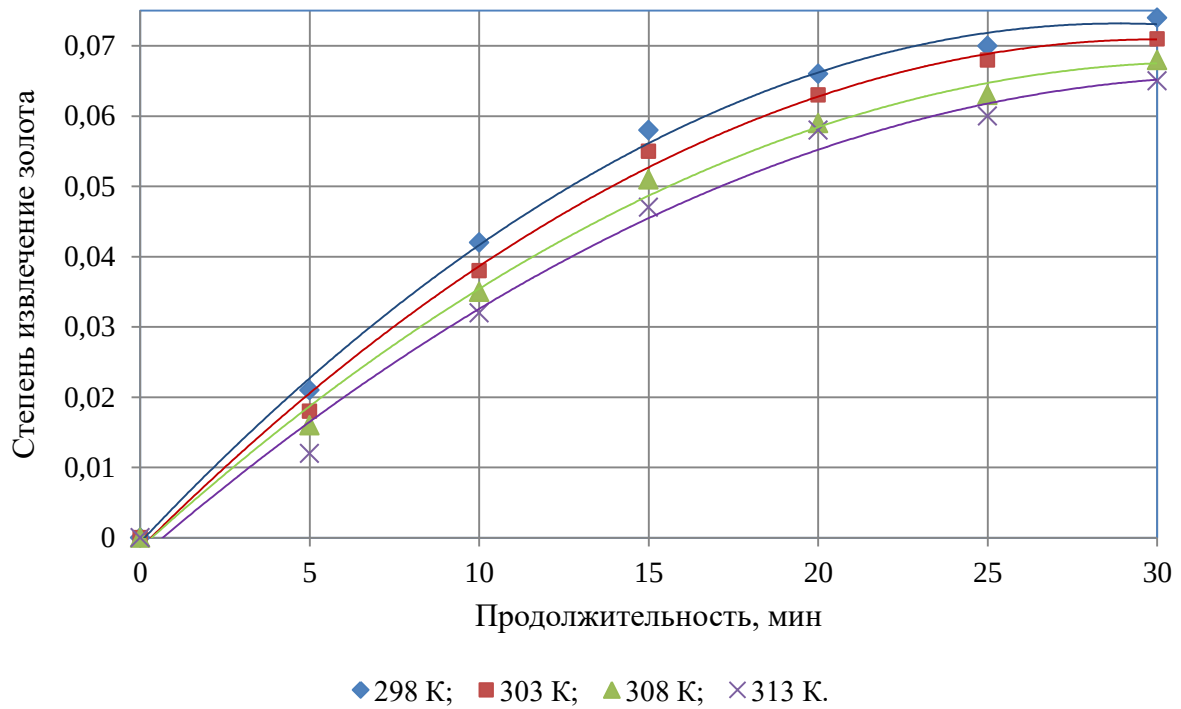


Рисунок 4.5 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности измельчения в щелочно-цианосодержащей оборотной воде

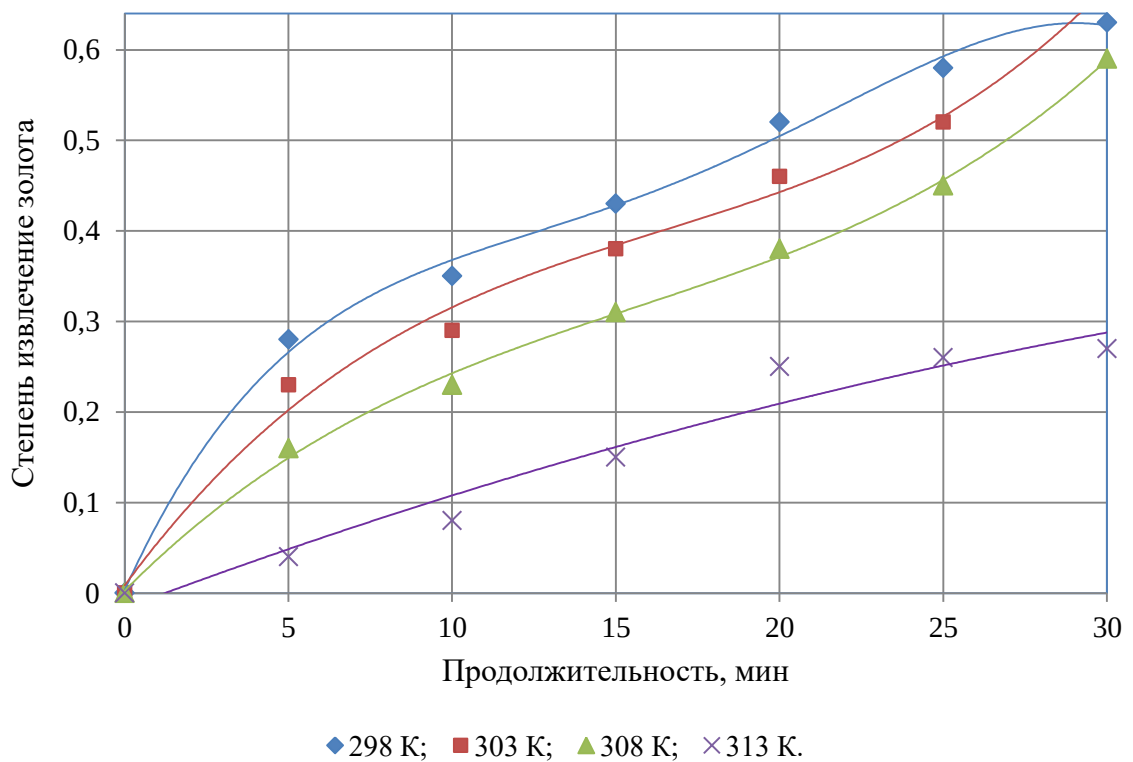


Рисунок 4.6 - Зависимость степени извлечения золота от продолжительности измельчения в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом

4.4 Расчет порядка реакции по реагенту

Следует отметить, что только расчет количественной закономерности кинетических характеристик, таких как порядок реакции по концентрации цианида и энергия активации дают возможность определить скорость самой медленной (лимитирующей) стадии и в дальнейшем особое внимание обратить на её ускорение. Поэтому изучение кинетики растворения золота лежит в основе разработки технологии и аппаратного оформления процесса и позволяет определить оптимальные условия проведения процесса [74-78].

Для кинетических описаний скорости растворения по реагенту, если скорость выщелачивания представлена как функция одной переменной – концентрации реагента (циан-иона), наиболее широко используется следующее уравнение

$$\frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = K(T)C_1^{n_1} \cdot C_2^{n_2} \cdot s \quad (4.6)$$

где: $K(T)C_2^{n_2} \cdot s = \text{const}$; α – доля прореагировавшего вещества ко времени τ ; $K(T)$ – константа скорости процесса; C_1 – концентрация кислорода; C_2 – концентрация цианида; s – поверхность металла.

Уравнение (4.6) можно перевести в логарифмическую форму

$$\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = n \ln C + \ln A \quad (4.4)$$

Представим его в виде уравнения $y = ax + b$

где:

$$y = \ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}, x = \ln C \quad (4.5)$$

$$a = n, b = \ln A \quad (4.6)$$

Это уравнение является уравнением прямой.

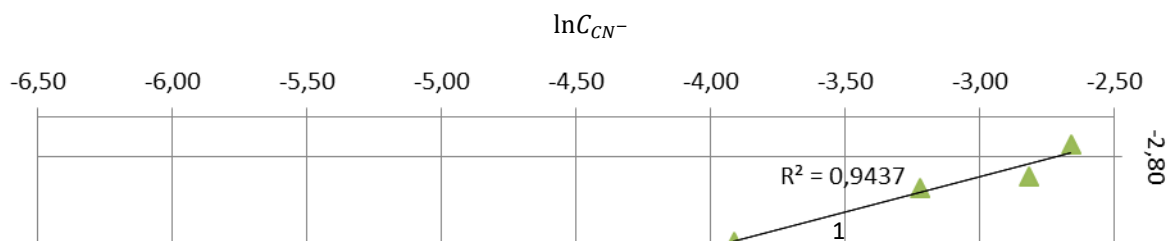
На кривых, представленных на рисунках 4.1-4.3, проводя касательные линии от нуля для нахождения $tg\beta_i$ с помощью программы grapher 4.2. зафиксировали тангенсы углов наклона касательных, построенных в точках пересечения секущей плоскости кинетических кривых растворения (в нашем случае секущая плоскость - ось x), которые равны $tg\beta_i = \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau_i}$.

Логарифмируя значения $tg\beta_i$, соответствующих определенным концентрациям циан-иона, получили значения, необходимые для построения зависимости $\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} \leftrightarrow \ln C$ с целью определения порядка реакции по реагенту (концентрации циан иона). Результаты приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Расчетные данные для построения графика с целью нахождения порядка реакции

№ п/п	$tg\beta_i = \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau_i}$	$\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = \ln(tg\beta_i)$	$\ln C_{CN^-}$	Примечание
1.	0,0005	-7,60	-6,21	Прямое цианирование
2.	0,0014	-6,56	-5,52	
3.	0,0022	-6,12	-5,12	
4.	0,0033	-5,72	-4,83	
5.	0,0020	-6,21	-5,52	Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде
6.	0,0029	-5,86	-4,83	
7.	0,0045	-5,40	-4,42	
8.	0,0077	-4,87	-4,14	
9.	0,0320	-3,44	-3,91	Измельчение в щелочно- циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом
10.	0,0480	-3,04	-3,22	
11.	0,0520	-2,96	-2,81	
12.	0,0667	-2,71	-2,66	

Так как экспериментально полученные зависимости извлечения золота от времени описывается уравнением 4.4, то откладывая на оси абсцисс значения $\ln C$, а на оси ординат $\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}$, получим прямую линию. Результаты приведены на рисунке 4.4.



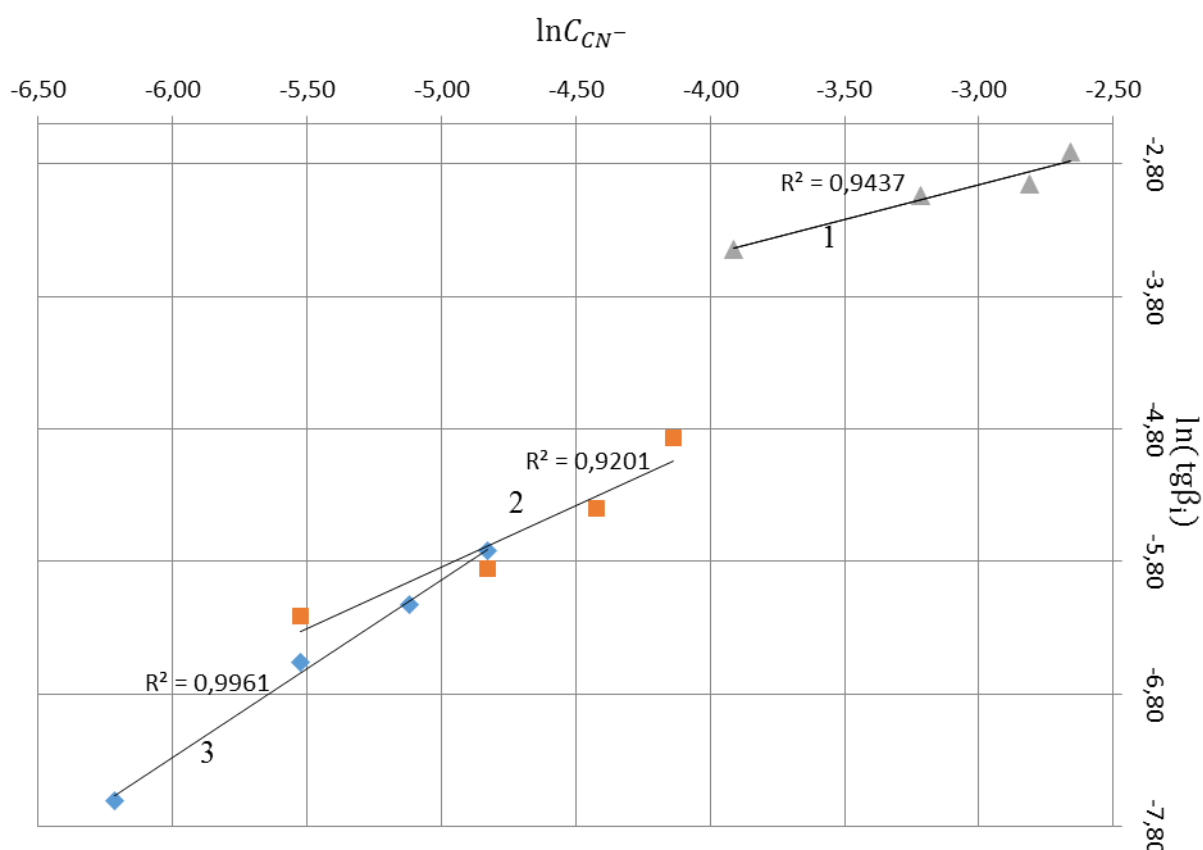


Рисунок 4.7 – Зависимость $\ln\left(\operatorname{tg} \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}\right)$ от логарифма концентрации циан-иона: 1 – измельчение в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом; 2 – тоже без насыщения; 3 – прямое цианирование.

Определяем порядок реакции (n) по реагенту (концентрации циан-иона) по тангенсу угла наклона прямых, построенных в координатах $\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} \leftrightarrow \ln C$. Результаты приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Результаты расчета порядка реакции по реагенту

№ п/п	Способы выщелачивания	Порядок реакции
1.	Прямое цианирование	$n = \operatorname{tg}\varphi = \frac{\Delta \ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}}{\Delta \ln C} > 1$
2.	Измельчение в щелочно-цианосодержащей оборотной воде	$n = \operatorname{tg}\varphi = \frac{\Delta \ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}}{\Delta \ln C} \Rightarrow 1$
3.	Измельчение в щелочно-цианосодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом	$n = \operatorname{tg}\varphi = \frac{\Delta \ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}}{\Delta \ln C} = 0.43 < 1$

Таким образом, полученные значения порядка реакции, представленные в таблице, свидетельствуют о том, что повышение концентрации цианида при измельчении в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке способствует протеканию процесса растворения по всему объему. Однако при прямом цианировании и измельчении в щелочно-циансодержащей оборотной воде без насыщения, скорость растворения золота не зависит от концентрации циан-иона из-за низкой концентрации растворенного кислорода.

4.5 Расчет кажущейся энергии активации

Одним из главных критериев кажущейся энергии активации является определение константы скорости. Константа скорости процесса является функцией от температуры при постоянстве всех остальных параметров процесса. При соблюдении этих условий для необратимого процесса константа скорости процесса равна:

$$K = A \cdot C_1^{n_1} \cdot C_2^{n_2} \cdot s \cdot e^{-\frac{E_a}{RT}} \quad (4.7)$$

где: $A \cdot C_1^{n_1} \cdot C_2^{n_2} \cdot s = A^1 = \text{const}$; A – множитель Аррениуса; E_a – энергия активации; R – универсальная газовая постоянная, равная 8,31; T – температура.

Как следует из литературы, отношение скоростей растворения при произвольно выбранной степени выщелачивания равно отношению констант скорости. Таким образом:

$$\frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = A^1 e^{-\frac{E_a}{RT}} \quad (4.8)$$

Прологарифмировав правую и левую часть уравнения получим следующее выражение:

$$\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = -\frac{E_a}{R} \cdot \frac{1}{T} + \ln A^1 \quad (4.9)$$

Представим его в виде уравнения

$$y = ax + b \quad (4.10)$$

Это уравнение является уравнением прямой и можно представить следующим образом:

$$y = \ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}, x = \frac{1}{T} \quad (4.11)$$

$$a = -\frac{E_a}{R} \quad (4.12)$$

$$b = \ln A^1 \quad (4.13)$$

Проводя касательную к соответствующей точке кривых, представленных на рисунках 4.4 - 4.6, находим значения $\operatorname{tg}\beta$, которые равны $\frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau}$. (таблице 4.4). Логарифмирование значений $\operatorname{tg}\beta$ позволяют получить данные, необходимые для построения зависимости $\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} \leftrightarrow \frac{1}{T}$ с целью определения энергии активации. Результаты представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 - Расчетные данные для построения графика с целью нахождения энергии активации

№ п/п	$\operatorname{tg}\beta_i = \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau_i}$	$\ln \frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau} = \ln(\operatorname{tg}\beta_i)$	$1/T$	Примечание
1.	0,0014	-6,57128	0,00335	Прямое цианирование
2.	0,001875	-6,27915	0,00330	
3.	0,0021	-6,16582	0,00324	
4.	0,002308	-6,07137	0,00319	
5.	0,002	-6,21461	0,00335	Измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде
6.	0,002948	-5,82663	0,00330	
7.	0,03666	-3,30607	0,00324	
8.	0,046	-3,07911	0,00319	
9.	0,015	-4,19971	0,00335	Измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом
10.	0,038	-3,27017	0,00330	
11.	0,071	-2,64508	0,00324	
12.	0,08	-2,52573	0,00319	

Исходя из полученных данных, приведенных в таблице 4.4, строится график зависимости $\ln(\operatorname{tg}\beta_i) \leftrightarrow 1/T$. Результаты представлены на рисунке 4.8

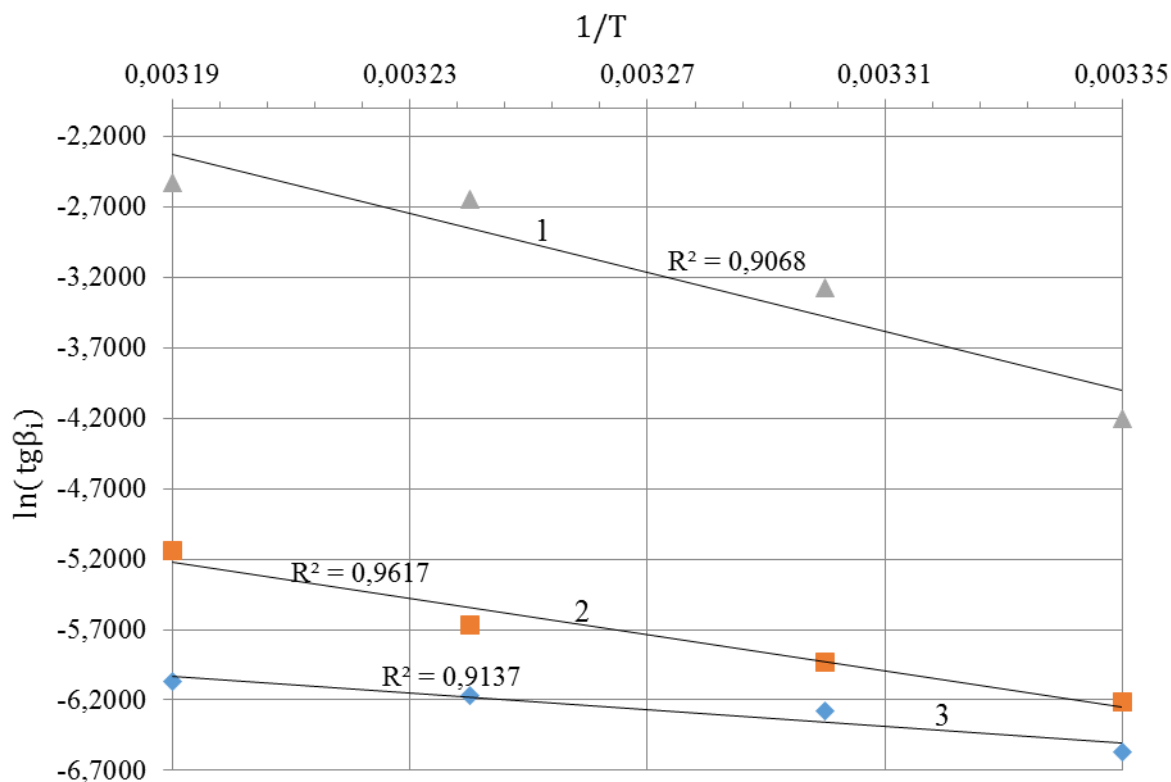


Рисунок 4.8 - Зависимость $\ln(\operatorname{tg}\frac{\Delta\alpha}{\Delta\tau})$ от обратной температуры: 1 – измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом; 2 – тоже без насыщения; 3 – прямое цианирование.

На кривых, приведенных на рисунке, тангенс угла наклона прямой равен $-E_a/R$ и E_a/R , соответственно, или при переходе от натуральных логарифмов к десятичным $-E_a/((2.3R))$ и $E_a/(2.3R)$. Отсюда считаем энергию активации по следующей формуле:

$$E_a = -\operatorname{tg}\alpha \cdot R = -\frac{\Delta \ln(\operatorname{tg}\beta_i)}{\Delta(1/T_i)} \cdot R \quad (4.14)$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.6 для каждого способа.

Из таблицы видно, что как при прямом цианировании, так и при цианировании в цикле измельчения значение энергии активации составляет менее 30 кДж/моль, что свидетельствуют о том, что растворение золота протекает в диффузионной области. Предполагается, что диффузия лимитируется низкой

концентрацией растворенного кислорода. Кроме того, при прямом цианировании на растворение золота влияет толщина диффузионного слоя из-за низкой скорости перемешивания. Таким образом, первые два способа применительно к данной руде малоэффективны.

Таблица 4.6 – Результаты расчета энергии активации

№ п/п	Способы выщелачивания	Энергия активации
1.	Прямое цианирование	$E_a = -(-2845,22) \cdot 8,314 = 23,7 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$
2.	Измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде	$E_a = -(-3385,85) \cdot 8,314 = 28,15 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$
3.	Измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом	$E_a = -(-10560,64) \cdot 8,314 = 87,8 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$

Полученное значение порядка реакции по концентрации цианида при постоянстве других параметров - меньше единицы и значение энергии активации по температуре, равное 87,8 кДж/моль свидетельствуют о том, что измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке приводит к переходу режима выщелачивания из диффузионного в кинетический.

4.6 Влияние состава природных золотин, содержащихся в руде на кинетику выщелачивания

Обнаружено, что кинетика выщелачивания кроме температуры, концентрации циан-иона и растворенного кислорода зависит также от состава золотин. В этой связи, были проведены исследования по изучению изменения состава природных золотин, содержащихся в исследуемой руде и оставшихся в хвостах. Результаты приведены в таблице 4.7.

Как видно из таблицы 4.7, содержание золота в обнаруженных золотилах, незначительно, от 56,14 до 99,99 %.

Таблица 4.7 – Состав обнаруженных единиц золотин в исходной руде

№ п/п	Содержание компонентов золотин, %		Спектры
	Au	Ag	
1.			
2.	83,12	16,88	Рисунок 4.9, Спектр 1
3.	56,14	43,86	Рисунок 4.9, Спектр 2
4.	96,71	3,29	Рисунок 4.9, Спектр 3
5.	65,19	34,81	Рисунок 4.9, Спектр 4
6.	99,99	0,01	Рисунок 4.9, Спектр 5
7.	92,13	7,87	Рисунок 4.9, Спектр 6
8.	98,99	0,01	Рисунок 4.9, Спектр 7

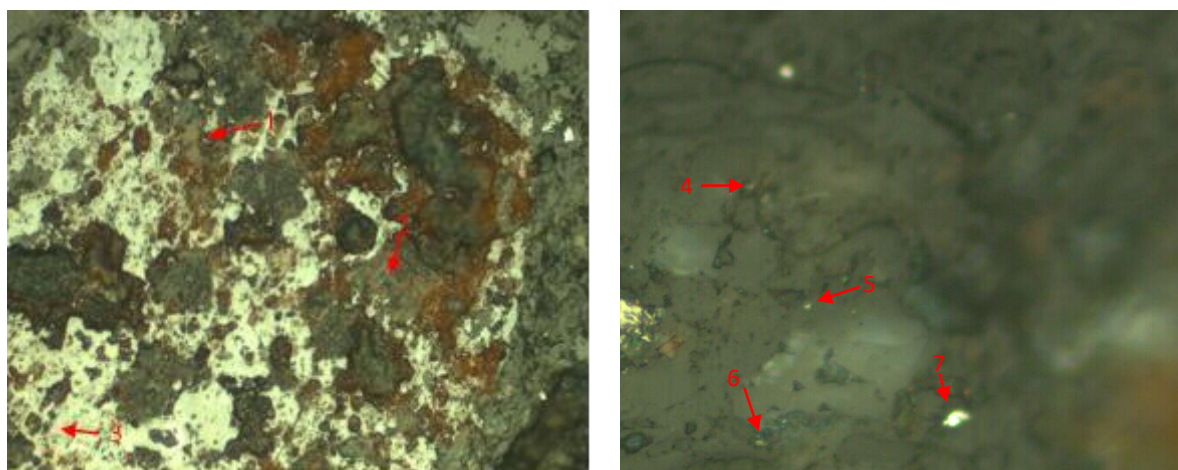


Рисунок 4.9 – Золотины в исходной руде

Таблица 4.8 – Состав обнаруженных золотин в кеке выщелачивания

№ п/п	Содержание компонентов золотин, %		Рисунок 4.10
	Au	Ag	
1.			
2.	99,85	0,01	Спектр 1
3.	99,99	0,01	Спектр 2
4.	99,99	0,01	Спектр 3

Также были изучены составы обнаруженных субмикроскопических золотин после выщелачивания в цикле измельчения. Результаты приведены в таблице 4.8.

Полученные данные свидетельствуют о том, что в пробе после выщелачивания не обнаружены золотины, имеющие в своем составе значительное количество серебра.

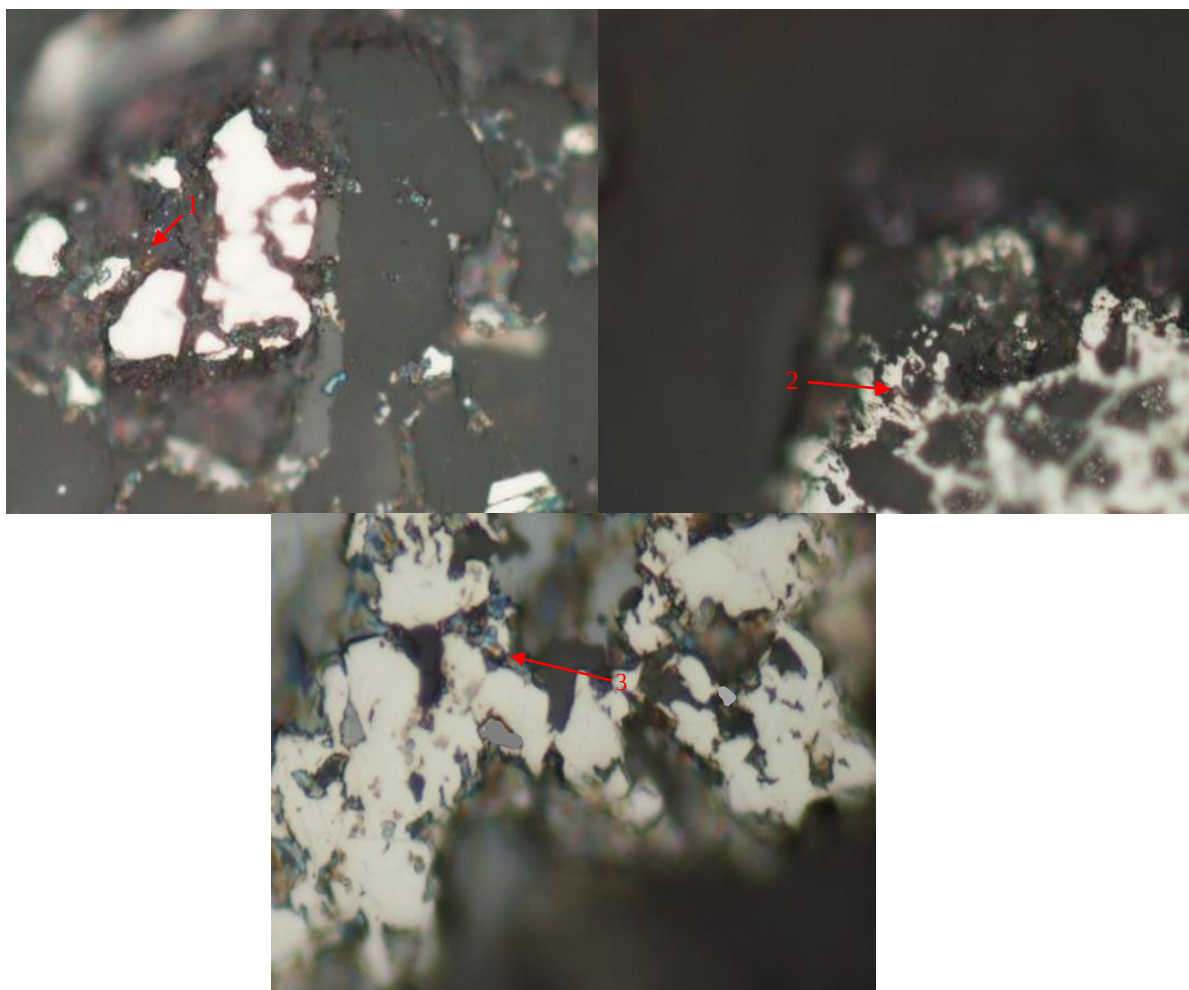


Рисунок 4.10 – Обнаруженные единицы золотин после выщелачивания в цикле измельчения

Учитывая изложенное, нами были проведены исследования по изучению влияния состава золотин на степень извлечения золота. Для этого были использованы стандартные пробы кварцевого песка, содержащего синтетические сплавы на основе золота и серебра различного состава, имеющего размер от 30 до 35 микрона. Исследования проведены при концентрации циан-иона на уровне -

0,002 %, pH среды - 9,3-10,5 и продолжительности - 30 минут. Результаты представлены на рисунке 4.11.

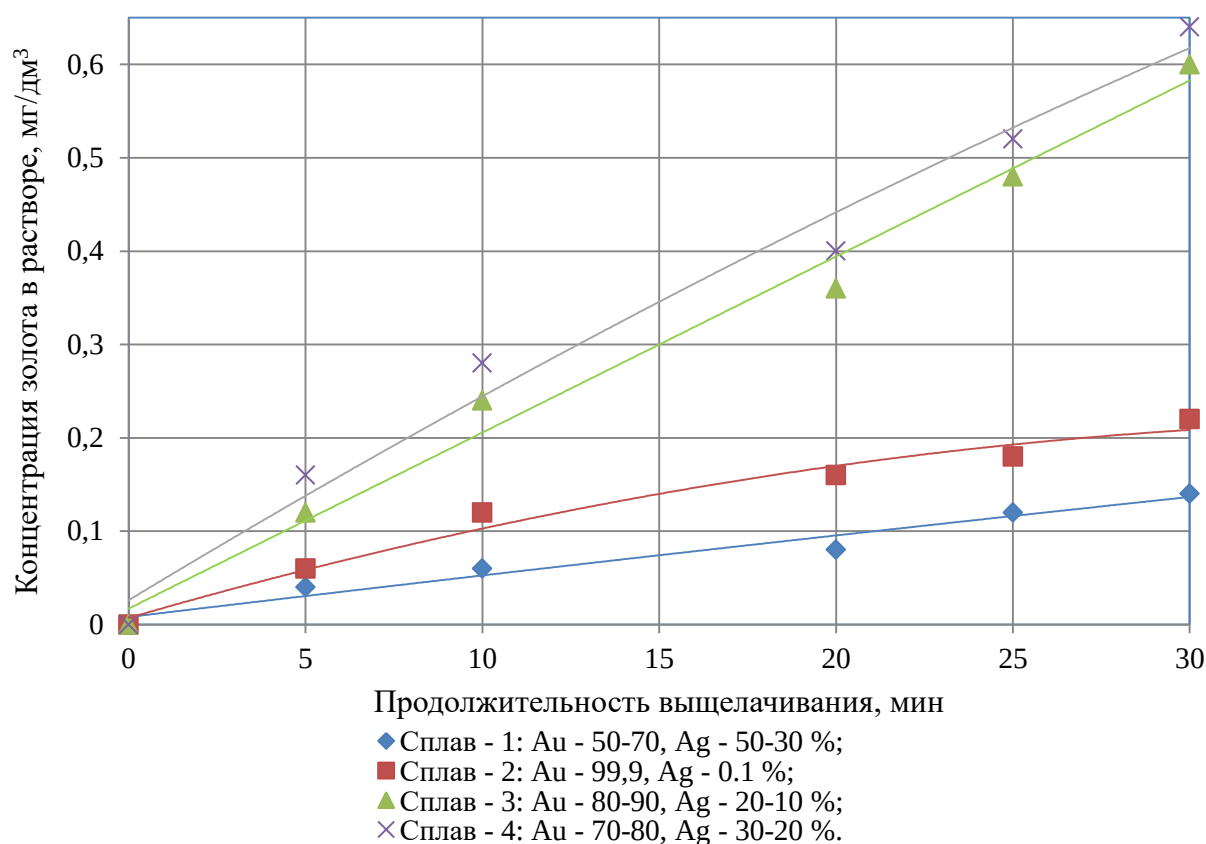


Рисунок 4.11 – Зависимость содержания золота в растворе от продолжительности выщелачивания

Как видно из рисунка, с увеличением содержания серебра в синтетически изготовленном сплаве до 30 % скорость растворения золота возрастает. Это видимо, связано с тем, что ускоряется процесс восстановления кислорода, который является самой медленной стадией в процессе растворения золота. Ускорение процесса восстановления кислорода на поверхности сплава, содержащего до 30 % серебра, происходит за счет того, что серебро, адсорбируя кислород на его поверхности (как первая стадия химической реакции) не только вступает с ним в химическое взаимодействие с образованием Ag_2O , но и диссоциирует молекулы O_2 до атомарной формы $2[\text{O}]$. Это значительно ускоряет

дальнейший процесс восстановления, заканчивающийся образованием иона гидроксила, который весьма активно участвует в процессе растворения золота.

Кроме того, как показано на рисунке, дальнейшее увеличение содержания серебра (выше 30 %) приводит к резкому уменьшению степени растворения золота. Это объясняется тем, что на поверхности сплава образуется плотная пленка Ag_2O , которая пассивирует поверхность золотин. Это в некоторых случаях приводит к полному прекращению растворения золота.

Выводы по главе

1. Полученное значение порядка реакции и энергии активации по температуре равное 87,8 кДж/моль свидетельствуют о том, что последовательное измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке приводит к переходу режима выщелачивания из диффузионного в кинетический.

2. Установлено, что наибольшую скорость растворения по сравнению с высокопробными золоти́нами (99,9 Au) имеют частицы, содержащие до 30 % серебра.

ГЛАВА 5 Полупромышленные испытания способа извлечения золота из смешанных руд месторождения Бургунда

На основании полученных экспериментальных данных, изложенных в предыдущих главах настоящей работы, проведены полупромышленные испытания по переработке смешанной руды месторождения Бургунда. Испытания проведены в периодическом и непрерывном режиме на одной из действующих фабрик общим объемом 3600 тонн руды по технологической схеме, включающей последовательное измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке и сорбционное цианирование в чанах-агитаторах с применением активированного угля. Действующая схема рудоподготовки фабрики (рисунок 3.1), включает в себя дробление руды до крупности 25 мм, 80 % и измельчение крупнодробленой руды («I стадия измельчения») в двух шаровых мельницах МШР 2700-2100 при загрузке шаров 36 т (в каждую мельницу по 18 т). Размер шаров составляют 100, 80 и 60 мм и загрузка проводится при соотношении 60, 40 и 20 %, соответственно. Для создания рН среды добавляется гашеная известь. Мельницы «I стадии измельчения» работают в замкнутом цикле с классификаторами 2КСН-1500 («I стадия классификации») для отделения мелкой фракции (слив) от крупной (пески). Пески отправляются обратно на доизмельчение в мельницах «I стадии измельчения». Плотность пульпы в этих мельницах поддерживается постоянной на уровне $1,90 - 1,95 \text{ кг/дм}^3$ (Приложение Г) и регулируется при подаче оборотных вод на выходе продукта - пески классификатора («I стадия классификации»). Слив классификатора «I стадии классификации» с крупностью менее - 74 мкм, 50-55 % и плотностью $1,35-1,40 \text{ кг/дм}^3$ направляется на II стадию измельчения в мельницах МШР 3000-2100, работающих в открытом цикле с гидроциклоном ГЦ-250 «II стадия классификации». Нижний слив - пески гидроциклона «II стадии классификации» с плотностью $1,70-1,76 \text{ кг/дм}^3$ направляются на доизмельчение на «III стадию измельчения» в мельницу МШР 3500-2100, работающую в замкнутом цикле с

гидроциклоном «II стадии классификации». Слив гидроциклона с крупностью 74 мкм, 75-80 % и плотностью 1,34-1,37 кг/дм³ является готовым продуктом процесса измельчения и направляется в цикл выщелачивания. В первом чане проводится цианирование, а в последующих чанах данная операция совмещается с сорбцией и ведется сорбционное выщелачивание.

Испытания проведены по двум схемам:

1. Прямое цианирование измельченной руды;
2. Последовательное измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке;

Первая схема. Прямое цианирование измельченной руды проводили в чанах агитаторах промышленного типа, объемом 400 м³. По данной схеме было переработано 1500 тонн руды. На стадии рудоподготовки основным меняющимся фактором являлась крупность руды, а на стадии цианирования - концентрация циан-иона. Результаты приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Результат полупромышленного испытания по схеме -прямое цианирование при различной крупности и концентрации циан иона

№ п/п	Крупность, мм/%	Концентрация циан ион, %	Содержание золота в кеке, г/т	Извлечение золота, %
1.	0,074/70-75	0,0005	1,39	54,55
2.		0,001	1,12	66,23
3.		0,002	1,42	65,36
4.	0,074/75-80	0,0005	1,39	54,46
5.		0,001	0,95	67,30
6.		0,002	1,10	64,27
7.	0,074/80-85	0,0005	1,35	54,96
8.		0,001	0,98	67,24
9.		0,002	1,01	66,26
10.	0,044/70-75	0,0005	1,24	58,61
11.		0,001	1,00	66,97
12.		0,002	1,04	65,16
13.	0,044/80-85	0,0005	1,23	59,03
14.		0,001	0,98	67,52

№ п/п	Крупность, мм/%	Концентрация циан ион, %	Содержание золота в кеке, г/т	Извлечение золота, %
15.		0,002	1,01	66,39

Как видно из таблицы, наиболее высокая степень извлечения достигнута при концентрации циан-иона на уровне 0,001 %. При этом увеличение степени помола не влияет на степень извлечения золота.

Для изучения кинетики выщелачивания и влияния плотности пульпы на степень извлечения золота при различной продолжительности были проведены серии опытов. Условия проведения испытаний следующие: рН среды 9,3 - 10,5; концентрация циан-иона на уровне 0,001 %; крупность исходного материала 0,074 мм, 75-80 %. Плотность пульпы регулировалась добавлением оборотной воды в первый чан для выщелачивания. Результаты представлены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 - Результаты полупромышленного испытания по схеме -прямое цианирование

№ п/п	Продолжительность выщелачивания, ч	Плотность пульпы, кг/дм ³	Содержание золота в кеке, г/т	Извлечение золота, %
1.	4	1,34	2,42	19,23
2.	8		2,04	32,16
3.	16		1,75	41,57
4.	24		1,52	49,18
5.	48		1,30	56,79
6.	60		1,08	64,04
7.	72		0,98	67,30
8.		1,30	0,97	67,63
9.		1,25	0,95	68,37
10.		1,20	0,94	68,51
11.		1,15	0,94	68,57
12.	84	1,34	1,01	66,18
13.	98		1,08	64,13
14.	110		1,17	60,87

Полученные данные свидетельствуют о том, что максимальное извлечение достигается при продолжительности выщелачивания -72 часа. С уменьшением плотности пульпы степень извлечения золота увеличивается. Это объясняется

тем, что с уменьшением содержания твердого в пульпе улучшается скорость перемешивания, вследствие уменьшения сопротивления. Это приводит не только к уменьшению толщины диффузионного слоя, но и к повышению степени растворимости кислорода за счет снижения вязкости пульпы. Однако следует отметить, что в производственных условиях при длительной продолжительности не рекомендуется проводить выщелачивание при низких плотностях пульпы. Это связано с тем, что данное обстоятельство требует увеличение объемов ёмкостей и число обслуживающего персонала, что приводит к дополнительным расходам, отрицательно влияющим на себестоимость получаемого металла.

Дальнейшее уменьшение извлечения золота при продолжительности выше 72 часов, связано с разложением цианидных комплексов золота из-за повышенной температуры, превышающей в летнее время $40\text{ }^{\circ}\text{C}$, свойственной северным условиям Таджикистана. Также зафиксировано, что около 33 % цианида, содержащегося в чанах, в ходе процесса разлагается. Это в конечном итоге отрицательно повлияет на степень извлечения - увеличивается расход цианида и, немаловажно, увеличивается выброс синильного газа в атмосферу.

В целом нужно отметить, что неэффективность прямого цианирования при переработке исследуемого сырья, в первую очередь, связана с длительностью процесса и низкой степенью извлечения золота.

Вторая схема. Измельчение в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке опробовано в промышленном масштабе с использованием того же оборудования, которое задействовано на фабрике (см. рисунок 5.1). Изменения были внесены только в контролируемых параметрах цеха измельчения:

- в мельницах «I стадии измельчения» подавались насыщенные в поле гидроакустического воздействия кислородом щелочные оборотные воды;
- плотность слива «I стадии классификации» поддерживалась на уровне 1,52 - 1,58 кг/дм³;

- в мельницах «II стадии измельчения» подавались насыщенные кислородом в поле гидроакустического воздействия цианидные щелочные оборотные воды, и плотность пульпы поддерживалась на уровне $1,39 - 1,42 \text{ кг/дм}^3$.

- в сливе гидроциклона «II стадии классификации» плотность пульпы поддерживалась на уровне $1,27 - 1,30 \text{ кг/дм}^3$ путем подачи насыщенных в поле гидроакустического воздействия кислородом щелочных оборотных вод цианида в мельницах «II стадии измельчения» и «III стадии измельчения».

- плотность пульпы на входе в мельницах III стадии поддерживалась на уровне $1,55 - 1,58 \text{ мг/дм}^3$.

С учетом вышеизложенного, были созданы и предварительно опробованы две установки для накислороживания объемом 5 м^3 , в которых смонтированы по 6 гидроакустических излучателей. Опробование проведено при различных давлениях подачи стоков во входное устройство гидроакустического излучателя. По принципу работы, установки идентичны лабораторной. В ходе исследования кроме измерения концентрации растворенного кислорода, также велись наблюдения за изменением концентрации цианидных комплексов цветных и черных металлов в обрабатываемой технологической воде. Результаты представлены в таблице 5.3.

Полученные результаты в ходе полупромышленных испытаний свидетельствуют о том, что с увеличением давления подачи раствора во входное сопло гидроакустического излучателя концентрация растворенного кислорода увеличивается и, кроме того, происходит разложение цианистых комплексов черных и цветных металлов, за счет возрастания интенсивности акустических колебаний. Выявленный положительный эффект разложения цианистых комплексов даёт возможность использования данной установки при накислороживании технологических вод фабрики без предварительного их обезвреживания. Разложение также подтверждено тем, что в ходе эксперимента было замечено увеличение концентрации циан-иона, что положительно сказывается на расходе цианида. Например, при насыщении кислородом в поле акустических волн технологических вод золотоизвлекательной фабрики от

переработки сульфидных руд с последующим цианированием в цикле измельчения расход цианида снизился на 440 г/т, а от переработки хвостов флотации на 285 г/т.

Таблица 5.3 – Результаты полупромышленных испытаний установки с гидроакустическим излучателем

№ п/п	Технологические воды	Давление подачи раствора, атм.	Концентр. О ₂ , мг/дм ³	Содержание компонентов после обработки, мг/дм ³			
				Fe	Cu	Zn	Hg
1.	от переработки сульфидной руды	Без установки	--	78,5	46,4	12,7	4,5
2.		1	5,6	73,1	46,2	12,7	4,5
3.		2	9,2	71,8	46,2	1,4	4,5
4.		3	13,1	53,2	46,1	0,2	4,6
5.		4	14,6	52,5	8,9	<0,1	4,5
6.		5	15,6	19,4	3,3	<0,1	4,3
7.	от переработки хвостов флотации	Без установки	--	55,8	18,3	2,1	24,6
8.		1	5,6	54,7	18,3	2,1	24,6
9.		2	9,2	51,5	18,1	<0,1	24,6
10.		3	13,1	34,7	18,2	<0,1	-
11.		4	14,6	33,2	4,3	<0,1	-
12.		5	15,6	00,2	<0,1	<0,1	24,3

Учитывая изложенное, проведены испытания с целью изучения влияния технологических параметров I измельчения в щелочной оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке на основные показатели. Контроль за pH среды и концентрацией растворенного кислорода проводили непосредственно в ёмкости с гидроакустическим излучателем. Результаты представлены в таблице 5.4.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что наиболее эффективным является ведение процесса «I стадии измельчения» при pH 11,6±0,3 и концентрации растворенного кислорода на уровне 15,6 мг/дм³. Кроме того, I стадия измельчения в щелочной оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом привела к увеличению часовой производительности мельницы с 24,6 до 31 тонн дробленой руды.

Таблица 5.4 – Результат полупромышленного испытания «I стадии измельчения»

№ п/п	Концентрация O_2 , мг/дм ³	рН среды (начальное)	Часовая производит. мельницы, тонн	Выход готового класса, -74 мкм, % (слив классификатора)
1.	Без установки	$11,6 \pm 0,3$	24,6	49,7
2.	5,6	нейтральное	18,7	50,6
3.	9,2		20,0	53,5
4.	13,1		20,4	55,3
5.	14,6		24,2	58,6
6.	15,6	нейтральное	25,6	53,0
7.		$9,3 \pm 0,3$	28,0	52,6
8.		$9,8 \pm 0,3$	33,7	50,8
9.		$11,6 \pm 0,3$	31,2	55,7
10.		$12,2 \pm 0,3$	31,2	50,8
11.		$12,7 \pm 0,3$	31,2	48,7

Как было отмечено ранее, плотность слива гидроциклона «I стадии классификации», который является непосредственно исходным продуктом «II стадии измельчения», во всех опытах поддерживалась на уровне 1,52-1,58 кг/дм³. На входах в мельницах «II стадии измельчения» плотность снизили до 1,39-1,42 кг/дм³ путем добавления предварительно насыщенной кислородом щелочно-циансодержащей оборотной воды, где помимо помола материала происходит растворение золота. Продукт «II стадии измельчения» отправлялся в «III стадию измельчения», работающую в замкнутом цикле с гидроциклоном «II стадия классификации». Слив гидроциклона этой стадии классификации являлся исходным продуктом последующего процесса сорбционного выщелачивания.

Пробу для определения извлечения золота отбирали из слива гидроциклона «II стадии классификации». Результаты приведены в таблице 5.5.

Полученные данные свидетельствуют о том, что процесс следует проводить при начальной концентрации циан-иона на уровне 0,06 % и концентрации растворённого кислорода на уровне 15,6 мг/дм³ и начальной рН среды $10,3 \pm 0,3$. Эти условия позволят достигнуть высокой степени извлечения золота.

Таблица 5.5 – Результат полупромышленного испытания цианирования в цикле измельчения, осуществляемой во «II стадии измельчения» и «III стадии измельчения»

№ п/п	Концентрация O ₂ , мг/дм ³	Выход готового класса, - 0,074 мм, %	Концентрация циан-ион, %	Извлечение, %	
				Au	Ag
1.	Без установки	76,60	0,001	13,42	9,81
2.			0,003	17,67	12,52
3.			0,004	17,71	15,51
4.	5,6	78,15	0,0075	19,12	17,26
5.			0,008	24,82	24,38
6.			0,0085	23,97	26,15
7.	9,2	79,14	0,0095	31,84	25,16
8.			0,01	34,17	27,18
9.			0,015	33,79	28,12
10.	13,1	78,82	0,01	35,30	26,15
11.			0,02	38,14	27,12
12.			0,025	38,32	27,13
13.	14,6	80,07	0,04	44,51	26,43
14.			0,05	48,12	25,87
15.			0,07	43,16	26,37
16.	15,6	79,44	0,05	56,14	24,17
17.			0,06	62,20	24,12
18.			0,065	62,23	23,98

Дальнейшее сорбционное цианирование слива гидроциклона «II стадии классификации» проводилось при следующих оптимальных условиях - pH среды на уровне 9,3-10,5 и плотность пульпы на уровне 1,27-1,30 кг/см³. В сливе содержание цианида была достаточно для дорастворения золота, так как в мельницы «II стадии измельчения» с технологическими водами реагент подавался в избытке. Результаты приведены в таблице 5.6.

Анализ данных, приведенных в таблице, показывает, что максимальная степень извлечения золота достигается при продолжительности 12 часов и загрузке сорбента на уровне 5 г/дм³.

Таблица 5.6 - Результаты полупромышленного испытания сорбционного выщелачивания слива гидроциклона

№ п/п	Продолжит., ч	Загрузк а угля, г/дм ³	Содержание Au		Извлечение, %	
			в растворе, мг/дм ³	в кеке, г/т	Au	Ag
1.	2	3	0,43	0,95	68,20	27,12
2.		5	0,27	0,95	68,24	27,13
3.		10	0,05	0,95	68,37	27,12
4.	4	3	0,13	0,73	75,64	32,15
5.		5	0,05	0,73	75,70	32,18
6.		10	<0,01	0,73	75,71	32,18
7.	6	3	<0,01	0,66	78,13	33,45
8.		5	<0,01	0,62	79,42	33,53
9.		10	н.о	0,62	79,40	33,39
10.	8	3	<0,01	0,54	81,86	33,93
11.		5	<0,01	0,54	82,04	34,15
12.		10	н.о	0,54	82,10	34,17
13.	10	3	<0,01	0,52	82,60	34,51
14.		5	н.о	0,52	82,68	34,47
15.		10	н.о	0,52	82,67	34,53
16.	12	3	<0,01	0,50	83,17	34,63
17.		5	н.о	0,50	83,18	34,68
18.		10	н.о	0,51	83,09	34,65
19.	14	3	<0,01	0,51	83,14	34,67
20.		5	н.о	0,50	83,20	34,57
21.		10	н.о	0,50	83,20	34,46

По результатам полупромышленных испытаний предложен технологический регламент (Приложение В) по реконструкции ЗИФ для интенсификации технологических процессов рудоподготовки и выщелачивания руды месторождения Бургунда, в котором на основе лабораторных, лабораторно-укрупненных и полупромышленных испытаний изложены основные рекомендации, приведены технологические параметры и произведены соответствующие расчеты:

- обоснована технология переработки руды месторождения Бургунда;

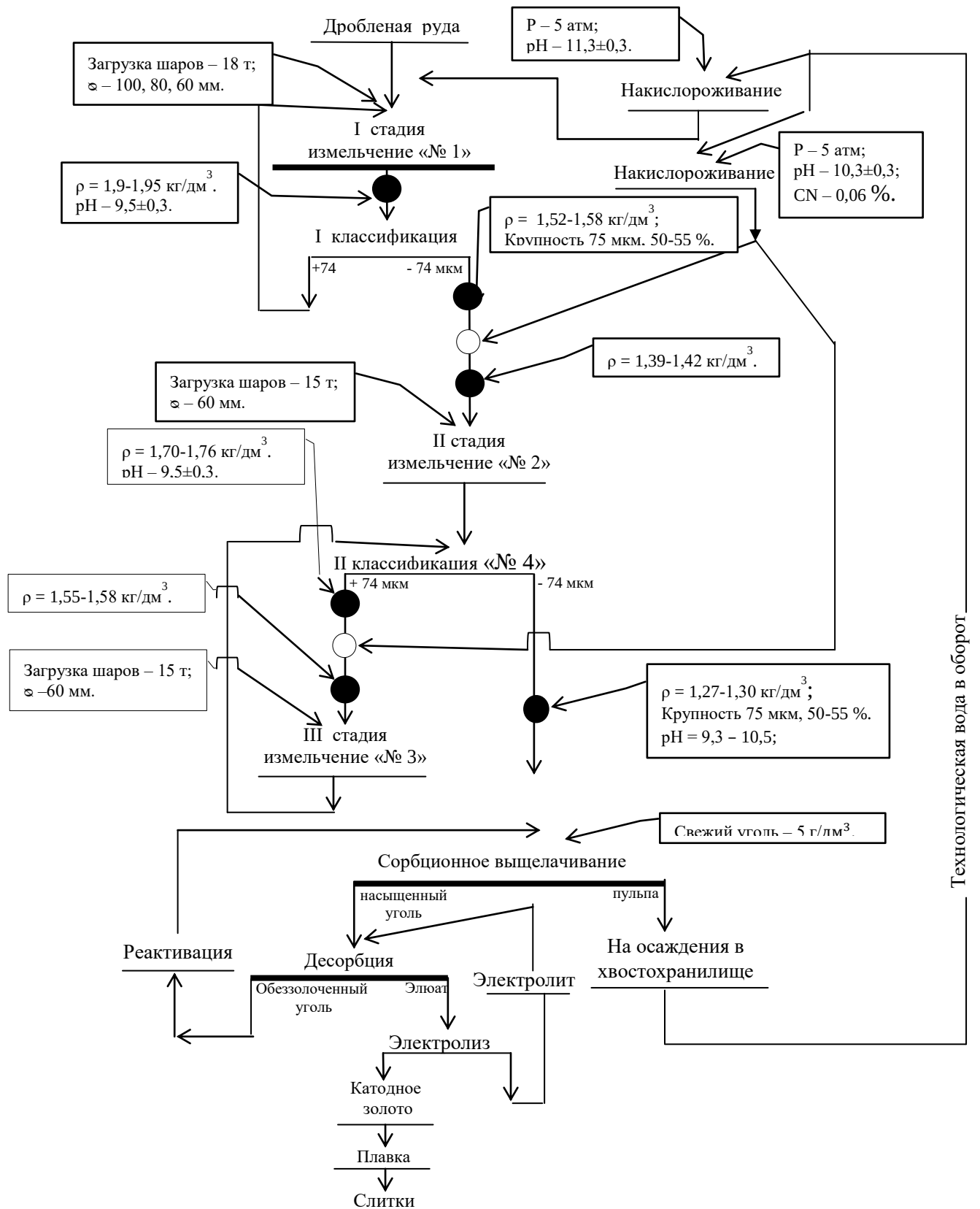


Рисунок 5.1 – Предложенная принципиальная технологическая схема переработки смешанных руд месторождения Бургунда

- приведены результаты технологических испытаний;
- предложена скорректированная технологическая схема с основными параметрами процессов;
- выбрано и рассчитано основное, и вспомогательное технологическое оборудование, устанавливаемое в ходе реконструкции (а также рассчитана водно-шламовая схема);
- приведена и описана схема цепи аппаратов, внесены соответствующие изменения в инструкции по ведению процессов и показаны основные параметры технологических операций, требующих постоянного контроля, а также представлена принципиальная технологическая схема (5.1);
- уточнены и обоснованы с соответствующими рекомендациями точки опробования и метрологическое обеспечение технологического процесса;
- разработаны требования по технике безопасности труда с учетом реконструкции фабрики;
- произведены экономические расчеты, подтверждающие целесообразность реконструкции фабрики с целью вовлечения в переработку смешанных руд месторождения Бургунда.

Экономический эффект от переработки руды по предложенной технологии за вычетом себестоимости составит 9 долларов за тонну.

Выводы по главе

1. В ходе опытно-промышленных испытаний доказана неэффективность процесса прямого цианирования применительно к смешанным рудам исследуемого объекта, обусловленная:

- низкой степенью сквозного извлечения золота – 67,24 %;
- длительностью процесса – 72 часа;
- разложением цианида – на 33 %;
- выбросом синильного газа в атмосферу.

2. Установлено, что в процессе наислороживания оборотных вод, содержащиеся цианидные комплексы металлов в них разрушаются с повышением давления подачи растворов в гидроакустический излучатель. При последующей подаче этих растворов в цикл измельчения обнаружено снижение расхода цианида на 285-440 г/т.

3. Разработана технология извлечения золота из смешанных руд, включающая последовательное измельчение руды в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, которая позволила повысить степень извлечения золота на стадии рудоподготовки с 13,42 до 62,20 % и при последующем сорбционном цианировании, данный показатель достиг 83,18 % за 12 часов.

Общие выводы

1. Руды месторождения Бургунда – смешанные золотосодержащие, сложного вещественного состава, обусловленного многообразием вмещающих пород. Основными рудными минералами является пирит и пирротин, вторичные рудные минералы представлены преимущественно карбонатами – малахитом, азуриком, редко оксидами и сульфидами. Основным ценным компонентом в руде является золото – 3 г/т, которое находится в открытых сростках (55,5 %), в сульфидах (30,8 %), в кварце и в минералах не растворимых в кислотах (12,2 %) и в свободной форме (1,2 %). По технологическим особенностям исследуемый объект относится к категории упорных руд к цианированию.

2. Установлено, что измельчение в щелочной оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке способствует сокращению продолжительности с 82 до 45 минут с получением выхода готового класса 74 мкм, 50-55 %. При этом степень вскрытия золота увеличивается с 9 до 34 %.

3. Установлено, что измельчение в щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке с начальной концентрацией циан-иона на уровне 0,06 % и рН среды $10,3 \pm 0,3$ способствует повышению извлечения золота с 27,18 % до 62,47 % и сокращению продолжительности с 45 до 25 минут с получением выхода готового класса – 74 мкм, 75-80 %.

4. Теоретически обосновано и экспериментально доказано образование окислителя ОН-радикала в процессе наислороживания при давлении подачи технологических вод во входное устройство гидроакустического излучателя выше 4 атм.

5. На основе экспериментальных данных рассчитаны порядок реакции по реагенту и кажущаяся энергия активации, равная 87,8 кДж/моль свидетельствующие о том, что при начальной концентрации циан-иона на уровне 0,06 % и температуре 298 – 303 К растворение золота при измельчении в

щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, протекает в кинетический области.

6. По результатам лабораторных исследований проведены полупромышленные испытания на ООО СП «Апрелевка» по предложенной технологии переработки смешанной руды месторождения Бургунда. Показано, что предложенная технология позволит на стадии рудоподготовки, за счет последовательного измельчения в щелочной и щелочно-циансодержащей оборотной воде, предварительно насыщенной кислородом при гидроакустической обработке, довести извлечение золота до 62,20 %. При последующем процессе сорбционного выщелачивания данный показатель достигает 83,2 %.

Экономический эффект от переработки руды по предложенной технологии за вычетом себестоимости составит 9 долларов за тонну.

Список использованных источников

1. Опыт механической обработки упорных золотосодержащих концентратов и продуктов их передела / Б. М. Рейнгольд [и др.]. – Новосибирск: Изд-во ИГиГ СО АН СССР, 1978. - 66 с.
2. Селезнева, О. Г. Разработка методов извлечения золота из упорных сульфидных концентратов с применением механохимической активации: автореф. дисс. канд. техн. наук : 05.16.02 / Андрей Витальевич Евдокимов ; Сиб. фед. ун-т, 1983. – 17 с.
3. Кулебакин, В. Г. Применение механохимии в гидрометаллургических процессах / В. Г. Кулебакин. – Новосибирск: Наука, 1988. - 272 с.
4. Аввакумов, Е. Г. Механические методы активации химических процессов / А. Г. Аввакумов. Новосибирск: Наука, 1986. - 305 с
5. Васильев, А. А. Разработка технологии переработки золотосодержащего тонкоизмельченного сырья с использованием атмосферного окисления: автореф. дисс. канд. техн. наук : 05.16.02 / Андрей Анатольевич Васильев ; ИрГТУ, 2011. – 16 с.
6. Молчанов, В. И. Активация минералов при измельчении / В. И. Молчанов [и др.]. – М. : Недра. 1988. – 208 с.
7. Ким, М. У. Акустическая интенсификация процесса цианирования золотосеребросодержащих руд / М. У. Ким // Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии. - 1979. - № 2. - С. 13-16.
8. В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова Переработка золотосодержащих рудных концентратов (обзор методов) / В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова // Известия Челябинского научного центра. – 2005. - Вып. 4 (30). С. 94-101.
9. Головченко, Н. Ю. Отработка параметров механохимического вскрытия сульфидных руд в кислых растворах / Н. Ю. Головченко [и др.]. -2015. - Т. 1. - № 5. - С: 117-120.

10. Минее, Г. Г. Безобжиговая технология извлечения золота и серебра из упорного сульфидного концентрата / Г. Г. Минеев, Т. С. Сыртланова, И. К. Скобеев // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. - 1982. - № 3. - С. 39-43.

11. Сычева, М. Н. Флотационное разделение золото-мышьяково-пиритных концентратов с предварительной обработкой их в аппарате вихревого слоя / М. Н. Сычева // Цветные металлы. - 1980. - № 5. - С. 102-105.

12. Селезнева, О. Г. Поведение элементов-примесей при механохимической активации сульфидов в планетарных мельницах / О. Г. Селезнева, В. И. Молчанов, Б. М. Рейнгольд // Известия СО АН СССР. Серия химических наук. – 1979. - Вып. 4. - С. 24-25.

13. Рейнгольд, Б. М. Изучение механохимического взаимодействия серебра с сульфидами в процессе планетарного измельчения / Б. М. Рейнгольд, В. Н. Смагунов // Известия СО АН СССР. Серия химических наук. - 1983. - Вып. 5. - № 12. - С. 111-119.

14. Варещов, В. К. Исследование поведения благородных металлов и железа при гидрометаллургической переработке трудновскрываемого сырья / В. К. Варещов, В. И. Баренцева, О. В. Лукьянов // Известия СО АН СССР. Серия химических наук. -1985. - Вып. 4.- № 11. - С. 59-62.

15. Копылов, Н. И. О нетрадиционных технологиях переработки золотосодержащего сырья / Н. И. Копылов Ю. Д. Каминский // Химия в интересах устойчивого развития. – 2001. - № 9. – С. 433-442.

16. Каминский, Ю. Д. Технологические аспекты извлечения золота из руд и концентратов / Ю. Д. Каминский, Н. И. Копылов. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. - 123 с.

17. Аввакумов, Е. Г. Механические методы активации в переработке природного и техногенного сырья / Е. Г. Аввакумов, А. А. Гусев. - Новосибирск : Академическое издательство «Гео», 2009. - 155 с.

18. Каминский, Ю. Д. Опыт применения центробежных аппаратов при переработке рудного и россыпного золота / Ю. Д. Каминский, М. Г. Денисов //

Международный симпозиум «Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд» / под ред. В. В. Кравцова. - Красноярск, - 1997. - С. 21-22.

19. Коблов, А. Ю. Разработка технологии переработки пирит-теннантитовых золотосодержащих руд : дисс. канд. техн. наук : 05.16.02 / Аркадий Юрьевич Коблов ; ОАО «ИРГИРЕДМЕТ». – Иркутск, 2010. – 138 л.

20. Механохимическая технология получения фосфорных удобрений / В. В. Болдырев [и др.] // Химия в интересах устойчивого развития. - 1996. - № 4. - С. 97-99.

21. Jankovich, A. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills / A. Jankovich // Minerals Engineering. - 2003. - V. 16. - P. 337-345.

22. La Brooy, S. R. Review of gold extraction from ores / S. R. La Brooy, H. G. Linge, G. S. Walker // Minerals Engineering. - 1994. - V. 7. - P. 1213-1243.

23. Jankovic A., Valery W. Fine and ultra-fine grinding-the facts and myths // Proceedings of the 6th Annual IIR Crushing and Grinding Conference, Perth. ~~Aust~~ 2004.

24. Delahey, G. R. Plant practice at the New Celebration gold mine / G. R. Delahey, V. Martins // International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, Kalgoorlie, WA, Aus. IMM, Melbourne (26-28 Oct.). 1992. P. 95-101

25. Ellis S., Gao M. The development of ultra fine grinding at KCGM // SME Annual Meeting. 2002. P. 25–27.

26. Anderson G.S., Burford B.D. IsaMill-the crossover from ultrafine to coarse grinding // Metall. Plant Des. Oper. Strateg. 2006. P. 10–32

27. Ультразвук в гидрометаллургии / Б. А. Агранат [и др.]. - М.: Изд-во «Металлургия», 1969. - 304 с.

28. Ким, М. У. Акустическая интенсификация процесса цианирования золотосеребросодержащих руд / М. У. Ким // Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии. - 1979. - № 2. - С. 13-16.

29. Бершицкий, А. А. Акустическая интенсификация цианирования золотокварцевых руд / А. А. Бершицкий // Научные труды МИСиС. - М. : Изд-во «Металлургия». 1977. - № 90. - С. 96-98.

30. Михайлов, А. Г. Технология обработки труднопромывистых россыпных месторождений золота / А. Г. Михайлов, В. А. Вагнер // Международный симпозиум «Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд» / под ред. В. В. Кравцова. - Красноярск, - 1997. – С. 68-71.
31. Михайлов, А. Г. Геотехнологическая подготовка россыпных месторождений / А. Г. Михайлов [и др.] // Metallurgia XXI века: шаг в будущее. Тез. докл. межд. науч. конф. - Красноярск, 1988. - С. 393-394.
32. William, G. The Metallurgy of the Non-Ferrous Metals (Classic Reprint) / G. William. – Publ.: Forgotten Books. 2015. - 538 p.
33. Shuai, X. Sh. Exploratory Study of Gold Recycle from the Tailing of All-sliming Cyanidation CIP / X. Sh. Shuai // Advanced Materials Research. – 2014. - Vol. 878. - Pp 348-352.
34. Swamy, K. M. Application of Ultrasound in Leaching / K. M. SWAMY [et.l] // Mineral Processing and Extractive Metallurgy. - 1995. - Vol. 14. - Pp 179-192.
35. Zhang, G. Ultrasound-intensified Leaching of Gold from a Refractory Ore / G. Zhang // ISIJ International. 2016. - Vol. 56. № 4. - Pp. 714–718.
36. Котляр, Ю. А. Metallurgia благородных металлов / Ю. А. Котляр, М. А. Меретуков, Л. С. Стрижко - М. : Издательский дом «Руда и Металлы», 2005. Кн. 1 - 431 с.; кн. 2 - 391 с.
37. Захаров, Б. А., Золото: упорные руды / Б. А. Захаров, М. А. Меретуков. - М. : Издательский дом «Руда и Металлы», 2013. - 452 с.
38. Jiang, H. Comparative study of auxiliary oxidants in cyanidation of silver sulfide / Hao Jiang, Feng Xie b , David B. Dreisinger // Hydrometallurgy. 2015. - № 158. – Pp. 149–156.
39. Laplantea, A. Advances in gravity gold technology / A. Laplantea, S. Gray // Developments in Mineral Processing. – 2005. - Vol. 15. - Pp. 280-307.
40. Climo, M. Biooxidation as pre-treatment for a telluride-rich refractory gold concentrate / M. Climo, H.R. Watling, W. Van Bronswijk // Minerals Engineering. – 2000. - Vol. 13. - No. 12. - Pp. 1219-1229.

41. Меретуков, М. А. Золото: химия для металлургов и обогатителей / М. А. Меретуков [и др.]. - Москва : Руда и металлы, 2014. - 411 с.
42. Меретуков, М. А. Золото: химия, минералогия, металлургия. Москва / М. А. Меретуков [и др.]. - Москва : Руда и металлы, 2008. – 528 с.
43. Евдокимов, А. В. Исследование процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов : автореф. дисс. канд. техн. наук : 05.16.02 / Андрей Витальевич Евдокимов ; ОАО «ИРГИРЕДМЕТ», 2012. – 18 с.
44. Войлошников, Г. И. Сравнение эффективности реагентов-окислителей при извлечении золота из гравитационных концентратов / Г. И. Войлошников [и др.] // Золотодобыча. -2012. - № 164. С. 14-19.
45. Электронный ресурс: [http://www.wikinvest.com/stock/Orezone_Res_\(OZN\)/Sample_Analysis_Analytical_Procedures](http://www.wikinvest.com/stock/Orezone_Res_(OZN)/Sample_Analysis_Analytical_Procedures).
46. Интенсификация процесса растворения золота в цианистых растворах / Е. А. Саварин [и др.] // Цветная металлургия. -1970. - № 10. – С. 25-26
47. Особенности цианистого выщелачивания золота в цикле измельчения / В. В. Ёлшин [и др.] // Металлург. - 2013. - № 7. - С 86-90
48. Ёлшин, В.В. Управление подачей цианида в измельчительный агрегат при переработке золотосодержащих руд [Электронный ресурс] / В.В. Ёлшин, А.А. Колодин, А.Е. Овсяков. Режим доступа: <http://berestneva.am.tpu.ru>fscommand>.
49. Барченков, В. В. Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд / В. В. Барченков. СПб. : Издательский центр Интермедиа, 2013. – 430 с.
50. Барченков, В.В. Интенсификация процессов цианирования золота с применением кислорода [Электронный ресурс] / В. В. Барченков // Золотодобыча. - 2015 Режим доступа : <http://zolotodb.ru/articles/metallurgy/factory/11044>.
51. Плаксин И.Н. Проблемы интенсификации гидрометаллургических процессов извлечения золота. Гидрометаллургия. Избранные труды. М.: Наука, 1972. - С. 68 -42.

52. Плаксин И.Н. Использование кислорода при обработке золотых руд. Гидрометаллургия. Избранные труды. М.: Наука, 1972. - С. 88-96.

53. Gray (Sandy), A. H. Intensive Cyanidation And Its Implications For The Definition Of Gravity Recoverable Gold [Электронный ресурс] / A. H. Gray //Gold & Silver Forum, Vancouver, Canada - May 2000. Режим доступа: <http://gekkos.com/sites/default/files/documents/TechnicalPaper008IntensiveCyanidationAndItsImplicationsForTheDefinitionOfGravityRecoverableGold.pdf>.

54. Епифоров, А. В. Низкотемпературное автоклавное окисление упорных сульфидных золото-медных флотоконцентратов : дисс. канд. техн. наук : 05.16.02 / Александр Владимирович Епиоров ; ОАО «ИРГИРЕДМЕТ». – Иркутск, 2014. – 144 л.

55. Меретуков, М. А, Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт) / М. А. Меретуков, А. М. Орлов. - М.: Металлургия, 1990. - 416 с.

56. Parkinson, G. The lingering lure of gold spurs processing development / G. Parkinson. Chemical Engineering. - 1985. - P. 19-25.

57. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа / К. К. Гурин [и др.] // Цветные металлы. – 2013.– № 5.– С.36-38.

58. Гурин, К. К. Исследование и разработка процесса извлечения золота из отходов золотоизвлекательных фабрик: автореф. дисс. канд. техн. наук: 05.16.02 / Константин Константинович Гурин; МИСиС, 2013. – 24 с.

59. Соболев, Р. Н. Методы петрохимических пересчётов горных пород и минералов / Р. Н. Соболев, В. И. Фельдман. - М.: Недра, 1984. - 224 с.

60. Ефремова, С. В. Петрохимические методы исследования горных пород: справочное пособие / С. В. Ефремова, К. Г. Стафеев. - М.: Недра, 1985. - 511 с.

61. Зеленов, В. И. Методика исследования золотосодержащих руд / В. И. Зеленов. Изд. 2 переаб. и доп. - М.: Недра, 1978. - 302 с.

62. Барышников, И.Ф. Пробоотбирание и анализ благородных металлов: справочник / И.Ф. Барышников, Н.Н. Попова. М.: Изд-во «Металлургия», 1978. - 430 с.

63. Акуличев, В. А. Кавитация в криогенных и кипящих жидкостях / В. А. Акуличев. – М. : Наука, 1978. – 280 с.

64. Li, M. K. Acoustic emulsification. Pt. 1. The instability of the oil-water interface to form the initial droplets / M. K. Li, H. S. Fogler // J. Fluid Mechanics. – 1978. – Vol. 88. – P. 499-511.

65. Li, M. K. Acoustic emulsification. Pt. 2. Breakup of the large primary oil droplets in a water medium / M. K. Li, H. S. Fogler // J. Fluid Mechanics. – 1978. – Vol. 88. – P. 513-528.

66. Неволин, В. Г. Опыт применения звукового воздействия в практике нефтедобычи Пермского края / В. Г. Неволин. – Пермь, 2008. – 54 с.

67. Сиротюк, М. Г. Акустическая кавитация / М. Г. Сиротюк. – М.: Наука, 2008. – 271 с.

68. Мельникова, В. И. К вопросу оптимизации процесса измельчения руд / В. И. Ятлукова, Н. Г. Литвинова // Обогащение руд. – 2006. - № 2. - С. 5-7.

69. Сидоров, С.А. Поглощение кислорода некоторыми сульфидами. / С. А. Сидоров, А. В. Бадеников, В. Я. Бадеников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007. - № 6. С 63-65.

70. Бобоев, И. Р. Исследование и разработка технологии извлечения золота из окисленных золото-медно-мышьяковистых руд таррорского месторождения: автореф. дисс. канд. техн. наук: 05.16.02 / Икромджон Рахмонович Бобоев ; НИТУ МИСиС, 2013. – 23 с.

71. Стрижко, Л.С. Способ повышения извлечения золота с применением гидроакустических излучателей / Л. С. Стрижко, Р. Г. Саруханов, И. Р. Бобоев // Современная наука: актуальные проблемы и пути их решения. Материалы 3-й международной дистанционной научной конференции. – Липец, 2013. – С.6-8.

72. Стрижко, Л.С. Способ повышения извлечения золота с применением гидроакустических излучателей / Л. С. Стрижко, Р. Г. Саруханов, И. Р. Бобоев // Современная наука: актуальные проблемы и пути их решения. Материалы 3-й международной дистанционной научной конференции. – Липец, 2013. – С.6-8.

73. Маргулис, М. А. Основы звукохимии / М. А. Маргулис. - М.: Высшая школа, 1972. - 272 с.

74. Медведев, А. С. Теория гидрометаллургических процессов. Теория и практика гидрометаллургических процессов, лежащих в основе производства цветных и редких металлов / А. С. Медведев, Е. В. Богатырева. - М.: Издательский Дом МИСиС, 2009. - 347 с.

75. Каковский, И. А. Кинетика процессов растворения / И. А. Каковский, Ю. Н. Поташников. - М.: Изд-во Металлургия, 1975. - 223 с.

76. Погорелый, А. Д. Теория металлургических процессов / А. Д. Погорелый. - М.: Металлургия, 1971. - 503 с.

77. Каковский, И. А. Термодинамика и кинетика гидрометаллургических процессов / И. А. Каковский, С. С. Набойченко. - Алма-Ата: Наука, 1986. - 272 с.

78. Зеликман, А. Н. Теория гидрометаллургических процессов / А. Н. Зеликман, Г. М. Вольдман, Л. В. Беляевская. - М.: Изд-во «Металлургия», 1983. - 424 с.

Основные публикации автора:

79. Бобозода, Ш. Кинетика и механизм наислороживания оборотных вод при цианировании в цикле измельчения / Ш. Бобозода, Л. С. Стрижко, И. Р. Бобоев // Цветные металлы. - 2015. - № 3 (897). - С. 10-14.

80. Бобозода, Ш. Кинетика цианирования золотосодержащей руды в цикле измельчения при подаче насыщенных кислородом оборотных вод / Ш. Бобозода, Л. С. Стрижко, И. Р. Бобоев // Технология металлов. - 2015. - № 5. - С. 3-10.

81. Бобозода, Ш. Полупромышленные испытания технологии выщелачивания золота в цикле измельчения с применением гидроакустического излучателя / Ш. Бобозода, И. Р. Бобоев, Л. С. Стрижко // Цветные металлы. - 2016. - № 7 (883). - С. 32-38.

82. Бобозода, Ш. Управление процессом и прогнозирование выщелачивания сырья с применением гидроакустического излучателя / Ш. Бобозода [и др.] // Системы. Методы. Технологии. – 2014. - № 4(24). - С. 115-122.

83. Бобозода, Ш. Прогноз и управление процессом цианирования золотосодержащего сырья с применением гидроакустического излучателя / Л. С. Стрижко, Ш. Бобозода, И. Р. Бобоев // Технология металлов. - 2015. - № 5. - С. 11-17.

84. Бобозода, Ш. Извлечение золота из золото-медьсодержащего сырья / Ш. Бобоева [и др.] // Цветные металлы. – 2014. – № 6. - С 37-41.

85. Бобозода, Ш. Выщелачивание упорных окисленных золотых руд, содержащих медь / И. Р. Бобоев, Ш. Бобозода, Л. С. Стрижко // Metallurg. - 2015. - № 10. - С. 78-80.

86. Бобозода, Ш. Кинетические исследования сульфидирующего обжига удаления мышьяка скородита при переработке упорных окисленных золотосодержащих руд / Ш. Бобозода [и др.] // Цветные металлы. - 2015. - № 8. - С. 24-28.

87. Бобозода, Ш. Кинетические исследования аммиачно-цианидного выщелачивания золота / Ш. Бобозода [и др.] // Наука и Мир. - 2014. - Т. 1. - № 11 (15). - С. 49-52.

88. Bobozoda, Sh. Intensification method of treatment of the refractory gold flotation concentrate // Sh. Bobozoda [and atc.] / Materials of the V International Conference «Science and Education».- Munich (Germany). 27-28 february.- 2014.- vol. I.- P.85-91.

89. Bobozoda, Sh. Cyanidation in the crushing cycle at supply of the oxygenated reverse waters // Sh. Bobozoda, L.S. Strijko, I.R. Boboev / Materials of the VI International Research and Practice Conference «Science, Technology and Higher Education».- Westwood (Canada). 12-13 November.- 2014.- vol. II. – P.382-385.

90. Бобозода, Ш. Интенсификационный способ выщелачивания золота в цикле измельчения // Ш. Бобозода, Л. С. Стрижко, И. Р. Бобоев / Сборник статей Международной научно-практической конференции «Теоретические и практические вопросы науки XXI века». 28 Ноября 2014 г, г. Уфа. Ч. 2. - С. 26-28.

91. Bobozoda Sh. Physico-chemical basis of ammonia-cyanide leaching of refractory copper ores and concentrates // Sh. Bobozoda [and atc.] / Materials of the II

International Conference «Global Science and Innovation».- USA (Chicago) 21-22 May.- 2014. vol. II.– P.120-125.

92. Бобозода, Ш. Предложение по интенсификации процесса кучного выщелачивания золотосодержащего сырья / Ш. Бобозода [и др.] / Сборник материалов I международной научно-практической конференции: «Естественные и технические науки: опыт, проблемы, перспективы». 6 Июня 2015 г. г. Ставрополь - С 52-55.

93. Пат. РФ № 2579858, МПК С 22 В 11/08, В 22 F 9/04. Способ извлечения золота из руд [Текст] / Бобозода Ш.; заявитель и патентообладатель НИТУ "МИСиС". - № 2014146688/02; заявл. 20.11.2014; опубл. 10.04.2016, Бюл. № 10. – 7 с.

94. Решение о выдаче патента на изобретение от 23.09.2016 № 2015129026/02 (044926). Способ интенсификации процесса кучного выщелачивания золота из руд / Бобозода Ш.; заявитель и патентообладатель НИТУ "МИСиС".

**ПРИЛОЖЕНИЕ А. Акт о проведении полупромышленных
испытаний смешанной руды месторождения Бургунда**



«УТВЕРЖДАЮ»

Генеральный директор

СТК ООО «Апрелевка»

Маджидов Б.С.

АКТ

о проведение полупромышленных испытаний смешанной руды
месторождения Бургунда

ООО СП «Апрелевка», начиная с 2011 года, ведет исследовательские работы по усовершенствованию технологии переработки смешанных руд месторождения Бургунда. В Таджикистане и за рубежом опробованы различные комбинированные схемы: гравитация-цианирование; флотация - цианирование; предварительные физические и механические воздействия. Однако, все работы относительно этих схем из-за низких показателей по извлечению золота и по экономическим соображениям приостановлены. Установлено, что наиболее рентабельным по-прежнему является классическая схема – прямое цианирование. Данная технология имела существенные недостатки – длительность процесса цианирования, высокие расходы цианида, разложение цианида в летний период времени. Поэтому дальнейшие исследования были направлены для решения этих недостатков. При непосредственном участии Бобозода Ш. совместно с сотрудниками НИТУ «МИСиС» был выполнен ряд работ по интенсификации процесса цианирования. Было опробовано цианирование в присутствии ускорителей и при повышенных концентрациях кислорода. Оба эти технологические решения дали положительные результаты. Предварительные экономические расчеты показали, что наиболее эффективным является проведение процесса при высоких содержаниях кислорода. В ходе научно-исследовательских работ выявлено, что целесообразно применить для повышения концентрации кислорода ультразвуковой излучатель который ранее был разработан на базе

НИТУ МИСиС. Кроме того, предложено совмещать процесс цианирования и измельчения в цикл которого вводятся оборотные воды насыщенные кислородом с помощью излучателя. Подробное описание других технологических решений, которые опробованы, представлены в приложении А.

Таким образом, по предложенной технологической схеме проведены полупромышленные испытания (схема 1).

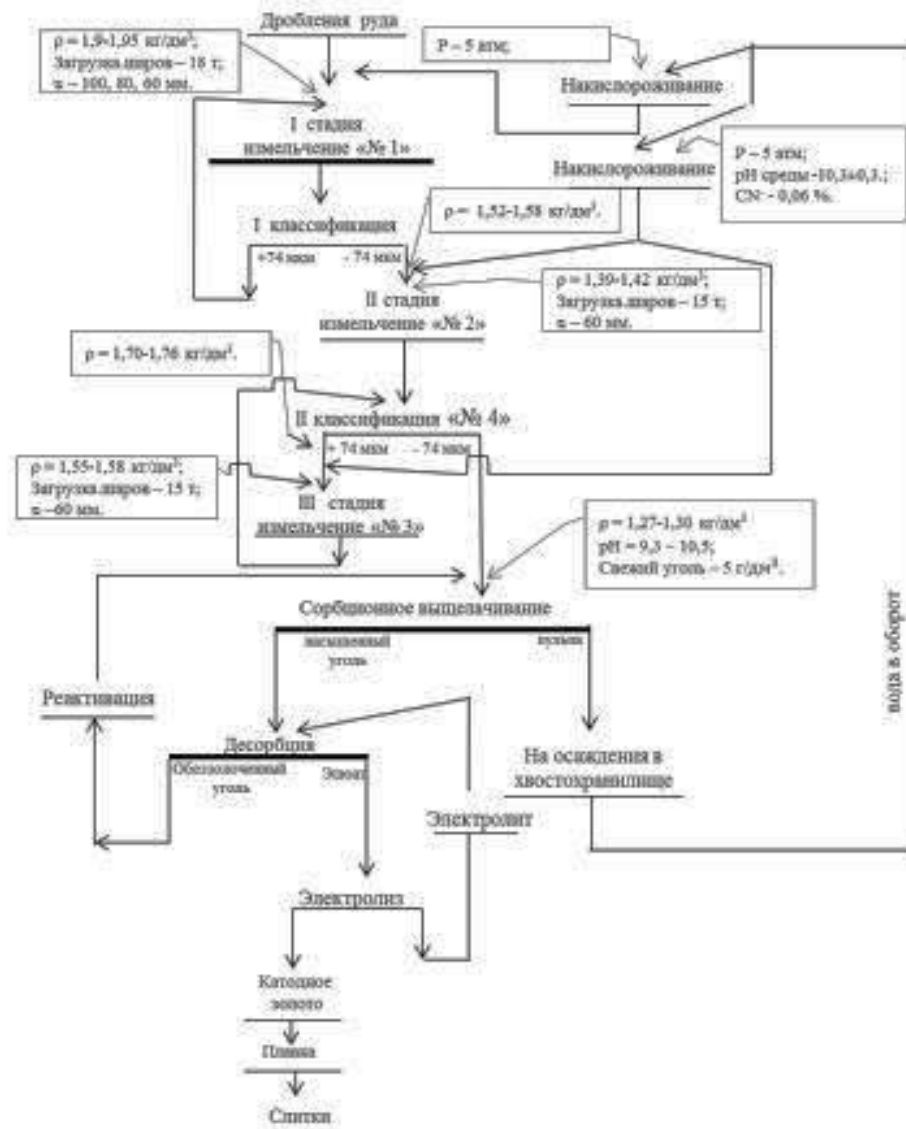


Рис. 1. Технологическая схема

Цианирование в цикле измельчения, при подаче насыщенных кислородом растворов в промышленном масштабе, проведено с использованием того же оборудования, которое задействовано на фабрике. Изменения были внесены только в контролируемых параметрах цеха измельчения: 1. В мельницы первой стадии измельчения подавались, насыщенные кислородом, щелочные растворы. 2. Плотность слива на первой стадии классификации поддерживалась на уровне $1,52 - 1,58 \text{ кг/дм}^3$. 3. В мельницы второй стадии измельчения подавались насыщенные кислородом растворы и плотность пульпы поддерживалась на уровне $1,39 - 1,42 \text{ кг/дм}^3$. 4. В сливе гидроциклона второй стадии классификации плотность пульпы поддерживалась на уровне $1,27 - 1,30 \text{ кг/дм}^3$ путем подачи насыщенных кислородом растворов цианида в мельницах второй стадии измельчения и третьей стадии измельчения. 5. Плотность пульпы на входе в мельницы третьей стадии поддерживалась на уровне $1,55 - 1,58 \text{ кг/дм}^3$. Результаты показаны в таблице.

Результаты испытаний

Результаты испытаний первой стадии измельчения			
Концентрация O_2 , кг/дм^3	pH (конечное)	Производительность мельницы, тонн	Выход класса, - 106 мкм, %
3,7 (б/у)	$9,5 \pm 0,3$	24,6	58,47
5,6	нейтральное	18,7	57,50
9,2		20,0	59,14
13,1		20,4	61,22
14,6		24,2	63,42
15,6	нейтральное	25,6	60,15
	$7,5 \pm 0,3$	28,0	58,19
	$8,5 \pm 0,3$	33,7	61,24
	$9,5 \pm 0,3$	31,2	62,32
	$10,5 \pm 0,3$	31,2	61,18
	$11,5 \pm 0,3$	31,2	61,20
Результаты испытаний второй стадии измельчения			

Концентрация O_2 , мг/дм ³	Выход класса, - 0,074 мм, %	Концентрация цианида, %	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %	
3,7*	76,60	0,001	13,42	9,81	
		0,003	17,67	12,52	
		0,004	17,71	15,51	
5,6	78,15	0,0075	19,12	17,26	
		0,008	24,82	24,38	
		0,0085	23,97	26,15	
9,2	79,14	0,0095	31,84	25,16	
		0,01	34,17	27,18	
		0,015	33,79	28,12	
13,1	78,82	0,01	35,30	26,15	
		0,02	38,14	27,12	
		0,025	38,32	27,13	
14,6	80,07	0,04	44,51	26,43	
		0,05	48,12	25,87	
		0,07	43,16	26,37	
15,6	79,44	0,05	56,14	24,17	
		0,06	62,20	24,12	
		0,065	62,23	23,98	
Результаты сорбционного выщелачивания					
Время сорбц. выщел., ч	Загрузка угля, г/л	Концентрация Au в фильтрате, мг/дм ³	Концентрация Au в кеке, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %
2	3	0,43	0,95	68,20	27,12
	5	0,27	0,95	68,24	27,13
	10	0,05	0,95	68,37	27,12
4	3	0,13	0,73	75,64	32,15
	5	0,05	0,73	75,70	32,18
	10	<0,01	0,73	75,71	32,18
6	3	<0,01	0,66	78,13	33,45
	5	<0,01	0,62	79,42	33,53
	10	н.о	0,62	79,40	33,39
8	3	<0,01	0,54	81,86	33,93
	5	<0,01	0,54	82,04	34,15
	10	н.о	0,54	82,10	34,17
10	3	<0,01	0,52	82,60	34,51
	5	н.о	0,52	82,68	34,47
	10	н.о	0,52	82,67	34,53

<u>12</u>	3	<0,01	0,50	83,17	34,63
	<u>5</u>	<u>н.о</u>	<u>0,50</u>	<u>83,18</u>	<u>34,68</u>
	10	н.о	0,51	83,09	34,65
14	3	<0,01	0,51	83,14	34,67
	5	н.о	0,50	83,20	34,57
	10	н.о	0,50	83,20	34,46

Извлечение золота по результатам испытаний составило 83 %.
 Произведен экономический расчет. За вычетом себестоимости,
 экономический эффект составит 3 миллиона долларов за тонну золота.
 Результаты исследований приняты к внедрению. Разработан и предложен
 технологический регламент.

К акту прилагается копии следующих документов:

1. Технологические исследования смешанной руды месторождения
Бургунда – «Приложение А»;
2. Технологический регламент – «Приложение Б».

Исполнители:

Мусулмонов Д.
 Бобозода Ш.

Турсунов М.
 Амонов Э.
 Бобоев И.Р.
 Гаврилов С.



**ПРИЛОЖЕНИЕ Б. Технологические исследования смешанной
руды месторождения Бургунда**

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СМЕШАННОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БУРГУНДА

Гравитационное обогащение исследуемой руды

В ходе изучения вещественного состава в исследуемой пробе не обнаружено значительного количества частиц свободного и крупного золота. Несмотря на это, канадской компанией Gull UK было проведено гравитационное обогащение данной руды. По результатам, которых достигнут выход концентрата на уровне 4,6%. Часть полученного концентрата была подвергнута дальнейшей обработке, часть - отправлялась на микроструктурные, фазовые и химические исследования. Химическим анализом установлено, что содержание золота в концентрате составляет 1,62 г/т. Кроме того, золото на 84,6% находится в сростках с сульфидами и породообразующими минералами. Полученные результаты показали неэффективность применения гравитационного метода обогащения при переработке исследуемой руды.

Прямое цианирование исследуемой руды

Одним из основных методов извлечения золота из руд и концентратов является цианирование. Эффективность данного метода доказана давно, и этот метод нашел свое применение во всем мире при переработке, как бедных, так и богатых руд, концентратов, хвостов и других золотосодержащих продуктов. Кроме того, данный способ широко применяют в методиках фазового анализа при определении количества цианируемого золота. В связи с этим проведены исследования с целью изучения влияния скорости перемешивания и степени помола на извлечения золота. Условия проведения исследований: крупность руды -

74 мкм, - 75, 85, 90 %; концентрация цианида - 0,002 %; продолжительность - 24 часа Результаты приведены на рисунке 1А.

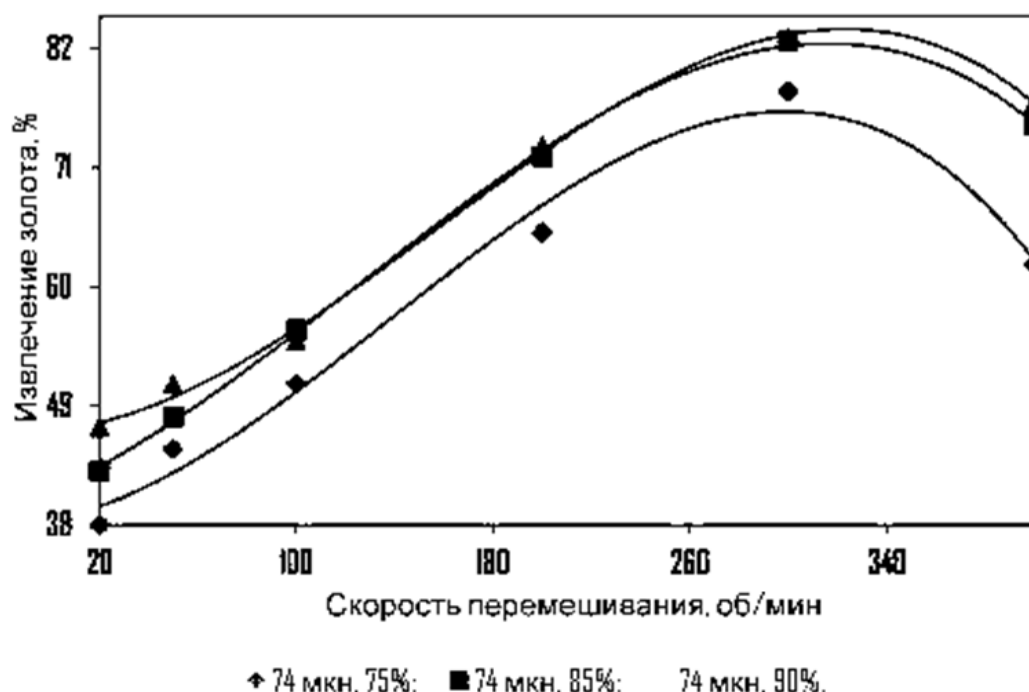


Рисунок 1А - Зависимость извлечения золота от скорости перемешивания при различной крупности

Как видно из рисунка, с повышением скорости перемешивания до 300 об/мин извлечение золота увеличивается. Кроме того, при крупности материала 74 мкм достигается максимальная степень вскрытия - 85 %, что не требует дальнейшего увеличения степени помола материала. В целом можно отметить, что повышение числа оборотов мешалки приводит к повышению степени растворимости кислорода и уменьшению толщины диффузионного слоя, который пропорционален увеличению степени извлечения золота. Но при этом увеличение числа оборотов выше 300 приводит к резкому снижению извлечения золота. Нам не удалось в ходе этих экспериментов выявить причин такого спада, это требовало проведения дополнительных экспериментов. Однако было сделано предположение, что это связано с изменением концентрации кислорода. В

этой связи были проведены дополнительные исследования по изучению влияния скорости перемешивания на концентрацию кислорода и степень извлечения золота. Исследования проведены при постоянной концентрации цианида в пульпе и отношении Ж:Т. Концентрацию кислорода измеряли с помощью оксиметра. Результаты приведены на рисунке 2А.

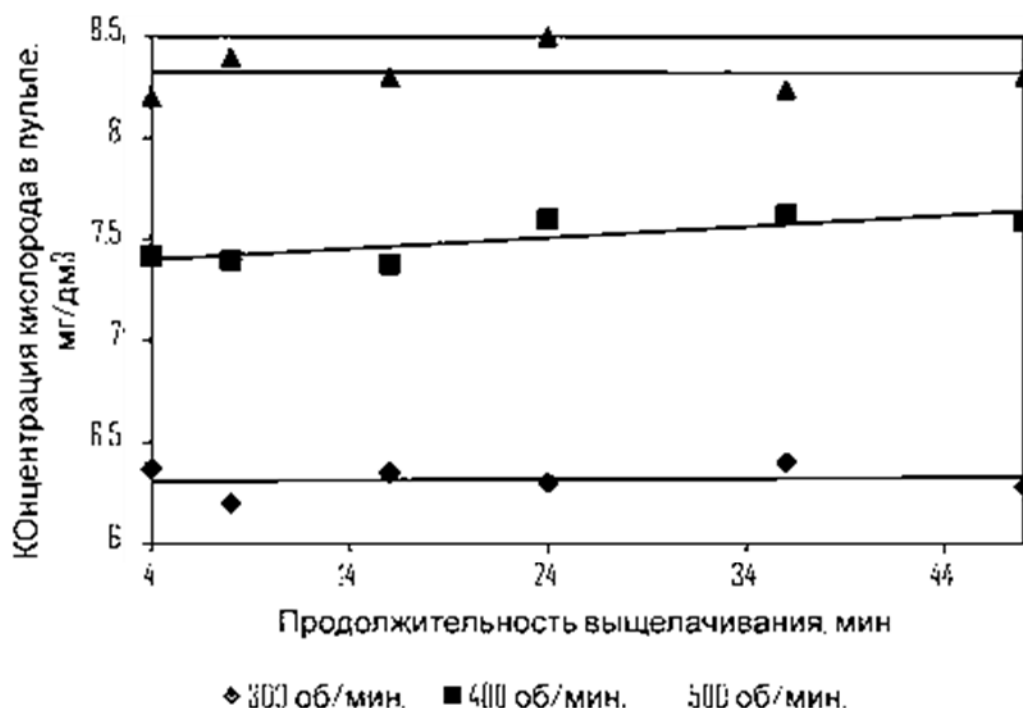


Рисунок 2А - Зависимость концентрации кислорода от продолжительности выщелачивания при различных скоростях перемешивания

Как видно из рисунка, с возрастанием числа оборотов мешалки содержание кислорода в пульпе увеличивается. Исходя из этого, можно сделать следующие выводы:

1. Снижение извлечения золота связано с тем, что увеличение числа оборотов мешалки привело к увеличению содержания кислорода в пульпе, вследствие которого за счет несоответствующей концентрации цианида данному содержанию растворенного кислорода наблюдалось уменьшение скорости растворения ценного компонента, так как большой избыток кислорода пассивирует поверхность золота.

2. При увеличении числа оборотов мешалки выше 300 об/мин возможно ухудшение гидродинамического режима - скорость движения жидкой фазы относительно твердой т.е. фазы движутся вместе.

По результатам исследования можно выбрать следующие условия проведения процесса: концентрация цианида на уровне - 0.002 %; продолжительность - 24 часов; число оборотов мешалки - 300 об/мин.

Установленные в ходе лабораторных исследований параметры не все могут быть применены в ходе промышленной реализации данной технологии. Это, главным образом, связано со скоростью перемешивания, которая до сегодняшнего дня является одним из актуальных нерешенных вопросов производства. Опыт работы золотоизвлекательных фабрик показывает, что в зависимости от объема, диаметра и глубины реактора скорость перемешивания максимум составляет 12 об/мин. Это приводит не только к снижению концентрации кислорода вследствие дисперсности и повышенной вязкости пульпы, но и к увеличению толщины диффузионного слоя, что уменьшает скорость растворения золота. Это все, в конечном итоге, отрицательно сказывается на продолжительности выщелачивания, которая в некоторых случаях достигает 3-4 суток (таблица 1), что подтвердилось проведенными нами исследованиями. Результаты приведены в таблице 1А.

Таблица 1А - Результаты производственных испытаний процесса прямого цианирования

№ п/п	Продолжительность выщелачивания, ч	Число оборотов, об/мин	Извлечение, %	Себестоимость, унц/\$
1.	48	12	62	630
2.	72		70	
3.	84		68	
4.	98		65	
5.	110		63	
6.	48	7	57	600

№ п/п	Продолжительность выщелачивания, ч	Число оборотов, об/мин	Извлечение, %	Себестоимость, унц/\$
7.	72		67	
8.	84		66	
9.	98		64	
10.	110		61	

Кроме того, продолжительность ведения процесса требует увеличения объема ёмкостей в несколько раз или уменьшения производительности фабрики при имеющемся оборудовании. Как видно из таблицы, повышается себестоимость получаемых продуктов за счет высоких затрат на электроэнергию и увеличивается количество персонала, обслуживающего технологические процессы и оборудование. Поэтому вопрос интенсификации процессов переработки золотосодержащего сырья в настоящее время стоит очень остро и является весьма актуальным.

В этой связи одной из перспективных является технология, разработанная на базе НИТУ МИСиС и опробованная в производственных условиях, интенсификации процессов выщелачивания с применением гидроакустических излучателей, которая способствует решению одновременно несколько важных проблем, связанных с низкой концентрацией кислорода в пульпу и скоростью её перемешивания.

Интенсификация цианирования с применением гидроакустических излучателей в процессе выщелачивания

Еще в 1970-80 годах в Советской энциклопедии сообщалось о разработке и применении гидроакустических излучателей различного типа для интенсификации процессов. Эти излучатели позволяли повысить концентрацию растворенного кислорода в растворе. Позднее эти работы по применению гидродинамических излучателей продолжили такие

выдающиеся ученые как Б.А. Агранат, Н.Н. Хавский и другие. Но затруднения, возникающие в те времена при их эксплуатации (течи в сальниковых уплотнениях, быстрый абразивный износ ответственных узлов, отсутствие мощных насосов) являлись тормозом для широкого использования их в промышленности. В связи с этим была разработана и опробована установка для интенсификации процессов выщелачивания золота из хвостов с применением генераторов акустических колебаний, предназначенных для интенсификации технологических процессов, протекающих в жидких средах, в частности для водоподготовки и водоочистки как питьевой, так и сточных вод. Принципиальная схема гидроакустического излучателя показана на рисунке 3А

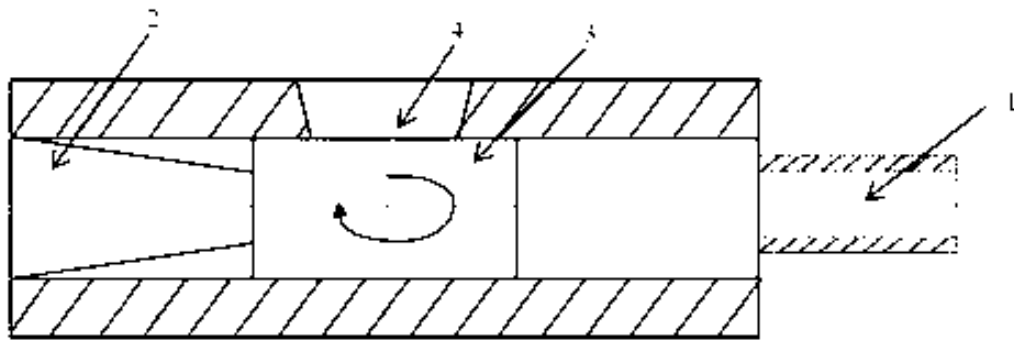


Рисунок 3А - Схема гидроакустического излучателя: 1 - входное сопло; 2 - выходное сопло; 3 - резонаторная камера; 4 - вакуумная камера с отверстием.

Гидроакустический излучатель работает следующим образом. Вода под давлением подается на входное сопло излучателя. Струя воды попадает в резонаторную камеру и, приобретая угловую скорость, создает разрежение, куда и затягивается кислород воздух из окружающей среды. За счет знакопеременного давления происходит диспергирование кислорода воздуха на мельчайшие пузырьки и их растворение, что приводит к повышению концентрации растворенного кислорода в растворе.

Лабораторные эксперименты были проведены на установке, представленной на рисунке 4А, в которой смонтирован однолучевой излучатель.

В реактор 4 загружается пульпа с определённым соотношением Ж:Т и устанавливается требуемая величина pH среды с использованием гашеной извести или щелочи. Затем включается пневматический насос 1, который откачивает пульпу из реактора 4 и под давлением подает во входное устройство гидроакустического излучателя 3.

Было установлено, что за счет отличительной особенности своей конструкции данный излучатель способен повысить концентрацию растворенного кислорода до $14,5 \text{ мг/дм}^3$.

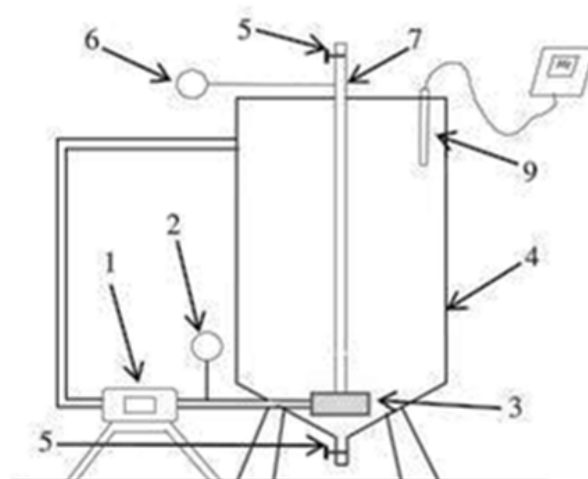


Рисунок 4А - Установка для лабораторных испытаний: 1 - пневматический насос; 2 - манометр; 3 - гидроакустический излучатель; 4 - реактор; 5 - кран разгрузки пульпы; 6 - ротаметр; 7 - трубка для подачи цианидного раствора и засасывания воздуха в резонаторную камеру; 8 - кран; 9 - pH метр.

Исследование по изучению технологических параметров интенсивного цианирования

Исследования по изучению кинетики выщелачивания при различных давлениях подачи пульпы во входное устройство гидроакустического

излучателя проведены при следующих условиях: отношение Ж:Т = 4:1; рН раствора - 13-14; продолжительность - 48 часов. Результаты представлены на рисунке 5А.

Как видно из рисунка, при выщелачивании золота с применением гидроакустических излучателей продолжительность выщелачивания сокращается с 48 до 8 часов при давлении подачи пульпы 3 атм. Это объясняется увеличением концентрации растворенного кислорода в пульпе, что приводит к интенсивному растворению золота. При увеличении давления подачи пульпы выше 3 атм продолжительность выщелачивания составляет 24 часа. Это обстоятельство связано с тем, что повышение давления выше критического значения приводит к уменьшению угловой скорости вращения пульпы. Вследствие этого степень разрежения падает. Данное явление можно наблюдать и при низких соотношениях жидкого к твердому. Результаты представлены на рисунке 5А.

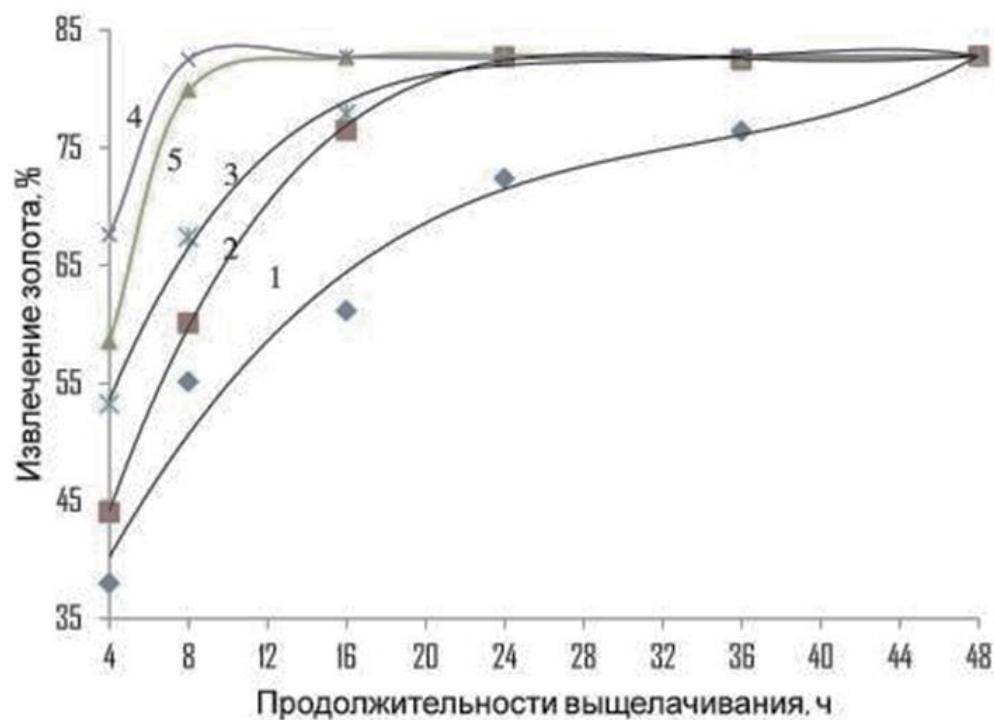


Рисунок 5А - Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания при различных давлениях подачи пульпы и концентрации цианида: 1 - 0 атм, 0.015 %; 2 - 1 атм, 0.025 %; 3 - 2 атм, 0.032 %; 4 - 3 атм, 0.037 %; 5 - 4 атм, 0.043 %

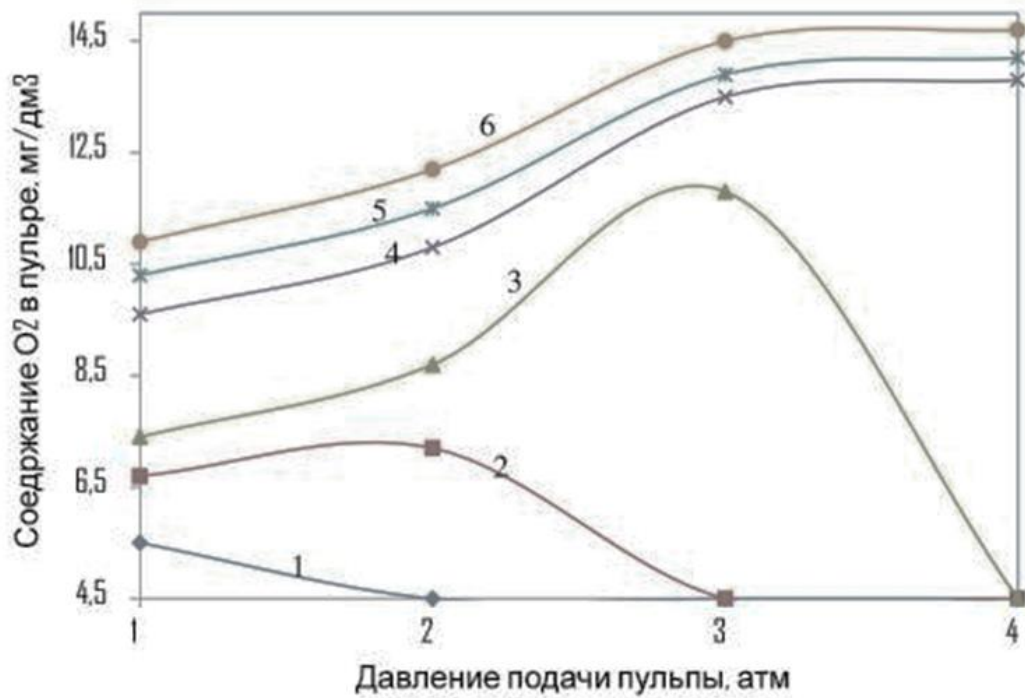


Рисунок 6А – Влияние давления подачи пульпы на изменение содержания растворенного кислорода при соотношениях жидкого к твердому: 1 - 3:2; 2 - 2:1; 3 - 3:1; 4 - 4:1; 5 - 5:1; 6 - 6:1.

Как видно из рисунка 6А, с повышением давления подачи пульпы, при высоких соотношениях жидкого к твердому, концентрация кислорода имеет тенденцию к увеличению. При низких соотношениях Ж:Т и высоких давлениях – концентрация уменьшается. Падение концентрации кислорода объясняется тем, что резонаторная камера заполняется пульпой. В некоторых случаях, это приводит к сильному изнашиванию поверхности излучателя и прекращению процесса.

Падение концентрации кислорода при высоких соотношениях жидкого к твердому и давлении выше 3 атм, как было ранее отмечено, объясняется уменьшением угловой скорости вращения струи пульпы в камере, вследствие которого степень разрежения в резонаторной камере падает.

Из вышесказанного следует, что применение гидроакустического излучателя в процессе выщелачивания с одной стороны – позволит сократить продолжительность выщелачивания, а с другой – увеличивает

объем обрабатываемой пульпы. так как процесс проводится при больших соотношениях жидкого к твёрдому.

Проведена серия лабораторно-укрупненных испытаний по изучению степени изнашивания преобразователя от продолжительности выщелачивания. Для этого был подобран пульповый насос, работающий в непрерывном режиме при больших давлениях подачи пульпы. и гидроакустический излучатель, в котором при монтаже был смонтирован вкладыш, выполненный из высокохромистой стали марки Гадфильда P.V. ИЮПЗЛ - ГОСТ 977-88 с утолщениями по краям, чтобы снизить коэффициент изнашивания. Пульпу объемом 50 м³ загружали в емкость, куда опускали штангу, в котором был закреплен излучатель. Затем включали насос, после чего пульпа под давлением подавалась в излучатель. В ходе исследования были получены практически аналогичные результаты, что и в лабораторных условиях. Однако при этом было обнаружено, что дорогостоящий нагнетающий насос при больших давлениях пульпы не может работать постоянно и выходит из строя. Кроме того, вкладыш гидроакустического излучателя практически после каждого опыта менялся, т.к. за счет абразивности пульпы происходило быстрое изнашивание. В ходе эксперимента степень изнашивания определяли по изменению степени разрежения. Результаты приведены на рисунке 7А.

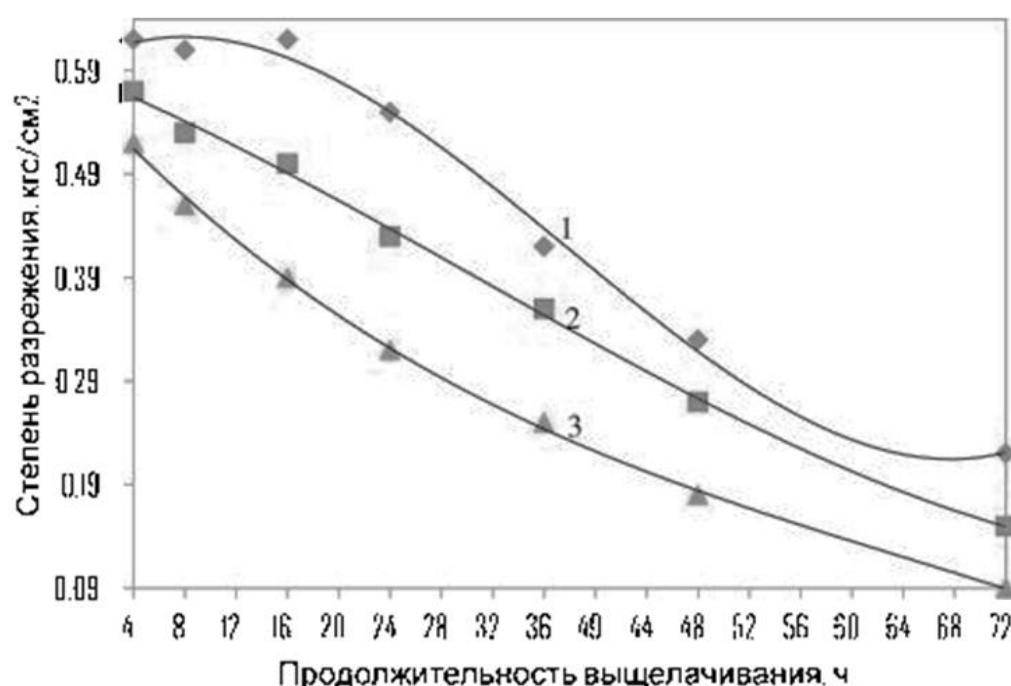


Рисунок 7А - Зависимость степени разрезания от продолжительности выщелачивания при различных давлениях подачи пульпы

Как видно из рисунка, с увеличением продолжительности выщелачивания степень разрезания падает. Кроме того, на степень разрезания, как видно из графика может повлиять также величина давления подачи пульпы. В целом это объясняется тем, что поступающая пульпа в излучатель является абразивной. Известно, что абразивность пульпы зависит от относительного содержания частиц минералов повышенной твердости, главным образом, кварца. Поскольку содержание последнего в исследуемой руде составляет основную часть, то данный материал можно отнести к весьма абразивному с чем, и связано быстрое изнашивание излучателя.

Таким образом, применение гидроакустических излучателей в процессе выщелачивания, несмотря на то, что в ней струя пульпы является с одной стороны генератором колебаний, с другой - объектом обработки не может быть использован в производственных условиях по следующим причинам:

- отношение Ж.Т. = 4:1 вместе 3:2 (в производственных условиях), что увеличивает объем обрабатываемой пульпы:
- быстрое изнашивание вкладыша гидроакустического излучателя и его замена требует остановки всех технологических процессов:
- применение дорогостоящих пульповых насосов.

**ПРИЛОЖЕНИЕ В. Технологический регламент на
реконструкцию фабрики с целью вовлечения в переработку
смешанных руд месторождения Бургунда»**

**ТАДЖИКСКО-КАНАДСКОЕ СОВМЕСТНОЕ ОБЩЕСТВО С
ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ «АПРЕЛЕВКА»**

«УТВЕРЖДАЮ»



Генеральный директор

СТК ООО СП «Апрелевка»

Маджидов Б.С.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕГЛАМЕНТ

на реконструкцию фабрики с целью вовлечения в переработку смешанных
руд месторождения Бургунда

ПРИЛОЖЕНИЕ Г. Таблица плотности пульпы для контроля процесса измельчения смешанной руды месторождения Бургунда

ТАБЛИЦА

соотношения плотности пульпы, % Тв, отношения Т:Ж в одном литре при $P_0 = 2.68$

Плотность пульпы, кг/л	% Твёрдого, %	Отношение Т:Ж, (1: ...)	Вес твёрдого в 1 л, г	Плотность пульпы, кг/л	% Твёрдого, %	Отношение Т:Ж, (1: ...)	Вес твёрдого в 1 л, г	Плотность пульпы, кг/л	% Твёрдого, %	Отношение Т:Ж, (1: ...)	Вес твёрдого в 1 л, г
1.01	1.58	62.31	15.952	1.35	41.36	1.42	558.333	1.69	65.13	0.54	1100.714
1.02	3.13	30.97	31.905	1.36	42.23	1.37	574.286	1.70	65.69	0.52	1116.667
1.03	4.65	20.52	47.857	1.37	43.08	1.32	590.238	1.71	66.24	0.51	1132.619
1.04	6.14	15.30	63.810	1.38	43.93	1.28	606.190	1.72	66.78	0.50	1148.571
✓ 1.05	7.60	12.16	79.762	1.39	44.76	1.23	622.143	1.73	67.31	0.49	1164.524
1.06	9.03	10.07	95.714	1.40	45.58	1.19	638.095	1.74	67.84	0.47	1180.476
1.07	10.44	8.58	111.667	1.41	46.39	1.16	654.048	1.75	68.37	0.46	1196.429
1.08	11.82	7.46	127.619	1.42	47.18	1.12	670.000	1.76	68.89	0.45	1212.381
1.09	13.17	6.59	143.571	1.43	47.97	1.08	685.952	1.77	69.40	0.44	1228.333
1.10	14.50	5.90	159.524	1.44	48.74	1.05	701.905	1.78	69.90	0.43	1244.286
1.11	15.81	5.33	175.476	1.45	49.51	1.02	717.857	1.79	70.40	0.42	1260.238
1.12	17.09	4.85	191.429	1.46	50.26	0.99	733.810	1.80	70.90	0.41	1276.190
1.13	18.35	4.45	207.381	1.47	51.00	0.96	749.762	1.81	71.39	0.40	1292.143
✓ 1.14	19.59	4.10	223.333	✓ 1.48	51.74	0.93	765.714	1.82	71.87	0.39	1308.095
1.15	20.81	3.81	239.286	1.49	52.46	0.91	781.667	1.83	72.35	0.38	1324.048
1.16	22.00	3.54	255.238	1.50	53.17	0.88	797.619	1.84	72.83	0.37	1340.000
1.17	23.18	3.31	271.190	1.51	53.88	0.86	813.571	1.85	73.29	0.36	1355.952
1.18	24.33	3.11	287.143	1.52	54.57	0.83	829.524	1.86	73.76	0.36	1371.905
1.19	25.47	2.93	303.095	1.53	55.26	0.81	845.476	1.87	74.22	0.35	1387.857
1.20	26.59	2.76	319.048	1.54	55.94	0.79	861.429	1.88	74.67	0.34	1403.810
1.21	27.69	2.61	335.000	1.55	56.61	0.77	877.381	1.89	75.12	0.33	1419.762
1.22	28.77	2.48	350.952	1.56	57.26	0.75	893.333	1.90	75.56	0.32	1435.714
1.23	29.83	2.35	366.905	1.57	57.92	0.73	909.286	1.91	76.00	0.32	1451.667
1.24	30.88	2.24	382.857	1.58	58.56	0.71	925.238	1.92	76.44	0.31	1467.619
1.25	31.90	2.13	398.810	1.59	59.19	0.69	941.190	1.93	76.87	0.30	1483.571
1.26	32.92	2.04	414.762	1.60	59.82	0.67	957.143	1.94	77.30	0.29	1499.524
1.27	33.91	1.95	430.714	1.61	60.44	0.65	973.095	1.95	77.72	0.29	1515.476
1.28	34.90	1.87	446.667	1.62	61.05	0.64	989.048	1.96	78.13	0.28	1531.429
1.29	35.86	1.79	462.619	1.63	61.66	0.62	1005.000	1.97	78.55	0.27	1547.381
1.30	36.81	1.72	478.571	1.64	62.25	0.61	1020.952	1.98	78.96	0.27	1563.333
1.31	37.75	1.65	494.524	1.65	62.84	0.59	1036.905	1.99	79.36	0.26	1579.286
1.32	38.67	1.59	510.476	1.66	63.43	0.58	1052.857	2.00	79.76	0.25	1595.238
1.33	39.58	1.53	526.429	1.67	64.00	0.56	1068.810	2.01	80.16	0.25	1611.190
				1.68	64.57	0.55	1084.762	2.02	80.55	0.24	1627.143

**ПРИЛОЖЕНИЕ Д. Патент РФ «Способ извлечения золота из
руд»**

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2579858

СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД

Патентообладатель(ли): *Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСИС" (RU)*

Автор(ы): *см. на обороте*

Заявка № 2014146688

Приоритет изобретения 20 ноября 2014 г.

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Российской Федерации 11 марта 2016 г.

Срок действия патента истекает 20 ноября 2034 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Г.П. Изюев



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

(19) RU⁽¹¹⁾2 579 858⁽¹³⁾ C1

(51) МПК

C22B 11/08 (2006.01)

B22F 9/04 (2006.01)

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

(21)(22) Заявка: 2014146688/02, 20.11.2014

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
20.11.2014

Приоритет(ы):

(22) Дата подачи заявки: 20.11.2014

(45) Опубликовано: 10.04.2016 Бюл. № 10

(56) Список документов, цитированных в отчете о
поиске: RU 2154118 C2, 10.08.2000. RU 2490344
C1, 20.08.2013. RU 2275436 C2, 27.04.2006. GB
2219474 A, 13.12.1989. US 4592779 A1, 03.06.1986.
US 4268307 A1, 19.05.1981.

Адрес для переписки:

119991, Москва, ГСП-1, В-49, Ленинский пр-кт,
4, МИСиС, Отдел защиты интеллектуальной
собственности

(72) Автор(ы):

Бобозода Шавкат Бобораджабович (RU),
Бобоев Икромджон Рахмонович (RU),
Стрижко Леонид Семенович (RU),
Новаковская Анна Олеговна (UA)

(73) Патентообладатель(и):

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего
образования "Национальный
исследовательский технологический
университет "МИСиС" (RU)

(54) СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД

(57) Формула изобретения

Способ извлечения золота из руд, включающий цианирование руды при измельчении, отличающийся тем, что в мельницу последовательно подают при соотношении твердой фазы к жидкой фазе от 3:2 до 2:1 предварительно дробленную до крупности фракций от 2 мм до 4 мм руду, добавку гидроксида натрия для создания pH среды от 9 до 11 и насыщенные кислородом до концентрации от 15 мг/дм³ до 18 мг/дм³ оборотные воды с содержанием цианида от 0,002 до 0,04% и проводят цианирование руды при измельчении в мельнице до крупности менее 74 мкм.

**ПРИЛОЖЕНИЕ Е. Решение о выдаче патента на изобретение
«Способ интенсификации процесса кучного выщелачивания
золота из руд»**

ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ (РОСПАТЕНТ)

Бережковская наб., 30, корп. 1, Москва, Г-59, ГСП-3, 125993.

Телефон (8-499) 240- 60- 15. Факс (8-495) 531- 63- 18

На № - от -

Наш № 2015129026/02(044926)

*При переписке просим ссылаться на номер заявки и
сообщить дату получения настоящей корреспонденции
от 23.09.2016*

МИСиС, Отдел защиты интеллектуальной
собственности
Ленинский пр-кт, 4
В-49
ГСП-1
Москва
119991

РЕШЕНИЕ о выдаче патента на изобретение

(21) Заявка № 2015129026/02(044926)

(22) Дата подачи заявки 17.07.2015

В результате экспертизы заявки на изобретение по существу установлено, что заявленное изобретение относится к объектам патентных прав, соответствует условиям патентоспособности, сущность заявленного изобретения (изобретений) в документах заявки раскрыта с полнотой, достаточной для осуществления изобретения (изобретений)*, в связи с чем принято решение о выдаче патента на изобретение.

Заключение по результатам экспертизы прилагается.

Приложение: на 4 л. в 1 экз.

Заместитель руководителя

Документ подписан электронной подписью
Сведения о сертификате ЭП
Сертификат 2E9B6857000200000F94
Владелец Кирий
Любовь Леонидовна
Срок действия с 07.06.2016 по 01.04.2030

Л. Л. Кирий



**Проверка достаточности раскрытия сущности заявленного изобретения проводится по заявкам на изобретения, поданным после 01.10.2014.*

ЗАКЛЮЧЕНИЕ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ЭКСПЕРТИЗЫ

(21) Заявка № 2015129026/02(044926)

(22) Дата подачи заявки 17.07.2015

(24) Дата начала отсчета срока действия патента 17.07.2015

ПРИОРИТЕТ УСТАНОВЛЕН ПО ДАТЕ

(22) подачи заявки 17.07.2015

(72) Автор(ы) Бобоев И.Р., RU, Бобоев Фаррух Шавкатович, TJ, Бобозода Шавкат, TJ, Стрижко Л.С., RU, Эргашев Н.У., RU, Горбунов Е.П., RU, Гаврилов С.А., RU, Васильев Р.А., RU

(73) Патентообладатель(и) Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", RU

(54) Название изобретения Способ интенсификации процесса кучного выщелачивания золота из руд

(см. на обороте)

01	1	022601
----	---	--------

ВНИМАНИЕ! С целью исключения ошибок просьба проверить сведения, приведенные в заключении, т.к. они без изменения будут внесены в Государственный реестр изобретений Российской Федерации, и незамедлительно сообщить об обнаруженных ошибках.

Адрес для переписки с патентообладателем или его представителем, который будет опубликован в официальном бюллетене
--

указан на лицевой стороне бланка решения
--

Адрес для направления патента

указан на лицевой стороне бланка решения
--

В результате экспертизы заявки по существу, проведенной в соответствии со статьей 1386 и пунктом 1 статьи 1387 Гражданского кодекса Российской Федерации, введенного в действие Федеральным законом от 12 марта 2014 г. № 35-ФЗ (далее - Кодекс), в отношении первоначальной формулы изобретения установлено соответствие заявленного изобретения требованиям статьи 1349 Кодекса, условиям патентоспособности, установленным статьей 1350 Кодекса, и соответствие документов заявки требованию достаточности раскрытия сущности изобретения, установленному пунктом 2 статьи 1375 Кодекса.

Формула изобретения приведена на странице(ах) 3.

(21) 2015129026/02

(51) МПК

C22B 11/08 (2006.01)

(57)

1. Способ кучного выщелачивания золота из руд, включающий дробление руды, складирование штабеля руды на гидроизолированное основание, орошение штабеля руды через систему орошения щелочным раствором цианида натрия и выщелачивание, отличающийся тем, что штабель руды орошают щелочным раствором цианида натрия, который предварительно насыщают кислородом воздуха до концентрации от 22 мг/дм³ до 26 мг/дм³ на установке с гидроакустическим излучателем, при этом штабель руды орошают путем подачи через систему орошения упомянутого раствора под давлением от 2 до 4 атм.
2. Способ по п. 1, отличающийся тем, что дробление руды ведут до фракций крупностью от 5 до 15 мм.

(56) RU 2254388 C1, 20.06.2005;

RU 2418869 C2, 20.11.2010;

RU 2123060 C1, 10.12.1998;

WO 9710367 A1, 20.03.1997;

WO 9950465 A1, 07.10.1999;

CA 2641626 A1, 07.09.2007;

US 2006185475 A1, 24.08.2006;

WO 02077302 A2, 03.10.2002..