

ЖУНУСОВА ГУЛШАТ ЖАРАСБАЕВНА

**Комбинированная бесцианидная технология
переработки глинистых золотосодержащих
руд коры выветривания**

05.16.02 – «Металлургия черных, цветных и редких металлов»

Автореферат
диссертации на соискание
ученой степени доктора технических наук

Работа выполнена в Республиканском государственном предприятии «Казахский национальный технический университет имени К.И. Сатпаева»

Научный консультант:

доктор технических наук, профессор
Байысбеков Шыныбай

Официальные оппоненты:

доктор технических наук, профессор
Тастанов Ербулат Адиятович

доктор технических наук, профессор
Алыбаев Жаксылык Алипбаевич

доктор технических наук, профессор
Батькаев Искандар Ибрагимович

Ведущая организация: ДГП «Химико-металлургический институт имени Ж.Н. Абишева» Министерства индустрии и торговли Республики Казахстан (г. Алматы).

Защита диссертации состоится «25» декабря 2010 г. в 10⁰⁰ часов на заседании диссертационного совета Д 14.17.02 при Казахском национальном техническом университете им. К.И. Сатпаева по адресу: 050013, г. Алматы, ул. Сатпаева, 22а, Институт машиностроения, корпус ИМС, ауд. 304, тел./факс: 8 (727) 292-60-25, 292-53-17, www.kazntu.kz, e-mail: gulshat_zh@mail.ru

Автореферат разослан " ____ " _____ 2010 г.

Ученый секретарь
диссертационного совета Д 14.17.02,
доктор технических наук

Сазамбаева Б.Т.

ВВЕДЕНИЕ

Общая характеристика работы. Диссертационная работа посвящена разработке комбинированной бесцианидной технологии переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, позволяющей повысить технологические показатели по извлечению тонкодисперсного золота из тонкозернистых и глинисто-шламистых фракций руды и их ассоциаций с минералами-носителями: пиритом, галенитом, сфалеритом, купритом и халькопиритом, с породной частью руды – кварцем, с минералом золота – алюминидами.

Разработанная технология состоит из обогатительных и металлургических переделов, отличается от известных исключением операций дробления и цианирования руды, дешламации и флотации хвостов гравитационного обогащения и содержит новые технические решения, направленные на удаление глинистой фракции руды, эффективное извлечение мелкого–тонкодисперсного золота из исследуемых материалов при гравитационном обогащении, эффективное доизвлечение золота из хвостов гравитационного обогащения в процессе металлургической переработки и получение товарных продуктов: гравиоконцентрата, лигатурного и катодного золота.

Проведены исследования по теоретическому обоснованию процесса окислительного сернокислотного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения в серной кислоте в присутствии окислителя – пиролюзита.

На основании комплекса исследований разработана и апробирована в лабораторных и опытно-промышленных условиях комбинированная бесцианидная технология переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания.

Актуальность проблемы. Руды территории Жартаc содержат тонкодисперсное золото, распределенное, в основном, в тонкозернистых и глинисто-шламистых фракциях руды и ассоциированное с сульфидами металлов, породной частью руды – кварцем и минералом золота – алюминидом, трудноизвлекаемое широко распространенным цианидным способом, который, к тому же, характеризуется как экологически опасный метод. В связи с этим разработка экономически эффективной и экологически чистой комбинированной бесцианидной технологии переработки глинистых руд кор выветривания с тонкодисперсным золотом, к числу которых относятся руды территории Жартаc, является актуальной научно-технологической задачей.

Цель работы. Разработка комбинированной экологически чистой бесцианидной и экономически эффективной технологии переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания (на примере руд месторождения Казкудук территории Жартаc), содержащих тонкодисперсное золото, распределенное, в основном, в тонкозернистых и глинисто-шламистых фракциях руды и ассоциированное с сульфидами металлов, породной частью руды – кварцем и минералами золота – алюминидами (AuAl_2 , Au_8Al_3).

Научная новизна работы: 1. С использованием метода термической обработки образцов впервые полуколичественным рентгенофазовым анализом обнаружены новые минералы – алюминиды золота – AuAl_2 и Au_8Al_3 .

2. Впервые методом Темкина – Шварцмана рассчитаны значения энергии Гиббса реакций растворения золота и его алюминидов при температурах 25–150 °С и золотосодержащих минералов (халькопирита, куприта) при температурах 25–100 °С в серной кислоте в присутствии пиролюзита. Впервые установлены:

– благоприятное протекание реакций растворения халькопирита, куприта при температурах 25–100 °С;

– последовательность (слева направо) окисления и растворения золотосодержащих минералов: куприт, халькопирит;

– образование комплексных соединений: $H[AuSO_4]$ и $H[Au(SO_4)_2]$ при окислении и растворении соответственно золота и его алюминидов – $AuAl_2$ в интервале 25–150 °С, образование комплексного соединения – $H[Au(SO_4)_2]$ при окислении и растворении золота в интервале 110–150 °С и алюминидов золота – Au_8Al_3 – в интервале 90–150 °С.

3. Построены диаграммы Пурбэ систем $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $FeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $ZnS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuFeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, алюминиды $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ при температурах 25, 60, 80 и 100 °С. Впервые показано, что в системах $CuFeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, алюминиды $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ с увеличением температуры процесса происходит сдвиг области устойчивости растворимых форм Au , алюминидов Au , CuS , $CuFeS_2$ в область кислых сред, что связано с воздействием пиролюзита, и резкое снижение потенциала их растворения в щелочной среде из-за образования дополнительного окислителя – перманганат-аниона.

4. Экспериментальными исследованиями по определению вольт-амперных характеристик растворения золотого катода в кислых и щелочных растворах в присутствии диоксида марганца установлено растворение золота под воздействием пиролюзита при 60, 80 и 90 °С либо в сильно-кислой среде ($pH=1$), либо в сильно-щелочной среде ($pH=10-12$), что подтверждается снижением потенциала растворения золота в сильно-кислой среде ($pH=1$) от 1,7 В до 1,0–1,1 В; в сильно-щелочной среде ($pH=10-12$) от 1,0 В до 0,2–0,4 В.

5. Изучена кинетика процесса двухстадийного окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитации на первой стадии в растворе серной кислоты в присутствии окислителя – пиролюзита, на второй стадии в растворе серной кислоты в присутствии окислителя – раствора пероксида водорода и комплексообразователя – раствора йодида калия или твердого йодида калия. Установлены механизм и кинетические закономерности процессов окислительного выщелачивания компонентов глинистой золотосодержащей руды коры выветривания, описываемые уравнением Рогинского $(1-(1-\alpha)^{1/3}) = at^{1/2} + b$ и характеризующие протекание процессов в диффузионной области и их лимитирование толщиной образующихся продуктов (элементарной серы, оксидов и сульфатов металлов).

6. Разработана новая комбинированная технология переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, отличающаяся от известных исключением операций дробления и цианирования руды, дешламации и флотации хвостов обогащения, использованием процесса окислительного сернокислотного выщелачивания хвостов гравитационного обогащения в присутствии экстрагирующих

компонентов: окислителей – диоксида марганца, раствора пероксида водорода и комплексообразователя – иодида калия.

Положения, выносимые на защиту:

– результаты опытно-промышленных испытаний технологии гидромеханизированной переработки глинистых руд коры выветривания;

– результаты опытно-промышленных испытаний технологии извлечения мелкого и тонкодисперсного золота в процессе гравитационного обогащения руды и хвостов гравитации;

– результаты опытно-промышленных испытаний технологии доводки шлихового золота и получения лигатурного золота;

– результаты термодинамических исследований по обоснованию процесса окислительного выщелачивания упорных золотосодержащих руд коры выветривания в растворе серной кислоты в присутствии пиролюзита методом Темкина – Шварцмана для расчета энергии Гиббса и методом построения диаграмм Пурбэ для определения стандартных ОВ-потенциалов;

– результаты исследований и кинетика двухстадийного окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения в серной кислоте в присутствии: окислителя – пиролюзита (на первой стадии); окислителя – пероксида водорода и комплексообразователя – иодида калия (на второй стадии);

– разработанная технологическая схема переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, комбинированная способами обогащения и металлургической переработки.

Апробация практических результатов. Основные положения диссертационной работы доложены и обсуждены на: Международной научно-практической конференции «Научно-технические и духовные ценности в наследии мыслителей востока и А. Машани, включенного в календарь памятных дат ЮНЕСКО 2006–2007 гг.» (Алматы, 2007); VII-конгрессе обогатителей стран СНГ МИСиС (Москва, 2009); Международном форуме, посвященном 75-летию юбилею КазНТУ имени К.И. Сатпаева (Алматы, 2009), Международной конференции «Proceeding of the XIII BALKAN MINERAL PROCESSING CONGRESS» (Бухарест, 2009), Международной конференции «Форсированное индустриально-инновационное развитие в металлургии», посвященной выдающимся ученым, внесшим вклад в теорию и практику развития прокатного производства академику НАН РК Полухину П.И. и академику высшей школы МАН Давильбекову Н.Х. (Алматы, 2010).

Практическая ценность работы. Разработана новая технология удаления глинистой фракции руды и обогащения в шлюзах крупной фракции руды класса «–40+2 мм», новизна которой заключается в обработке руды водно-воздушной смесью в гидровашгерде, в обработке руды флокулянтom D-FLOC–4004 перед процессом ее гравитационного обогащения в шлюзах. По результатам опытно-промышленных испытаний данной технологии получен гравиоконцентрат массой 196,8 т, содержащий 17 кг 16 г (или 86 г/т), что превосходит стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к продукту – «гравитационный концентрат» в 1,7 раза.

Разработана новая технология извлечения мелкого–тонкодисперсного золота при гравитационном обогащении смеси исследуемой руды и хвостов гравитацион-

ного обогащения в шлюзах, новизна которой заключается в обработке исходного смешанного материала кристаллическим йодом или йодсодержащим реагентом с целью разрушения на поверхности золотин пленок из оксидов марганца и железа и образования дополнительного окислителя из перманганата калия за счет введения в качестве регулятора рН среды гидроксида калия. По результатам опытно-промышленных испытаний данной технологии получен гравиконоцентрат массой 207,5 т с содержанием в нем 707 г/т золота (или 146 кг 642 г золота), что превосходит стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к продукту – «гравитационный концентрат» в 11 раз.

В опытно-промышленных условиях проведена доводка гравиконоцентрата в центробежных гидроконцентраторах. В результате получено шлиховое золото массой 0,2424 тонны с содержанием в нем 64,1 % или 0,155389 тонны золота.

В опытно-промышленных условиях проведена отмывка примесей из шлихового золота и его переплавка. Получено лигатурное золото пробностью 910 до 950, что значительно превосходит требования ТУ 98 РК–1–93 (Au–85,7 %, Ag–9,97 %, Hg–0,02 %, прочие (Cu, Zn, Pb, Fe)– 4,31 %) к продукту – «золото лигатурное» по содержанию золота и соответствует по примесям (примеси составляют 4,31 %).

Разработан новый способ двухстадийного окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения: на первой стадии – в растворе серной кислоты с концентрацией 50 % в присутствии окислителя – пирролизита, подаваемого в количестве 50 % от массы исходного материала, на второй стадии – в растворе серной кислоты с концентрацией 2,92 % в присутствии окислителя – раствора пероксида водорода с концентрацией 15 г/дм³ и комплексообразователя – раствора иодида калия с концентрацией 25 г/дм³.

Установлены оптимальные условия ведения процесса окислительного серно-кислотного выщелачивания, обеспечивающие максимальное извлечение в раствор:

– на *первой стадии* из золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения Au (66,35 %), Zn (47,03 %), Cu (55,89 %), Fe (67,02 %), Mn (52,64 %): продолжительность процесса – 8 часов, температура процесса – 80 °С, концентрация H₂SO₄ – 30-50 %, расход MnO₂ – 50 % от массы исходного материала, соотношение Ж:Т=4:1;

– на *второй стадии* из кеков от 1-й стадии выщелачивания Au (99,6 %), Zn (68,25 %), Cu (67,62 %), Fe (78,34%), Mn (70,54 %): температура процесса – 60 °С; продолжительность процесса – 2 часа; концентрация растворов: H₂SO₄ – 2,94 %, H₂O₂ – 15 г/дм³, KI – 25 г/дм³.

Двухстадийным выщелачиванием золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения достигнута высокая степень сквозного извлечения золота в растворы (98,67 %).

Разработана программа расчета энергии Гиббса окислительно-восстановительных реакций, которая внедрена в учебный процесс КазНТУ имени К.И. Сатпаева.

Впервые получены термодинамические данные по величинам энергии Гиббса и ОВ-потенциалов растворения и областей устойчивости соединений в системах

«алюминиды золота – $H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuFeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ », которые могут служить справочным материалом.

Научно-технические и технологические разработки защищены 3-мя охранными документами автора – Заявка № 2010/1439.1 от 24.11.10 на инновационный патент РК «Способ извлечения золота при гидромеханизированной разработке глинистых руд коры выветривания», Заявка № 2010/1438.1 от 24.11.10 на инновационный патент РК «Способ извлечения мелкого и тонкодисперсного золота», Заявка № 2010/1437.1 от 24.11.10 на инновационный патент РК «Способ извлечения благородных металлов из хвостов гравитационного обогащения глинистых руд коры выветривания».

Публикации. Диссертационная работа прошла апробацию на 5-ти Международных конференциях, конгрессах и форумах. Основное содержание диссертационной работы отражено в 32 публикациях, в том числе в 18 статьях, из которых 20 статей опубликовано в 5 журналах, рекомендованных Комитетом по контролю в сфере образования и науки МОН РК, 4 статьи и 2 доклада – зарубежом. Подано 3 заявки на инновационный патент Республики Казахстан.

Личный вклад автора. Работа является результатом исследований диссертанта в КазНТУ имени К.И.Сатпаева. Опытно-промышленные испытания проводились автором в ТОО «Казахстанско-Российский инженерный центр – Новые технологии Казахстану». Постановка проблемы, формирование задач и поиск путей их решения, методы экспериментальных исследований, научные выводы, практические рекомендации и их обобщение осуществлены автором лично.

Автором разработана новая технологическая схема переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания.

Объем и структура работы. Диссертационная работа состоит из введения, 6 разделов с выводами, заключения с общим объемом 255 страниц, содержит 89 рисунков, 75 таблиц, 186 наименований использованной литературы.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

Во введении оценено современное состояние решаемой научно-технологической проблемы. Обоснованы актуальность исследований и цель работы, сформулированы основные задачи и пути их решения. Показана практическая ценность работы.

1 Состояние, проблемы и перспективы применения комбинированных технологий переработки упорных золотосодержащих руд

Анализ патентной и научно-технической литературы, охватывающей основные направления переработки труднообогатимых золотосодержащих руд, позволил сделать вывод о том, что месторождения золотоносных кор выветривания уникальны и перспективны для освоения в силу ряда причин: 1) легкодоступность для освоения – возможность открытой разработки месторождений без применения буровзрывных работ; 2) отсутствует необходимость дробления руды, что

значительно удешевляет ее переработку; 3) простая технология извлечения золота; 4) немалые содержания золота в рудах, определяющие рентабельность освоения и переработки руд данного типа. Промышленные содержания золота в этих рудах отмечаются над рудными телами (зонами) коренных месторождений жильно-штокверкового типа и приурочены к верхним и средним горизонтам коры выветривания. Мощность последних колеблется от первых метров до 40-50 м при содержаниях золота от 1,5 до 10,0 г/т.

Эффективное извлечение золота из упорных руд достигается при применении комбинированных цианидных и бесцианидных технологий, но технологии, использующие цианистые способы извлечения золота из руд, экологически опасные в связи с использованием вредных, опасных для жизни людей и окружающей среды, веществ – цианидов, и неэффективные при переработке упорных руд (извлечение золота 20–60 %).

Известный бесцианидный способ кучного сернокислотного выщелачивания упорных марганцовистых серебро-золотых руд является одним из наиболее перспективных, но по данному способу не изучены проблемы извлечения тонкодисперсного золота из его ассоциаций с минералами-носителями.

На основе анализа литературных данных сформулированы основные цели и задачи исследования, которые заключаются в разработке комбинированных технологических схем переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, определении оптимальных параметров и технологических режимов используемых в технологической схеме процессов обогащения руды и металлургической переработки продуктов обогащения, теоретических основ процессов металлургической переработки, в том числе термодинамических величин: значений энергии Гиббса протекающих реакций и кинетических закономерностей исследуемых процессов.

2 Изучение структуры, химического состава и физико-механических свойств глинистых золотосодержащих руд коры выветривания территории Жаргас

В качестве объекта исследования выбрана золотосодержащая руда коры выветривания территории Жаргас (Алматинская область). Рентгенодифрактометрическими исследованиями установлено, что исследуемая руда представлена, в основном, кварцем, и в небольших количествах – сфалеритом и слюдистыми минералами; термическим анализом пробы верхних горизонтов руд обнаружены рудные минералы – пирит, гематит и нерудные – глинистые компоненты: накрит и другие; полуколичественным спектральным анализом пробы верхних горизонтов исследуемых руд определено содержание небольших количеств следующих элементов: золота, серебра, свинца, цинка, марганца, мышьяка, магния, натрия, титана; больших количеств железа, кремния и алюминия, что является косвенным свидетельством присутствия в рудах глинистых компонентов, при этом низкое содержание золота, видимо, связано с неравномерным его распределением. По результатам полуколичественного рентгенофазового анализа подтвердилось наличие больших количеств железа, кремния и алюминия и обнаружено, что основную фазу исследуемой руды составляют кварц, мусковит, гематит; в небольшом коли-

честве присутствуют пирит, карбид кремния, силикат серебра, алюминид серебра; содержатся примеси – алюминиды золота и серебра, антимонат магния, тритиоантимонат серебра (пираргирит), антимонат серебра, вюстит, брукит и волластонит. При этом алюминиды золота ($AuAl_2$ и Au_8Al_3) обнаружены впервые, показана их термическая стойкость в интервале температур 200–600 °С. Мусковит представлен различными его модификациями: мусковит, мусковит 2М1, фенгит и хлоритид. В интервале 200–600 °С разрушение нерудных компонентов руды также не наблюдается, что свидетельствует об их термической стойкости. Электронно-микроскопическое исследование подтвердило наличие глинистых компонентов и показало их принадлежность к группе каолиновых и иллитовых минералов. Показано также, что с увеличением температуры термообработки кристаллическая структура слюдяных минералов упорядочивается. Микрозондовым анализом показано наличие зонального самородного золота, то есть свободного золота. Установлены формы и вкрапленность золотинок в пирите и кварце. Обнаружено тонкодисперсное (0,001–0,005 мм), пылевидное (0,01–0,05 мм), тонкое (0,05–0,1 мм), мелкое (0,25–1,00 мм) золото и его единичные крупные выделения до 2 мм. По результатам химического анализа проб исследуемой руды выявлены высокое содержание кварца; наличие больших количеств глинозема, оксидов калия и магния, что также указывает на присутствие слюдяных минералов или глинистых компонентов. Содержание золота достаточно высокое в окисленных рудах, а его невысокие содержания в сульфидных рудах, не соответствующие результатам ранее проведенных анализов, свидетельствуют о неравномерном характере его распределения в рудах. При изучении физико-механических свойств исследуемой руды обнаружены свойства, свидетельствующие об ее упорности. Это высокое содержание фракции «–0,044 мм», следовательно, шламистых частиц, низкий коэффициент фильтрации (среднее значение равно 0,1) и низкий угол естественного откоса, равный 32–40°.

Изучение структуры, химического состава и физико-механических свойств исследуемой руды показало необходимость применения комбинированных схем обогащения руды и металлургической переработки продуктов обогащения для эффективного извлечения свободных включений и ассоциированного тонкодисперсного золота.

3 Разработка технологической схемы обогащения глинистых золотосодержащих руд коры выветривания территории Жаргас

Определено распределение золота по классам крупности (таблица 1).

Таблица 1 – Распределение золота по классам крупности исследуемой руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Золото	
		содержание, г/т	распределение, %
+300	3,00	0,033	0,02
–300+40	19,4	0,026	0,10
–40+5	0,96	4,896	0,94
–5+2	5,44	8,272	9,00
–2+0,2	7,12	5,688	8,10

Продолжение таблицы 1

Класс крупности, мм	Выход, %	Золото	
		содержание, г/т	распределение, %
-0,2+0,044	7,10	17,113	24,30
-0,044+0,02	25,0	5,420	27,10
-0,02+0	31,98	4,759	30,44
Исходная проба	100	5,000	100

Из таблицы 1 видно, что основное количество золота (89,94 %) находится в тонкозернистых и шламистых фракциях: $-2+0,2$ мм; $-0,2+0,044$ мм; $-0,044+0,02$ мм и $-0,02+0$ мм.

С целью определения форм включений золота в этих наиболее представленных золотом классах исследуемой руды был выполнен рациональный анализ, результаты которого приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Рациональный анализ форм включений золота в объединенных классах исследуемой руды: $-2+0,2$, $-0,2+0,044$, $-0,044+0,02$ и $-0,02+0$ мм

Характер вкраплений золота	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Свободное, легко амальгамируемое	0,75	15
Покрытое оболочками	1,65	42
Ассоциированное с кварцем	2,15	34
Ассоциированное с сульфидами	0,45	9
Исходная руда	5,00	100

Видно, что исследуемая руда на 15 % представлена свободными включениями золота, на 9 % – ассоциировано с сульфидами. Причем золото, ассоциированное с сульфидами, вкраплено в кварц. Значительная часть золота ассоциирована с кварцем (34 %) и покрыто оболочками из оксидов марганца и железа (42 %). При этом та часть золота, которая ассоциирована с кварцем (34 %), как было установлено минералогическими исследованиями, содержит свободные включения самородного золота и частицы золота, встроенные в кристаллическую решетку кварца в межзерновых и межкристаллических полостях.

Извлечение золота из тонкозернистых и шламистых фракций прямым выщелачиванием будет затруднительно из-за плохой проницаемости исследуемых руд, поэтому необходима отмывка глинистых частиц в голове технологической схемы. К золоту, извлекаемому гравитационными методами, относится свободное золото, золото, ассоциированное с сульфидами, и золото, покрытое оболочками, ввиду их большей плотности. Но в связи с тем, что масса золота, покрытого оболочками, может быть сопоставимой с массой породной части руды, оно может смываться в хвосты гравитации. Что касается золота, ассоциированного с сульфидами, то его количество незначительно, к тому же эти ассоциации вкраплены в кварц, поэтому золото данной формы как легковесная фракция тоже может уноситься с хвостами гравитации.

Из проведенных исследований следует, что необходимы способы эффективной отмывки глинисто-шламистых частиц с минимальными потерями золота с промывной водой и мероприятия, обеспечивающие эффективное извлечение свободного золота и золота, покрытого оболочками из пленок оксидов марганца и железа, в гравииоконцентрат.

Разработан и испытан в опытно-промышленных условиях способ гидромеханизированной отмывки глинистых компонентов руд коры выветривания и ее дезинтеграция в гидровашгерде под воздействием водно-воздушной смеси, обработка руды в приемном бункере до подачи на шлюз глубокого и мелкого наполнения органическим флокулянт D-FLOC-4004. При этом снижается мутность и цветность технологической оборотной воды, повышается окисляющая способность среды, увеличивается коагуляция минеральных зерен при гравитационном обогащении и флокуляции глинистых частиц. Из руды класса «-40+2 мм» за один промсезон получен гравииоконцентрат гравииоконцентрат массой 196,8 т, содержащий 17 кг 16 г (или 86 г/т), что превосходит стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к гравитационному концентрату в 1,7 раза, согласно которым содержание золота в гравииоконцентрате должно быть не менее 50 г/т.

Разработан и испытан в опытно-промышленных условиях способ извлечения мелкого и тонкодисперсного золота из руд осуществлением следующих технологических переделов: приготовление пульпы смешиванием исходного материала с водой в соотношении Т:Ж=1:4 с одновременной обработкой ее йодсодержащим реагентом, контактирование с ним в течение 30-40 мин с переводом пленок из оксидов марганца и железа на поверхности золотин в гидрофильное состояние и их отделение от золота. При этом в качестве йодсодержащего реагента используется кристаллический йод в количестве 50-100 г/т руды, процесс проводится при рН 12-14 путем введения гидроксида калия. По данному способу в результате взаимодействия свободного золота с йодид-ионами на поверхности золотин образуется гидрофильная пленка, которая смачивается водой и в процессе гравитационного обогащения золотины попадают в концентрат, а гидрофильные минералы с поверхности золотин смываются в хвосты гравитации. В качестве регулятора рН среды используется именно гидроксид калия ввиду того, что при рН среды устанавливаемом до 12-14 под воздействием гидроксида калия происходит взаимодействие гидроксида калия с оксидами марганца из поверхностных пленок золотин и образование перманганата калия, являющегося, во-первых, дополнительным окислителем пленок из оксидных минералов железа и марганца на поверхности золотин, и, во-вторых, способствующего образованию гидрофильных пленок золота, смачиваемых водой в процессе гравитационного обогащения. При этом получен гравииоконцентрат массой 207,5 т, содержащий 146 кг 642 г или 707 г/т золота, что превосходит по содержанию золота стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к продукту «гравитационный концентрат» в 14 раз.

После доводки гравииоконцентрата в центробежных гидроконцентраторах получают золотые шлихи, азотнокислого выщелачивания примесей из шлихов, переплавки шлихов получено лигатурное золото пробностью 910 до 950, что значительно превосходит требования ТУ 98 РК-1-93 (Au-85,7 %, Ag-9,97 %, Hg-

0,02 %, прочие (Cu, Zn, Pb, Fe)– 4,31 %) к продукту – «золото лигатурное» по содержанию золота и соответствует по примесям (примеси составляют 4,31 %).

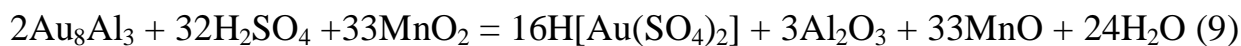
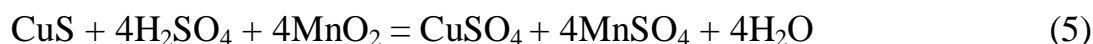
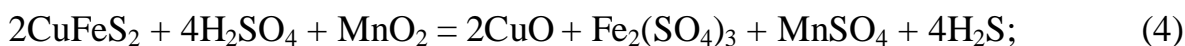
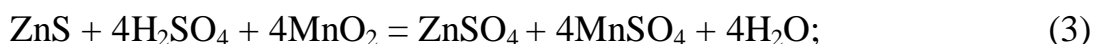
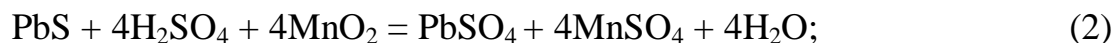
4 Термодинамическая оценка процесса окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитационного обогащения

В целях теоретического обоснования первой стадии процесса окислительного выщелачивания хвостов гравитационного обогащения, содержащих золотоносные сульфиды металлов проведены:

– термодинамические прогнозные расчеты возможности протекания реакций растворения металлического золота и его алюминидов (AuAl_2 , Au_8Al_3); реакций выщелачивания таких минералов-носителей золота как пирит, галенит, сфалерит, халькопирит и куприт (реакции 1–9, таблицы 3, 4);

– построение диаграмм Пурбэ систем « $\text{Au} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », « $\text{FeS}_2 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », « $\text{PbS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », « $\text{ZnS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », « $\text{CuFeS}_2 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », « $\text{CuS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », «алюминиды золота – $\text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ », содержащих компоненты – составляющие исследуемых руд;

– экспериментальные исследования по определению электродных потенциалов растворения металлического золота в выбранных нами растворителе – серной кислоте и окислителе – пиролюзите.



Из данных таблицы 3 видно, что в интервале 25–100 °С реакции 1–5 имеют отрицательные значения энергии Гиббса, что свидетельствует о высокой вероятности протекания процессов окисления и растворения пирита, сфалерита, галенита, халькопирита и куприта серной кислотой в присутствии пиролюзита и снижении активности окисления и растворения минералов в следующей последовательности (слева направо): пирит, галенит, сфалерит, куприт, халькопирит.

Из данных таблицы 4 следует, что благоприятное протекание реакций 6, 8 растворения золота и его алюминидов золота (AuAl_2) возможно с образованием комплексных соединений: $\text{H}[\text{AuSO}_4]$ и $\text{H}[\text{Au}(\text{SO}_4)_2]$ соответственно в интервале 25–150 °С, а образование $\text{H}[\text{Au}(\text{SO}_4)_2]$ по реакции 7 растворения золота начинается при 110 °С, по реакции 9 растворения алюминидов золота (Au_8Al_3) – 90 °С.

Таблица 3 – Значения энергии Гиббса реакций 1–5 при температурах 25–100 °С

Температура процесса, °С	Значение энергии Гиббса реакций при температуре процесса, ΔG_T , кДж/моль				
	1	2	3	4	5
25	-2998037,23	-872651,51	-825761,67	-14497,9	-759534,4
30	-2998287,14	-872656,07	-825713,48	-16475,3	-759187,8
40	-2998381,38	-872548,13	-825504,82	-20357,7	-758489,9
50	-2997956,50	-872290,66	-825152,61	-24144,7	-757785,2
60	-2997036,48	-871890,94	-824663,68	-27838,2	-757073,4
70	-2995643,26	-871355,63	-824044,27	-31439,7	-756354,2
80	-2993797,03	-870690,84	-823300,16	-34951,1	-755627,5
90	-2991516,41	-869902,21	-822436,65	-38373,9	-754893,5
100	-2988818,61	-868994,97	-821458,65	-41709,8	-754152,1

Таблица 4 – Значения энергии Гиббса реакций 6–9 при температурах 25–150 °С

Температура процесса, °С	Значение энергии Гиббса реакций при температуре процесса, ΔG_T , кДж/моль			
	6	7	8	9
25	-1312868,78	197611,31	-1925084,90	1151962,04
30	-1319255,08	185746,31	-1938360,25	1053356,25
40	-1332170,94	161905,26	-1962810,94	861033,33
50	-1345278,29	137916,04	-1984460,56	675233,19
60	-1358577,85	113778,28	-2003308,19	495958,73
70	-1372070,40	89491,26	-2019353,24	323210,41
80	-1385756,79	65054,06	-2032595,41	156986,77
90	-1399637,93	40465,54	-2043034,66	-2715,24
100	-1413714,79	15724,44	-2050671,09	-155899,96
110	-1427988,31	-9170,65	-2055504,99	-302572,74
120	-1442459,50	-34221,19	-2057536,76	-442739,73
130	-1457129,35	-59428,72	-2056766,92	-576407,76
140	-1471998,84	-84794,83	-2053196,06	-703584,13
150	-1487068,98	-110321,14	-2046824,84	-824276,56

На рисунках 1–12 приведены впервые построенные диаграммы Пурбэ систем «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O», «CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O, аллюминиды Au – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» для температур 25, 60, 80 и 100 °С.

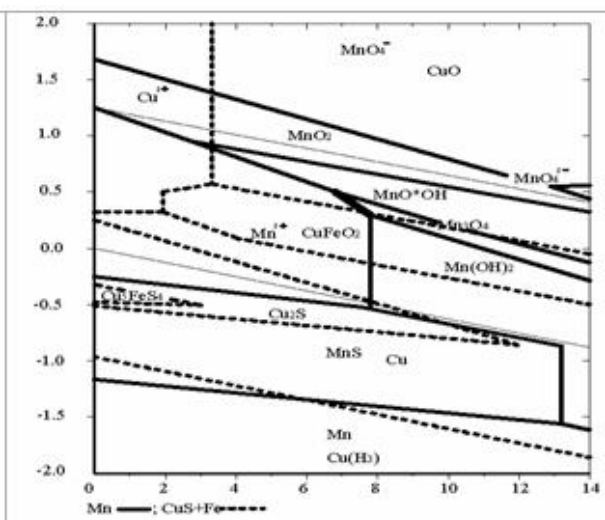
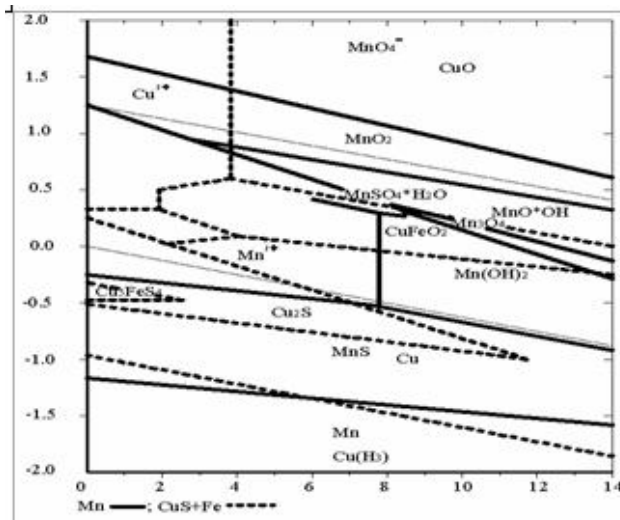


Рисунок 1 – Диаграмма Пурбэ системы «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 25 °С

Рисунок 2 – Диаграмма Пурбэ системы «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 60 °С

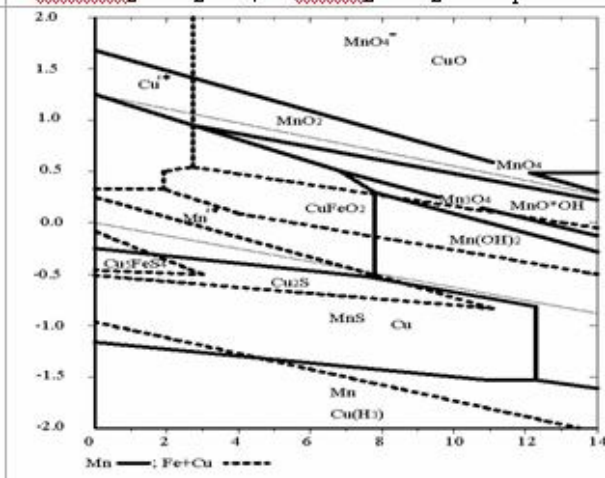
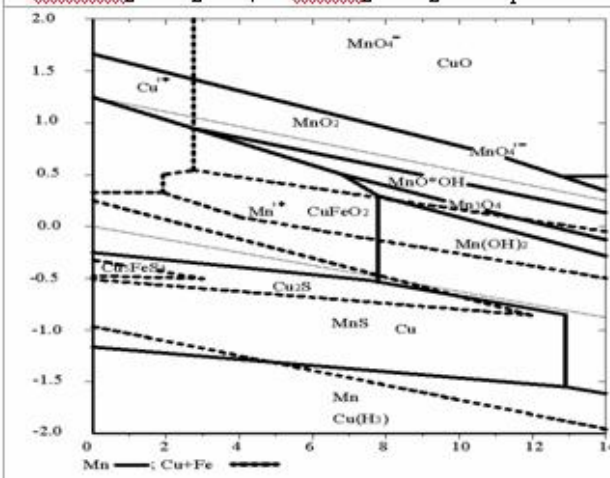


Рисунок 3 – Диаграмма Пурбэ системы «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 80 °С

Рисунок 4 – Диаграмма Пурбэ системы «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 100 °С

Из рисунков 1–4 видно, что в системе «CuFeS₂ – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» с увеличением температуры процесса от 25 до 100 °С отмечается сдвиг в область кислых сред области устойчивости CuSO₄, CuO, Cu₂S, при этом наблюдается постепенное уменьшение электродного потенциала их растворения, также изменяется область устойчивости борнита, она сдвигается в сторону уменьшения кислотности, при этом его электродный потенциал снижается (до –0,43 В), область устойчивости элементарной меди Cu⁰ увеличивается с понижением потенциала в щелочной среде, а электродный потенциал его растворения снижается (от –0,43В при 25 °С до –0,68 В при 100 °С), что, видимо, связано с образованием дополнительного окислителя – перманганат-аниона.

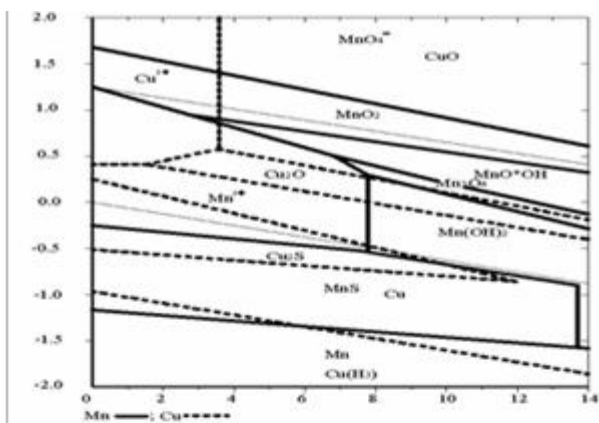


Рисунок 5 – Диаграмма Пурбэ системы «CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 25 °С

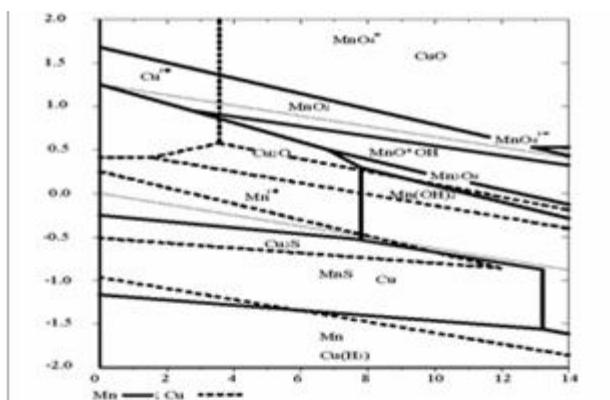


Рисунок 6 – Диаграмма Пурбэ системы «CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 60 °С

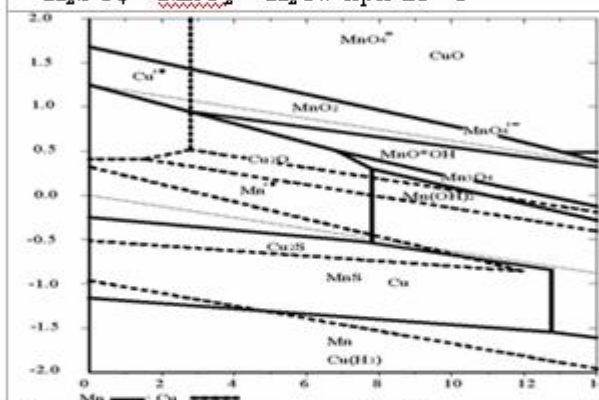


Рисунок 7 – Диаграмма Пурбэ системы «CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 80 °С

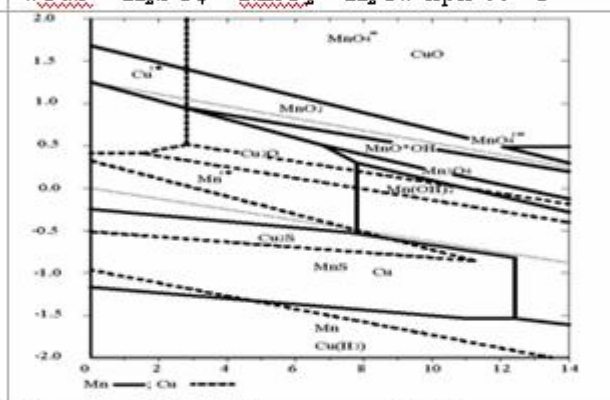


Рисунок 8 – Диаграмма Пурбэ системы «CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 100 °С

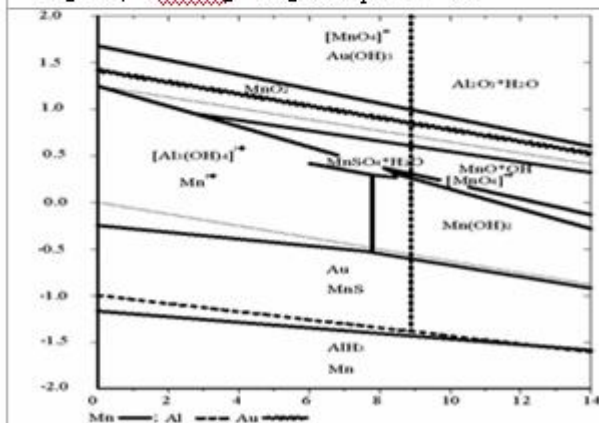


Рисунок 9 – Диаграмма Пурбэ системы «алюминиды золота – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 25 °С

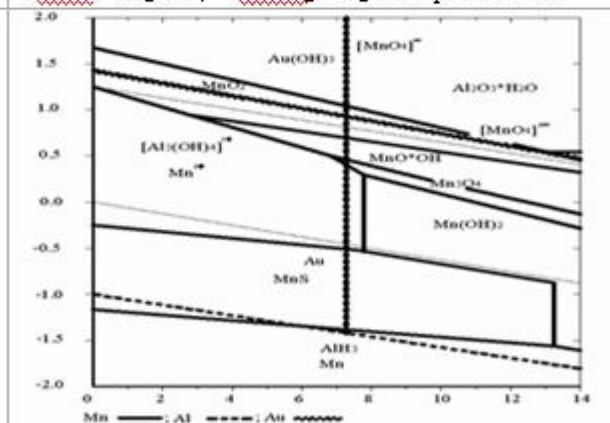
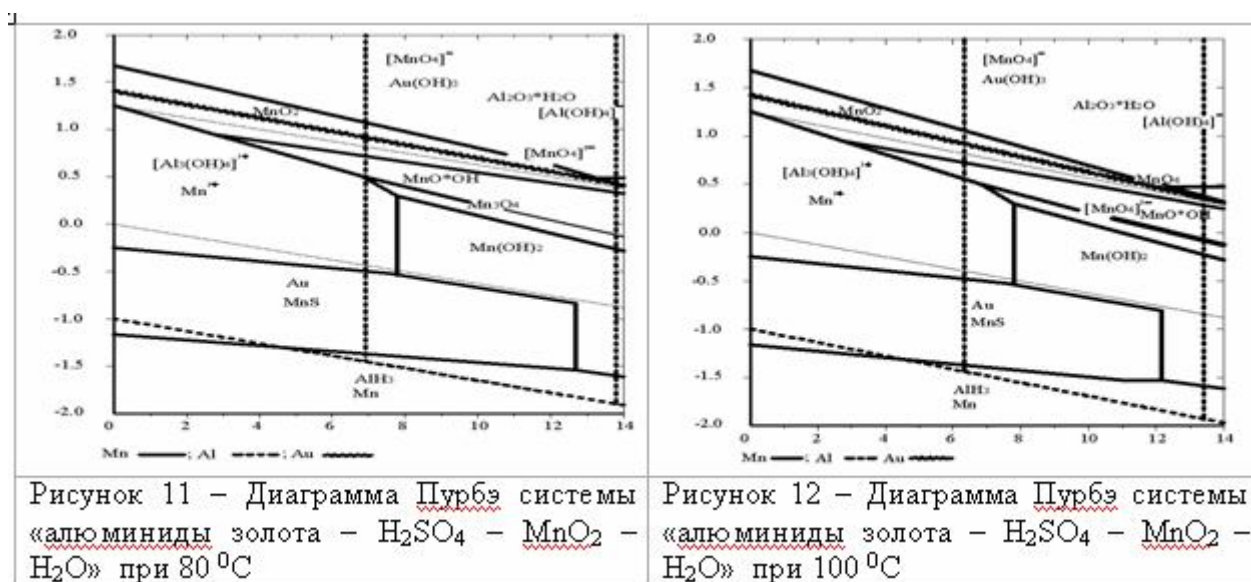


Рисунок 10 – Диаграмма Пурбэ системы «алюминиды золота – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O» при 60 °С

Из рисунков 5–8 видно, что в системе CuS – H₂SO₄ – MnO₂ – H₂O при увеличении температуры от 25 °С до 100 °С происходит постепенный сдвиг области устойчивости Cu²⁺ в кислую среду, область устойчивости CuO расширяется, при этом снижается его электродный потенциал растворения и в щелочной среде равен –0,4 В при 100 °С, уменьшается область устойчивости Cu₂S и его потенциал растворения сдвигается в кислую среду, область устойчивости элементарной меди

наоборот расширяется, сдвигаясь в кислую среду с потенциалами, равными от $-0,5$ до $-2,0$ В.



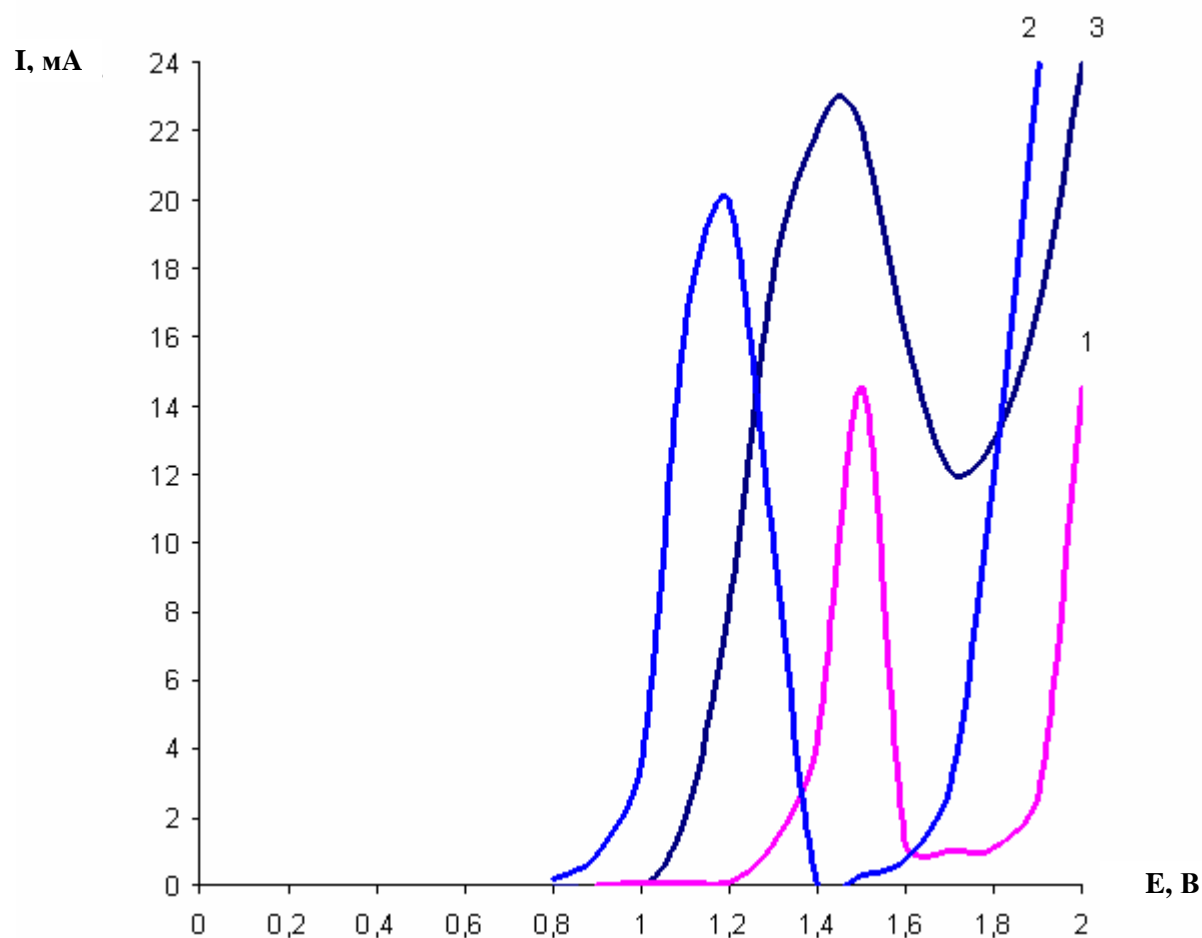
Из рисунков 9–12 видно, что в системе "алюминиды $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ " поведение золота и соединений марганца в системе аналогично его поведению в системе " $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ " при $25, 60, 80$ и $100^\circ C$, в кислой среде при температуре $25^\circ C$ и $pH=0-8,8$ устойчива фаза $[Al_3(OH)_4]^{5+}$, а при повышении температуры область устойчивости этой фазы сдвигается в область кислых сред при $60^\circ C$ и $pH=0-7,5$, при $80^\circ C$ $pH=0-6,9$ и при $100^\circ C$ $pH=0-6,44$.

Таким образом, сдвиг областей устойчивости сульфатов и оксидов железа и меди в область кислых сред, изменение электродных потенциалов растворения этих соединений можно объяснить присутствием окислителя MnO_2 , появлением дополнительного окислителя перманганат-аниона: $[MnO_4]^{2-}$ и увеличением температуры процесса.

В целом, для всех изученных систем характерны сдвиг области устойчивости растворимых форм соединений – компонентов исследуемых систем в область кислых сред с увеличением температуры процесса, и резкое снижение потенциала их растворения в щелочной среде из-за образования дополнительного окислителя – перманганат-аниона под воздействием пиролюзита.

В результате изучения анодных вольт-амперных кривых растворения золота в фоновых электролитах с разными величинами $pH=1-12$ было установлено, что происходит уменьшение интенсивности растворения золота при увеличении pH от 1 до 4–8 и дальнейший ее незначительный рост в щелочной среде при $pH=10-12$. При увеличении температуры наблюдается значительный рост интенсивности растворения золота в кислой среде при $pH=1$: сила тока растворения золота увеличивается от $4,7$ мА при $60^\circ C$ до $14,5$ мА при $90^\circ C$. При добавлении окислителя – диоксида марганца в количестве, соответствующем концентрации 125 г/дм³, потенциал растворимости золота сдвигается в отрицательную сторону, а интенсивность растворения золота максимальна в кислой среде при $pH=1$ и температуре 90

$^{\circ}\text{C}$ и выше при всех остальных значениях $\text{pH}=1-12$ и температурах процесса – 60, 80 и 90 $^{\circ}\text{C}$, чем в фоновых растворах (рисунок 13).



1 – вольт-амперная кривая вращающегося Au-электрода в растворе H_2SO_4 с $\text{pH}=1$, снятая при 90 $^{\circ}\text{C}$ (наши данные); 2 – вольт-амперная кривая вращающегося Au-электрода в растворе H_2SO_4 с $\text{pH}=0$, содержащем HCl (mM), снятая при 250 $^{\circ}\text{C}$ (данные [172] – R. P. Frenkenthal and Thompson / Bell Laboratories, Murray Hill, New Jersey); 3 – вольт-амперная кривая вращающегося Au-электрода в растворе H_2SO_4 с $\text{pH}=1$, содержащем 125 г/дм³ MnO_2 , снятая при 90 $^{\circ}\text{C}$ (наши данные).

Рисунок 13 – Вольт-амперные кривые вращающегося Au-электрода

В литературе обнаружена одна научная работа (рисунок 13) американских исследователей по растворению золота в растворе серной кислоты, содержащем HCl . Вольт-амперная кривая американских исследователей, снятая при температуре 250 $^{\circ}\text{C}$ в растворах с $\text{pH}=0$, то есть в сильно-кислой среде, показывает снижение потенциала растворения золота от 1,7 В до 0,8 В. По результатам наших исследований при 90 $^{\circ}\text{C}$ в растворе серной кислоты с $\text{pH}=1$ без окислителя наблюдается снижение электродного потенциала от 1,8 до 1,2 В, в растворе серной кислоты с диоксидом марганца – от 1,7 до 1,0 В. Большее снижение потенциала растворения золота по данным американских исследователей, видимо, связано с про-

ведением экспериментов при более высокой температуре – 250 °С, чем в наших исследованиях (90 °С).

Полученные нами данные в сравнении с аналогичными исследованиями авторов R. P. Frenkenthal and Thompson показывают возможность растворения золота в растворе серной кислоты в присутствии пиролюзита и эффективность выбранных растворителя и окислителя.

5 Технологические исследования по разработке бесцианидного способа извлечения золота из хвостов гравитационного обогащения глинистых золотосодержащих руд коры выветривания

С целью повышения степени извлечения золота из исследуемых хвостов гравитации, которые частично содержат глинистые компоненты, был изучен процесс сгущения пульпы, состоящей из исходного материала, в присутствии органического (D-FLOC 4004) и неорганического алюмосиликатного флокулянтов.

Тестирование проводили в мерных цилиндрах объемом 500 см³ при объеме суспензии 300 см³, отношении Т:Ж = 1:4 и расходах флокулянтов 0,5; 5; 10; 25; 50 г/кг в сравнении с базовым опытом без добавок флокулянтов. Подготовленную пульпу помещали в мерный цилиндр, добавляли определенное количество флокулянта, осторожно перемешивали и оставляли для отстаивания с одновременным отсчетом времени и фиксированием высоты осветленного слоя. Полученные данные представлены на рисунках 14 и 15.

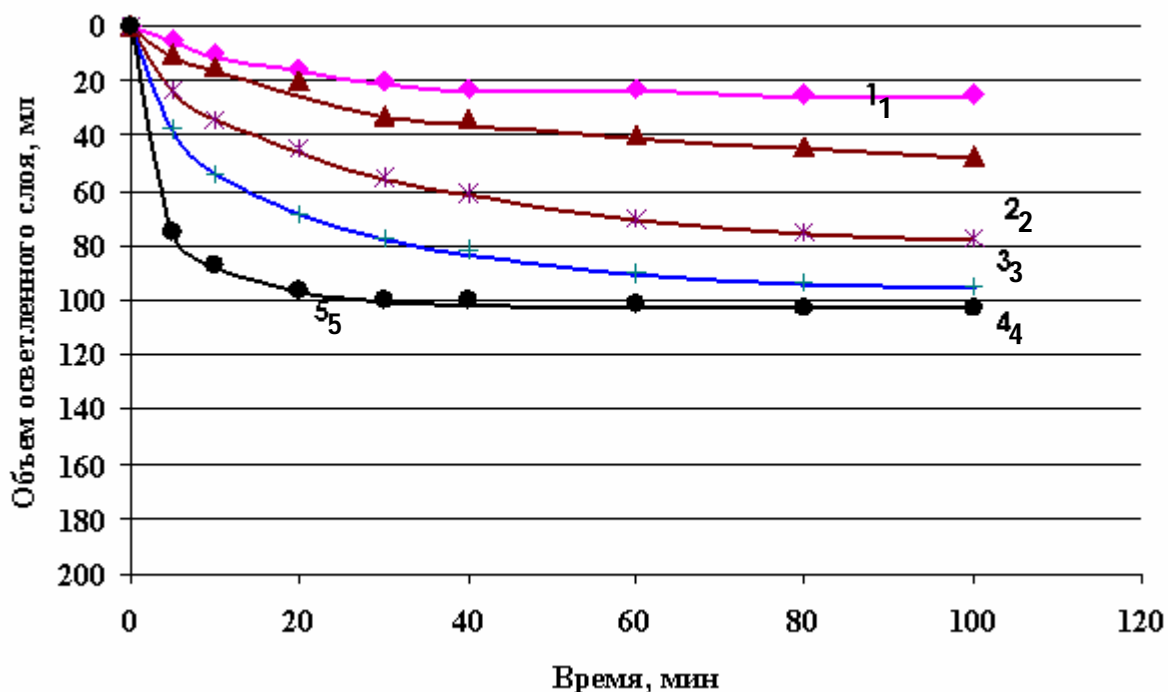


Рисунок 14 – Кинетика осаждения твердых частиц технологической пульпы в присутствии флокулянта D-FLOC 4004 при его расходе, г/кг: 1 – 0 (базовый опыт); 2 – 0,5 ; 3 – 5 ; 4 – 10 ; 5 – 50 .

Проведенные испытания показали эффективность применения флокулянта D-FLOC – 4004 при его расходе 50 г/кг для интенсификации процесса сгущения пульпы, состоящей из исследуемых хвостов гравитации.

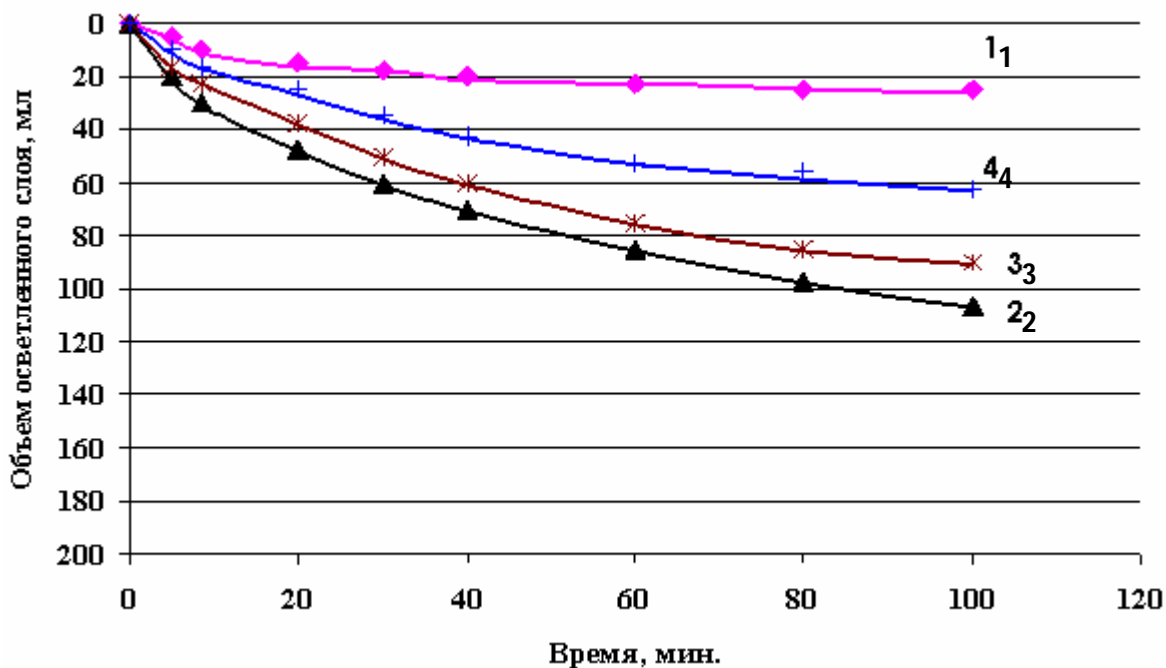


Рисунок 15 – Кинетика осаждения твердых частиц технологической пульпы в присутствии неорганического алюмосиликатного флокулянта при его расходе, г/кг: 1 – 0 (базовый опыт); 2 – 5 ; 3 – 10 ; 4 – 50.

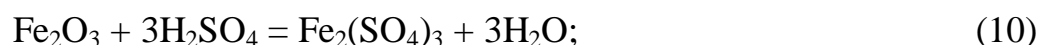
Особенностью и сущностью протекающих процессов **выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитации** является следующее.

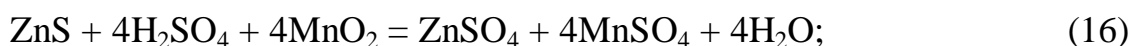
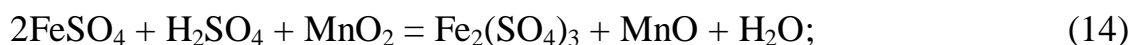
В первую стадию гидрометаллургическая обработка проводится раствором серной кислоты в присутствии окислителя – диоксида марганца.

На основании теории окислительно-восстановительных процессов, растворимости соединений и по результатам ИКС-анализов кеков от выщелачивания оксиды металлов растворяются в серной кислоте с образованием сульфатов металлов, например, до сульфата железа (III) по реакции 10 и сульфата цинка (II) по реакции 11.

Под воздействием диоксида марганца происходит окисление сульфидов металлов до сульфатов металлов, например, до сульфата железа (II) по реакции 12 и сульфата цинка по реакции 15 с образованием элементарной серы, а по реакциям 13 и 16 без образования элементарной серы. При этом по реакции 14 образуемый в серной кислоте сульфат железа (II) окисляется до сульфата железа (III), который является дополнительным окислителем золота и его минералов-носителей (сульфидов меди, железа, цинка и других). Под воздействием сульфата железа (III) происходит окисление и растворение сульфидов металлов, что приводится на примере сфалерита по реакции 17.

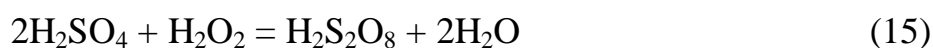
Механизм процессов растворения оксидов металлов, окисления и растворения сульфидов металлов на примере оксидов и сульфидов железа и цинка:





Во вторую стадию гидрометаллургическая обработка проводится раствором серной кислоты в смеси с реагентами окислителя – пероксида водорода и комплексообразователя – иодида калия. При этом в растворе должен обеспечиваться молярный избыток серной кислоты при соотношении $\text{H}_2\text{SO}_4 : \text{H}_2\text{O}_2 > 1$, который будет способствовать протеканию реакций:

– образования надсерной (15) и мононадсерной (16) кислот:



– образования озона (17) и (18):



Под воздействием подаваемого пероксида водорода и образуемого озона протекают следующие реакции образования комплексного соединения золота (на примере окисления и растворения золота) с последующим его взаимодействием с озоном и доокислением до оксида золота:



Йодид калия в присутствии пероксида водорода и озона интенсивно окисляет и растворяет золото, связывая его в комплексное соединение золота – $\text{K}[\text{AuI}_4]$:



Образование комплексных соединений золота по реакциям 19–21 сдвигает протекание этих реакций вправо, что способствует довольно полному переходу золота в раствор.

Полученные экспериментальные данные двух стадий выщелачивания обработаны по уравнениям формальной кинетики. Процесс выщелачивания компонентов в раствор из кеков от 1-й стадии выщелачивания описывается уравнением Рогинского следующими кинетическими закономерностями:

$$\text{– для золота:} \quad 1 - (1 - \alpha)^{1/3} = 0,0028\tau^{1/2} + 0,7276; \quad (22)$$

$$\text{– для цинка:} \quad 1 - (1 - \alpha)^{1/3} = 0,0022\tau^{1/2} + 0,6763; \quad (23)$$

$$\text{– для меди:} \quad 1-(1-\alpha)^{1/3} = 0,0021\tau^{1/2} + 0,9455; \quad (24)$$

$$\text{– для свинца:} \quad 1-(1-\alpha)^{1/3} = 0,00005\tau^{1/2} + 0,6668; \quad (25)$$

$$\text{– для железа:} \quad 1-(1-\alpha)^{1/3} = 0,0025\tau^{1/2} + 0,6879; \quad (26)$$

$$\text{– для марганца:} \quad 1-(1-\alpha)^{1/3} = 0,0023\tau^{1/2} + 0,6787. \quad (27)$$

Полученные кинетические закономерности (22–27) свидетельствуют о том, что процессы выщелачивания золота, цинка, меди, свинца, железа и марганца из кеков от 1-й стадии выщелачивания протекают в диффузионной области, лимитируются толщиной образующихся продуктов (элементарной серы, оксидов и сульфатов металлов по результатам ИКС-анализа кеков), что, видимо, связано с понижением концентрации извлекаемых компонентов в кеках от 1-й стадии выщелачивания и образованием новых продуктов на поверхности извлекаемых компонентов.

В данном разделе также проведены исследования процессов сорбционного выщелачивания золота из пульпы с целью концентрирования золота на анионите, элюирования золота в раствор и электролитического получения катодного золота. В процессе сорбционного выщелачивания золота из пульпы определена изотерма сорбции золота на различных анионитах АМ-2Б; АП-3х8п; АП-2х12п; АМ-п. Установлена наибольшая емкость по золоту анионита АМ-2Б, изотерма сорбции которого расположена выше изотерм сорбции всех других ионитов.

Определены технологические режимы и показатели по извлечению золота в процессах элюирования золота (98 %) и получения катодного золота (99,5 %).

По результатам исследований разработана комбинированная технологическая схема переработки глинистой золотосодержащей руды коры выветривания (рисунок 16).

6 Технико-экономическое обоснование комбинированной бесцианидной технологии переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания месторождения Казкудук территории Жаргас

В разделе дана характеристика района строительства, производительность, параметры, режимы работы участков, данные о возможных выбросах в объекты окружающей среды, характеристика используемого оборудования, затраты на оборудование, оплату труда персонала, баланс производимой продукции, калькуляция себестоимости выпускаемой продукции, определена рентабельность производства гравииоконцентрата, лигатурного и катодного золота.

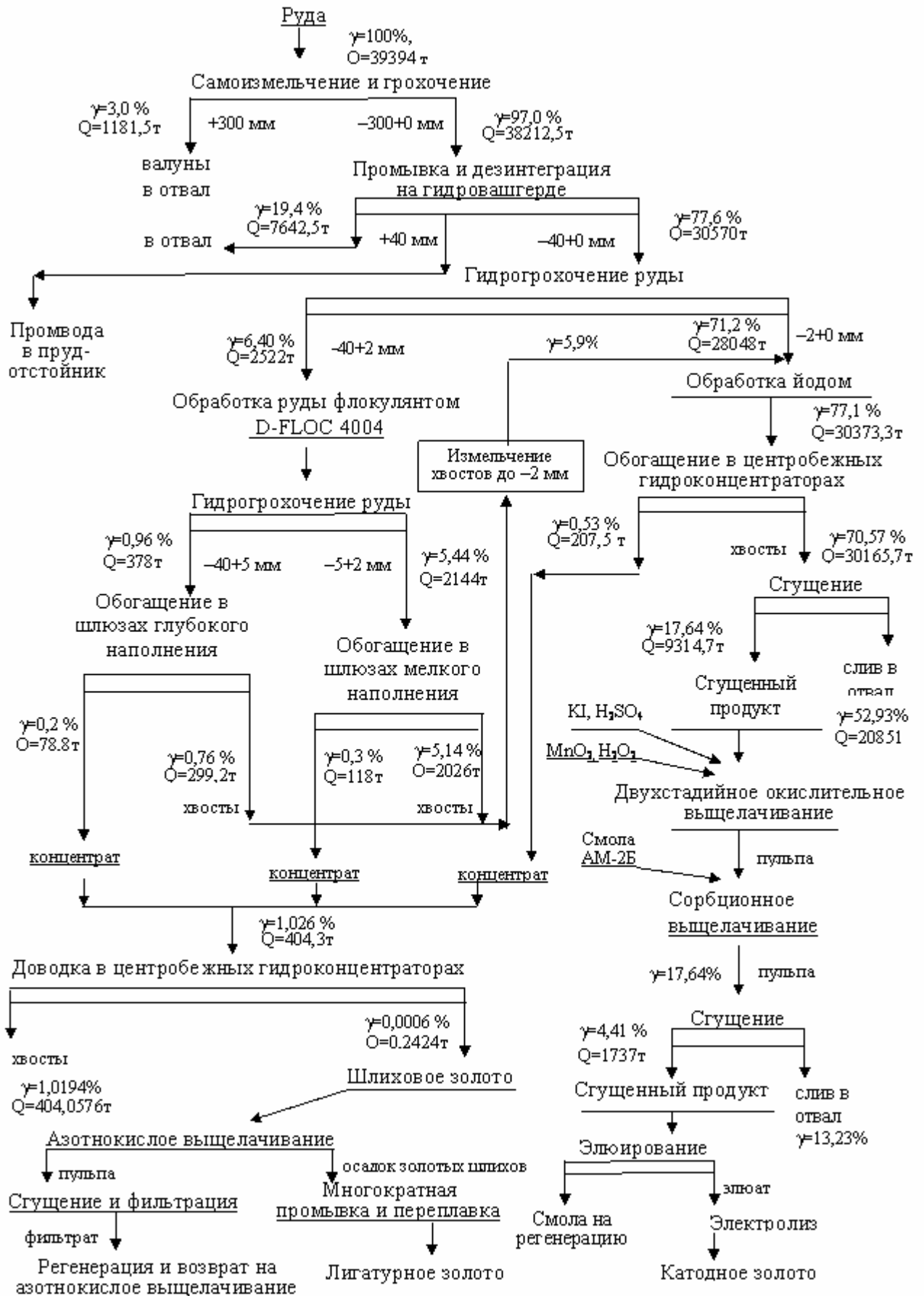


Рисунок 16 – Комбинированная технологическая схема переработки глинистой золотосодержащей руды коры выветривания

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы по результатам диссертационных исследований

1. Увеличению объемов производства золота в республике благоприятствуют наличие собственных золотых запасов, рост цены золота на мировом рынке и благоприятные социально-политические условия.

2. Существенная часть приращиваемых запасов золота в мире связана с освоением месторождений с небольшими запасами золота. Месторождения золотоносных кор выветривания имеют небольшие запасы, но уникальны и перспективны для освоения в силу ряда причин: 1) легкодоступность для освоения – возможность открытой разработки месторождений без применения буровзрывных работ; 2) отсутствует необходимость дробления руды, что значительно удешевляет ее переработку; 3) простая технология извлечения золота; 4) немалые содержания золота в рудах, определяющие рентабельность освоения и переработки руд данного типа. Промышленные содержания золота в этих рудах отмечаются над рудными телами (зонами) коренных месторождений жильно-штокерского типа и приурочены к верхним и средним горизонтам коры выветривания. Мощность последних колеблется от первых метров до 40-50 м при содержаниях золота от 1,5 до 10,0 г/т. В основном руды кор выветривания обнаружены в Восточном, Северном и Западном Казахстане. В Южном Казахстане наибольший интерес для освоения представляет месторождение Казкудук территории Жарта, руды которых приняты в данной работе за объект исследований. Исследуемые руды относятся к упорным ввиду наличия в них трудноизвлекаемого тонкодисперсного золота, ассоциированного с сульфидами и оксидами металлов, глинисто-шламистых и тонкозернистых частиц в верхних горизонтах коры выветривания.

3. Эффективное извлечение золота из упорных руд достигается при применении комбинированных цианидных и бесцианидных технологий, но технологии, использующие цианистые способы извлечения золота из руд, экологически опасные в связи с использованием вредных, опасных для жизни людей и окружающей среды, веществ – цианидов, и неэффективные при переработке упорных руд (извлечение золота 20–60 %). Известный бесцианидный способ кучного сернокислотного выщелачивания упорных марганцовистых серебро-золотых руд является одним из наиболее перспективных, но по данному способу не изучены проблемы извлечения тонкодисперсного золота из его ассоциаций с минералами-носителями.

4. С использованием рентгенодифрактометрического, термического, полуколичественного спектрального, полуколичественного рентгенофазового, электронно-микроскопического анализов выявлено, что основную фазу исследуемой руды составляют кварц, мусковит, гематит; в небольшом количестве присутствуют пирит, карбид кремния, силикат серебра, алюминид серебра; содержатся примеси – алюминиды золота, антимонат магния, тритиоантимонат серебра (пираргирит), антимонат серебра, вюстит, брукиит и волластонит. **Впервые** в кварцевых рудах обнаружены **алюминиды золота**, показана их термическая стойкость в интервале температур 200-600 °С. При этом мусковит, относящийся к глинистым

минералам, представлен различными его модификациями: мусковит, мусковит 2М1, фенгит и хлоритоид. Также обнаружены другие глинистые компоненты: иллит и накрит. Глинистые компоненты исследуемой руды относятся к иллитовой и каолиновой группе. В интервале 200-600 °С разрушение нерудных компонентов руды не наблюдается, что свидетельствует об их термической стойкости.

5. Микрозондовым анализом показано наличие зонального самородного золота, то есть свободного золота. Установлены формы и вкрапленность золотинок в пирите и кварце. Обнаружено тонкодисперсное (0,001–0,005 мм), пылевидное (0,01–0,05 мм), тонкое (0,05–0,1 мм), мелкое (0,25–1,00 мм) золото и его единичные крупные выделения до 2 мм. Содержание золота достаточно высокое в окисленных рудах, а его невысокие содержания в сульфидных рудах свидетельствуют о неравномерном характере его распределения в рудах.

6. При изучении физико-механических свойств исследуемой руды обнаружены свойства, свидетельствующие об ее упорности. Это высокое содержание фракции «–0,044 мм», следовательно, шламистых частиц, подтвержденное низким коэффициентом фильтрации (равен 0,1) и низким углом естественного откоса (равен 32-40 °).

7. В исследуемой руде основное количество золота (89,94 %) находится в тонкозернистых и шламистых фракциях: –2+0,2 мм; –0,2+0,044 мм; –0,044+ 0,02 мм и –0,02+0 мм. В тонкозернистых и шламистых фракциях руды класса: «–2+0 мм» значительная часть золота ассоциирована с кварцем (34 %) и покрыта оболочками из оксидов марганца и железа (42 %).

8. Разработана и испытана в опытно-промышленных условиях технология отмывки глинистой фракции руды и обогащения в шлюзах крупной фракции руды класса «–40+2 мм», новизна которой заключается в обработке руды водно-воздушной смесью в гидровашгерде, в обработке руды флокулянтном D-FLOC–4004 перед процессом ее гравитационного обогащения в шлюзах. Извлечение золота из руды по данной технологии составило 87 %, что на 18 % больше известного способа. Получен гравиоконцентрат массой 196,8 т, содержащий 17 кг 16 г (или 86 г/т), что превосходит стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к гравитационному концентрату в 1,7 раза.

9. Разработана и испытана в опытно-промышленных условиях технология извлечения мелкого–тонкодисперсного золота при гравитационном обогащении исследуемой руды и хвостов гравитационного обогащения в шлюзах, новизна которой заключается в обработке мелкой фракции руды класса «–2+0 мм» кристаллическим йодом или йодсодержащим реагентом с целью разрушения на поверхности золотинок пленок из оксидов марганца и железа и образования дополнительного окислителя из перманганата калия за счет введения в качестве регулятора рН среды гидроксида калия. Извлечение золота в гравиоконцентрат составило 85 %, что на 10-12 % больше аналогичных результатов. Получен гравиоконцентрат массой 207,5 т с содержанием в нем 707 г/т золота (или 146 кг 642 г золота), что превосходит в 11 раз стандартные требования ТУ 98 РК 14-98 к гравитационному концентрату.

10. В опытно-промышленных условиях проведена отмывка примесей из шлихового золота и его переплавка. Получено лигатурное золото пробностью 910 до 950, что значительно превосходит требования ТУ 98 РК-1-93 (Au-85,7 %, Ag-9,97 %, Hg-0,02 %, прочие (Cu, Zn, Pb, Fe)- 4,31 %) к продукту – «золото лигатурное» по содержанию золота и соответствует по примесям (примеси составляют 4,31 %). Сквозное извлечение золота в товарный продукт – лигатурное золото из руды за 1 промсезон составило 77,7 % или 153 кг 58 граммов.

11. Из литературных данных выявлено, что реальными и устойчивыми формами золота в сернистых щелочно-восстановительных средах являются гидросульфидные и сульфидные, а в нейтральных и слабовосстановительных средах – сульфатные и тиосульфатные комплексы.

12. Впервые методом Темкина – Шварцмана рассчитаны значения энергии Гиббса реакций растворения золота и его алюминидов при температурах 25–150 °С и золотосодержащих минералов (халькопирита, куприта) при температурах 25–100 °С в серной кислоте в присутствии пиролюзита. Впервые установлены:

– благоприятное протекание реакций растворения халькопирита, куприта при температурах 25–100 °С;

– последовательность (слева направо) окисления и растворения золотосодержащих минералов: куприт, халькопирит;

– образование комплексных соединений: $H[AuSO_4]$ и $H[Au(SO_4)_2]$ при окислении и растворении соответственно золота и его алюминидов – $AuAl_2$ в интервале 25–150 °С, образование комплексного соединения – $H[Au(SO_4)_2]$ при окислении и растворении золота в интервале 110–150 °С и алюминидов золота – Au_8Al_3 – в интервале 90–150 °С.

13. Построены диаграммы Пурбэ систем Au – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , FeS_2 – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , ZnS – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , $CuFeS_2$ – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , CuS – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , алюминиды Au – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O при температурах 25, 60, 80 и 100 °С. Впервые показано, что в системах $CuFeS_2$ – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , CuS – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O , алюминиды Au – H_2SO_4 – MnO_2 – H_2O с увеличением температуры процесса происходит сдвиг области устойчивости растворимых форм Au, алюминидов Au, CuS, $CuFeS_2$ в область кислых сред, и резкое снижение потенциала их растворения в щелочной среде из-за образования дополнительного окислителя – перманганат-аниона под воздействием пиролюзита.

14. Экспериментальными исследованиями по определению вольт-амперных характеристик растворения золотого катода в кислых и щелочных растворах в присутствии диоксида марганца установлено растворение золота под воздействием пиролюзита при 60, 80 и 90 °С либо в сильно-кислой среде (pH=1), либо в сильно-щелочной среде (pH=10-12), что подтверждается снижением потенциала растворения золота в сильно-кислой среде (pH=1) от 1,7 В до 1,0–1,1 В; в сильно-щелочной среде (pH=10-12) от 1,0 В до 0,2–0,4 В.

15. Изучены условия флокулирования глинистых пульп под воздействием флокулянта неорганического алюмосиликатного флокулянта и органического флокулянта D-FLOC – 4004. Установлено эффективное действие органического флокулянта D-FLOC – 4004 при норме его расхода 50 мг/г.

16. Разработан эффективный способ окислительного выщелачивания коагулированных хвостов гравитации в растворе серной кислоты в присутствии окислителей – диоксида марганца и пероксида водорода и комплексообразователя – иодида калия. Оптимальными параметрами процесса являются:

– на первой стадии выщелачивания: температура процесса – 80 °С, продолжительность процесса – 8 часов, концентрации раствора H_2SO_4 – 50 %, MnO_2 – 50 % от массы навески, Ж:Т = 4:1;

– на второй стадии выщелачивания: температура процесса – 60 °С, продолжительность процесса – 2 часа, концентрация растворов: H_2SO_4 – 2,94 %, H_2O_2 – 15 г/дм³, KI – 15 г/дм³.

На первой стадии при установленных оптимальных условиях максимальное извлечение из хвостов гравитации в раствор составляют для: Au – 66,35 %, Zn – 47,03 %, Cu – 55,89 %, Fe – 67,02 %, Mn – 52,64 %. На второй стадии при установленных оптимальных параметрах процесса максимальное извлечение из кеков от 1-й стадии выщелачивания составляют для: Au – 99,6 %, Zn – 68,25 %, Cu – 67,62 %, Fe – 78,34 %, Mn – 70,54 %. Из хвостов гравитационного обогащения в раствор сквозное извлечение Au достигает 98,67 %, сопутствующих металлов: Zn – 81,74 %; Cu – 84,0 %; Pb – 2,35 %; Fe – 91,44 %; Mn – 84,29 %.

17. Изучена кинетика процесса двухстадийного окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитации на первой стадии в растворе серной кислоты в присутствии окислителя – пиролюзита, на второй стадии в растворе серной кислоты в присутствии окислителя – раствора пероксида водорода и комплексообразователя – раствора йодида калия или твердого йодида калия. Установлены механизм и кинетические закономерности процессов окислительного выщелачивания компонентов глинистой золотосодержащей руды коры выветривания, описываемые уравнением Рогинского $(1-(1-\alpha)^{1/3} = at^{1/2} + b)$ и характеризующие протекание процессов в диффузионной области и их лимитирование толщиной образующихся продуктов (элементарной серы, оксидов и сульфатов металлов).

18. Исследован процесс сорбционного выщелачивания золота на различных анионитах АМ-2Б; АП-3х8п; АП-2х12п; АМ-п, выбран наиболее эффективный и селективный анионит АМ-2Б.

19. Проведены работы по определению показателей по извлечению катодного золота электролизом, при выбранных оптимальных параметрах процесса достигнуто практически полное извлечение золота в процессе электролиза – 99,5 %.

20. Разработана новая комбинированная бесцианидная технология переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, предусматривающая эффективное удаление глинистых компонентов руды за счет образования рыхлых и пористых частиц руды; коагуляцию частиц свободного мелкого, тонкого, пылевидного и тонкодисперсного золота за счет усиления гидрофильных свойств пленок золотин, и эффективное извлечение свободных и связанных ассоциаций мелкого, тонкого, пылевидного и тонкодисперсного золота новым способом их окисления и растворения в растворе серной кислоты в присутствии окислителя и ком-

плексообразователя. Разработанная технология отличается от известных исключением операций дробления и цианирования руды, дешламации и флотации хвостов обогащения, использованием процесса окислительного сернокислотного выщелачивания хвостов гравитационного обогащения в присутствии экстрагирующих компонентов: окислителей – диоксида марганца, раствора пероксида водорода и комплексообразователя – иодида калия. Разработанная технология позволяет получить товарные продукты – гравиоконцентрат, лигатурное и катодное золото. Показана рентабельность производства золота по разработанной технологии.

Оценка полноты решения поставленных задач. Задачи, поставленные при обосновании направления и этапов исследований выполнены полностью. А именно: 1) при изучении структуры и свойств исследуемой золотосодержащей руды определены ее упорность, присутствие золота в тонкозернистых и глинисто-шламистых фракциях руды, что позволило выбрать комбинированную технологическую схему ее переработки; 2) для извлечения свободных включений золота использованы способы гравитационного обогащения, усовершенствованные новыми техническими решениями и позволившие получить лигатурное золото в голове технологической схемы; 3) применением новых технических решений разработаны способы флокуляции глинистых компонентов и бесцианидный способ извлечения тонкодисперсного золота окислительным выщелачиванием хвостов гравитационного обогащения; 4) изучены теоретические основы процесса окислительного выщелачивания хвостов гравитационного обогащения в присутствии пиролюзита, выбор которого в качестве окислителя обусловлен его высокими содержаниями в исследуемых рудах; 5) определены показатели по извлечению катодного золота; 6) разработана комбинированная бесцианидная технология переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания, направленная на получение товарных продуктов – гравиоконцентрата, лигатурного и катодного золота.

Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию результатов. Предложенные в работе технологические разработки могут быть использованы недропользователем золотосодержащих руд коры выветривания территории Жартас и на других золотодобывающих предприятиях, перерабатывающих подобные руды.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения

Результаты комбинированной технологии переработки глинистых золотосодержащих руд коры выветривания позволяют получить товарные продукты – гравиоконцентрат, лигатурное и катодное золото с невысокими капитальными затратами, поэтому представляют практический интерес для золотодобывающих предприятий.

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области.

Проведенные теоретические и технологические исследования в области поставленных задач выполнены на современном уровне с использованием модельной программы термодинамических и кинетических расчетов, разработанной автором диссертации в программе «Excell», сертифицированной программы компании

“Outokumpu Oyj”; комплекса физико-химических и физических методов анализа: микроскопического метода в рудном микроскопе марки ПОЛАМ -312 (МИН-8), метода сканирующей электронной микроскопии в растровом электронном микроскопе, метода качественного и полуколичественного рентгенофазового анализа в рентгеновском дифрактометре X'Pert PANalytical, титриметрического и атомно-абсорбционного метода определения элементов, метода пробирного анализа проб на содержание золота, а также воспроизводимостью результатов технологических исследований в лабораторных и опытно-промышленных условиях.

Полученные результаты являются новыми или подтверждают известные исследования, основаны на использовании положений теорий окислительно-восстановительных процессов, интерпретируются в контексте известных данных из мировой и отечественной научно-технической и патентной информации, обеспечили разработку комбинированной бесцианидной технологии переработки глинистых (упорных) золотосодержащих руд коры выветривания. Техническая новизна технологии защищена 3-мя заявками на инновационные патенты Республики Казахстан.

Список опубликованных работ по теме диссертации:

1 Байысбеков Ш.Б., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. Термодинамический анализ реакций окисления пирита // Вестник СГУ имени Шакарима. – Семипалатинск, 2007. – №1. – С. 143–150.

2 Байысбеков Ш., Дюсембаева К.Ш., Акказина Н.Т. Тонкодисперсное золото в рудах золото–сульфидного месторождения // Вестник КазНТУ. – Алматы, 2007. – №2. – С. 106–109.

3 Байысбеков Ш., Дюсембаева К.Ш., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. Особенности образования тонкодисперсного и «невидимого» золота в рудах месторождения Абыз // Горный журнал Казахстана. – Алматы, 2007. – №3. – С.37–38.

4 Байысбеков Ш., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. О поведении халькопирита в условиях его окисления // Труды Международной научно-практической конференции «Научно-технические и духовные ценности в наследии мыслителей востока и А. Машани, включенного в календарь памятных дат ЮНЕСКО 2006–2007 гг.». – Алматы, 2007 г. – Т. II. – С. 354–356.

5 Байысбеков Ш., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. Термодинамический анализ поведения галенита в условиях его окисления // Труды Международной научно-практической конференции «Научно-технические и духовные ценности в наследии мыслителей востока и А. Машани, включенного в календарь памятных дат ЮНЕСКО 2006–2007 гг.». – Алматы, 2007 г. – Т. II. – С. 356–358.

6 Байысбеков Ш., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. О возможности протекания реакции окисления сфалерита // Труды Международной научно-практической конференции «Научно-технические и духовные ценности в наследии мыслителей востока и А. Машани, включенного в календарь памятных дат ЮНЕСКО 2006–2007 гг.». – Алматы, 2007 г. – Т. II. – С.358–359.

7 Байысбеков Ш., Жунусова Г.Ж. Кинетика процесса извлечения золота из глинистых руд кор выветривания // Горный журнал Казахстана. – Алматы, 2007. – №4. – С.6–8.

8 Байысбеков Ш., Перегудов В.В, Жунусова Г.Ж. О новом типе проявления золотой минерализации в Ерейментауских горах // Горный журнал Казахстана. №7, 2008. С.2–3.

9 Акказина Н.Т., Жунусова Г.Ж., Байысбеков Ш. Термический анализ золотосодержащих глинистых руд коры выветривания // Сборник материалов VII конгресса обогатителей стран СНГ. – Москва, апрель 2009. – 3 с.

10 Жунусова Г.Ж., Ермолаев В.Н., Акказина Н.Т., Байысбеков. Рентгеноспектральное исследование глинистых золотосодержащих руд коры выветривания // Сборник материалов Международного форума, посвященного 75-летию юбилею КазНТУ имени К.И. Сатпаева. – Алматы, ноябрь 2009. – 3 с.

11 Sh. Baysbekov, A. Aissautov, G. Zhunussova Gold extraction from refractory ores by using gravity separation // Proceeding of the XIII BALKAN MINERAL PROCESSING CONGRESS. – Бухарест, 2009. – V. 1. – P. 269-271.

12 Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т., Байысбеков Ш. Изучение поведения пирита при окислительном выщелачивании упорных золотосодержащих руд в растворе серной кислоты в присутствии пиролюзита // Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета. – 2010. – № 12.

13 Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т., Байысбеков Ш. Термодинамика процесса растворения пирита в серной кислоте в присутствии пиролюзита // Известия Национальной Академии Кыргызской республики. – 2010. – №4.

14 Жунусова Г.Ж. Термодинамика процесса растворения халькопирита в серной кислоте в присутствии пиролюзита // Вестник Казанского технологического университета. – 2010. – № 5.

15 Жунусова Г.Ж. Термодинамика процесса растворения ковеллина в серной кислоте в присутствии пиролюзита // Вестник Казанского технологического университета. – 2010. – № 6.

16 Жунусова Г.Ж. Об исследованиях по растворению золота в различных растворителях // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 11.

17 Жунусова Г.Ж. Диаграмма Пурбэ системы «Алюминиды золота – H_2SO_4 – MnO_2 » // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 12.

18 Жунусова Г.Ж., Байысбеков Ш., Акказина Н.Т., Кальянова О.А., Еденбаев С.С. Диаграмма Пурбэ системы $Au - H_2SO_4 - MnO_2$ // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 12.

19 Жунусова Г.Ж. О возможности протекания реакции растворения алюминидов золота в серной кислоте в присутствии диоксида марганца // Вестник Международного Казахско-Турецкого университета им. Х.А. Ясави. – 2010. – № 6.

20 Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т., Байысбеков Ш. О превращениях в системе $ZnS - H_2SO_4 - MnO_2$ // Вестник Международного Казахско-Турецкого университета им. Х.А. Ясави. – 2010. – № 6.

21 Сажин Ю.Г., Шаутенов М.Р., Жунусова Г.Ж. Извлечение золота из упорных золотосодержащей руды Васильковского месторождения. – Вестник КазНТУ. – 2010. – №12.

22 Шаутенов М.Р., Сажин Ю.Г., Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т. Исследование процесса флотации сульфидной смешанной золотосодержащей руды Васильковского месторождения // Горный журнал. – 2010. – №10.

23 Жунусова Г.Ж., Акказина Н.Т., Байысбеков Ш., Еденбаев С.С., Кальянова

О.А. Термодинамическая оценка реакции растворения металлического золота в серной кислоте в присутствии диоксида марганца // Комплексное использование минерального сырья. – 2010. – № 6.

24 Жунусова Г.Ж. О возможностях и перспективах использования бесцианидных методов переработки упорных золотосодержащих руд // Труды Международной конференции «Форсированное индустриально-инновационное развитие в металлургии», посвященной выдающимся ученым, внесшим вклад в теорию и практику развития прокатного производства академику НАН РК Полухину П.И. и академику высшей школы МАН Давильбекову Н.Х.. – 11-13 ноября 2010 г. – С. 221-224.

25 Жунусова Г.Ж. Золоторудная сырьевая база Казахстана // Труды Международной конференции «Форсированное индустриально-инновационное развитие в металлургии», посвященной выдающимся ученым, внесшим вклад в теорию и практику развития прокатного производства академику НАН РК Полухину П.И. и академику высшей школы МАН Давильбекову Н.Х.. – 11-13 ноября 2010 г. – С. 225-227.

26 Жунусова Г.Ж. Микроскопическое исследование структуры глинистых золотосодержащих руд коры выветривания // Труды Международной конференции «Форсированное индустриально-инновационное развитие в металлургии», посвященной выдающимся ученым, внесшим вклад в теорию и практику развития прокатного производства академику НАН РК Полухину П.И. и академику высшей школы МАН Давильбекову Н.Х.. – 11-13 ноября 2010 г. – С. 228-229.

27 Жунусова Г.Ж. Экспериментальное определение потенциалов растворения золота в серной кислоте в присутствии диоксида марганца // Труды Международной конференции «Форсированное индустриально-инновационное развитие в металлургии», посвященной выдающимся ученым, внесшим вклад в теорию и практику развития прокатного производства академику НАН РК Полухину П.И. и академику высшей школы МАН Давильбекову Н.Х.. – 11-13 ноября 2010 г. – С. 230-232.

28 Жунусова Г.Ж. Способ извлечения золота при гидромеханизированной разработке глинистых руд коры выветривания // Заявка на инновационный патент РК № 1439.1 от 24.11.2010 г.

29 Жунусова Г.Ж. Способ извлечения мелкого и тонкодисперсного золота // Заявка на инновационный патент РК № 1438.1 от 24.11.2010 г.

30 Жунусова Г.Ж. Способ извлечения благородных металлов из хвостов гравитационного обогащения глинистых руд коры выветривания // Заявка на инновационный патент РК № 1437.1 от 24.11.2010 г.

31 Жунусова Г.Ж. Применение флокулянтов различной природы для сгущения технологических пульп в процессе переработки золотосодержащей руды месторождения Жаргас // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 6.

32 Жунусова Г.Ж. Исследование процесса окислительного выщелачивания золотосодержащих хвостов гравитации // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 6.

ТҮЙІНДЕМЕ

Жунусова Гулшат Жарасбаевна

Сазды алтыны бар мору қыртысындағы кендерді өңдеудің цианидсіз құрамалы технологиясы

Бұл жұмыс мору қыртысындағы өте қиын алынатын алтынның минерал-тасымалдағыштарынан бос қосындыларды және байланысқан алтынды өңдеуге бағытталған.

Зерттеу объектісі – құрамында металл сульфидтерімен, кеннің бөлікті таужынысы алтынның минералы – алюминидпен және кварцпен байланысқан негізінен ұсақтүйіршікті сазды-шламды кендердің фракциясында таралған ұсақдисперсті алтыны бар Жартас аймағының Қазқұдық белдеуінің мору қыртысының өте қиын алынатын алтынқұрамды кендері.

Жұмыстың мақсаты – мору қыртысында өте қиын алынатын алтын құрамды кендерді өңдеудің экономикалық тиімділігі және цианидсіз экологиялық таза құрамдастырылған өңдеу технологиясы.

Жұмыстың негізгі ғылыми нәтижелері:

1. Үлгіні термиялық өңдеу әдісін пайдалана отырып бірінші рет жартылай-мөлшерлі рентгенофазалық талдау нәтижесінде жаңа минерал – алтын алюминиді – $AuAl_2$ и Au_8Al_3 табылды.

2. Темкин-Шварцман әдісімен теңдік константасы, Гиббс энергиясы арқылы 25-100 °С температурада алтынның және алтын алюминидінің еруі мен 25-100 °С температурада алтын құрамды минералдардың (халькопирит, куприт), күкірт қышқылы ерітіндісінде – пиролюзиттің қатысуының теңдік ретінде мәні есептелінген. Тұңғыш рет ұсынылды:

– 25–100 °С температура кезінде куприт, халькопириттің еру және тотығу реакцияларының дұрыс жүруі;

– алтын құрамды минералдардың куприт, халькопириттің еруі және тотығуының кезекті жүруі (солдан оңға қарай);

– 25–100 °С температура интервалында алтын мен оның алюминиді – $AuAl_2$ тотыққан және еру кезінде $H[AuSO_4]$ и $H[Au(SO_4)_2]$ кешенді қосылыстардың пайда болуы, 110–150 °С температура интервалында алтынның тотыққан және еру кезінде $H[Au(SO_4)_2]$ кешенді қосылыс пайда болуы, 90–100 °С температура интервалында алтынның алюминиді – Au_8Al_3 тотыққан және еру кезінде $H[Au(SO_4)_2]$ кешенді қосылыс пайда болуы.

3. 25, 60, 80 және 100 °С температура кезінде $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $FeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $ZnS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuFeS_2 - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, $CuS - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$, алюминидтер $Au - H_2SO_4 - MnO_2 - H_2O$ жүйелерінің Пурбе диаграммасы тұрғызылды. Температураның өсуіне байланысты тұрақтылық аймағындағы ерітілетін Au , FeS_2 , ZnS формаларының қышқылдық ортаға қарай ығысатыны, оған пиролюзиттің қатысуымен және сілтілік ортада қосымша тотықтырғыш-перманганат-анионының түзілуі бірінші рет көрсетілді.

4. Қышқылды және сілтілік ерітіндіде марганец қос тотығының қатысуымен алтын катодының вольт-амперлік еру мінездемесін анықтаудың тәжірибелік зерттеулері 60, 80, 100 °С-та пиролюзиттің қатысуымен алтынның еруі, не болмаса қатты-қышқылды ортада (pH=1), не болмаса қатты-сілтілі ортада (pH=10-12), бұл алтынның еру потенциалын қатты-қышқылды ортада (pH=1) 1,7 В-тан 1,0-1,1 В-қа

дейін; қатты-сілтілі ортада (рН=10-12) 1,0 В-тен 0,2-0,4 В-қа дейін төмендеуін дәлелдейді.

5. Тәжірибелік-өндірістік жағдайда ірі фракциялы «-40+2 мм» кендердің шлюздарында гравитациялық байыту процесінің құрамында 17 кг 16 г (немесе 86 г/т), стандарттың міндеттеріне сай ТУ 98 РК 14-98 өнім гравитациялық концентрат 1,7 рет массасы 196,8 т гравиоконцентрат алынды.

6. Ортадан сыртқа тепкіш гидроконцентраттарда зерттеліп отырған кеннің ұсақ фракция қоспалары және шлюздерде гравитациялық байытудың қалдықтарын тәжірибелік-өндірістік жағдайда гравитациялық байыту процесінің құрамында 707 г/т алтын (немесе 146 кг 642 г алтын) бар ТУ 98 РК 14-98 стандарттық міндеттерге сай өнімге – гравитациялық концентрат 11 рет массасы 207,5 т болатын гравиоконцентрат алынды.

7. Тәжірибелік-өндірістік жағдайда гравиоконцентраттарға толықтыру ортадан сыртқа тепкіш гидроконцентраттарда жүргізілді, нәтижесінде, құрамында 64,1 % немесе 0,155389 тонна алтын бар массасы 0,2424 тонна шлихты алтын алынды.

8. Тәжірибелік-өндірістік жағдайда ТУ 98 РК-1-93 (Au – 85,7 %, Ag – 9,97 %, Hg – 0,02 %, басқалары Cu, Zn, Pb, Fe – 4,31 %) талаптарына алтын құрамы мен қоспалардың құрамы бойынша сай келетін, айтарлықтай асып түсетін – үстемдегіш алтын алынды.

9. Гравитациялық алтын құрамды қалдықтарды екі бөлімді тотықтырып іріктеп ерітудің кинетикасы бірінші бөлімінде – тотықтырғыш пиролюзиттің күкірт қышқылды ерітіндіде қатысуы, екінші бөлімінде – тотықтырғыш – сутек аса тотығы ерітіндісі мен комплекс түзуші – калий иодиді ерітіндісі немесе қатты калий иодидінің қатысуымен анықталды. Диффузиялық аймақта және қалыңдық түзуші өнімдердің лимиттеуін (қарапайым күкірт, металлдардың оксидтері мен тотықтары) процесстің өтуін түсіндіретін және Рогинск теңдеуімен $(1 - (1 - \alpha)^{1/3} = a\tau^{1/2} + b)$ түсіндіретін мору қыртысындағы өте қиын өте қиын алынатын алтын құрамды компоненттердің тотықтырып іріктеп еріту процесстерінің механизмі мен кинетикалық заңдылықтары құрастырылды.

10. Ерітіндіге ең жоғарғы деңгейде алуды қамтамасыз ететін, тотықтырып күкірт қышқылды іріктеп еріту процесінің басталуының қолайлы жағдайы белгіленді:

– бірінші кезеңде гравитациялық байытудың алтын құрамды қалдықтарынан Au (66,35 %), Zn (47,03 %), Cu (55,89 %), Fe (67,02 %), Mn (52,64 %): процесстің ұзақтылығы – 8 сағат, процесстің температурасы – 80 °С, H₂SO₄ концентрациясы – 30-50 %, жүктелген материалдың массасына MnO₂ шығыны – 50 %, С:Қ=4:1;

– екінші кезеңде бірінші кезеңде іріктеп ерітілген кектен Au (99,6 %), Zn (68,25 %), Cu (67,62 %), Fe (78,34 %), Mn (70,54 %): процесстің температурасы – 60 °С, процесс ұзақтығы – 2 сағат, ерітінділердің концентрациялары: H₂SO₄ – 2,94 %, H₂O₂ – 1,5 г/дм³, KI – 25 г/дм³.

11. Мору қыртысында өте қиын алынатын алтын құрамды кендерді өндеудің жаңа құрастырылған технологиясы жасалынды, ол белгілі дешламдау, байыту қалдықтарын флотациялау және ұсақтау операцияларымен салыстырғанда, экстрагирлеуші компоненттердің, оның ішінде марганец қос тотығы мен сутегі асқын тотығының ерітіндісі және комплекс түзуші калий иодидінің қатысуымен тотықтырып күкірт қышқылды іріктеп еріту процесінің жүруімен ерекшеленеді.

SUMMARY

Combined No cyanide Technology processing of clay gold ore Crust erosion

The work is devoted to solving problems extracting free of inclusions and the associated gold from mineral-carrier of gold ores in clay crusts erosion.

The object of study - clay gold-ore deposits of the weathering crust Kazkuduk of territory Zhartas containing finely dispersed gold, distributed mostly in fine-grained and clay fractions slimy ore, and associated with metal sulfides, the breeding part of the ore - a mineral crystal and gold - the aluminide.

Objective - development of a combined clean no cyanide and cost-effective technology for processing gold ores clayey weathering crust.

Basic scientific results:

1. Using the method of thermal processing samples for the first time a semi-quantitative analysis by X-ray discovery of new minerals - gold aluminides - AuAl_2 and Au_8Al_3 .

2. The method of Temkin - Schwartzman calculated the Gibbs energy of dissolution reaction of gold and its aluminides at temperatures of 25-150 °C, and gold minerals (chalcopyrite, cuprite) at temperatures of 25-100 °C in sulfuric acid in the presence of pyrolusite. First established:

– A favorable course of these reactions dissolution of chalcopyrite, cuprite at temperatures of 25-100 °C;

– Sequence (left to right) the oxidation and dissolution of gold minerals: cuprite, chalcopyrite;

– The formation of complex compounds: $\text{H}[\text{AuSO}_4]$ and $\text{H}[\text{Au}(\text{SO}_4)_2]$ on the oxidation and dissolution of gold and its aluminide – AuAl_2 at temperatures of 25-150 °C, the formation of complex compound – $\text{H}[\text{Au}(\text{SO}_4)_2]$ on the oxidation and dissolution of gold at temperatures of 110-150 °C and aluminide – Au_8Al_3 – at temperatures of 90-150 °C.

3. Diagrams Purbe systems $\text{Au} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, $\text{FeS}_2 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, $\text{ZnS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, $\text{CuFeS}_2 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, $\text{CuS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, aluminides $\text{Au} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ at 25, 60, 80 and 100 °C. It was shown that in systems $\text{CuFeS}_2 - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, $\text{CuS} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$, aluminides $\text{Au} - \text{H}_2\text{SO}_4 - \text{MnO}_2 - \text{H}_2\text{O}$ with increasing temperature of the shift of the stability of soluble forms of Au, aluminides Au, CuS, CuFeS_2 in the region acidic environments, which is associated with exposure to pyrolusite, and a sharp reduction in the capacity of their dissolution in an alkaline environment due to the formation of additional oxidizer - permanganate anion.

4. Experimental studies to determine the current-voltage characteristics of the dissolution of gold cathode under acidic and alkaline solutions in the presence of manganese dioxide is established gold dissolution under the influence of pyrolusite at 60, 80 and 100 °C, or in strongly acidic (pH = 1) or strongly alkaline medium (pH = 10-12), which is confirmed by decline in the capacity of gold dissolution in strongly acidic (pH = 1) from 1,7 V up to 1,0-1,1 V; in strongly alkaline medium (pH = 10 - 12) from 1,0 V up to 0,2-0,4 V.

5. In the process of gravity separation in locks a large fraction of ore grade "-40 +2 mm" in the experimental-industrial conditions was obtained gravitation component weighing 196.8 tons, containing 17 kg of 16 g (or 86 g/t), which exceeds the standard requirements of TU 98 RK 14-98 to the product - "gravity concentrate in 1,7 times.

6. In the process of gravity separation in centrifugal hydro concentrate mixture of the fine fraction of the investigated ore and tailings gravity separation in the gateway to the experimental-industrial conditions was obtained gravi concentrate mass of 207.5 tons of content in it 707 g / t gold (146 kg or 642 g of gold), which exceeds standard requirements of TU 98 RC 14-98 to the product - "gravity concentrate" 11 times.

7. In the experimental-industrial conditions carried out in centrifugal finishing gravi concentrate hydro concentrate. The result obtained schlich gold weighing 0.2424 tons of content in it 64,1%, or 0 155 389 tonnes of gold.

8. In the experimental-industrial conditions received ligature gold fineness 910 to 950, which significantly exceeds the requirements of TU 98 RC-1-93 (Au-85, 7%, Ag-9, 97%, Hg-0,02%, other (Cu, Zn, Pb, Fe) - 4,31%) to the product - the gold ligature "the gold content and corresponds to the impurities (impurities are 4.31%).

9. The kinetics of two-stage process of oxidative leaching of gold tailings of gravity in the first stage in a solution of sulfuric acid in the presence of oxidizer - pyrolusite, in the second stage in a solution of sulfuric acid in the presence of an oxidant - hydrogen peroxide solution and a complexing agent - a solution of potassium iodide or solid potassium iodide. Established the mechanism and kinetics of the processes of oxidative leaching of components of clay gold-bearing ore weathering crust, described by the equation Roginsky $(1 - (1-\alpha)^{1/3} = a\tau^{1/2} + b)$ and characterize the flow of processes in the diffusion region and limiting the thickness of the products formed (elemental sulfur oxides and sulfates of metals).

10. The optimum conditions of oxidative sulfuric acid leaching to ensure maximum extraction of the solution:

- In the first stage of gold tailings gravity separation Au (66,35%), Zn (47,03%), Cu (55,89%), Fe (67,02%), Mn (52,64%): duration Process - 8 hours, the temperature of - 80 °C, the concentration of H₂SO₄ - 30-50%, consumption of MnO₂ - 50% by weight source material, the ratio of W: T = 4:1;

- In the second stage of the cakes from the 1 st stage leach Au (99,6%), Zn (68,25%), Cu (67,62%), Fe (78,34%), Mn (70,54%): process temperature - 60 °C; duration of the process - 2 hours, the concentration of solution: H₂SO₄ - 2,94%, H₂O₂ - 15 g/dm³, KI - 25 g/dm³.

11. A new combined technology of processing gold ore clay weathering crust, which differs from the known exception of crushing and cyanidation of the ore, declamation and flotation tailings, using a process of oxidizing sulfuric acid leaching tailings gravity separation in the presence of extractive components: oxidants - manganese dioxide, hydrogen peroxide solution and a complexing - potassium iodide.

ЖУНУСОВА ГУЛШАТ ЖАРАСБАЕВНА

**Комбинированная бесцианидная технология
переработки глинистых золотосодержащих
руд коры выветривания**

05.16.02 – «Металлургия черных, цветных и редких металлов»

Автореферат
диссертации на соискание
ученой степени доктора технических наук

Подписано в печать 14. 12. 2010 г.

Объем **1,4** усл. печ. лист.

Формат **60x84/16**

Гарнитура Times New Roman

Печать "Ризо"

Тираж 120 экз.

Заказ № **134**

050000, г. Алматы
ул. Масанчи, 20/22
ТОО "Полиграфия-сервис и К⁰"