

Министерство науки и высшего образования РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Иркутский национальный исследовательский технический университет»

На правах рукописи



ЖМУРОВА Виктория Васильевна

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КИСЛОТНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КАТОДНЫХ ОСАДКОВ**

Специальность 05.16.02 – Metallургия черных, цветных и редких металлов

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:

доктор технических наук Карпухин Анатолий Иванович

доктор технических наук, профессор

Немчинова Нина Владимировна

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И СПОСОБОВ УЛУЧШЕНИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ АФФИНАЖА	12
1.1 Способы переработки золотосодержащих руд и концентратов.....	12
1.2 Влияние наличия примесей в катодных осадках на химический состав золота лигатурного и их последующий аффинаж.....	14
1.3 Существующие кислотные методы повышения качества золотосодержащих материалов	16
1.3.1 Кислотное выщелачивание примесей цементационных цианистых осадков.....	16
1.3.2 Кислотное выщелачивание примесей анодных шламов.....	20
1.3.3 Кислотные методы аффинажа сплавов драгоценных металлов.....	22
1.3.4 Кислотная обработка гравеоконцентратов с целью удаления примесей ..	25
1.3.5 Пути повышения качества золотосодержащих катодных осадков	27
1.4 Выводы по главе 1.....	30
ГЛАВА 2. ИЗУЧЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА КАТОДНЫХ ОСАДКОВ ОТ ПЕРЕРАБОТКИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ «БЕРЕЗИТОВЫЙ» И «ПИОНЕР», ПО ЦИАНИСТО-СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ.....	32
2.1 Катодные осадки ООО «Березитовый рудник» как объекты исследований	32
2.1.1 Технология получения катодных осадков при переработке руд месторождения «Березитовый».....	32
2.1.2 Результаты исследований поверхности образцов катодных осадков технологических участков золотоизвлекательной фабрики (рудник «Березитовый»).....	38
2.1.3 Изучение фазово-химического состава образцов катодных осадков ООО «Березитовый рудник».....	62
2.2 Изучение химического состава образцов катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер».....	65
2.3 Выводы по главе 2.....	67

ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИМЕСЕЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КАТОДНЫХ ОСАДКОВ.....	70
3.1 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков основного технологического участка месторождения «Березитовый»....	70
3.1.1 Расчеты термодинамической вероятности реакций кислотного выщелачивания примесей катодных осадков.....	73
3.1.2 Математическое моделирование процесса кислотного выщелачивания примесей катодных осадков.....	73
3.1.2.1 Применение методов математического моделирования для изучения процессов переработки золотосодержащих руд и концентратов.....	74
3.1.2.2 Построение модели процесса выщелачивания примесей катодных осадков	74
3.1.2.3 Результаты моделирования процесса кислотной обработки катодных осадков.....	74
3.1.3 Проведение лабораторных испытаний по кислотному выщелачиванию примесей катодных осадков.....	83
3.2 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков вспомогательного технологического участка золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник».....	90
3.2.1 Расчеты термодинамической вероятности реакций выщелачивания примесей катодных осадков азотной кислотой.....	90
3.2.2 Проведение лабораторных исследований азотнокислого выщелачивания примесей катодных осадков	92
3.2.3 Математическое планирование трехфакторного эксперимента процесса выщелачивания	98
3.3 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей золотосодержащих катодных осадков, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер».....	106
3.3.1 Расчеты термодинамической вероятности реакций взаимодействия примесей катодных осадков с кислотами.....	106
3.3.2 Проведение экспериментов по выщелачиванию примесей золотосодержащих катодных осадков.....	106

3.4 Разработка методики цементации меди из растворов, образующихся после выщелачивания примесей катодных осадков	113
3.5 Выводы по главе 3	116
ГЛАВА 4. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ	
ПО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ПРИМЕСЕЙ КАТОДНЫХ ОСАДКОВ.....	118
4.1 Полупромышленные испытания технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков, получаемых на ООО «Березитовый рудник».....	118
4.2 Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта от внедрения предлагаемой технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков ООО «Березитовый рудник».....	120
4.3 Рекомендуемая технологическая схема переработки полиметаллических золотосодержащих руд месторождения «Березитовый» с дополнительной кислотной очисткой катодных осадков.....	122
4.4 Полупромышленные испытания технологии кислотного выщелачивания катодных осадков, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер»....	124
4.5 Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта от внедрения предлагаемой технологии азотнокислого выщелачивания примесей катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер».....	127
4.6 Выводы по главе 4.....	127
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	130
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	135
Приложение А. Патентный поиск по способам переработки золотосодержащих руд, концентратов и промпродуктов.....	147
Приложение Б. Результаты РСМА катодных осадков, полученных на основном технологическом участке золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник».....	149
Приложение В. Результаты РСМА катодных осадков, полученных на вспомогательном участке сорбции золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник».....	159
Приложение Г. Исходные данные для термодинамических расчетов изменения энергии Гиббса реакций взаимодействия элементов и соединений, находящихся в катодных осадках, различными кислотами.....	168

Приложение Д. Результаты исследований по выщелачиванию примесей катодных осадков, полученных на основном технологическом участке золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник», различными кислотами	170
Приложение Е. Результаты исследований азотнокислой обработки катодных осадков вспомогательного участка золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник».....	172
Приложение Ж. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.....	176
Приложение И. Результаты исследований по кислотному выщелачиванию примесей катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер».....	177
Приложение К. Акт внедрения в учебный процесс.....	180
Приложение Л. Акт полупромышленных испытаний в ООО «Северсталь-Золото».	181
Приложение М. Акт полупромышленных испытаний в ООО «Березитовый рудник».....	182
Приложение Н. Акт полупромышленных испытаний в ГГМК «Пионер».....	183

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Истощение запасов богатых и легко перерабатываемых руд, содержащих драгоценные металлы, вызывает необходимость вовлечения в производство сложного по минералогическому и химическому составу золотополиметаллического сырья. Промышленная переработка такого вида сырья приводит к получению низкопробных (по золоту и серебру) катодных осадков, содержащих значительное количество примесей тяжелых цветных металлов (меди, свинца, цинка, никеля и др.), а также железа, что приводит к несоответствию техническим условиям на химический состав катодных осадков (ТУ 117-2-3-78). Наличие примесных металлов в сплавах золота лигатурного, полученных из данных катодных осадков, существенно увеличивают затраты золотодобывающих предприятий на их последующую аффинажную переработку. В связи с этим работы, направленные на повышение качества сплава золота лигатурного за счет снижения примесей в поступающих на плавку катодных осадках, являются актуальными.

Наличие в катодных осадках тяжелых цветных металлов, которые при плавке переходят в слиток золота лигатурного, затрудняют его опробование в связи с неравномерной ликвацией золота в слитке. Это приводит к возникновению значительной аффинажной разницы. При плавке таких катодных осадков зачастую образуется промежуточная фаза – штейн, которая содержит большое количество золота и затрудняет процесс плавки, требуя дополнительных работ по переплавке слитков. Шлаки, образующиеся при плавке, содержат значительное количество драгоценных металлов, которые золотодобывающие предприятия не могут извлечь, и вынуждены возвращать в процесс. В связи с этим для предприятий, ведущих переработку руд драгоценных металлов, является важным получение золотосодержащих катодных осадков с минимальным количеством примесей при комплексном использовании сложного по составу полиметаллического сырья.

Цель работы: исследование и разработка эффективной технологии выщелачивания тяжелых цветных металлов из катодных осадков, получаемых при переработке сложного по химическому составу золотосодержащего сырья, для получения сплава драгоценных металлов с минимальным содержанием примесей.

Задачи работы:

– анализ состояния современных проблем, связанных с качеством золотосодержащих

катодных осадков, получаемых при переработке по традиционной цианисто-сорбционной технологии сложного полиметаллического сырья;

- исследования свойств золотосодержащих катодных осадков ООО «Березитовый рудник» (Тындинский район, Амурская область) и ГГМК «Пионер» (Магдагачинский район, Амурская область) с целью разработки эффективной технологии по удалению примесных элементов (в частности, Pb, Cu, Ni);
- разработка математической модели процесса выщелачивания примесей катодных осадков с помощью программного комплекса «Селектор» для оценки термодинамической вероятности взаимодействия компонентов катодных осадков с различными растворителями;
- подбор реагентных режимов кислотного выщелачивания примесей изучаемых образцов катодных осадков;
- разработка методики выщелачивания примесей катодных осадков с определением оптимальных параметров процесса на основе метода планирования трехфакторного эксперимента;
- разработка методики извлечения меди из растворов выщелачивания и пути ее дальнейшей реализации;
- получение экспериментальных образцов сплава золота лигатурного на действующем производстве из катодных осадков после кислотной обработки;
- оценка эффективности предложенных рекомендаций, снижающих затраты на последующий аффинаж катодных осадков, по повышению их качества.

Научная новизна работы

Получены новые данные о химическом составе катодных осадков, образующихся при переработке полиметаллического золотосодержащего сырья по угольно-сорбционной технологии.

Установлен механизм очистки катодных осадков от свинца путем его перевода в раствор при солянокислом выщелачивании в виде растворимого тетрахлорплюмбита типа $MePbCl_4$ (Me – Na, K, Ca, Mg).

Определено влияние технологических параметров (концентрация растворителя, Ж:Т, температура процесса) азотнокислого выщелачивания примесей золотосодержащих катодных осадков на перевод меди и свинца в раствор и разработана математическая модель процесса выщелачивания.

Практическая значимость

Для основного производства золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник» рекомендовано использование солянокислого выщелачивания примесей катодных осадков; извлечение меди в раствор при этом составило 69,0 %, свинца – 93,9 %. В результате массовая доля Au в сплаве золота лигатурного увеличилась на 20,0 %.

При выбранных оптимальных параметрах азотнокислой обработки катодных осадков вспомогательного производства золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник» (концентрация реагента 350 кг/м³, Ж:Т = 5:1, температура процесса – 25°C) извлечение меди в раствор составило 89,6 %, свинца – 68,4 %, серебра – 99,5 %; получены отдельно слитки Au (с массовой долей 68,7 %) и Ag (с массовой долей 85,0%).

При проведении опытно-промышленных испытаний разработанной технологии обработки катодных осадков, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер», растворами HCl и HNO₃, были получены 2 образца сплава золота лигатурного, в которых снизилось суммарное содержание примесей на 21,18 % и 23,8 %, соответственно, что отвечает требованиям ТУ 117-2-7-75.

Разработана методика цементации железом меди из растворов, образующихся после кислотной обработки катодных осадков, и даны рекомендации по ее возможному применению в качестве коллектора при переплавке первичных золотосодержащих шлаков, а также реализации на медеплавильные и ювелирные заводы.

По результатам проведенных экспериментов по кислотному выщелачиванию примесей катодных осадков золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник» и участка угольной сорбции ГГМК «Пионер» предложены принципиальные технологические схемы переработки данных полиметаллических золотосодержащих руд по угольно-сорбционной технологии с организацией дополнительной стадии очистки получаемых (после электролиза) катодных осадков от тяжелых цветных металлов (Cu, Pb, Ni).

Ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотной обработки золотосодержащих катодных осадков заключается в:

- снижении аффинажной разницы (разницы между результатами анализа предварительного опробования сплава золота лигатурного предприятий-поставщиков и аффинажных заводов) и равномерному распределению драгоценных металлов в объеме

слитков;

– экономии затрат на плавку катодных осадков для получения сплава золота лигатурного;

– снижении стоимости аффинажных услуг:

- на 1,5 руб./г Au за счет увеличения массовой доли драгоценного металла в сплаве золота лигатурного до 44 %;
- на 0,13 % за счет извлечения драгоценного металла в золото аффинированное;
- на 5 % за счет приведения химического состава исходного сплава к соответствию требованиям ТУ-117-2-3-78 по содержанию свинца.

Суммарный ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков основного и вспомогательного технологических участков золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник» составит 20.222.244 руб. в год (на единицу продукции 14,34 руб./г Au), на ГГМК «Пионер» – 1.017.216 руб. в год (на единицу продукции 2,82 руб./г Au).

Результаты диссертационной работы внедрены в учебный процесс ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» при подготовке обучающихся по направлению «Металлургия».

Материалы и методы исследования

Объектами исследований явились образцы катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер». Для изучения их характеристик использовались следующие методы анализа: пробирный анализ, метод атомно-абсорбционного анализа (ААА), электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ (РСМА), рентгеноструктурный анализ, рентгенофлуоресцентный анализ (РФА), атомно-эмиссионный анализ (АЭА).

Для построения математической модели выщелачивания меди и свинца из золотосодержащих катодных осадков основного производства ООО «Березитовый рудник» применялся метод математического планирования трехфакторного эксперимента. Для статистической обработки данных результатов экспериментов использовалась аналитическая система их графической интерпретации STATISTICA 6.0. Математическое моделирование процесса выщелачивания примесей катодных осадков проводилось на основе изучения физико-химических закономерностей процесса с использованием программного комплекса (ПК) «Селектор».

Достоверность и обоснованность полученных результатов, выводов и рекомендаций подтверждаются использованием современных физико-химических методов анализа, апробированных современных компьютерных программ, средств измерений, а также методов статистической обработки данных; сходимостью результатов моделирования с практическими результатами.

На защиту выносятся:

- результаты исследования химического состава изучаемых образцов золотосодержащих катодных осадков основного и вспомогательного технологического участков золотоизвлекательной фабрики «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер»;
- результаты математического моделирования выщелачивания примесей катодных осадков, полученные на основе физико-химических закономерностей процесса;
- оптимальные параметры гидрохимической обработки золотосодержащих катодных осадков;
- технологические схемы кислотного выщелачивания примесей катодных осадков предприятий золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник» и участка угольной сорбции ГГМК «Пионер» с организацией дополнительной стадии очистки;
- результаты опытно-промышленных испытаний по выщелачиванию примесей катодных осадков и получению сплава золота лигатурного.

Апробация работы

Материалы диссертационной работы докладывались и обсуждались на Международных конгрессах-выставках «Цветные металлы» (Красноярск, сентябрь 2010, 2012 гг.), Всероссийских научно-практических конференциях с международным участием «Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов» (Иркутск, апрель 2012 г.), «Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов» (Иркутск, апрель 2018 г.).

Личный вклад автора заключается в анализе существующих способов переработки золотосодержащего сырья, постановке задач исследования, организации и проведении исследований каждого этапа работы, подборе оптимальных параметров и выполнении расчетов математической модели выщелачивания меди и свинца из золотосодержащих катодных осадков, планировании и проведении промышленных испытаний кислотного выщелачивания примесей катодных осадков, анализе и сопоставлении результатов моделирования с экспериментальными данными, обработке полученных результа-

тов, формулировке выводов и рекомендаций, предложении технологической схемы процесса выщелачивания примесей золотосодержащих катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» с организацией дополнительного участка очистки от примесей.

Публикации

По теме диссертационной работы имеется 10 публикаций, в том числе 4 статьи в журналах, входящих в перечень изданий, рекомендованных ВАК РФ, 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ, а также публикации в других изданиях, материалах Международных конгрессов, Всероссийских научно-практических конференций.

Структура и объем работы

Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, 12 приложений и списка литературы из 123 наименований. Работа изложена на 146 страницах машинописного текста, содержит 39 рисунков и 47 таблиц.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И СПОСОБОВ УЛУЧШЕНИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ АФФИНАЖА

1.1 Способы переработки золотосодержащих руд и концентратов

Использование золота в качестве инструмента мировой финансовой системы предопределило интерес всех стран к его производству [1].

Крупнейшими запасами золота располагают ЮАР и Россия, на их долю приходится около $\frac{1}{4}$ мировых запасов золота. Мировое производство золота составляет, т.: Китай – 453, Австралия – 290, Россия – 253, США – 236, Индонезия – 168, Канада – 165 и др. [2].

По вещественному составу золотосодержащие руды делятся на кварцевые, сульфидные и полиметаллические; по отношению к процессу цианирования – простые и упорные; по степени окисления – первичные, частично окисленные и окисленные [3].

Основные месторождения золота в России:

- золотосульфидные руды: Чертово корыто, Вернинское (Иркутская обл.), Светлинское (Челябинская обл.), Воронцовское (Свердловская обл.);

- золотокварцевые руды: Наталкинское, Павлик (Магаданская обл.), Благодатное (Красноярский край), Каральвеемское (Чукотский АО);

- золотосеребряные руды: Балей-Тасеевское (Забайкальский край), Купол, Двойное (Чукотский АО), Албазинское, Хаканджинское (Хабаровский край), Аметистовое, Агинское, Родниковое, Бараньевское (Камчатский край), Бамское, Пионер, Покровка (Амурская обл.);

- медноколчеданные руды: Гайское (Оренбургская обл.);

- золотосульфидно-кварцевые руды: Нежданинское (Якутия), Березовское (Свердловская обл.), Ключевское (Забайкальский край), Итакинское, Талатуйское, Березитовое (Амурская обл.), Зун-Холбинское (Бурятия), Васин (Оренбургская обл.) Сухой Лог (Иркутская область);

- золотомышьяково-сульфидные руды: Кючус (Якутия), Майское (Чукотский АО), Ведугинское (Красноярский край).

Технологические схемы переработки золотосодержащих руд весьма разнообразны, выбор той или иной схемы зависит от многих факторов [3, 4]. Основные из них: ха-

рактер золота в руде, крупность частиц, вещественный состав руды, характер минералов, с которыми ассоциировано золото; присутствие в руде других ценных компонентов; присутствие компонентов, осложняющих технологию переработки. В технологический процесс извлечения золота из рудного сырья входят подготовительные (дробление, измельчение), обогащительные (гравитация, флотация) и металлургические (цианирование, плавка, обжиг) операции. Выбранная технологическая схема должна обеспечить высокое извлечение золота, комплексное использование сырья, минимальные затраты на производство, а также минимальное загрязнение окружающей среды отходами производства.

Конечной продукцией золотоизвлекающих предприятий являются богатые по содержанию Au катодные осадки, получаемые электролизом растворов после десорбции, или слитки золота лигатурного, получаемые после плавки катодных осадков (КО). Дальнейшая переработка этих продуктов осуществляется на специализированных аффинажных заводах с получением золота и серебра высокой чистоты [5].

В связи с исчерпанием запасов богатого легкообогащаемого сырья в переработку все больше вовлекаются сложные полиметаллические и упорные руды. По оценкам некоторых экспертов доля таких руд составляет более 30 % от всех запасов. Распространенность упорного золота значительна. Наиболее крупные и известные месторождения в России: Олимпиадинское, Майское, Сухой Лог и др.; за рубежом – Barrick, Mercur, Newmont, Carlin (США), Hillgrove (Австралия), Macraes (Новая Зеландия). В России и за рубежом проводится широкий комплекс исследований по переработке и внедрению в промышленность новых методов переработки сырья, содержащего драгоценные металлы [6]. Существенный вклад в создание и совершенствование способов переработки золотосодержащих руд внесли отечественные ученые, в их числе: Плаксин И.Н., Чугаев Л.В., Минеев Г.Г., Котляр Ю.А., Стрижко Л.С., Меретуков М.А., Леонов С.Б., Дементьев В.Е., Баликов С.В., Войлошников Г.И., Карпухин А.И. и др.

Рассмотрим используемые в настоящее время перспективные технологические способы переработки материалов, содержащих драгоценные металлы.

1.2 Влияние наличия примесей в катодных осадках на химический состав золота лигатурного и их последующий аффинаж

На аффинажные заводы (АО «Приокский завод цветных металлов» (г. Касимов), ОАО «Красцветмет» (г. Красноярск), АО «Новосибирский аффинажный завод» (г. Новосибирск) и др.) поступают КО и промпродукты (полученные по цианисто-сорбционной технологии с применением углей), содержащие 20-70 % Au и Ag. Остальное количество составляют тяжелые цветные металлы, которые при традиционных способах переработки КО (плавка с флюсами [7]) не переходят в шлак, а остаются в слитках золота лигатурного, снижая их качество и создавая ряд перечисленных ниже проблем при дальнейшей их переработке на аффинажных предприятиях.

Зависимость стоимости аффинажных услуг от качества перерабатываемого исходного материала

Известно, что чем ниже содержание золота в исходном перерабатываемом материале, тем больше затраты на аффинаж. Так, при массовой доле золота ниже 30-40 % стоимость повышается в два раза (в среднем по аффинажным заводам - с 3 руб./г до 7 руб./г аффинированного золота). Извлечение золота из данных материалов также зависит от их качества (содержания драгоценных металлов). При переработке низкокачественного лигатурного золота извлечение целевого продукта снижается на 0,15 %. Если в перерабатываемом сырье присутствует повышенное количество примесей, таких как свинец, ртуть, то стоимость аффинажных услуг возрастает, в некоторых случаях на 50-100 %. Все это приводит к значительным затратам предприятий-поставщиков (ООО «Березитовый рудник, ГГМК «Пионер», ПАО «Бурятзолото» и др.) золотосодержащего сырья на аффинажные заводы.

Образование штейновых фаз при приемной плавке на аффинажном заводе

Для определения содержания драгоценных металлов в поступающем сырье аффинажные заводы производят приемную плавку согласно действующему на предприятии регламенту (в зависимости от вида поступающего сырья). Сущность данной обязательной операции заключается в следующем: золотосодержащее сырье с флюсами загружают в плавильные печи и ведут процесс до получения жидкотекучих шлаков, образующихся на поверхности расплава. После окончания газовой выделения, полного расплавления материала и достижения температуры 1100–1150 °С расплав разливают в слитки. Отбор проб методом пересечения струи производят в начале, середине и конце выпуска

металла из ванны печи. Трудности, с которыми сталкиваются аффинажные заводы при данной приемной плавке золота лигатурного с низким содержанием драгоценных металлов, заключаются в том, что в процессе плавки образуется промежуточная (между шлаком и сплавом) сульфидная фаза (штейн). Массовая доля золота в штейне может составлять 2–5 %, поэтому получение данной фазы влечет за собой дополнительные работы по переплавке материала с разделением тугоплавкой и легкоплавкой частей и отдельным переопробованием. Все это увеличивает себестоимость работ по аффинажу.

Возникновение аффинажной разницы (разницы между результатами анализа проб предприятий-поставщиков и аффинажных заводов)

В некоторых случаях возникают расхождения в данных предприятия-поставщика и аффинажных заводов по количеству химически чистого драгоценного металла в партии сырья больше установленного норматива, оговоренного в договорах на переработку. Разрешение данных споров производится путем проведения арбитражного анализа контрольных проб, который выполняется по согласованию сторон в аналитических лабораториях, имеющих соответствующую аккредитацию и аттестованных на проведение данных видов работ. Проведение арбитражного анализа увеличивает затраты предприятий, а также задерживает сроки отгрузки готовой продукции.

Представительное (достоверное) опробование у предприятия-производителя

Проблема представительного опробования золота лигатурного на золотодобывающих предприятиях стоит весьма остро. Наблюдается несоответствие результатов анализа проб количеству химически чистого золота и серебра в продуктах, поступающих на аффинаж. Чем ниже массовая доля драгоценных металлов в золоте лигатурном, тем более тщательными должны быть пробоотбор и пробоподготовка проб к анализу [8]. Это связано с тем, что наличие примесей тяжелых цветных металлов приводит к неравномерному распределению драгоценных металлов в объеме слитков, поступающих на аффинажные заводы. При расхождении результатов параллельного определения содержания драгоценных металлов в пробе согласно существующим методикам рекомендуется выяснять причины этого расхождения. Золотодобывающие предприятия пользуются услугами консалтинговых фирм или научно-исследовательских институтов для решения этих вопросов, но зачастую проблемы так и остаются до конца неразрешенными [9, 10].

Таким образом, для снижения затрат на аффинаж КО необходимо повысить содержание Au и Ag в них до поступления их на аффинажные предприятия [11].

Одним из способов повышения качества продуктов, содержащих золото и серебро, является кислотное выщелачивание примесей из них на разных этапах технологического цикла переработки. Основными достоинствами данных методов являются относительная дешевизна и доступность реагентов, отсутствие капитальных вложений и сложных аппаратов, а также высокая их эффективность.

1.3 Существующие кислотные методы повышения качества золотосодержащих материалов

Одним из путей получения сплавов золота лигатурного с высоким содержанием ценного компонента является повышение качества промежуточных продуктов, к которым относятся цементационные цианистые осадки, гравиконоцентраты, анодные шламы производства меди, сплавы драгоценных металлов, катодные осадки цианисто-сорбционной технологии и т.п.

Удаление примесей из золотосодержащих материалов кислотным выщелачиванием основано на таком свойстве драгоценных металлов как химическая инертность. Как известно [12], золото не окисляется на воздухе, устойчиво при воздействии на него влаги, не реагирует с кислотами, щелочами и солями. Серная, соляная и азотная кислоты, являющиеся сильными реагентами, легко растворяют различные металлы-примеси. Однако в литературе имеется крайне мало информации о кислотных способах выщелачивания золотосодержащих материалов. В основном данные методики применялись на аффинажных заводах и не имели промышленного применения в связи с их громоздкостью и сложностью [13]. Использование кислотного выщелачивания примесей из КО является одним из перспективных направлений повышения качества золотосодержащих слитков.

1.3.1. Кислотное выщелачивание примесей цементационных цианистых осадков

Известным способом выделения золота и серебра из цианистых растворов является цементация [14]. В результате осаждения драгоценных металлов цинковой пылью получают цементационные цианистые осадки (шламы) с весьма сложным вещественным составом. Наряду с золотом и серебром в них содержатся металлические цинк и свинец, гидроксид и карбонат цинка, цианид цинка, карбонат и сульфат кальция, соединения меди, железа, мышьяка, сурьмы, селена, теллура. Кроме того, в небольших коли-

чествах в данных осадках присутствуют оксиды кальция, алюминия, кремния и др. В цементационных осадках накапливаются также такие элементы (Ni, Co, Mo, W и др.), содержание которых в исходной руде весьма невелико. Осаждаясь из больших объемов цианистых растворов, эти элементы концентрируются в шламах. Так, даже при очень низком содержании в исходной руде никеля, кобальта, вольфрама, молибдена и др. заметные количества этих металлов могут присутствовать в шламах [12].

Химический состав цементационных осадков зависит от состава цианистых растворов и условий осаждения. Содержание металлов в продуктах, %: Au – 1-30, Ag – 20-50, Zn – 20-80, Pb – 2-20, Cu – 1-30. В них также присутствуют железо, сера, оксиды кремния, алюминия, кальция.

Основным методом переработки цементационных осадков является пирометаллургический. Применяют следующие технологические схемы переработки данного материала: плавка с предварительной кислотной обработкой и обжигом, плавка с предварительной кислотной обработкой, плавка с предварительным обжигом, плавка с предварительной хлоринацией, плавка без предварительного обогащения [7, 15].

Кислотная же обработка используется в качестве подготовительной операции перед обжигом или плавкой и проводится с целью удаления примесей (цинк, медь и т.д.). В зависимости от вида удаляемой примеси используют для выщелачивания серную, соляную, азотную кислоты.

Цинк и его соединения хорошо растворимы в серной и соляной кислотах: выщелачивание 10-15 % -ми растворами H_2SO_4 позволяет перевести в раствор 70-80 % цинка и сократить выход остатка в 2-2,5 раза. Обработка осадков соляной кислотой наиболее полно удаляет железо, свинец, кальций. Цианистые осадки с высоким содержанием меди подвергают обработке азотной либо серной кислотой в присутствии окислителя (селитры, перекиси марганца, хлорного железа). Содержание меди в осадках снижается до 1-4 %. Для более полного удаления примесей используют двухстадийное выщелачивание серной или соляной кислотой, а также их комбинацией. Повышенная растворимость серебра в азотнокислых растворах позволила использовать такую обработку для разделения серебра и золота. Таким образом, кислотная обработка позволяет в ряде случаев комплексно использовать ценные компоненты цианистых осадков, в $\approx 2,5$ раза сокращает количество направляемого в пирометаллургический передел материала.

В результате кислотной обработки содержание цинка в осадке снижается до не-

скольких процентов, в то же время содержание золота возрастает до 50 % и более. Свинец при выщелачивании почти не удаляется вследствие малой растворимости сульфата свинца. Поэтому содержание Pb в выщелоченном осадке значительно выше, чем в исходном. В таблице 1.1 приведены результаты химического состава цементационного осадка исходного и после сернокислотной обработки [13].

Таблица 1.1 – Результаты химического цементационного осадка исходного (исх) и после сернокислотного выщелачивания (кек)

Номер проб	Позиция	Содержание, % мас.						
		Au	Ag	Zn	Pb	Cu	S _s	S _{so4}
1	Исх	19,3	1,88	48,17	8,74	0,47	4,19	Следы
	Кек	52	4,58	4,32	24,23	1,49	2,63	8,75
2	Исх	17,78	1,50	21,97	26,64	0,79	5,90	0,30
	Кек	25,76	2,37	6,80	40,34	1,39	6,37	3,92

В некоторых случаях для обработки цементационного осадка вместо H₂SO₄ применяют 31-32 %-ный раствор HCl. При этом помимо цинка удается перевести в раствор почти весь свинец и кальций. Поэтому в осадках, обработанных HCl, содержание драгоценных металлов выше, чем в осадках после сернокислотной обработки. Результаты химического анализа осадков исходных и после обработки HCl представлены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Результаты химического анализа осадков исходных (исх) и после обработки HCl (кек)

Номер проб	Позиция	Содержание, % мас.					
		Au	Ag	Zn	Pb	Cu	Pb
1	Исх	4,07	7,09	40	0,6	8,45	8,45
	Кек	38,7	22,4	1,8	0,31	1,2	1,2
2	Исх	5,51	5,72	55	2,52	7,9	7,9
	Кек	41,8	42	0,7	9,6	0,45	0,45
3	Исх	10,45	6,70	37,5	0,37	8,6	8,6
	Кек	43,1	21	0,4	1,3	0,5	0,5

Цементационные цианистые осадки, получаемые при обработке медистых золотосодержащих руд, могут содержать до 30 % металлической меди, нерастворимой в серной, соляной кислотах. Поэтому кислотная обработка таких осадков не позволяет получить кондиционный продукт, годный для дальнейшей переработки.

На рисунке 1.1 представлена схема переработки цементационных цианистых осадков.

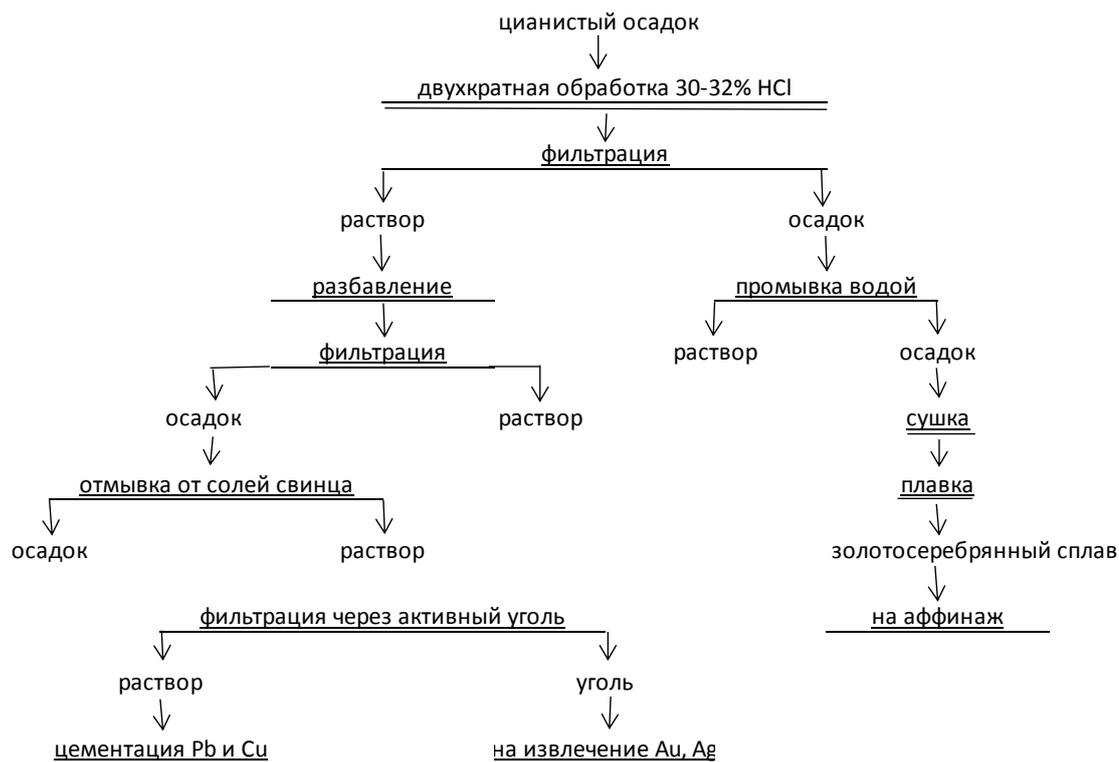


Рисунок 1.1 – Схема переработки цементационных осадков [13]

В связи с этим цианистые осадки с высоким содержанием меди после удаления цинка серной кислотой подвергают сернокислотному выщелачиванию в присутствии какого-либо окислителя: аммиачной селитры NH_4NO_3 , диоксида марганца MnO_2 , хлорного железа FeCl_3 и т.п. [13].

Известен способ [16] переработки цинксодержащих золотосеребряных цианистых осадков, характеризующихся высоким содержанием серебра (30-80 %), относительно низкими содержаниями золота (0,2-4 %) и цинка (5-15 %), наличием селена и теллура (в сумме до 2 %), свинца (до 30 %), меди (0,1-5,0 %), оксидов кремния, кальция, алюминия. При обработке исходного продукта в азотной кислоте в раствор переходят цинк, большая часть кислоторастворимых примесей, а также серебро (образование взрывоопасной воздушно-водородной смеси в этом процессе исключено). В нерастворимом остатке концентрируются золото, оксиды кремния и алюминия. Полученную пульпу затем, не фильтруя, обрабатывают раствором каустической соды. В щелочной среде нитрат серебра превращается в практически нерастворимый оксид и выпадает в осадок. Примеси меди и свинца также осаждаются в виде гидроксидов. Селен и теллур в щелочной среде образуют растворимые кислоты (H_2SeO_3 , H_2TeO_3) и остаются в растворе. Цинк является

амфотерным металлом. При подщелачивании нитратных растворов до значения $\text{pH} = 8-10$ цинк переходит в осадок в виде гидроксида; однако в избытке щелочи осадок гидроксида цинка растворяется с образованием цинката натрия $\text{Na}_2\text{ZnO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$.

В результате образуется пульпа, твердую основу которой составляют хорошо фильтруемые оксид серебра, золото, кремнезем. Последующее фильтрование и отмывка осадка позволяют достигнуть отделения перешедших в раствор цинка, селена и теллура от нерастворившегося осадка. Остаточное содержание цинка и халькогенов в осадке невелико и не ухудшает показателей последующей плавки.

Полученный нерастворившийся осадок плавят с флюсами в электрических или топливных печах. Оксид серебра восстанавливается вследствие термической диссоциации и вместе с золотом образует серебряный золотосодержащий сплав, который затем подвергают аффинажу.

Известен способ [17] выделения золота из золотосодержащего цинкового осадка. Данная технология предусматривает выщелачивание золота из золотосодержащего цинкового осадка путем его хлорирования, фильтрацию пульпы, восстановление золота тиосульфатом натрия и отделение осадка металлического золота. Извлечение золота из золотосодержащего цинкового осадка в целевой продукт составило при этом около 99 %.

Существует способ [18] переработки цинкосодержащих золотосеребряных цементатов с извлечением ценных компонентов, включающий сернокислотное выщелачивание с аэрацией воздухом, фильтрацию пульпы с получением фильтрата, содержащего соединения цинка, меди и селена; цементацию селена металлической медью с получением медьсодержащего селенового концентрата и второго фильтрата; цементацию меди из второго фильтрата металлическим цинком с получением медьсодержащего кека и третьего фильтрата; электролиз третьего фильтрата с получением катодного цинка. В результате получают товарный золотосеребряный сплав, металлические цинк и медь, селено-медный продукт.

1.3.2. Кислотное выщелачивание примесей анодных шламов

В традиционных технологиях переработки медеэлектролитных шламов плавка на серебряно-золотой сплав сопровождается потерями драгоценных металлов со шлаками и пылями. С целью исключения операции плавки разработаны кислотные методы выще-

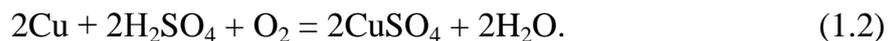
лачивания примесей из анодных шламов.

В процессе переработки сульфидных медных руд, содержащих некоторое количество золота и серебра, основная масса драгоценных металлов концентрируется в анодных шламах, получаемых при электролитическом рафинировании меди. Химический состав шламов колеблется в широких пределах, % мас.: Cu – 10-80; Ag – 1-45; Au – 0,2-1,5; Se – 2-15; Te – 0,1-8; As – 0,5-10; Sb – 0,2-15; Bi – 0,2-1; Pb – 1-25; Ni – 0,2-10; Fe – 0,2-2; S – 2-10; SiO₂ – 0,5-15; Al₂O₃ – 0,5-1,5. Вещественный состав анодных шламов весьма сложен и зависит от состава анодной меди и условий ведения электролиза.

Основной компонент шламов – медь – присутствует в порошкообразном виде; образовалась при электролизе в результате окислительно-восстановительного превращения одновалентных ионов меди в двухвалентные:



Одним из переделов переработки шламов является обезмеживание шлама, которое проводят с целью возможно более глубокого удаления меди, так как она при последующей плавке шлама переходит в серебряно-золотой сплав. Крупную фракцию шлама (скрап), по составу близкого к анодной меди, отделяют классификацией и возвращают в плавку на аноды. Дальнейшее обезмеживание проводят выщелачиванием меди разбавленной 10-15 %-ной серной кислотой. Растворение ведут при нагревании до 80-90 °С и интенсивной аэрации пульпы. При этом металлическая медь растворяется по реакции:



В результате обезмеживания содержание меди в шламе снижается до 1-3 % [19].

Автоклавно-флотационный метод предложили исследователи [20] для переработки промпродуктов медно-никелевого производства (медные и никелевые шламы – остатки от гидрометаллургической переработки фанштейнов), концентрирующих драгоценные металлы, т.к. наличие в концентратах драгоценных металлов наряду с легкоокисляемыми соединениями цветных металлов, оксидов и других соединений делает их упорными к растворам кислот и щелочей.

Авторами [21] выполнены исследования двухстадийной гидрометаллургической переработки хвостов флотации медьэлектролитных шламов для извлечения цветных металлов в соответствующие растворы и концентрирования драгоценных металлов в кеке.

Другие исследователи [22] разработали технологию азотнокислого выщелачива-

ния медеелектролитных шламов: ими были установлены оптимальные режимы, обеспечивающие высокое извлечение серебра в раствор и концентрирование золота в нерастворимом остатке.

Авторами [23] предложена технология извлечения золота в раствор из магнитного скрапа методом гидрохлорирования с применением окислителя NaOCl; извлечение золота составило при этом 99,9 %.

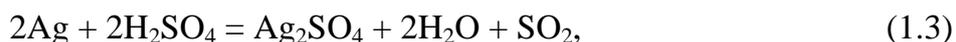
1.3.3. Кислотные методы аффинажа сплавов драгоценных металлов

Данные методы заключаются в обработке сплавов драгоценных металлов различными кислотами, причем примеси и один из драгоценных металлов переходят в раствор, а второй остается в нерастворимом остатке.

Способ очистки при помощи азотной кислоты основан на избирательном растворении серебра. Для полного разделения металлов необходимо, чтобы содержание серебра в сплаве, по меньшей мере, в два раза превышало содержание золота. При этом условии обработка сплава горячей азотной кислотой позволяет нацело перевести серебро в раствор, а золото оставить в нерастворимом осадке. Такие примеси как медь, свинец, платина и палладий также переходят в раствор [13].

Перешедшее в раствор серебро осаждают в виде хлорида, восстанавливают металлическим железом или цинком и переплавляют в слитки.

Вместо азотной кислоты для растворения сплавов можно использовать серную кислоту. Количество серебра в исходном сплаве должно быть втрое больше золота, а меди – не более 7,5 %. Содержание свинца в сплаве не должно превышать 0,25 %. Гранулированный или отлитый в тонкие пластины сплав загружают в чугунные котлы и заливают концентрированной серной кислотой. При нагревании серебро, медь и другие недрагоценные металлы переходят в раствор:



Золото остается в нерастворимом осадке. По окончании процесса сернокислый раствор сливают, а оставшийся золотой осадок для окончательной очистки обрабатывают новой порцией концентрированной H_2SO_4 . Полученное в результате этих операций Au промывают, сушат и переплавляют в слитки по традиционной технологии. Из сернокислого раствора, содержащего серебро, медь и небольшое количество других металлов,

с помощью металлической меди при нагревании осаждают Au.

Кислотные методы аффинажа громоздки, дороги и не позволяют получать драгоценные металлы той степени чистоты, которая необходима для использования в современных отраслях промышленности. Из-за этих недостатков кислотные методы в настоящее время применяются ограниченно [13].

Известен способ [24] извлечения драгоценных металлов из продуктов, содержащих хлорид серебра, металлы платиновой группы и золото. К числу таких продуктов относятся пыль и концентрат пыли, образующиеся при очистке запыленных газов пирометаллургических переделов аффинажного производства. Концентрат пыли характеризуется следующим содержанием драгоценных металлов, % мас.: Pt – 0,08-0,25; Pd – 0,15-0,35; Rh – 0,05-0,15; Ir – 0,03-0,1; Ru – 0,1-0,3; Au – 0,05-0,15; Ag – 5-15. Технология извлечения включает плавку исходного материала в присутствии флюсов, отделение сплава с преимущественным содержанием серебра от шлака, растворение серебра в растворе азотной кислоты, осаждение из азотнокислого раствора серебра гидроксидов металлов-примесей, осаждение гидроксидов металлов-примесей; получение концентрата металлов платиновой группы из нерастворившегося остатка черного серебра и гидроксидов осуществляют путем восстановительной плавки. Примеси формируют в сплаве с преимущественным содержанием серебра кислотоупорные фазы металлов платиновой группы. При растворении такого сплава в азотной кислоте металлы платиновой группы концентрируются преимущественно в нерастворившемся остатке.

В процессе восстановительной плавки гидроксидов, выделенных в процессе очистки нитратных растворов, с добавками флюсов при температуре 1200-1300 °С не драгоценные элементы частично отгоняются в газовую фазу, частично шлакуются, а металлы платиновой группы вместе с примесями золота и серебра переходят в сплав.

Авторы патента [25] предлагают способ кислотного аффинажа серебра, предназначенный для очистки серебра от примесей золота. Методика очистки включает следующие стадии: растворение серебросодержащих продуктов азотной кислотой, осаждение серебра из раствора в виде хлорида серебра и последующее восстановление его из осадка, перед восстановлением серебра предварительное выщелачивание золота из осадка раствором смеси соляной и азотной кислот. Преимущество технологии заключается в том, что селективное извлечение золота снижает его содержание в аффинированном серебре более чем в 2 раза и обеспечивает массовую долю золота в аффинированном

ном серебре менее 0,0006 %, регламентируемую требованием ГОСТ 28595-90 «Серебро в слитках».

Получение химически чистого серебра из серебросодержащих концентратов также возможно при помощи кислотных методов [26, 27]. Серебросодержащие концентраты, в которых помимо основного компонента присутствует значительное количество тяжелых цветных металлов (до 10 % меди, до 4 % свинца, до 15 % цинка), на первом этапе подвергается азотнокислому выщелачиванию. Гидролитическое восстановление серебра ведется непосредственно из полученных азотнокислых растворов сульфитом натрия. Полученный в результате восстановления порошок содержит 93-95 % серебра, до 3-4 % свинца и незначительное количество примесей меди и селена. Последующая плавка позволяет получить металл с содержанием более 99,99 % ценного компонента [28].

Предлагаемый способ [29] переработки сплава лигатурного золота включает грануляцию сплава, выщелачивание гранул царской водкой, отделение хлорида серебра и осаждение золота из раствора сульфитом натрия в две стадии: на первой стадии происходит дополнительная очистка Au за счет повышения концентрации соляной кислоты, которая способствует удержанию примесей в растворе; на второй стадии проводят практически полное осаждение золота без предварительного удаления из раствора азотной кислоты. При этом на первой стадии золото осаждают на 95-98 %.

Согласно предлагаемому способу при разбавлении водой раствора (до концентрации кислот не более 3 моль/л) происходит доосаждение серебра, находящегося в растворе в виде комплексов AgCl_2^- и AgCl_4^{3-} ; при этом концентрация серебра в растворе уменьшается в 5-10 раз, а доосажденное серебро объединяется с основной частью нерастворившегося серебра в виде его хлорида.

Исследования автора [30] посвящены разработке эффективной технологии извлечения серебра из отходов ювелирной промышленности, заключающейся в азотнокислом выщелачивании серебра с последующим электроэкстракционным его выделением [31].

На ОАО «Колымский аффинажный завод» использована технология кислотного выщелачивания примесей сплава золота лигатурного для получения аффинированного золота [32]. Получение данного продукта марок ЗЛА-1 и ЗЛА-1П по кислотной технологии без применения электролиза позволила сократить число операций в технологии

аффинажа золота, а также дала возможность перерабатывать сплавы с массовой долей серебра до 15 %.

Известен способ [33] переработки продуктов, содержащих халькогениды недргоценных металлов, металлы платиновой группы и золото. Данная методика предусматривает обработку материала раствором азотной кислоты до окислительно-восстановительного потенциала 500-700 мВ, отделение нерастворившегося остатка, плавку его с добавками натрийсодержащих флюсов, углеродистого восстановителя и медьсодержащих и железосодержащих промпродуктов, полученных при гидролитической или цементационной обработке растворов аффинажного производства, отстаивание и охлаждение расплава до затвердевания. Разделение затвердевшего продукта проводят по образовавшимся границам раздела фаз. Затем ведут измельчение выделенной донной фазы тяжелого сплава в порошок. В сплав переходят до 94 % платины и палладия, более 97 % родия, иридия и рутения.

Исследования автора [34] посвящены разработке технологии извлечения тяжелых цветных металлов из исходных концентратов и промпродуктов аффинажного производства, позволяющей вывести из производства до 80-90 % свинца в виде сульфата свинца, до 30-70 % меди, олова, мышьяка в виде медистых цементатов [35].

Авторы патента разработали способ [36] комплексной переработки материала, содержащего драгметаллы, с получением на каждой стадии выщелачивания высококонцентрированных продуктов, заключающийся в двухкратной обработке обожженного материала разбавленной H_2SO_4 при температуре 60-90 °С с добавкой NH_4NO_3 и $NaCl$. Золото, медь, палладий (в случае его присутствия) переходят в раствор, после декантации которого присутствующие в нем металлы восстанавливаются, затем палладий и медь переводятся в раствор H_2SO_4 при $t=60-90$ °С в присутствии NH_4NO_3 или растворением в HNO_3 . Отмытый и прокаленный осадок представляет собой порошок металлического золота.

1.3.4 Кислотная обработка гравикоцентратов с целью удаления примесей

В процессе переработки золотосодержащих руд на золотоизвлекательных фабриках в цикле гравитационного обогащения получают богатый золотосодержащий концентрат, так называемую «золотую головку» (ЗГ), в который извлекается до 40 % золота и серебра. В зависимости от состава перерабатываемой исходной руды данный гравита-

ционный концентрат содержит сульфиды (пирит, арсенопирит, галенит, сфалерит и т.п.), техногенный скрап (металлическое железо, свинец, медь) и оксиды железа, кремния, алюминия (до 50 %). Массовая доля золота в ЗГ, как правило, составляет от 1 до 10 %. С целью снижения потерь в процессе извлечения драгоценных металлов продукты с крупным и упорным золотом начинают выделять еще на стадии измельчения и на первой стадии гравитационного обогащения золотосодержащей руды, а после гравитационной доводки перерабатывают в отдельном технологическом цикле. В настоящее время для одним из способов переработки ЗГ является технология, основной операцией которой является окислительный обжиг концентрата при температуре 500-700 °С. Полученный огарок затем плавят на свинцовый сплав (веркблей) и далее купелируют также при высокой температуре (850-900 °С). Иногда огарок (с небольшим количеством цветных металлов) непосредственно плавят на золотосеребряный сплав [37]. В целом технология с применением операции обжига характеризуется большой трудоемкостью, выделением токсичных газов серы, мышьяка и свинца, получением значительного количества золотосодержащих промпродуктов (пыли, шлаки, отработанные капли), из которых необходимо доизвлекать золото. Трудоемкость и получение золотосодержащих промпродуктов приводит к заметным технологическим и механическим потерям драгоценных металлов. Также одним из способов переработки гравиоконцентратов является интенсивное цианирование с использованием высоких концентрации цианида, окислителя и щелочи [38, 39]. Недостатками способа являются высокая стоимость оборудования и необходимость возврата в процесс хвостов цианирования с предварительным доизмельчением.

Для переработки богатых гравитационных упорных золотосодержащих концентратов перспективной является кислотная технология, согласно которой исходный концентрат обрабатывают раствором азотной кислоты, а твердый осадок (кек) плавят.

Азотная кислота является сильным окислителем и при взаимодействии с сульфидами образует водорастворимые соединения, за исключением галенита. Техногенный скрап, представленный в основном железом и медью, полностью переходит в раствор. После азотнокислой обработки ЗГ получают раствор, содержащий большинство примесей, и твердый продукт, в котором концентрируются драгоценные металлы, нерастворимые оксиды (преимущественно оксиды кремния и железа) и сульфат свинца. Образующийся в результате кек отделяют от раствора, сушат и плавят с получением золотосе-

ребряного сплава. В ходе выщелачивания в раствор может перейти некоторое количество серебра (~10 %). Для его извлечения после отделения кека в раствор вводят поваренную соль, и серебро выделяется из раствора в виде нерастворимого хлорида, который можно плавить как совместно с золотосодержащим кеком, так и отдельно с получением технического серебра с массовой долей металла 98-99 %.

Использование кислотного выщелачивания позволило ПАО «Бурятзолото» исключить трудоемкие и высокотемпературные операции обжига, плавки на веркблей и купелирование, тем самым предотвратило выделение токсичных газов обжига и плавки со свинцом, а также повысить извлечение драгоценных металлов в слиток за счет существенного снижения массы проплавления продукта (кека), уменьшить количество шлаков и исключить промпродукты: «боя» капелей и кирпичей (повышение извлечения драгоценных металлов составило 2-3 %) [40].

1.3.5 Пути повышения качества золотосодержащих катодных осадков

Многие исследователи занимаются поиском решений по удалению примесей из КО, а также разработкой технологии по предотвращению попадания примесей в готовую продукцию.

Так, известен способ [41] извлечения золота из цианистых растворов или пульп, содержащих медь. Задачей является снижение потерь золота при десорбции, повышение качества КО за счет снижения сорбции меди углем из цианистых растворов или пульп с любым содержанием меди. Предлагаемая методика включает сорбцию золота активным углем, десорбцию золота с насыщенного угля и электролиз элюатов, при этом сорбцию ведут при концентрации NaCN не менее 0,5 кг/м³. Предлагаемый способ, согласно мнению авторов, позволяет снизить потери золота при десорбции и повысить качество КО.

Существует способ переработки [42] золото-медистых руд, который включает кучное выщелачивание золота цианистым раствором с использованием обратного раствора прохождением раствора через рудный штабель, сорбцию золота из продуктивного раствора активным углем, десорбцию золота с насыщенного угля и электролиз элюатов. При этом осуществляют подкрепление обратного раствора по цианиду после прохождения раствора через рудный штабель перед сорбцией. При использовании данной технологии улучшается качества КО за счет снижения сорбции меди активным углем.

Известен способ [43] извлечения золота и меди с регенерацией цианида, включающий обработку цианидсодержащих оборотных растворов переработки золотомедистых руд водорастворимым сульфидом с добавлением серной кислоты и осаждением сульфида меди фильтрование на пресс-фильтре с отделением сульфида меди, обработку фильтрата щелочным раствором, отличающийся тем, что осаждение сульфида меди и регенерацию цианида проводят перед извлечением золота.

Разработан способ [44] переработки золото-сурьмяно-мышьяковых сульфидных концентратов, заключающийся в плавке концентратов на шлак и штейн с концентрированием золота на штейне и конденсацией образовавшихся мышьяковистых возгонов и экстракцию золота из расплавленного штейна с расплавом сурьмямы.

Известен способ [45], согласно которому коллективные золото-железо-серосодержащие концентраты перерабатываются электролизом в среде калия и натрия с добавкой хлорного железа. В результате из материала удаляется сурьма, мышьяк и железо.

Существует способ [46] удаления мышьяка и сурьмы из полиметаллических сульфидных руд и концентратов, включающий приготовление шихты из концентратов или руд с галогенидом, обжиг при температуре 650-850 °С. As и Sb переходят в газовую фазу и затем конденсируются; извлечение золота при этом составляет 95,5%.

Для данного типа материалов известен также способ переработки [47], который включает шихтование с хлоридом аммония, обжиг в печи с виброкипящим слоем при температуре 300 °С; из огарка затем выщелачивают хлориды цветных и редких металлов, затем из кека извлекают золото на центробежных концентраторах.

Существует способ [48] извлечения золота из цианидных растворов с присутствующей в них растворенной ртутью. Предварительно перед десорбцией золота проводят селективную десорбцию ртути путем обработки насыщенного угля щелочно-цианидным раствором при температуре 18-20 °С. При этом повышается селективность извлечения золота.

Известен способ очистки золотосодержащей руды от ртути. Авторы предлагают измельченный исходный материал нагревать до температуры плавления золота, в емкость с нагретой до 92-98°С водой выливают расплавленный материал и после осаждения золота на дне емкости в виде твердой фракции, а ртути - на слое золота в виде жидкой фракции, отделяют ртуть от золота удалением жидкой ртути выливанием из упомя-

нутой емкости в отдельную емкость. Обеспечивается снижение загрязнения окружающей среды [49].

Для извлечения золота из цианистых растворов, содержащих ртуть, предлагается способ [50], включающий сорбцию золота на ионообменной смоле марки АМ-2Б, с последующей десорбцией ртути при температуре 40-50 °С. Данный способ позволяет снизить содержание ртути до безопасной концентрации.

Основной способ переработки КО перед аффинажом – пирометаллургический. Плавку КО чаще всего ведут в нейтральной или окислительной среде с шихтой следующего состава: сода – 50-60 %, бура – 50 %, кварц – 20 %, известь – 10-20 % к массе катодного осадка. Так, при плавке КО Карамкенской золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ) (Магаданская область, в настоящее время не действует), содержащих, % мас.: Au – 1,3; Ag – 0,26; Fe₂O₃ – 83,92; S – 1,14; As – 0,64; C – 0,29; Pb – 3,27; Cu – 0,72; Zn – 0,24; Sb – 0,11; SiO₂ – 6,6; Al₂O₃ – 1,25; MgO – 0,26 получают золотосодержащий сплав с массовой долей Au 41 % и Ag 56 %. Плавка КО не позволяет полностью извлекать драгоценные металлы в черновой сплав и сопряжена со значительными потерями Au и Ag со шлаками; также образуются штейновая фаза, коллектирующая значительное количество серебра.

КО ПАО «Бурятзолото» рудника «Холбинский» (Республика Бурятия) помимо драгоценных металлов содержат около 30 % примесей, основные из которых: Cu, Pb, Fe, Zn и др. Плавка КО позволяет удалить около 17 % примесей. Исследования состава слитков сплава золота лигатурного в различных точках показали, что разница в содержании золота в различных частях слитка может быть весьма существенной. Так, например, слиток сплава золота массой в 3,6 кг содержал в нижней части 66,2 % золота, а в верхней – только 43,9 %. В другом слитке, содержавшем 16,4 % Pb и 9,5 % Zn, содержание золота колебалось в интервале 56,2-62,2 %. При аффинаже золота и серебра, содержащихся в этом слитке, и выделения их в чистом виде было получено 61,4 % золота и 7,58 % серебра, в то время, как среднее значение по анализам проб составляло 57,6 % Au и 9,0 % Ag. При исследовании неоднородности слитков установлено, что наибольшее обогащение внутренней части слитка происходит в случае совместного присутствия свинца и цинка; тогда происходит сегрегация слитка и в вертикальном направлении, достигающая разницы в 13,3 % Au для содержания золота в нижней и верхней частях слитка [51].

В настоящее время в литературе практически не имеется данных об использовании кислотных методов выщелачивания примесей КО, полученных при переработке золотосодержащих руд и концентратов по цианисто-сорбционной технологии.. Также неизвестна их структура и фазово-химический состав примесных включений для изучения возможности разработки методов очистки от них. В связи с этим поиск путей повышения качества КО за счет снижения содержания тяжелых цветных металлов в них являются актуальными.

1.4 Выводы по главе 1

При проведении литературного обзора современного состояния и способов переработки золотосодержащих руд и улучшения химического состава материалов для аффинажа показано, что в связи с истощением запасов богатых золотосодержащих руд в производство вовлекаются упорные и бедные полиметаллические руды, которые требуют поисков новых способов переработки. Установлено, что катодные осадки золота, получаемые при переработке данных сложных по химическому составу руд, содержат более 40 % примесей тяжелых цветных металлов: медь, свинец, цинк и др.

Предприятия (ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер»), работающие по цианисто-сорбционной технологии с применением в качестве сорбента активированного угля получают сплавы золота лигатурного, не соответствующие ТУ–117-2-7-75, что приводит к повышенной стоимости последующих аффинажных услуг. При проведении приемной плавки на аффинажных заводах примеси тяжелых цветных металлов в продуктах являются причиной образования штейновой фазы с большим количеством драгоценных металлов, возникновения аффинажных разниц, недостоверного опробования материала. Для очистки от примесей поступающих на аффинажные заводы промпродуктов (цементационные цинковые осадки, сплавы драгоценных металлов, анодные шламы, золотосодержащие катодные осадки) эффективно использовать кислотные методы. Показано, что кислотные методы выщелачивания примесей имеют ряд преимуществ: относительная дешевизна и доступность реагентов, отсутствие капитальных вложений и сложных аппаратов, а также высокая эффективность удаления примесных элементов.

В литературе практически отсутствуют данные о составе катодных осадков, получаемых из руд, перерабатываемых по цианисто-сорбционной технологии, и путях удаления примесей из них.

По результатам литературного обзора и в связи с актуальностью проблемы получения катодных осадков с минимальным содержанием примесей до поступления их на аффинажные заводы были сформулированы следующие задачи исследования:

- проанализировать состояние современных проблем, связанных с качеством золотосодержащих катодных осадков, получаемых по традиционной цианисто-сорбционной технологии из сложного полиметаллического сырья;
- исследовать свойства золотосодержащих катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» с целью разработки эффективной технологии по удалению из них примесных элементов, в частности, Pb, Cu, Ni;
- разработать математическую модель процесса выщелачивания примесей катодных осадков с помощью программного комплекса «Селектор» для оценки термодинамической вероятности взаимодействия компонентов катодных осадков с растворителями;
- подобрать реагентные режимы кислотного выщелачивания примесей изучаемых образцов катодных осадков;
- разработать методику выщелачивания примесей катодных осадков с определением оптимальных параметров процесса на основе метода планирования трехфакторного эксперимента;
- разработать методику извлечения меди из растворов выщелачивания и пути ее дальнейшей реализации;
- получить экспериментальные образцы сплава золота лигатурного из катодных осадков после кислотной обработки на действующем производстве;
- оценить эффективности предложенных рекомендаций (по повышению качества катодных осадков), снижающих затраты на последующий их аффинаж.

ГЛАВА 2. ИЗУЧЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА КАТОДНЫХ ОСАДКОВ ОТ ПЕРЕРАБОТКИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ «БЕРЕЗИТОВЫЙ» И «ПИОНЕР» ПО ЦИАНИСТО-СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ

В качестве объекта исследований были изучены образцы КО месторождений «Березитовый» и «Пионер». Данные предприятия работают по цианисто-сорбционной технологии [51] с применением в качестве сорбента активированных углей марки Goldir (Малайзия). Готовой продукцией является сплав золота лигатурного, полученный после плавки КО, отвечающих требованиям ТУ117-2-3-78 (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Технические требования на катодные осадки по химическому составу

Наименование	Содержание компонентов, % мас.				
	Au	Ag	Сумма Fe, Cu, Zn	Сумма CaO, SiO ₂ , Al ₂ O ₃	Углерод
Катодные осадки	Сумма не менее 70		Не более 10	Не более 15	Не более 5

2.1 Катодные осадки ООО «Березитовый рудник» как объекты исследований

2.1.1 Технология получения катодных осадков при переработке руд месторождения

«Березитовый»

ООО «Березитовый рудник» – крупнейший рудник компании Nordgold в России, находится в Амурской области, объем производства золота составляет 3,84 т в год. Руды данного месторождения относятся к типу бедных золотополиметаллических руд. Для извлечения драгоценных металлов на предприятии используется процесс сорбции цианистых комплексов золота и серебра углем. Технологическая схема переработки золото-содержащих руд данного месторождения представлена на рисунке 2.1. Тяжелые цветные металлы в процессе технологической переработки данных руд накапливаются в пром-продуктах (сорбенты, катодные осадки) и затем переходят в слиток золота лигатурного, снижая тем самым его качество по содержанию примесных элементов. Для очистки пор угля от карбонатов кальция и магния, а также частично от цветных металлов на предприятии предусмотрена операция кислотной обработки золотосодержащего угля растворами HCl. В связи с тем, что вещественный состав руд в последние годы изменился в сторону увеличения содержания тяжелых цветных металлов (в особенности меди и свинца) и уменьшения содержания драгоценных металлов, данная технологическая операция не позволяет эффективно удалять примеси [52].

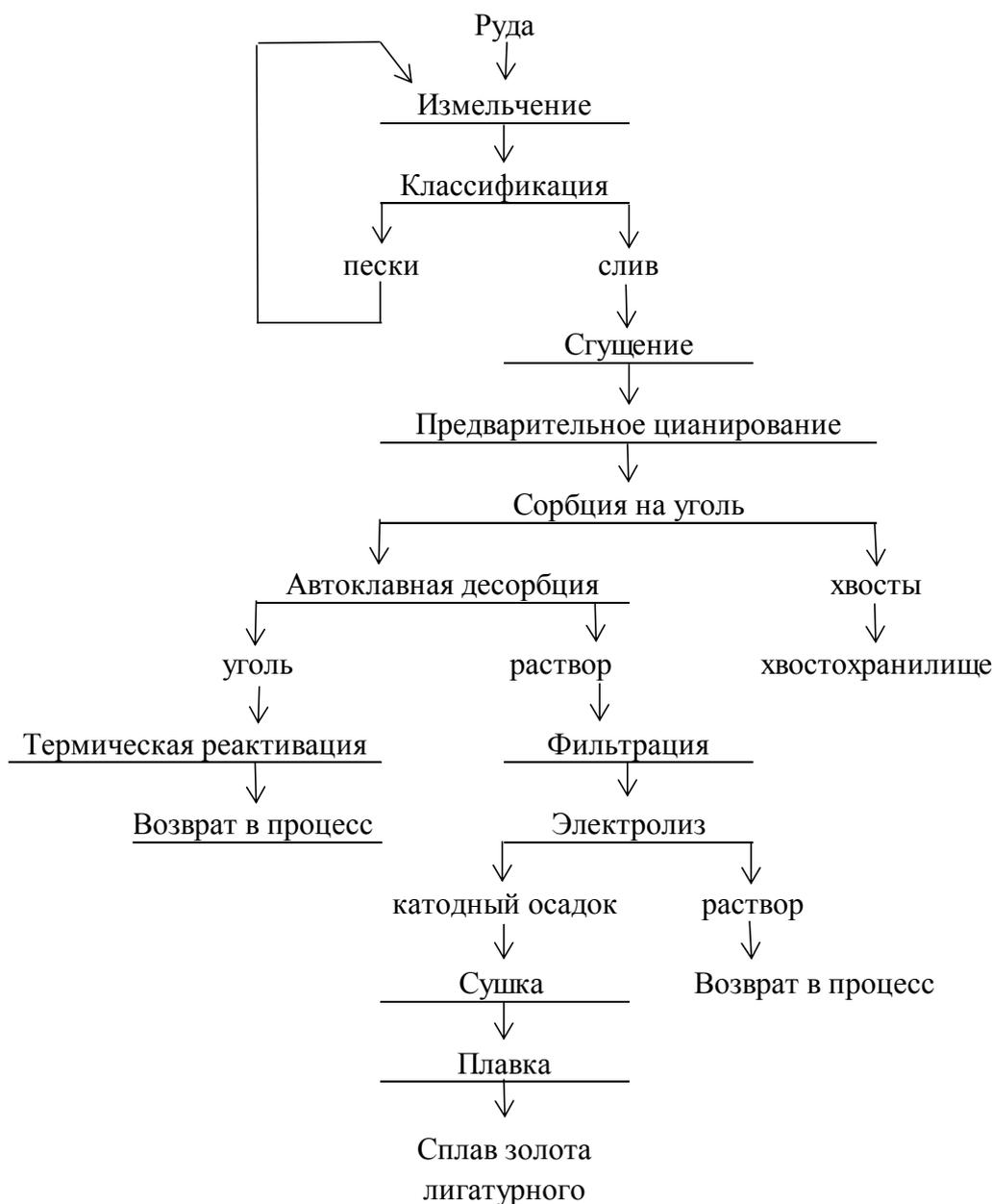


Рисунок 2.1 – Технологическая схема переработки руд месторождения «Березитовый»

В процессе технологической переработки руд получают КО двух видов: с основного производства (сорбционного выщелачивания руды) и вспомогательного (сорбции обратных растворов золотоизвлекательной фабрики). Последующие операции десорбции и электролиза осуществляются при одинаковых условиях, и дальнейшая переработка данных КО осуществляется совместно.

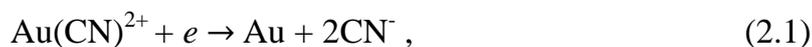
Десорбция металлов с насыщенного угля, фильтрация растворов и электролиз производятся в циркуляционном режиме под давлением (ISP - процесс). Состав растворов, образующихся в процессе электролиза, приведен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Химический состав растворов электролиза

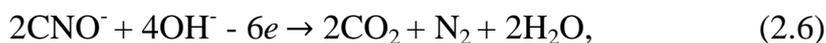
Точка отбора пробы раствора с электролизера	Содержание, мг/дм ³			
	Au	Ag	Cu	Pb
Вход	24	125	1081	58
Выход	6	17	1016	17
Вход	36	0,1	334	28,4
Выход	6	0,1	240	8,5
Вход	125	118	178	45,6
Выход	18	36	95	13,7
Вход	7,9	0	2,6	34,9
Выход	4,8	0	6,4	29,8

В электролитическом процессе золото и примеси Ag, Cu и др. из раствора, содержащего Au(CN)₂, осаждаются на катоде.

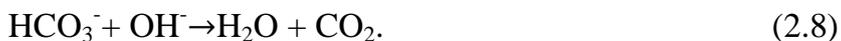
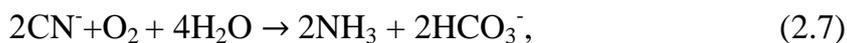
Реакции на катоде:



Из побочных реакций, протекающих при электролизе, основными являются: реакции на аноде:



реакции в растворе:



В цианистых растворах образуются анионы S²⁻, CNS⁻, S₂O₃²⁻, SO₄²⁻, из которых при электролизе образуется элементарная сера [53].

Химический состав КО, получаемых путем десорбции и электролиза богатых золотосодержащих растворов, представлен в таблице 2.3. Массовая доля золота и серебра в исследуемых образцах определялась пробирным методом анализа, содержание тяжелых цветных металлов – методом ААА на приборе «Квант – 2АТ» (Россия).

Таблица 2.3 – Химический состав катодных осадков ООО «Березитовый рудник»

№	Массовая доля, %						
	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Прочие
1	16,98	17,08	32	7,65	1,58	4,22	20,49
2	16,67	17,03	38	10,90	1,69	3,07	12,64
3	14,24	11,4	43	9,90	2,63	4,46	14,37
4	14,62	11,7	43	2,41	2,64	3,5	22,13
5	22,52	22,7	25,31	1,47	1,07	4,38	22,55
6	22,44	22,3	27,08	1,39	1,09	5,22	20,48
7	19,87	17,6	30,32	11,40	1,56	0,81	18,44
8	19,87	17,8	30,12	15,35	1,58	4,48	10,8
9	14,29	16,81	38,41	8,88	2,76	1,11	17,74
10	14,98	17,42	37,26	8,58	2,81	4,31	14,64
среднее	17,63	17,18	34,45	7,79	1,94	3,55	17,46

К прочим примесям (см. таблицу 2.3) относятся в основном неметаллические элементы, образующие различные соединения (SiO_2 , CaO , соединения с S и др.). Для последующего аффинажа КО должны соответствовать ТУ 117-2-3-78 (см. таблицу 2.1).

Как видно из данных таблиц 2.1 и 2.3, изучаемые образцы КО не соответствуют предъявляемым требованиям, и, следовательно, необходима дополнительная очистка их от примесей.

После съема с электролизеров КО поступают на операцию низкотемпературного обжига при температуре $500\text{ }^\circ\text{C}$ в течение 7-8 ч. При данной операции происходит частичное взаимодействие восстановленных металлов с серой и кислородом с образованием различных соединений. Так, сера при нагревании выше $120\text{ }^\circ\text{C}$ становится весьма химически активной и реагирует с кислородом и металлами [54, 55]. При температуре выше $300\text{ }^\circ\text{C}$ свинец в присутствии воздуха медленно окисляется до диоксида свинца, который при повышении температуры превращается в глет [56, 57].

Медь, находящаяся в КО, также может взаимодействовать с кислородом. Уже при $400\text{ }^\circ\text{C}$ образуются оксиды двухвалентной (CuO) и одновалентной (Cu_2O) меди [58].

Серебро при воздействии температуры взаимодействует с S с образованием Ag_2S , разлагающегося при температуре выше $500\text{ }^\circ\text{C}$ [59].

Далее КО плавятся с флюсами с получением сплава золота лигатурного. Тяжелые цветные металлы при данном процессе переходят в сплав [60]. Содержание меди и свинца в слитках золота лигатурного определялось методом ААА (таблица 2.4).

Таблица 2.4 – Содержание меди и свинца в сплаве золота лигатурного

Содержание Cu, % мас.												
№ слитка	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	50,01	58,25	53,4	41,5	59,21	76,25	63,23	56,93	36,57	50,46	43,41	58,9
	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
	48,54	17,54	44,85	53,3	43,26	30,51	46,01	42,76	31,9	15,12	25,44	20,77
Содержание Pb, % мас.												
№ слитка	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36
	9,98	21,80	9,88	16,20	16,61	11,34	9,47	10,5	12,56	14,89	17,92	9,67

Конечным целевым продуктом технологии переработки руд месторождения «Березитовый» является сплав золота лигатурного, который по химическому составу для последующей операции аффинажа должен соответствовать ТУ 117-2-7-75 (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – Технические требования на золото лигатурное

Наименование	Химический состав, % мас.			
	Au	Сумма Ag, Cu	Pb, не более	Hg, не более
Золото в слитках	10 и более	Не ограничено	5	0,1

Как видно из данных таблицы 2.4, содержание свинца в сплаве золота лигатурного превышает значения, допустимые ТУ–117-2-7-75, что приводит к дополнительным затратам на проведение последующего аффинажа.

Кроме того, наличие свинца и меди приводит к неравномерному распределению золота и серебра в слитке. Неоднородность структуры слитков, содержащих драгоценные металлы, вызвана явлениями ликвации, а также присутствием значительного количества примесных элементов. Неоднородность слитков наблюдается как в вертикальных, так и в горизонтальных сечениях. При затвердевании слитка компоненты, кристаллизующиеся в первую очередь, в зависимости от удельного веса либо опускаются на дно слитка, либо всплывают. Данный процесс сегрегации оказывает значительное влияние на результаты опробования сплава методом сверления (СВ). Неравномерность распределения золота в слитке приводит к искажению определения массовой доли золота, и, как следствие, к возникновению аффинажной разницы (разница в результатах определения массовой доли золота и серебра между предприятием-поставщиком и аффинажным заводом) выше допустимых пределов, установленных аффинажными предприятиями [13, 61].

Для предотвращения возникновения аффинажных разниц метод пробоотбора сверлением был заменен на метод огненно-жидкой пробы (ОЖ), отбираемой вакуумны-

ми трубками непосредственно из расплава [51, 62]. Разница между значениями массовой доли драгоценных металлов, полученных ранее на предприятии различными методами, выше допустимых пределов. Данные мероприятия не принесли ожидаемых результатов (таблица 2.6).

Таблица 2.6 – Сравнительный анализ опробования сплава золота лигатурного, полученного из КО ООО «Березитовый рудник»

№ п/п	Метод отбора пробы				Разница (ОЖ-СВ)	
	ОЖ		СВ			
	Массовая доля, %					
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1	39,47	38,67	39,93	39,01	-0,46	-0,34
2	38,50	37,30	39,14	36,96	-0,64	0,34
3	33,35	32,06	34,39	32,22	-1,04	-0,16
4	38,40	39,12	39,23	40,45	-0,83	-1,33
5	39,84	41,78	40,98	42,16	-1,14	-0,38
6	36,08	36,41	36,64	36,60	-0,56	-0,19
7	39,25	39,10	35,48	39,10	0,43	0
8	36,06	46,27	33,37	46,76	0,58	-0,49
9	34,98	47,42	28,10	46,96	0,59	0,46
среднее	37,33	39,79	36,36	40,02	-0,34	-0,23

Как видно из данных таблицы 2.6, из-за наличия тяжелых цветных металлов в сплаве золота лигатурного существует проблема отбора представительной пробы. Ежемесячная потеря драгоценных металлов в связи с недостоверным опробованием может достигать 1 кг.

Еще одна проблема, возникающая из-за наличия примесей в КО, – это значительные потери золота со шлаками, образующимися после плавки КО (таблица 2.7).

Таблица 2.7 – Содержание золота в шлаках, г/т

№ слитка	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Содержание Au, г/т	735	151	423	75	1334	36	2367	1714	107	3410	86
№ слитка	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
Содержание Au, г/т	3131	815	2583	4670	158	894	11	349	869	2658	7996
№ слитка	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Содержание Au, г/т	2154	8016	1657	2980	557	56	1569	305	4,2	709	250

Ранее на предприятии проводились многочисленные экспериментальные работы по подбору шихты для плавки с целью перевода примесей в шлак, в том числе и с добавкой селитры, но данные работы не принесли каких-либо значительных результатов. Наличие таких примесей как медь и свинец, которые практически полностью переходят в слиток, препятствуют получению высокопробных слитков, а при взаимодействии с се-

рой образуют на поверхности слитка штейновую фазу, трудноотделимую от слитка и содержащую большое количество золота.

*2.1.2 Результаты исследований поверхности образцов катодных осадков
технологических участков золотоизвлекательной фабрики
(рудник «Березитовый»)*

Для выбора метода снижения содержания примесей в КО, получаемых по угольно-сорбционной технологии предприятий ООО «Березитовый рудник», были проведены исследования по изучению их фазово-химического состава методом РСМА. Данный метод позволяет получить информацию о структуре, фазово-химическом составе изучаемого образца. РСМА дает информацию о содержании элементов в нем, так и об их пространственном распределении. Количественный рентгеновский микроанализ производится следующим образом: пучок электронов (электронный зонд) взаимодействует с приповерхностным участком образца глубиной менее нескольких мкм. В результате взаимодействия появляются многочисленные сигналы, которые можно обнаружить с помощью разнообразных детекторов для получения информации об образце [63, 64].

В наших исследованиях РСМА может дать информацию об образцах КО в трех видах: в виде фотографий, позволяющих увидеть формы частиц и поверхности; в виде карт распределения рентгеновского излучения (по ним можно судить о концентрации элементов в каждой точке поверхности); в виде определяемого химического состава точек образца КО [65].

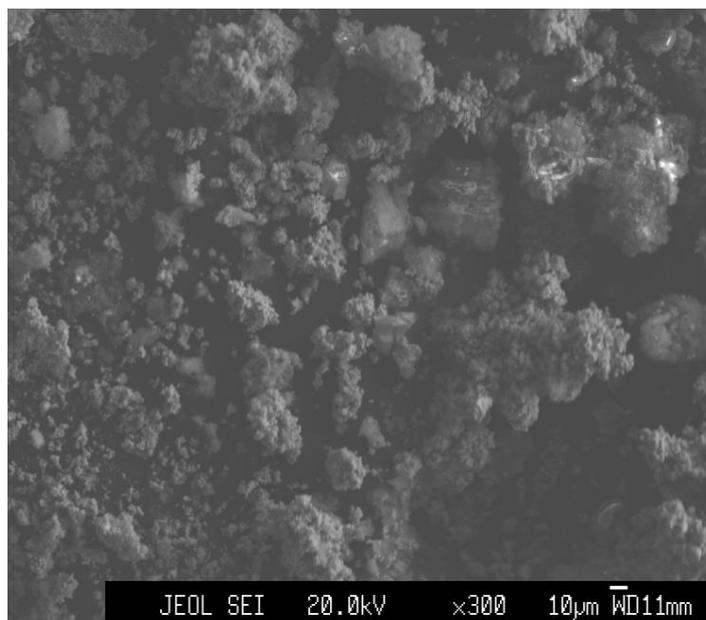
Исследования образцов КО проводились на микроанализаторе JXA-8200 (JEOL, Япония) в лаборатории рентгеновских методов анализа института геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН (г. Иркутск).

*Результаты исследований поверхности образцов катодных осадков, полученных на
основном технологическом участке ЗИФ ООО «Березитовый рудник»*

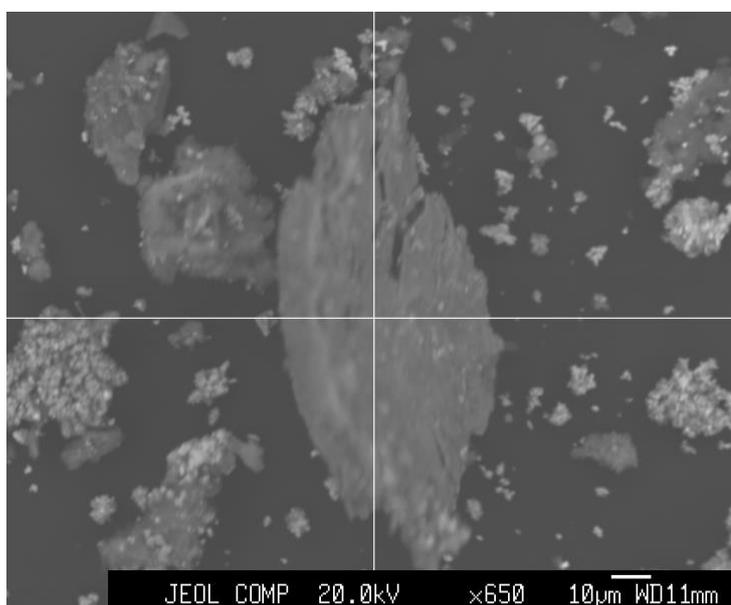
Зависимость количества обратно рассеянных электронов от среднего атомного номера возбуждаемого вещества дает возможность на фотографиях поверхности образцов в режиме COMP (в обратно рассеянных электронах) и SEI (вторичные электроны) увидеть элементы с различными атомными номерами: яркие области элементов и соединений со значительными средними атомными весами и от серого до черного обла-

сти, характерные для элементов со средними атомными весами. Форму частиц образца КО можно наблюдать на рисунке 2.2 и рисунках Б.1 и Б.2 Приложения Б.

Визуально частицы образца КО мелкие, порошкообразные, склонные к пылению. Гранулометрический анализ образца КО, выполненный на приборе «ANALYSETTE 22 Nano Тес» (Fritsch, Германия), показал, что более 80 % частиц имеют размер менее 200 мкм.



a



б

Рисунок 2.2 – Фотографии поверхности образца КО: а – фотография поверхности образца КО ($\times 300$), б – фотография поверхности образца КО ($\times 650$)

На рисунке 2.3 представлены фотографии поверхности образца КО (цифры на фотографиях указывают точки, в которых определен химический состав).

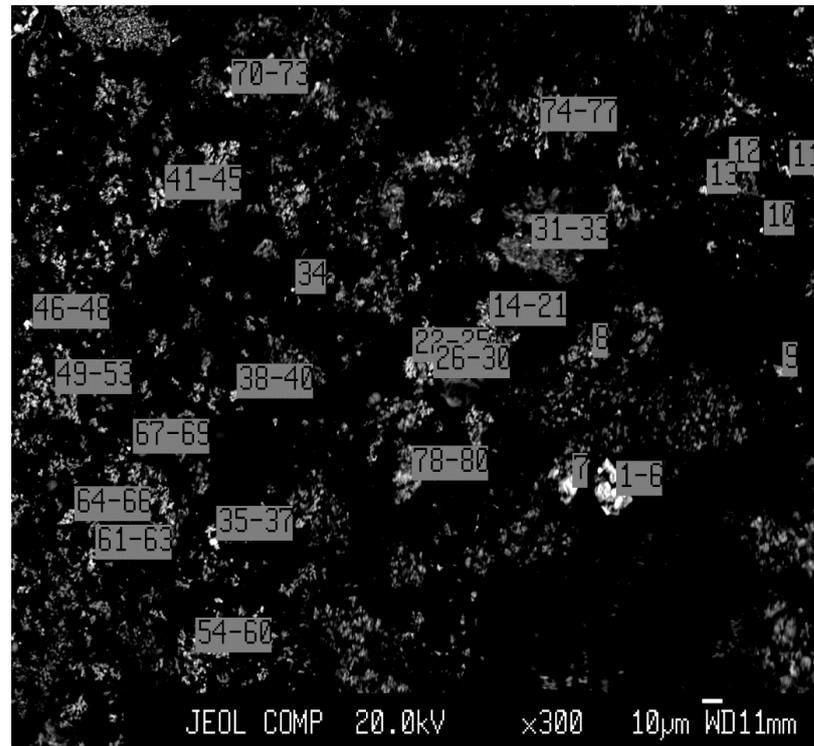


Рисунок 2.3 – Фотографии поверхности образца КО в обратно-рассеянных электронах

Химический состав образца КО представлен в таблице 2.8 (точки с 1 по 20, погрешность определения – 5-10 %). Химический состав проб с 21 по 80 представлен в таблице Б.1 Приложения Б.

Таблица 2.8 – Химический состав образца катодного осадка, % мас.

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	*	*	*	4,0	11,9	2,2	3,5	22,9	28,3	1,2
Au	0,8	*	*	5,7	8,2	1,8	*	5,8	8,6	*
Cu	2,6	4,7	3,3	14,6	7,8	3,8	7,5	37,3	4,5	1,8
O	7,2	6,6	6,1	16,0	8,2	7,3	8,9	6,8	25,5	29,8
Pb	82,5	84,0	83,9	43,7	58,9	78,2	72,5	10,0	5,7	21,3
Cr	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
Zn	1,6	0,9	1,5	8,9	1,7	2,0	3,5	7,3	2,1	5,4
Na	*	*	*	*	*	*	*	*	4,0	19,6
S	4,4	3,0	4,1	1,3	2,4	3,5	1,8	3,3	0,4	1,1
Fe	*	0,23	0,4	1,8	0,4	*	1,2	2,6	1,1	2,5
K	*	*	*	*	*	*	*	*	*	1,3
Si	*	*	*	1,3	0,20	0,3	0,4	0,4	5,1	6,1
Ca	*	*	0,15	0,8	0,3	*	*	0,8	10,7	5,1
Sb	*	*	0,23	*	*	*	*	0,7	2,37	0,6

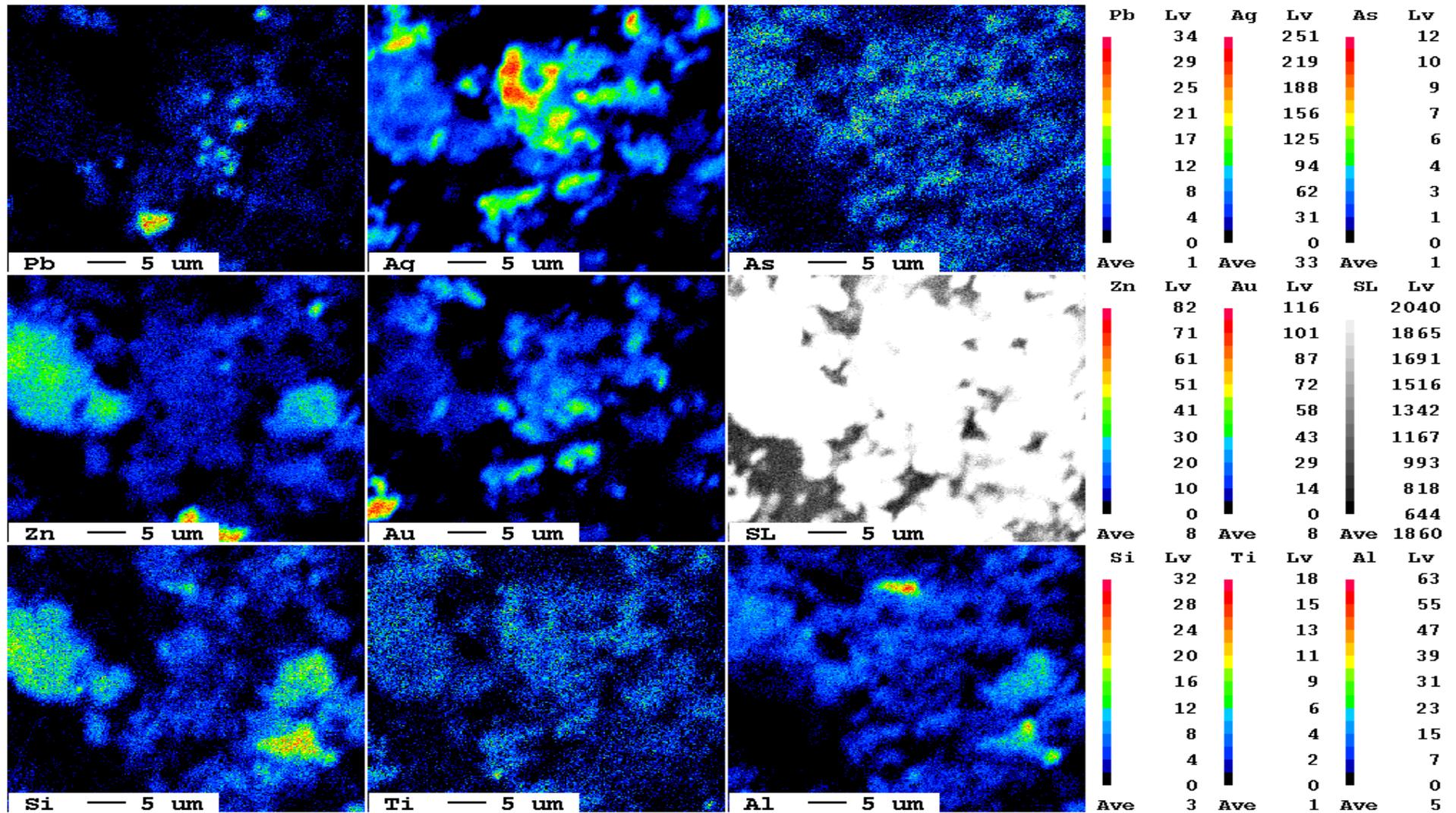
Окончание таблицы 2.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Al	0,22	0,24	0,3	1,4	*	*	0,3	0,23	1,5	3,5
Mg	*	*	*	*	*	*	*	0,09	0,13	0,16
Прочие	0,18	0,14	0,02	0	0	0,1	0,23	0,08	0	18,29
Элемент	Номер точки									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	8,1	5,2	22,1	18,7	20,9	17,5	20,8	31,2	15,5	22,1
Au	3,0	3,3	14,5	42,5	27,5	20,6	42,0	20,8	22,4	28,5
Cu	21,0	2,7	9,7	19,9	28,6	42,2	15,1	13,2	27,6	15,6
O	15,8	43,7	28,4	6,3	4,5	3,1	6,6	12,9	14,5	16,2
Pb	9,2	4,9	2,5	6,6	8,2	5,6	6,7	10,0	4,9	6,1
Zn	12,8	7,0	3,4	2,2	5,5	5,0	2,5	3,5	5,8	2,7
Na	3,9	6,1	5,8	*	*	*	1,6	3,1	1,8	3,7
S	1,2	1,3	2,0	0,4	0,9	1,0	1,2	1,5	0,6	1,9
Fe	2,5	2,5	1,0	1,3	2,7	2,7	1,6	1,2	2,0	1,4
Si	4,4	8,1	2,6	0,7	0,7	1,1	0,8	1,3	2,3	0,9
Ca	13,4	10,9	2,1	0,5	0,3	0,4	0,6	0,7	0,6	0,6
Sb	3,9	2,3	0,4	0,5	*	*	*	*	0,3	*
Al	*	1,9	0,6	0,22	*	0,12	0,26	0,5	1,3	0,29
Mg	*	0,10	0,21	*	*	0,4	*	0,10	0,4	*
As	0,7	*	*	*	*	0,16	0,12	*	*	*
Прочие	0,1	0	4,69	0,18	0,2	0,12	0,12	0	0	0,01

* – не обнаружен

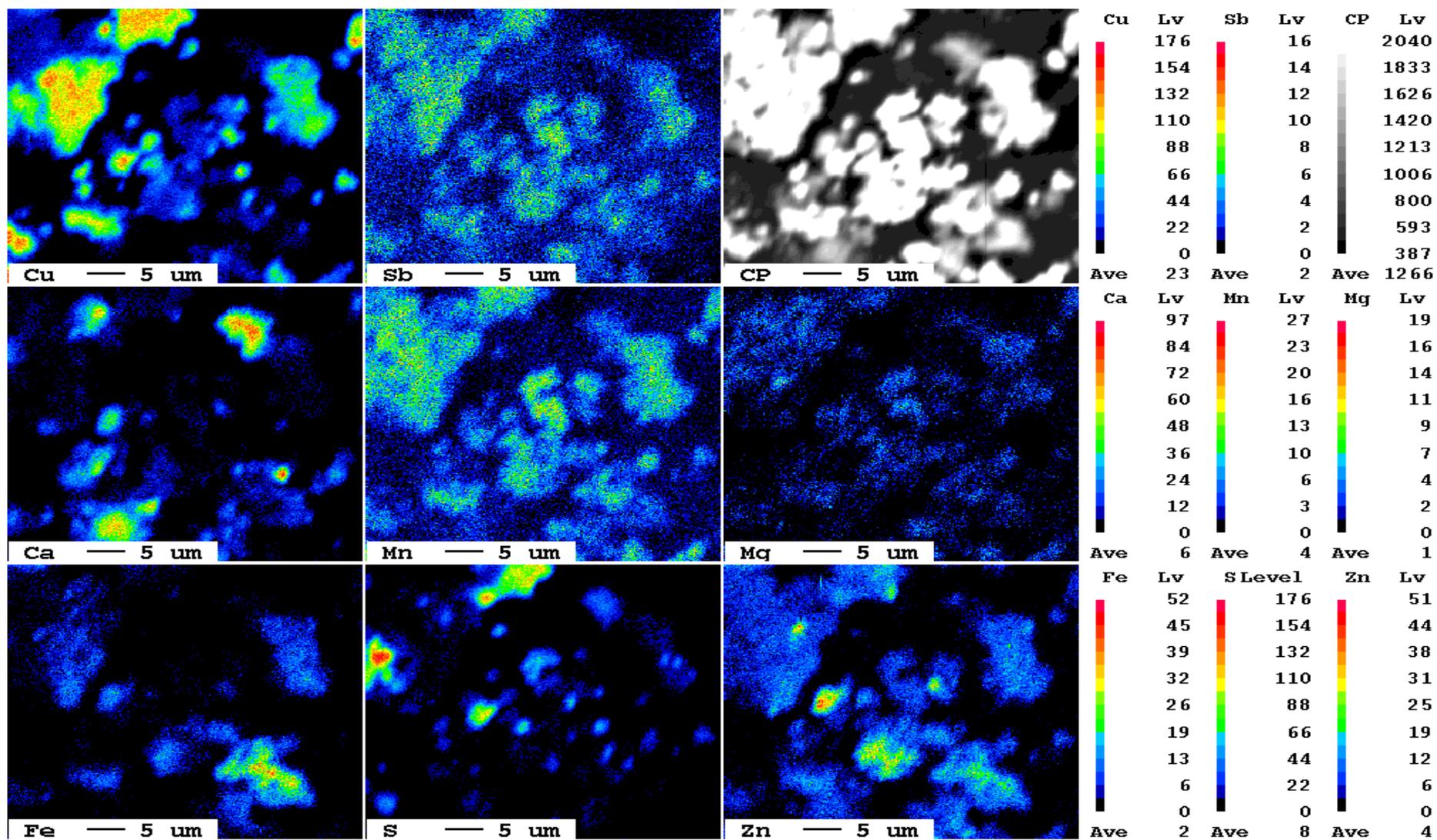
*Карты распределения рентгеновского излучения по поверхности образцов
катодных осадков ООО «Березитовый рудник»*

Распределение рентгеновского излучения по поверхности, облучаемой электронами, получается при РСМА в виде карт [66]. На картах (рисунок 2.4, рисунки Б.3 и Б.4 Приложения Б) изменение интенсивности рентгеновского излучения определяемого элемента отражается в цвете от черного до красного. Черному цвету соответствует минимальная интенсивность элемента на данной площади поверхности. В случае, если содержание элемента в области карты меняется от 1 до 100 % – красный цвет будет отвечать области 100 %, а синий – 1 %; в случае изменения химического состава от 0,1 % до 1 % красным на карте будет область с содержанием элемента 1 %, а черный цвет будет соответствовать нулевому содержанию (режим съемки: CP – поверхность в обратно рассеянных электронах, SL – поверхность во вторичных электронах). Как видно из приведенных данных, образец КО представляет собой трехкомпонентную смесь: Au, Ag и Cu. В точках, где нет драгоценных металлов, присутствует Pb.



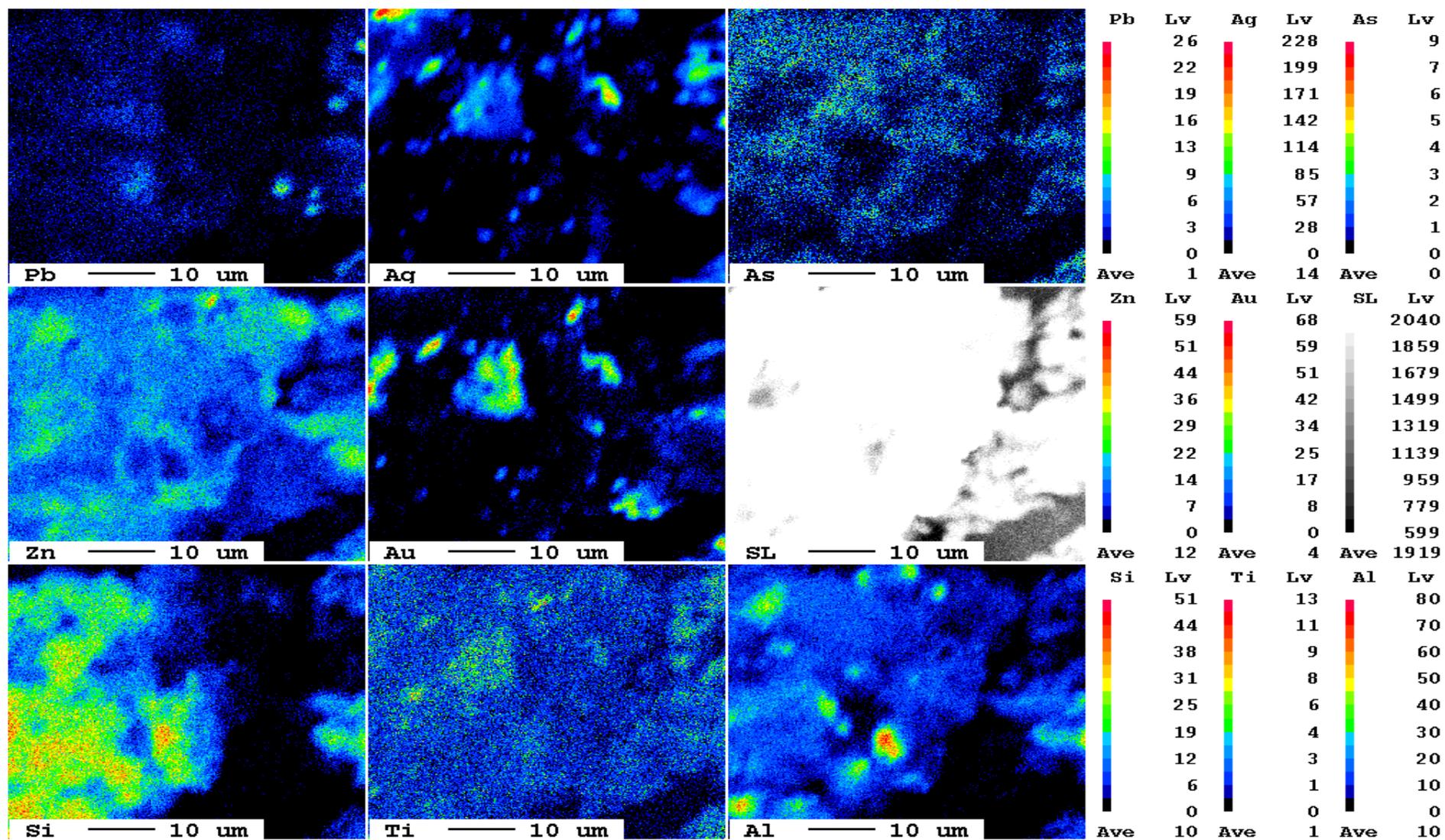
а

Рисунок 2.4 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО:
 а – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al; б – для Cu, Sb, Ca, Mn, Mg, Fe, S, Zn; в – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al



6

Продолжение рисунка 2.4



B

Окончание рисунка 2.4

На рисунке 2.5 представлена фотография поверхности образца КО во вторичных электронах [67], а также определен химический состав точек во вложении (цифры на фотографии) (таблица 2.9).

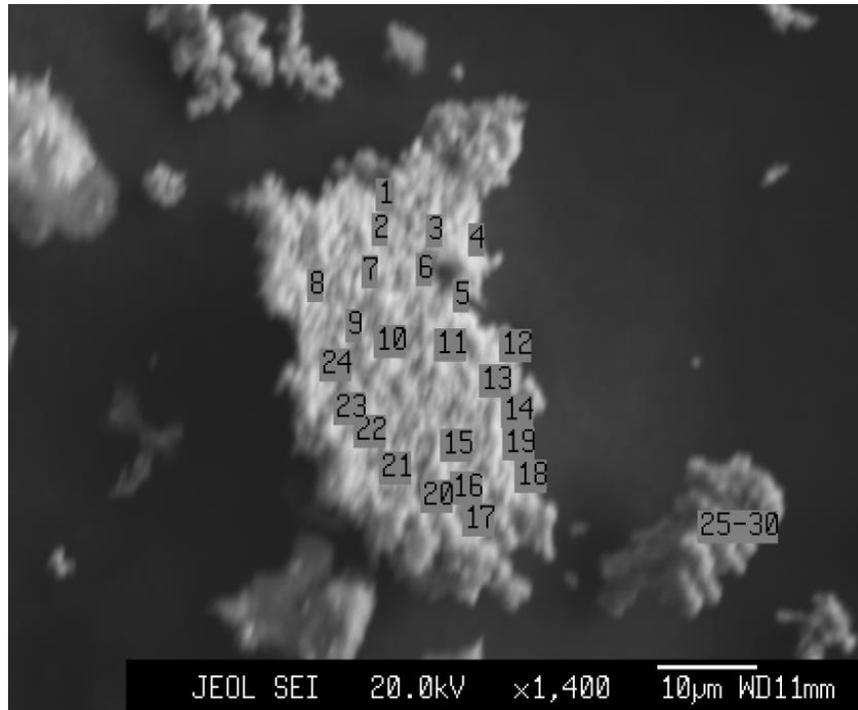


Рисунок 2.5 – Фотография поверхности образца КО во вторичных электронах

Таблица 2.9 – Химический состав образца КО, % мас.

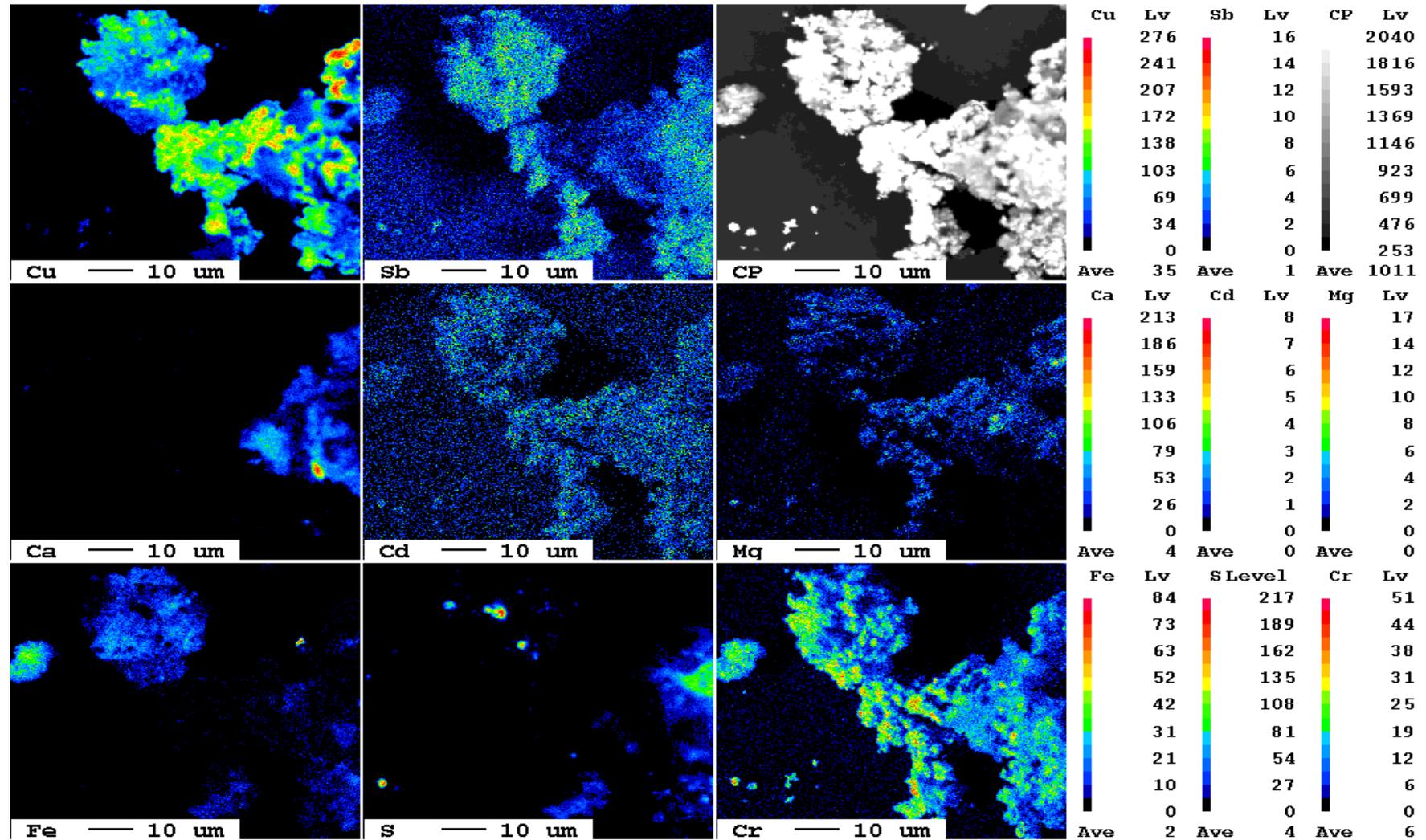
Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	5,2	4,3	2,5	3,9	1,7	4,4	3,5	2,2	4,5	5,2
Au	2,8	2,6	0,8	0,9	1,2	0,18	0,6	0,5	1,7	2,4
Cu	52,1	50,8	36,0	38,3	47,9	44,5	34,1	34,5	30,7	30,8
O	11,0	13,2	9,9	6,4	3,9	6,5	9,5	6,9	10,4	8,0
Pb	14,9	12,3	35,4	32,3	22,5	24,83	27,5	38,0	28,2	30,7
Zn	6,3	8,5	1,7	2,4	5,3	6,2	7,5	2,5	4,2	3,0
S	4,3	3,8	11,9	9,3	7,6	6,2	8,3	12,7	9,0	12,4
Fe	1,1	1,7	0,6	5,4	8,3	5,3	6,9	1,3	7,3	5,8
Si	1,1	1,1	0,24	0,7	0,7	0,7	1,1	0,4	1,9	1,0
Ca	0,6	0,5	0,4	0,17	0,09	0,5	0,4	0,11	1,1	0,10
Sb	0,08	*	*	*	*	*	*	*	-	*
Al	0,25	0,9	0,5	0,10	0,3	0,6	0,10	*	0,8	0,5
Mg	0,14	0,3	0,06	*	0,12	*	0,3	*	0,13	0,10
As	*	*	*	*	0,20	0,19	0,11	0,7	*	*
Прочие	0,13	0	0	0,13	0,19	0	0,09	0,19	0,07	0
Элемент	Номер пробы									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	3,4	2,3	3,4	4,4	7,6	5,8	2,8	6,9	4,5	5,8

Окончание таблицы 2.9

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Au	0,3	0,8	1,6	1,0	0,8	0,7	*	1,9	*	*
Cu	39,7	50,7	40,1	27,8	25,1	26,3	31,6	27,7	18,9	21,2
O	8,5	3,8	8,9	11,3	9,3	6,3	4,1	5,9	7,2	6,0
Pb	28,2	14,9	25,5	27,9	28,2	38,0	39,5	33,4	48,6	44,0
Zn	3,6	8,5	2,8	7,5	4,7	4,53	2,7	5,6	3,9	4,6
S	9,6	6,2	8,5	9,3	9,7	12,3	12,1	10,4	12,4	13,1
Fe	5,4	12,0	7,4	7,7	10,5	3,8	4,1	5,2	1,7	4,0
Si	0,7	0,4	0,9	1,6	1,7	0,8	0,8	0,6	0,4	0,8
Ca	0,3	0,21	0,26	0,8	0,3	*	0,4	0,7	0,6	*
Sb	*	*	*	0,22	0,4	*	1,2	1,2	0,8	0,17
Al	0,14	0,19	0,6	0,5	1,2	0,4	0,7	0,26	0,29	0,16
Mg	0,2	*	*	0,12	0,5	*	*	0,12	*	0,05
As	*	*	*	*	*	0,7	0,10	*	0,7	*
Прочие	0,13	0	0	0,13	0,19	0	0,09	0,19	0,07	0
Элемент	Номер точки									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	3,4	2,0	3,8	2,3	10,2	0,7	2,4	8,5	*	21,4
Au	1,4	1,4	0,3	0,4	16,2	30,8	3,1	13,2	21,2	*
Cu	29,3	30,9	31,5	48,0	36,2	48,8	45,6	17,9	32,4	16,7
O	5,7	7,6	9,5	*	*	5,8	26,9	21,3	*	*
Pb	30,3	39,3	33,8	*	*	8,1	4,4	8,6	16,5	28,7
Zn	3,6	3,1	3,7	*	10,1	3,6	*	13,8	9,6	*
Na	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
S	10,0	12,8	11,5	4,0	*	0,8	0,4	0,7	3,1	*
Fe	10,5	1,1	2,4	0,22	4,1	0,6	*	1,1	4,3	19,8
Si	2,3	0,7	1,4	10,7	2,3	0,25	1,4	1,5	0,9	,8
Ca	0,7	0,3	0,5	5,6	4,8	0,20	2,9	3,1	5,7	2,4
Sb	1,0	*	0,3	18,3	*	0,3	2,6	3,7	*	*
Al	1,5	0,3	0,7	*	9,4	*	4,8	0,22	1,3	7,3
Mg	0,3	0,11	0,14	10,48	*	*	*	*	5,0	2,9
As	*	0,3	0,4	*	6,7	*	5,5	6,2	*	*
Прочие	0	0,09	0,06	0	0	0,05	0	0,18	0	0

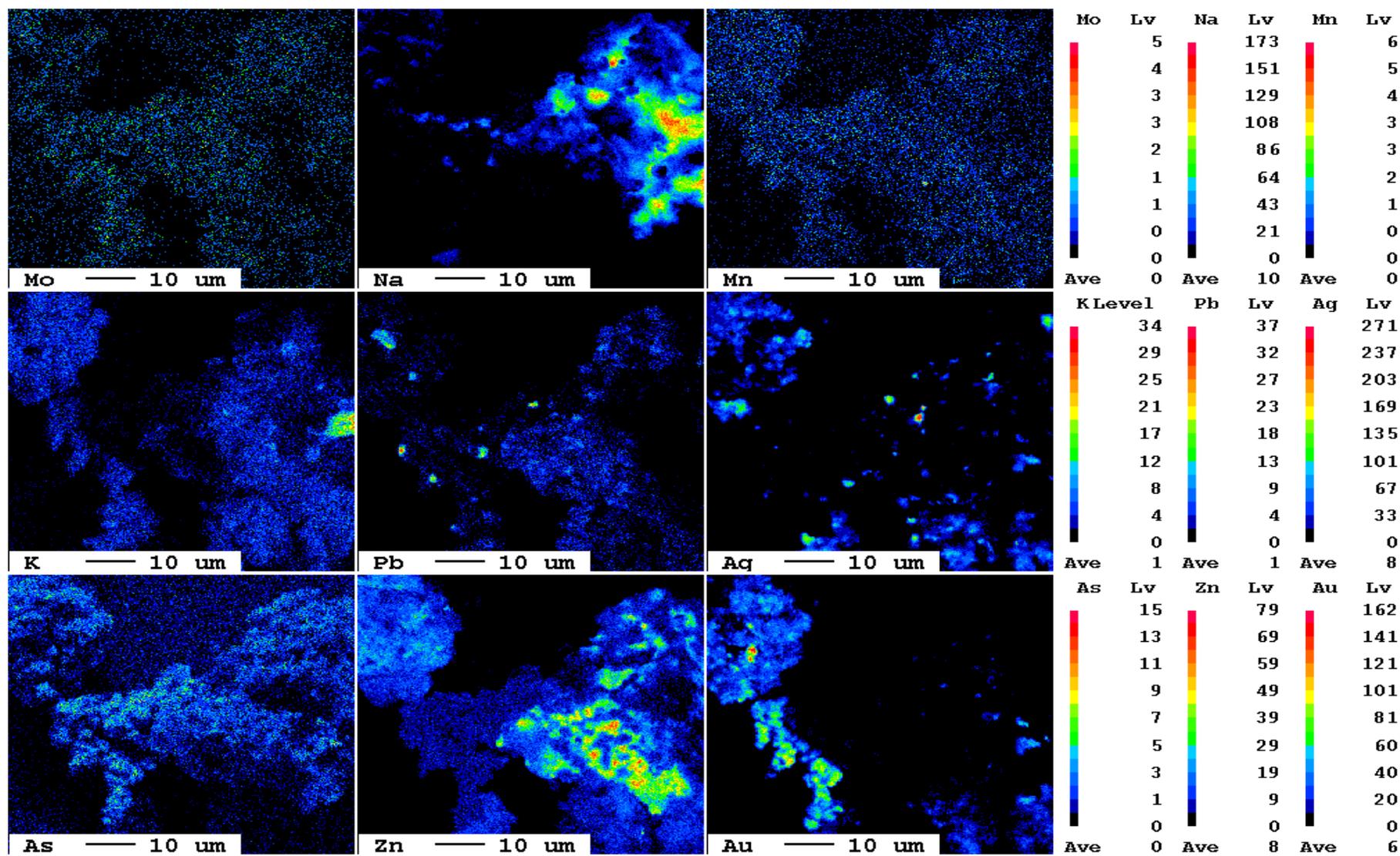
* – не обнаружен

На рисунке 2.6 представлена карта распределения характеристического рентгеновского распределения элементов в образце КО. Как видно из рисунка 2.6, а также рисунка Б5 Приложения Б, данный участок поверхности образца КО практически не содержит Au и Ag. Основные элементы, присутствующие в КО, – это Cu, Pb, O и S; присутствуют также Cr, Na, Zn.



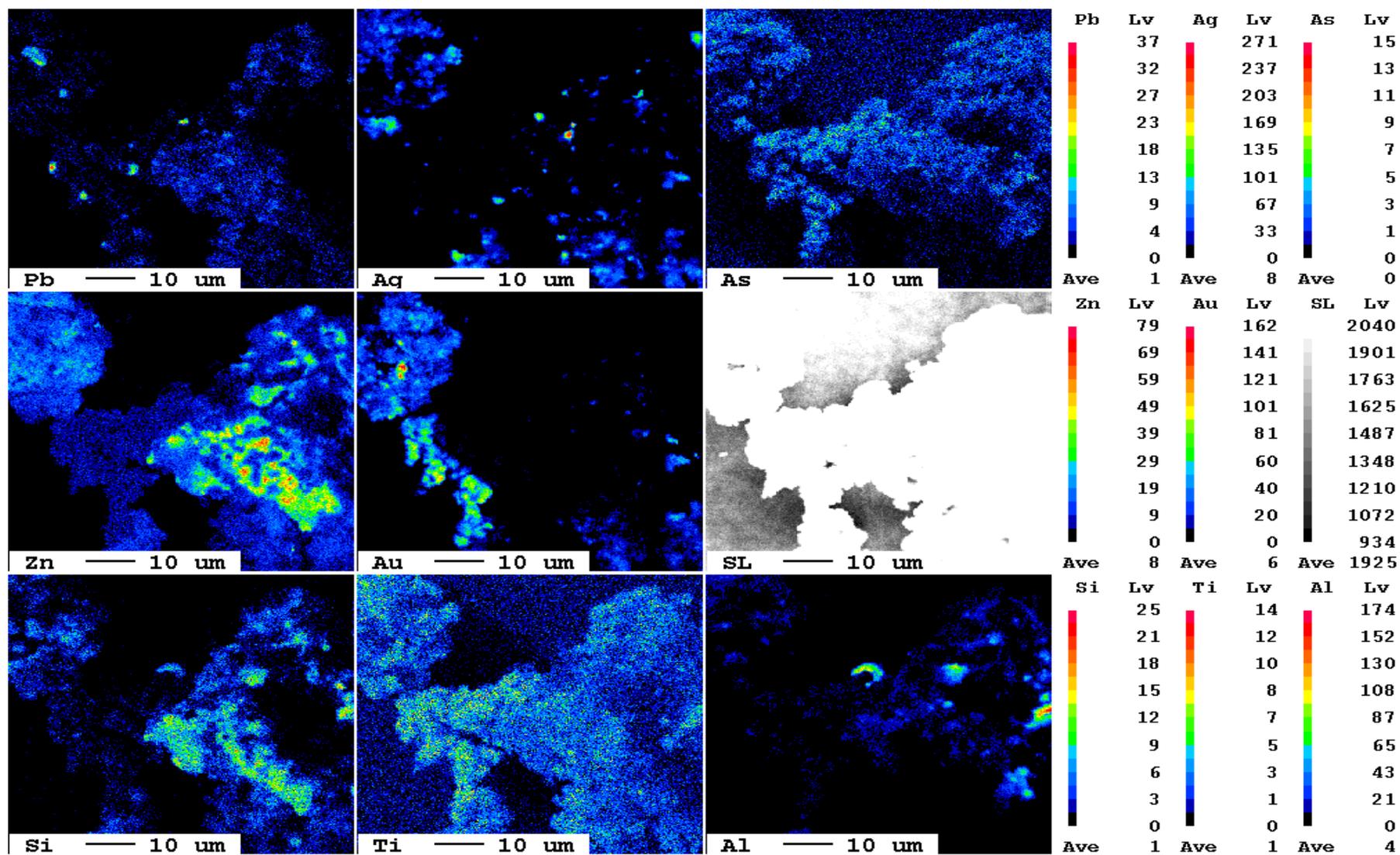
а

Рисунок 2.6 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО:
 а – для Cu, Sb, Ca, Cd, Mg, Fe, S, Cr; б – для Mo, Na, Mn, K, Pb, Ag, As, Zn, Au; в – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al



6

Продолжение рисунка 2.6



B

Окончание рисунка 2.6

На рисунке 2.7 представлена фотография поверхности другого образца КО в обратно-рассеянных электронах, химический состав которого представлен в таблице 2.10. Массовые содержания элементов пересчитаны в оксидную форму, погрешность определения – 5-10 %. Как видно из таблицы 2.12, образец КО содержит в большей части СаО и SiO₂, суммарное содержание их в среднем составляет 77,6 %, Al₂O₃ – 4 %.

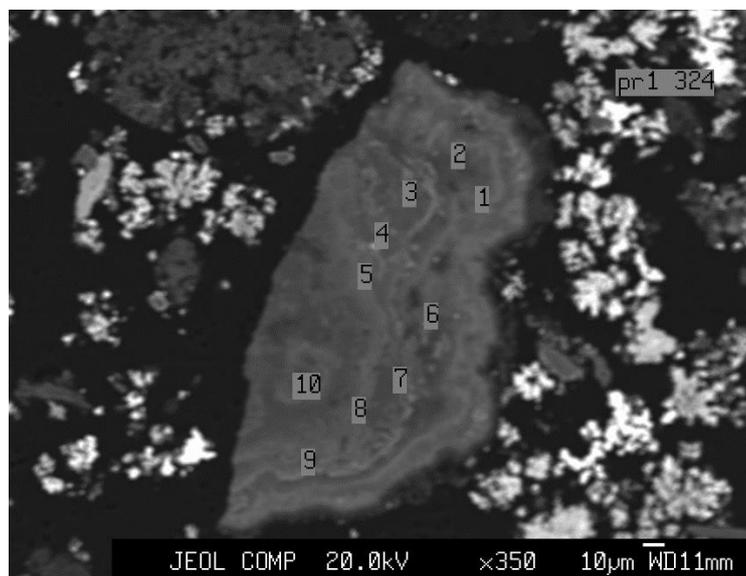


Рисунок 2.7 – Фотография поверхности образца КО в обратно-рассеянных электронах

Таблица 2.10 – Химический состав образца КО, % мас.

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
K ₂ O	0,12	0,2	0,08	0,2	0,15	0,09	0,24	*	0,15	0,10
Na ₂ O	0,92	2,98	4,08	0,53	0,85	0,41	1,09	1,16	0,54	0,75
FeO	0,23	3,41	0,87	0,89	0,50	0,46	2,03	6,56	1,42	0,97
CaO	46,66	40,4	37,66	52,5	61,33	47,04	39,49	58,01	43,44	35,17
MnO	*	0,47	*	0,27	0,09	*	0,35	0,77	0,22	0,34
MgO	*	0,86	*	*	*	*	0,25	0,1	0,1	*
CuO	0,22	0,5	14,79	0,36	0,31	0,33	0,43	0,48	0,18	0,51
SO ₃	0,13	0,29	5,12	0,44	0,45	0,2	0,28	0,25	0,13	0,18
SiO ₂	29,99	25,17	24,51	33,41	37,07	28,21	27,89	21,05	28,76	27,13
Al ₂ O ₃	4,39	3,96	4,11	4,43	5,33	4,07	3,87	3,71	3,97	4,01
ZnO	0,7	2,52	1,0	1,62	0,90	0,64	2,43	2,04	1,64	1,23
Сумма	83,36	80,76	92,22	94,65	102,11	81,45	78,35	101,79	80,55	70,39
Прочие	16,64	19,24	7,78	5,35	0	18,55	21,65	0	19,45	29,61

* – не обнаружен

Как видно из таблицы 2.10, на данном участке образца КО зафиксированы Са и Si, остальные элементы присутствуют в незначительных количествах (рисунок 2.8).

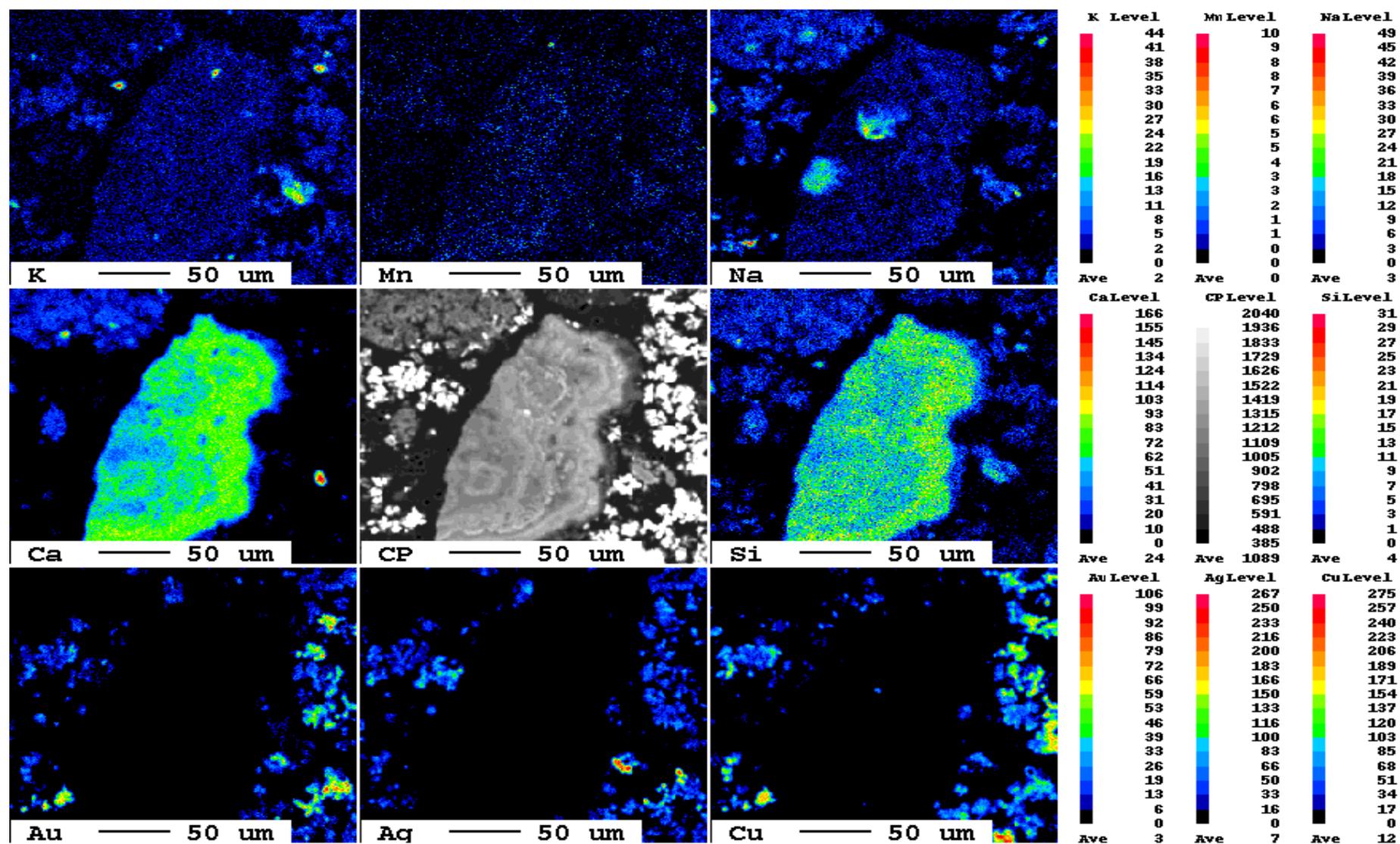


Рисунок 2.8 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО для K, Mn, Na, Ca, Si, Au, Ag, С

На рисунке Б.6 Приложения Б представлена фотография поверхности образца КО и определен его химический состав (таблица Б.2 Приложения Б). Основными элементами в образце КО являются Cu, O, Pb, Zn, Fe. Для выявления элементов, присутствующих в образцах КО, были сняты спектры (рисунки Б.7-Б.14 Приложения Б), на которых зафиксированы интенсивности линий, отвечающим Pb, Ag, Cu, O, S, Au, Si.

Результаты исследований поверхности образцов катодных осадков, полученных на вспомогательном участке сорбции ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

Фотографии поверхности образца КО представлены на рисунках 2.9, 2.10, рисунке В.1 Приложения В (цифры на фотографии указывают номера точек, в которых определен химический состав). Химический состав точек с 1 по 20 образца КО представлен в таблице 2.11, точки с 21 по 70 представлены в таблице В.1 Приложения В. Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО представлены на рисунке 2.11 и рисунке Б.2 Приложения Б.

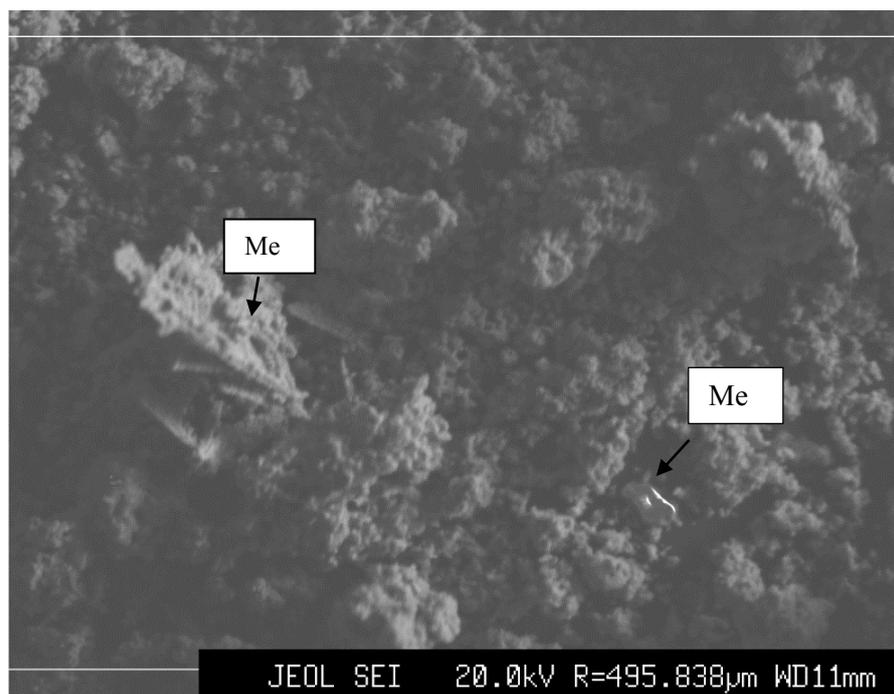


Рисунок 2.9 – Фотография поверхности образца КО вспомогательного производства во вторичных электронах

Как видно из рисунка 2.9, в образце КО присутствуют различные частицы, зафиксированы металлические включения, различные по цвету и размеру.

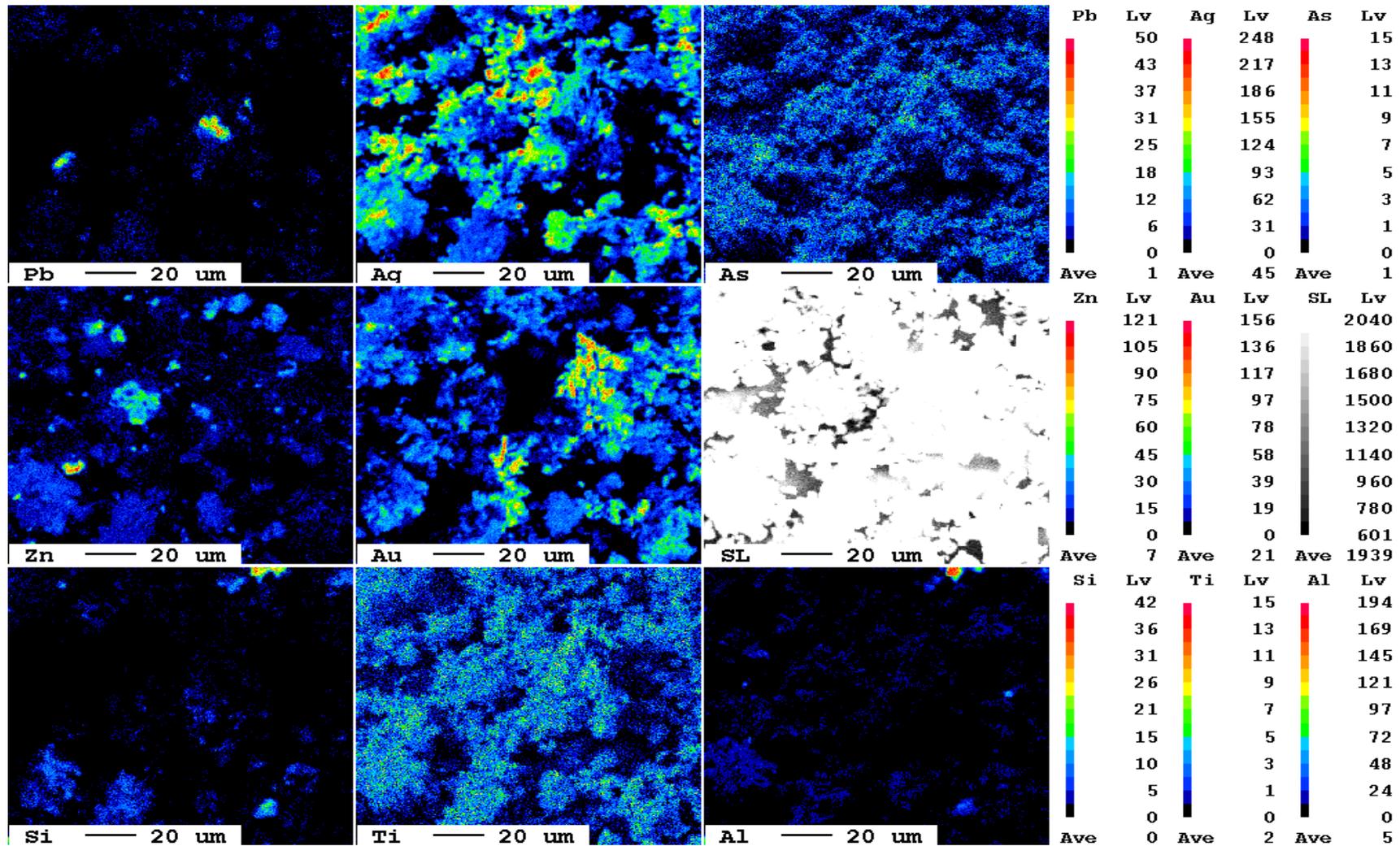
Окончание таблицы 2.11

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
S	1,3	1,9	1,2	0,7	0,3	0,8	0,7	1,6	1,5	3,7
Fe	0,3	*	0,29	*	0,15	0,4	0,6	0,4	1,4	0,3
Si	0,4	0,8	*	0,09	0,18	0,28	0,10	0,6	1,3	0,6
Ca	0,8	0,4	*	0,21	*	0,27	0,5	0,27	0,7	0,6
Sb	*	*	*	1,0	0,22	*	*	0,03	1,0	0,20
Al	*	0,4	*	*	*	0,3	*	*	0,10	0,21
Mg	0,16	*	0,16	*	0,4	*	0,4	*	0,20	*
As	*	*	*	*	*	0,8	*	*	*	0,6
Прочие	0,34	0	0,04	0	0,05	0,15	0	0	0	2,99
Элемент	Номер точки									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	19,8	29,2	30,1	15,3	16,5	18,5	17,3	21,3	6,2	20,2
Au	37,9	23,1	31,3	28,2	14,2	20,7	17,1	16,0	71,7	17,9
Cu	21,8	13,5	5,0	23,0	28,9	23,0	25,1	17,9	6,1	18,4
O	12,9	13,9	18,4	15,7	14,7	16,2	18,6	21,6	5,0	19,5
Pb	4,4	6,4	6,5	5,7	5,0	8,6	1,2	5,8	6,2	4,0
Zn	0,11	4,7	2,5	2,9	13,0	7,7	12,7	8,1	1,7	9,3
Na	*	1,6	1,1	*	*	*	*	*	*	*
S	1,1	1,6	1,0	0,8	0,8	1,5	0,9	1,7	0,9	2,0
Fe	0,9	3,3	2,0	5,0	2,8	1,2	2,2	2,0	0,5	3,3
Si	0,5	1,4	1,3	1,6	1,3	1,6	1,9	1,5	0,4	1,2
Ca	0,4	0,5	0,15	0,20	0,26	0,09	0,7	0,5	0,6	0,9
Sb	*	*	0,15	0,4	*	*	1,8	*	0,5	1,1
Al	*	0,5	0,5	0,5	0,9	0,7	0,09	0,23	*	1,1
Mg	0,19	0,25	*	*	0,24	0,20	0,3	0,4	0,20	0,4
As	*	0,05	*	*	0,17	*	*	*	*	0,6
Прочие	0	0	0	0,7	1,23	0,01	0,11	2,97	0	0,1

Как видно из данных таблицы 2.11, основными элементами образца КО являются Au, Ag, Cu, O и Pb; остальные примеси содержатся в незначительном количестве. Отличительной особенностью КО вспомогательного производства ЗИФ «Березитовый» является меньшее количество примесей тяжелых цветных металлов, серы; средняя сумма драгоценных металлов в данных образцах КО – более 57 % (по данным РСМА).

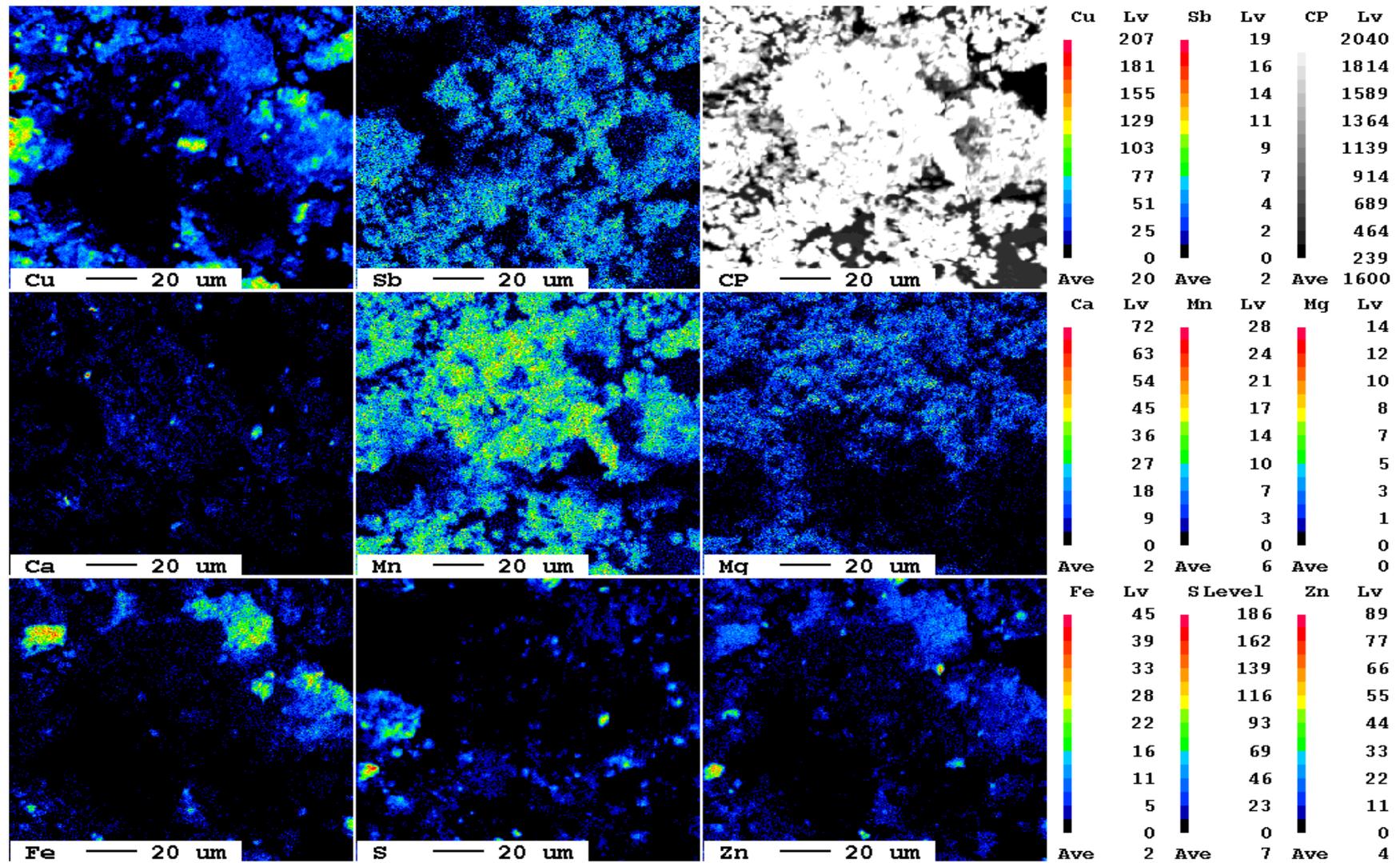
Как видно из рисунка 2.11, образец КО содержит большей частью серебро с включениями Cu, Au, Mn.

На рисунке 2.12 представлена фотография поверхности образца КО в обратно-рассеянных электронах, цифры на фотографиях указывают точки, в которых определялся химический состав (таблица 2.12).



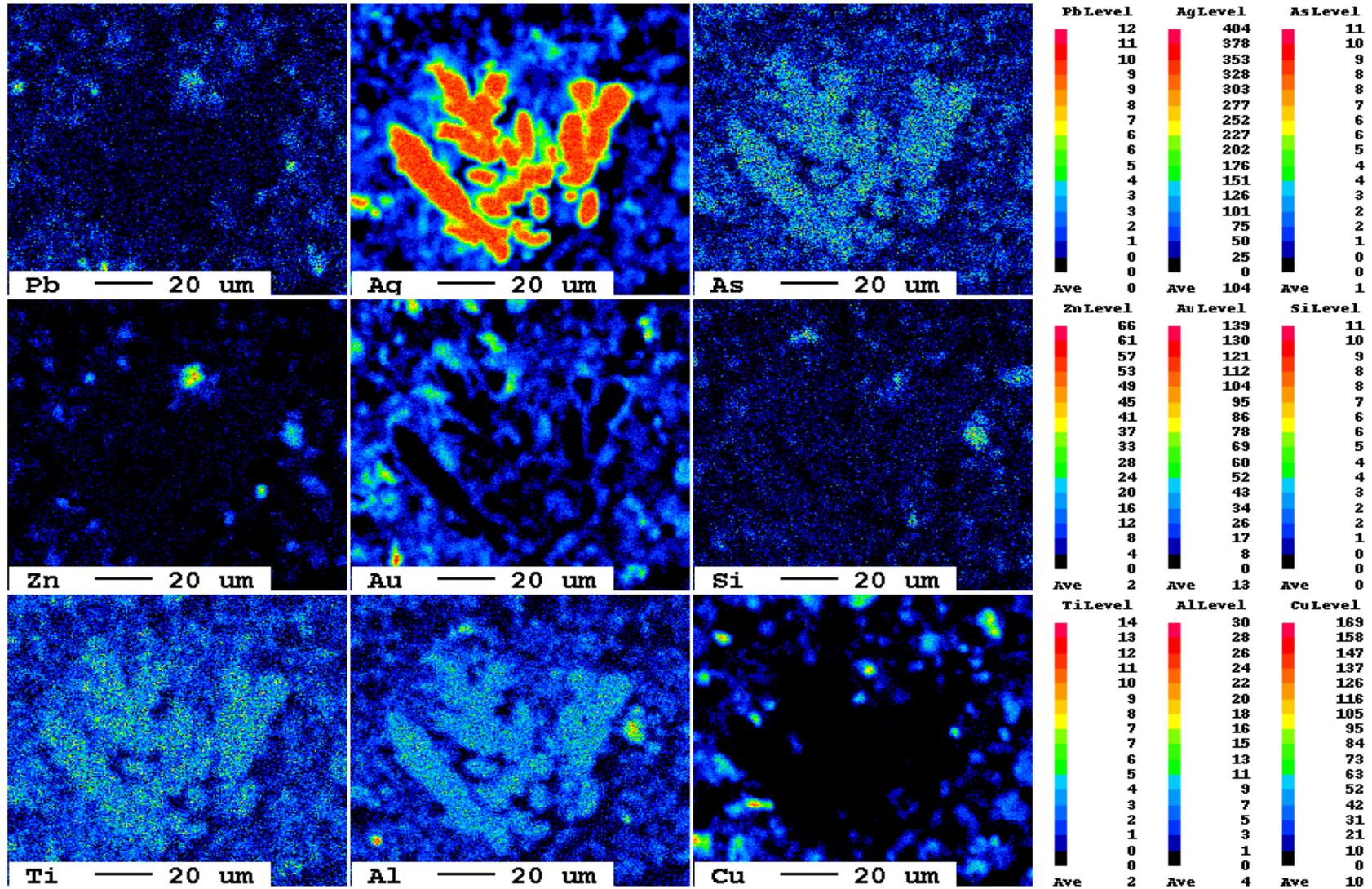
a

Рисунок 2.11 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО:
 а – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al; б – для Cu, Sb, Ca, Mn, Mg, Fe, S, Zn; в – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al, Cu



б

Продолжение рисунка 2.11



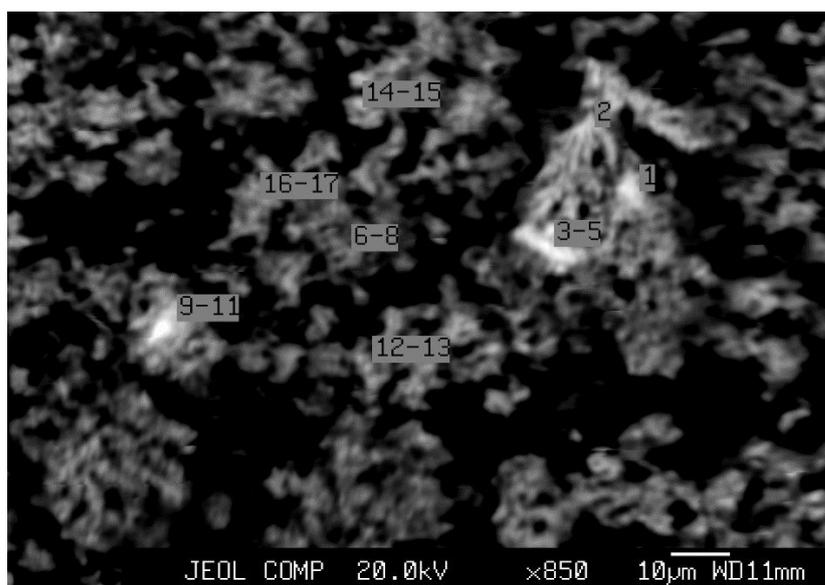


Рисунок 2.12 – Фотография поверхности образца КО в обратно-рассеянных электронах

Таблица 2.12 – Химический состав КО, % мас.

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	22,0	30,3	11,5	10,4	19,0	9,6	10,9	9,6	52,0	49,0
Au	37,0	18,2	10,8	4,3	25,3	17,8	10,8	8,3	23,4	24,6
Cu	10,6	17,4	6,4	8,7	13,9	19,5	24,4	13,5	2,4	1,6
O	14,4	13,2	6,3	9,8	8,6	13,9	11,1	22,2	6,1	8,2
Pb	13,5	8,32	59,9	56,6	23,9	12,5	12,5	20,6	12,6	10,2
Zn	0,8	8,3	1,9	0,9	2,3	14,5	15,1	12,9	1,0	1,8
Na	*	1,5	*	3,7	1,5	*	2,0	*	*	*
S	1,4	1,2	2,3	4,8	2,9	5,6	3,2	5,0	1,6	1,8
Fe	*	*	0,23	0,4	0,4	0,29	0,6	0,4	*	0,3
Si	0,18	0,21	0,24	0,29	0,7	0,4	0,4	0,4	0,2	0,4
Ca	*	0,5	*	*	0,6	0,11	0,4	0,22	0,3	0,9
Sb	*	*	*	*	*	*	0,8	*	0,26	1,2
Al	0,11	0,25	*	*	0,4	0,16	0,3	0,27	*	*
Mg	*	0,5	*	*	0,3	*	0,18	*	*	*
As	*	*	*	*	0,13	*	*	*	*	*
Сумма	99,99	99,86	99,57	99,89	99,93	94,36	92,68	93,39	99,86	100
Прочие	0,01	0,14	0,43	0,11	0,07	5,64	7,32	6,61	0,14	0
Элемент	Номер точки									
	11	12	13	14	15	16	17			
1	2	3	4	5	6	7	8			
Ag	52,2	30,6	31,7	54,0	13,4	29,5	48,1			
Au	22,6	25,7	21,9	30,7	8,8	15,8	21,0			
Cu	3,7	9,4	8,9	4,0	47,4	17,0	9,1			
O	6,7	13,2	14,0	4,1	7,2	19,7	7,6			
Pb	5,7	5,5	6,2	3,3	1,4	10,9	6,0			
Zn	4,9	4,3	7,9	1,7	16,6	2,2	5,0			

Окончание таблицы 2.12

1	2	3	4	5	6	7	8
Na	*	2,0	2,6	*	*	*	*
S	1,2	2,0	3,9	0,3	0,5	2,2	1,8
Fe	0,6	1,9	0,9	0,4	0,8	0,9	0,5
Si	0,4	1,3	0,6	*	*	0,5	0,3
Ca	*	*	0,3	0,5	0,8	0,4	0,4
Sb	*	*	0,7	0,4	2,7	0,4	*
Al	*	0,12	0,10	*	0,3	0,12	0,21
Mg	0,09	*	*	0,4	0,13	0,4	0,16
As	*	0,1	*	*	*	*	*
Сумма	98,09	96,12	99,7	99,8	100,03	100,02	100,17
Прочие	1,91	3,88	0,3	0,2	0	0	0

На рисунке 2.13 представлена карта распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце катодного осадка для Cu, Sb, Ca, Mg, Fe, S, Au, Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al.

На рисунке 2.14 представлена фотография поверхности образца КО в обратно-рассеянных электродах, цифры на фотографиях указывают точки, в которых определялся состав (таблица 2.13).

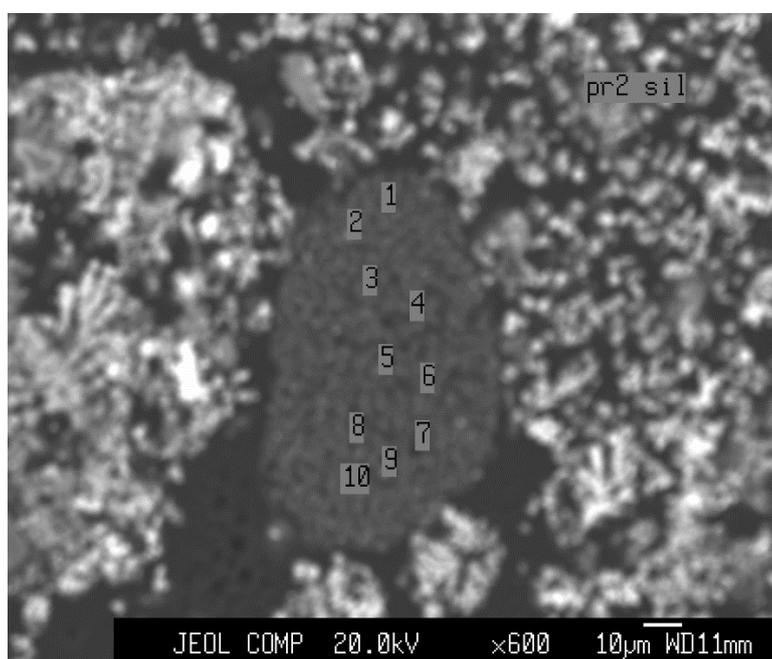


Рисунок 2.14 – Фотография поверхности образца КО в обратно-рассеянных электродах

На рисунке В.3 Приложения В представлена фотография поверхности образца КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ «Березитовый рудник».

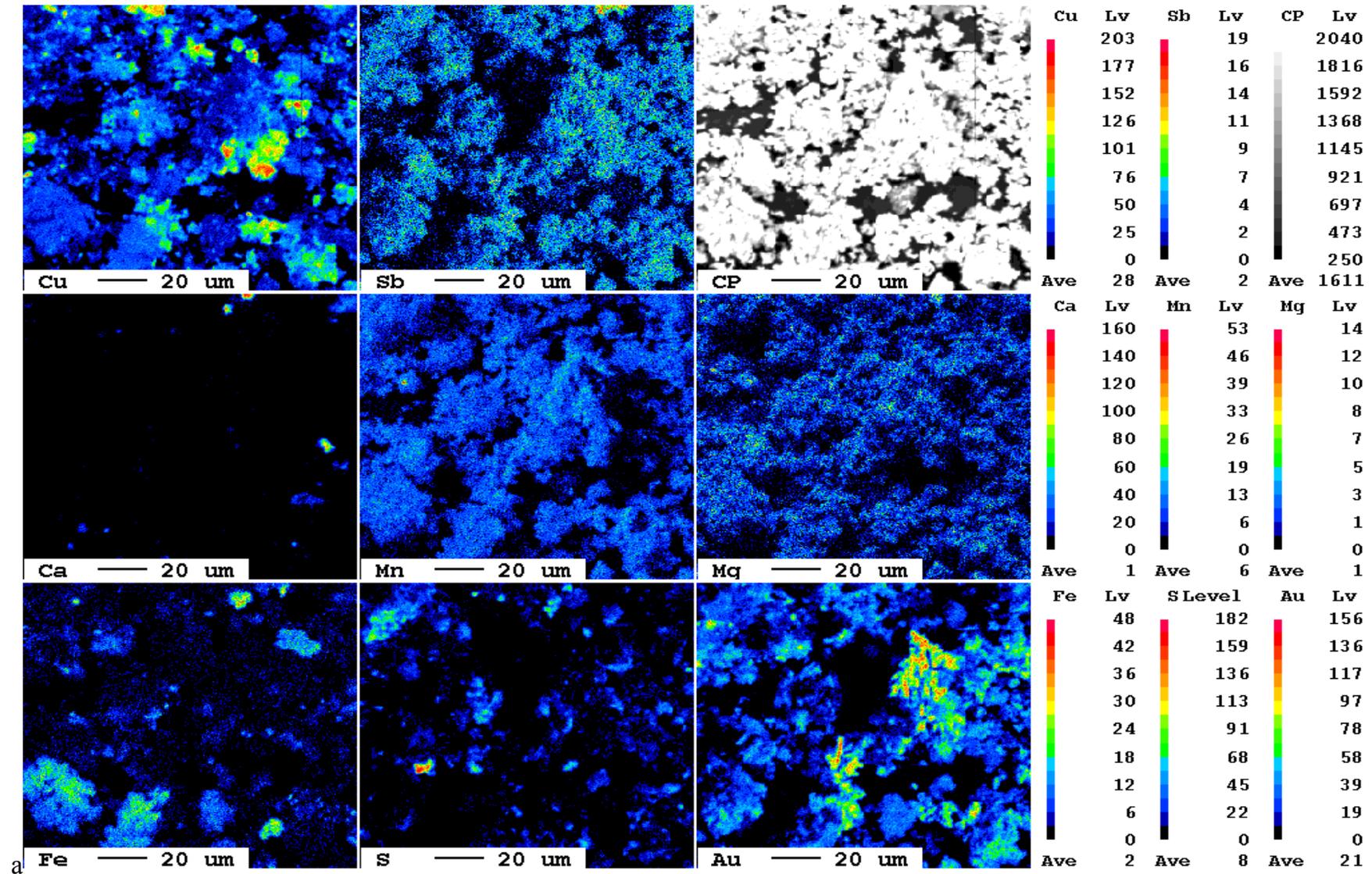
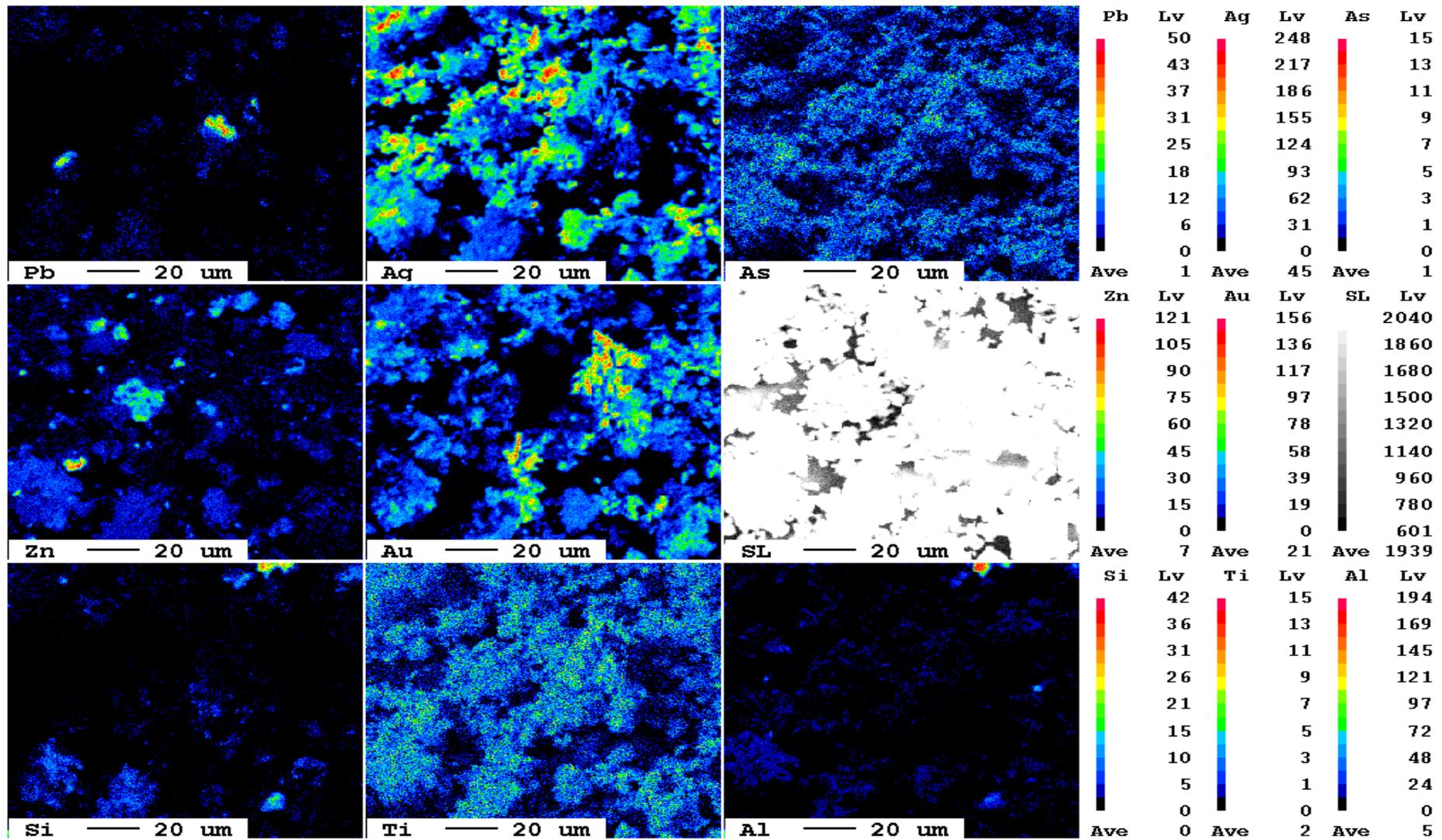


Рисунок 2.13 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО:

а – для Cu, Sb, Ca, Mg, Fe, S, Au; б – для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al



б

Окончание рисунка 2.13

Таблица 2.13 – Химический состав образца катодного осадка, % мас.

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Cu	3,5	*	*	*	*	*	*	*	*	*
O	19,7	13,6	14,0	16,4	*	15,7	16,0	28,7	11,9	12,8
Na	1,4	1,3	0,8	1,2	*	1,3	0,8	1,4	0,8	1,0
S	*	*	*	*	*	*	*	0,6	*	*
Si	75,4	83,4	85,2	82,4	100	81,4	83,1	69,2	87,2	86,2
Ca	*	1,7	*	*	*	1,6	*	*	*	*
Прочие	*	*	*	*	*	*	0,1	0,1	0,1	*

Карты распределения (рисунки В.4 и В.5 Приложения В) и химический состав точек образца КО (таблица В.2 Приложения В) показывают, что основными элементами, присутствующими в КО, являются Au, Ag, Cu. Для выявления элементов, присутствующих в образцах КО, были сняты спектры, на которых зафиксированы интенсивности линий Pb, Ag, Cu, O, S, Au, Si (рисунки В.6–В.13 Приложения В).

На рисунке 2.15 представлена карта распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al, Cu.

Образец КО содержит Si и O, Na, остальные элементы отсутствуют.

2.1.3. Изучение фазово-химического состава образцов катодных осадков ООО «Березитовый рудник»

Для определения фазового состава образцов КО, полученных на основном технологическом участке ООО «Березитовый рудник», был проведен рентгеноструктурный анализ [68] методом порошковой дифракции на дифрактометре ДРОН-3 (Россия). Условия съемки: аппарат ДРОН- 3.0, излучение – $\text{CuK}\alpha$, Ni – фильтр, $V= 25$ кВ, $I = 20$ мА, угловой диапазон: $20 - 85^\circ - 2\theta$ со скоростью измерения – $1^\circ/\text{мин}$. Рентгенограмма образца КО представлена на рисунке 2.16. Как видно из рисунка 2.16, образец КО содержит: золото, серебро, цинк, оксиды меди, свинца, серебра, а также сульфиды цинка и серебра. Дифракционная картина имеет высокий фон и низкие интенсивности – это может указывать на присутствие рентгеноаморфной фазы.

Однако рентгеноструктурный анализ не позволяет определить количественное соотношение фаз [69]. Поэтому для определения фаз также было проведено исследование методом РФА [70] образцов КО с использованием рентгеновского спектрометра «Tiger» («Bruker AXS», Германия), таблица 2.14.

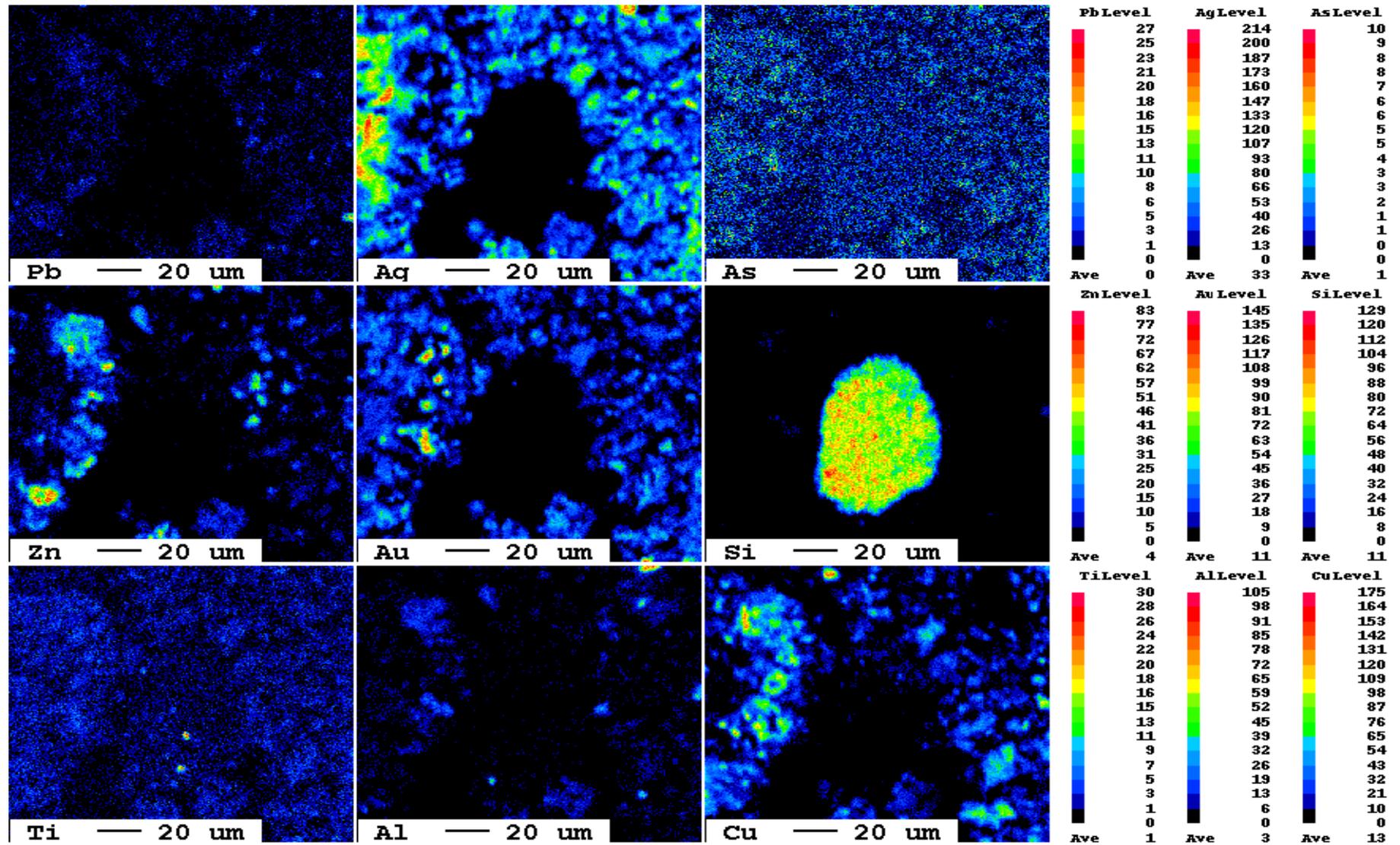


Рисунок 2.15 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце КО для Pb, Ag, As, Zn, Au, Si, Ti, Al, Cu

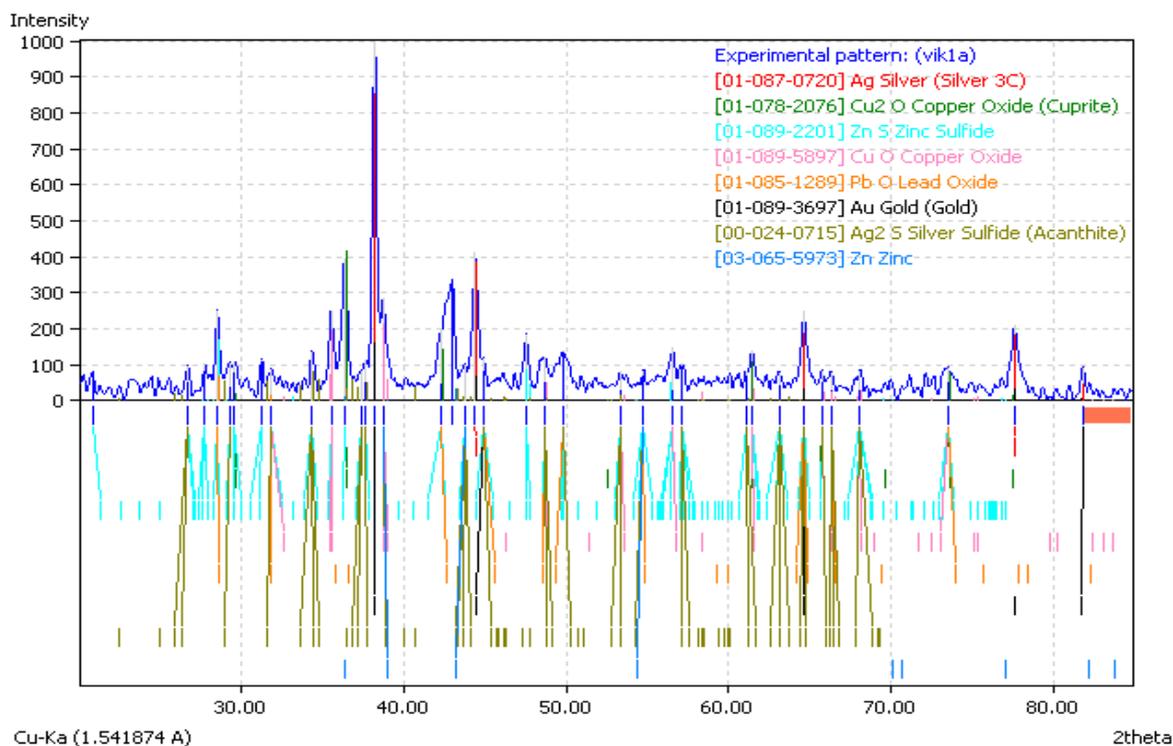


Рисунок 2.16 – Дифрактограмма образца КО

Таблица 2.14 – Химический состав, % мас., образцов КО, полученных на основном (1) и вспомогательном сорбционном (2) участках

Соединение	Образец КО	
	1	2
Au	6,83	7,13
Ag	10,8	25,3
Al ₂ O ₃	0,930	1,3
SiO ₂	2,19	5,7
SO ₃	14,4	2,1
K ₂ O	0,28	2,6
CaO	4,01	7,6
Cr ₂ O ₃	0,0094	0,003
MnO	0,0194	0,023
Fe ₂ O ₃	0,721	2,3
NiO	1,40	2,5
CuO	36,0	28
ZnO	10,7	9,8
Rb ₂ O	0,297	0,5
SrO	0,0183	0,1
MgO	0,0267	0,2
PbO	4,52	2,5
UO ₂	0,182	0,21
прочие	6,66	2,13

Для определения массовой доли серы в образце КО был выполнен АЭА с индуктивно-связанной плазмой на спектрометре эмиссионном с индуктивно-связанной плазмой («IRIS Intrepid II XSP», США) (таблица 2.15).

Таблица 2.15 – Массовая доля серы в образцах КО

Наименование образца КО	Массовая доля серы, %			
	Общая	Сульфатная	Элементная	Сульфидная
Основного производства	4,00	1,30	0,059	2,64
Вспомогательного производства	0,5	0,1	0,03	0,37

По данным таблицы 2.15 массовая доля серы в КО составляет 4 %, наличие которой обуславливает образование промежуточного промпродукта при плавке КО – штейновой фазы, которая приводит к потерям драгоценных металлов и препятствию разделению шлака и сплава.

2.2 Изучение химического состава образцов катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер»

Горно-гидрометаллургический комплекс «Пионер» входит в состав группы предприятий «Петропавловск», расположен на границе Магдагачинского и Зейского районов Амурской области. Среднее содержание Au в руде месторождения «Пионер» – 1,7 г/т, добыча золота составляет 9,76 т в год. На руднике принята комбинированная схема переработки с применением кучного и сорбционного видов выщелачивания. На основном производстве в качестве сорбента используется низкоосновный анионит Purogold (Англия), на вспомогательном производстве для сорбции золота из оборотных растворов хвостохранилища и растворов кучного выщелачивания (КВ) используется активированный уголь Малазийского производства. Химический состав оборотного раствора хвостохранилища, поступающего на процесс сорбции, анализировался методом ААА на приборе Аanalist 400 (фирмы «PerkinElmer», США) (таблица 2.16). Растворы КВ поступают в переработку только в теплое время года и идентичны растворам хвостохранилища, но отличаются меньшим содержанием серебра (1,46 г/дм³).

Таблица 2.16 – Химический состав оборотного раствора хвостохранилища

Наименование компонента	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Na ⁺	K ⁺	Cl ⁻	NaCN	SCN ⁻	Fe(CN) ₆ ³⁻	Fe
Содержание компонентов, мг/дм ³	139	2,4	563	48	41	130-150	126	23,3	10,5
Наименование компонента	Cu	Zn	Ni	Mn	Co	Cd	Pb	Au	Ag
Содержание компонентов, мг/дм ³	6,2	4,28	2,44	0,12	0,90	0,0025	<0,005	0,1-0,23	5,5

Конечной продукцией УУС ГГМК «Пионер» является сплав золота лигатурного, массовая доля Au в слитках не превышает 30 %. Химический состав КО, выполненный методом РФА на спектрометре «ARL ADVANT X» (фирмы «Thermo Fisher Scientific», США), представлен в таблице 2.17.

Таблица 2.17 – Химический состав золотосодержащих КО ГГМК «Пионер»

Наименование компонента	Au	Ag	Cu	Ni	Fe	Zn	Co	Pb
Содержание компонентов, % мас.	22,37	24,56	22,68	2,11	0,52	0,22	0,005	0,001
Наименование соединений	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	TiO ₂	прочие	
Содержание компонентов, % мас.	0,52	6,11	0,82	0,06	1,07	0,01	18,94	

Как видно из данных таблицы 2.17, отличительной особенностью КО, получаемых на УУС ГГМК «Пионер», является наличие в них меди и никеля. Данные продукты также не отвечают требованиям ТУ 117-2-3-78, согласно которым ограничено суммарное содержание цветных металлов и железа до 10 %.

В процессе цианирования и сорбции медь и никель накапливаются на угле и переходят в КО. Никель – весьма устойчивый и малоактивный металл [71]. Негативной его особенностью является большое сродство к S, что приводит к образованию сульфидов (NiS и NiS₂), весьма устойчивых при плавке и не переходящих в шлак [72, 73]. Присутствующая в КО медь, взаимодействуя при плавке с сульфидами никеля, образует на поверхности слитка золота лигатурного штейновую фазу [74], которую невозможно отделить от слитка даже при использовании нескольких переплавок в индукционных печах. Штейновая фаза содержит в себе значительное количество драгоценных металлов. Массовая доля драгоценных металлов в сплаве золота лигатурного в результате не превышает 60 %, следовательно, затраты на последующую аффинажную переработку значительно возрастают.

На данном предприятии существуют аналогичные проблемы с качеством получаемого золотосодержащего сплава: неравномерное распределение золота в слитке, недостоверное опробование, возникновение аффинажной разницы, значительные потери золота со шлаками, наличие штейновой фазы на слитках золота.

2.3 Выводы по главе 2

В связи с изменением вещественного состава золотосодержащих руд месторождений «Березитовый» и «Пионер» в сторону уменьшения содержания драгоценных ме-

таллов и увеличения тяжелых цветных металлов происходит снижение качества готовой продукции предприятия – золота лигатурного.

Основными примесями в исходном сырье для получения сплава золота лигатурного по традиционной цианисто-сорбционной технологии являются тяжелые цветные металлы. Получаемые образцы КО не соответствуют требованиям, предъявляемым к ним по содержанию драгоценных металлов и суммы примесей (согласно ТУ 117-2-3-78). При плавке образуется золотосеребряный сплав с повышенным содержанием свинца, что приводит к дополнительным затратам на проведение последующего аффинажа. Кроме того, наличие в сплаве свинца и меди приводит к неравномерному распределению золота и серебра в слитке.

Проведены исследования химического состава катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» с помощью современных физико-химических методов анализа: пробирного, атомно-абсорбционного, электронно-зондового рентгеноспектрального микроанализа, рентгеноструктурного, рентгенофлуоресцентного, атомно-эмиссионного с индуктивно-связанной плазмой, атомно-эмиссионного спектрального.

По данным гранулометрического состава крупность частиц КО составляет на 80 % менее 200 мкм. Было установлено, что образцы КО основного технологического участка ЗИФ ООО «Березитовый рудник» содержат (по данным рентгеноструктурного анализа) помимо драгоценных металлов CuO , Cu_2O , ZnS , PbO , Zn , Ag_2S ; содержание примесей тяжелых цветных металлов, затрудняющих последующую переработку, составляет в среднем более 50 %, а сумма драгоценных металлов в КО (по данным РСМА) не превышает 23 %. Общее содержание серы в КО – 4 %.

Отличительной особенностью КО вспомогательных участков сорбции ЗИФ ООО «Березитовый рудник» является меньшее содержание примесей тяжелых цветных металлов (~ 25 %) и серы (0,5 %), а также отсутствие сульфида серебра. По данным РСМА сумма драгоценных металлов в данных образцах КО составляет в среднем более 57 %; основные элементы: Au , Ag , Cu , O и Pb . Причем установлено, что в растворах, из которых в дальнейшем осаждают драгоценные металлы на катоде, содержание серебра превышает содержание золота в 3 и более раз, что приводит к более продолжительному выщелачиванию Ag по традиционной цианисто-сорбционной технологической схеме. Примеси (Cu , Pb и S), затрудняющие дальнейшую переработку катодных осадков, нахо-

дятся в меньшем количестве по причине первоначальной их сорбции в основном процессе переработки руды.

Катодные осадки ГГМК «Пионер», получаемые из оборотных растворов хвостохранилища и растворов кучного выщелачивания, содержат Au и Ag (в среднем ~22 % и 24 %, соответственно) и примесные металлы – Cu, Ni, Fe и др. в виде различных соединений. Содержание Ni в КО составляет ~ 2 %. Особенностью данного металла является его большое сродство к сере, что приводит к образованию при плавке КО сульфидов (NiS и NiS₂), не переходящих в шлак, а образующих на поверхности слитка штейновую фазу, приводящую к потерям драгоценных металлов. На данном предприятии существуют аналогичные проблемы с качеством получаемого золотосодержащего сплава: неравномерное распределение золота в слитке, недостоверное опробование, возникновение аффинажной разницы, значительные потери золота со шлаками, наличие штейновой фазы на поверхности слитков золота.

Таким образом, на основе аналитических данных химического состава катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» необходимо разработать технологию их кислотной очистки с целью удаления примесей тяжелых цветных металлов.

ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИМЕСЕЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КАТОДНЫХ ОСАДКОВ

3.1 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков основного технологического участка месторождения «Березитовый»

3.1.1 Расчеты термодинамической вероятности реакций кислотного выщелачивания примесей катодных осадков

Как известно, вероятность протекания химического взаимодействия определяет показатель – изменение энергии Гиббса [75, 76]. Основные примеси, которые необходимо перевести в раствор, это Cu и Pb, находящиеся в КО в виде следующих соединений (по данным рентгеноструктурного анализа): CuO, Cu₂O, PbO. В качестве реагентов были выбраны широко применяемые в гидрометаллургии растворители: H₂SO₄, HCl, HNO₃. Необходимо проверить вероятность перехода примесных соединений в раствор. В связи с тем, что Ag более химически активный металл, чем Au, то также была рассчитана термодинамическая вероятность его растворения в данных кислотах. Формы нахождения серебра в КО (по данным рентгеноструктурного анализа): Ag и Ag₂S.

Термодинамические расчеты не требуют знания механизма и кинетики реакции и не зависят от каких-либо предположений об их природе [77]. Для осуществления расчетов, и, следовательно, для предсказания направления реакций и степени их завершения необходимы исходные данные о таких термодинамических свойствах участвующих в реакции веществ, как энтальпия их образования, энтропия, теплоемкость (энтропийный метод расчета) [78].

Как известно, изменение энергии Гиббса рассчитывается по формуле:

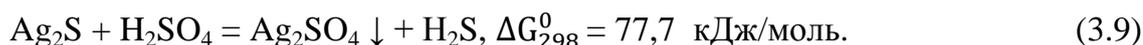
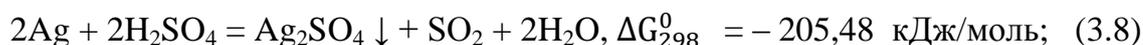
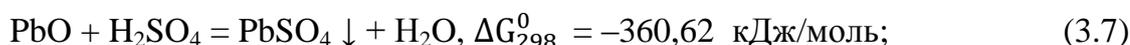
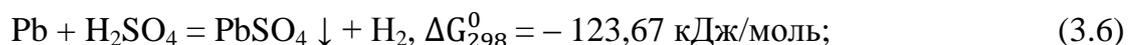
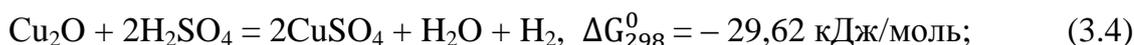
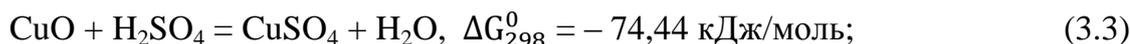
$$\Delta G_{298} = \sum \Delta G_{298} (\text{продукты}) - \sum \Delta G_{298} (\text{реагенты}), \quad (3.1)$$

где $\sum \Delta G_{298} (\text{продукты})$ – сумма значений энергии Гиббса продуктов реакции, кДж/моль;
 $\sum \Delta G_{298} (\text{реагенты})$ – сумма значений энергии Гиббса исходных продуктов реакции, кДж/моль.

Термодинамические расчеты процесса выщелачивания катодных осадков серной кислотой

По справочным данным [79, 80] находим значения тепловых эффектов образования участников реакций взаимодействия примесей КО с H_2SO_4 (таблица Г.1 Приложения Г).

Ниже приведены данные о ΔG_{298}^0 следующих реакций:

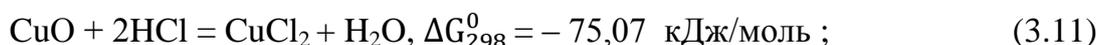


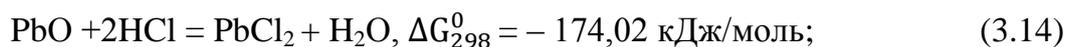
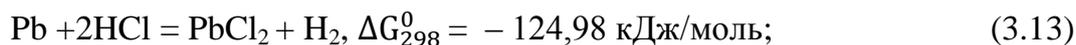
Все реакции термодинамически возможны, кроме (3.9). Несмотря на то, что реакция образования сульфата серебра термодинамически невозможна, эта реакция протекает на поверхности Ag с образованием пленки, препятствующей дальнейшему контакту серебра с реагентами [13].

Термодинамические расчеты процесса выщелачивания катодных осадков соляной кислотой

При взаимодействии КО с концентрированной соляной кислотой Cu, Pb и Ag переходят в раствор в виде дихлоркупрата, тетрахлорплумбита и дихлораргенатов Ca, Mg, Na, соответственно [81]. Металлы щелочной и щелочноземельных групп, содержащиеся в КО, при взаимодействии с HCl образуют хлориды, которые затем вступают в реакцию с хлоридами меди, свинца, серебра, образуя при этом растворимые соединения. Исходные данные для термодинамических расчетов представлены в таблице Г.2 Приложения Г.

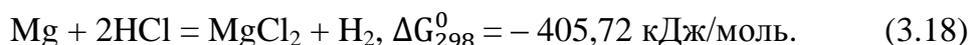
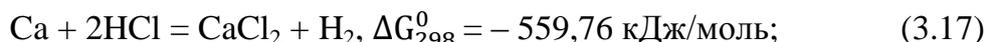
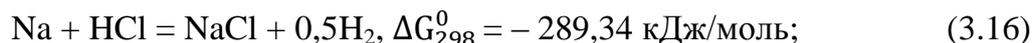
Ниже приведены расчетные данные о вероятности протекания реакций образования хлоридов меди, свинца и серебра:





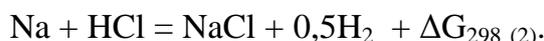
Согласно проведенным расчетам реакции взаимодействия Cu, Pb, Ag и их соединений с HCl термодинамически возможны.

Образование хлоридов щелочных и щелочно-земельных металлов также термодинамически возможно:



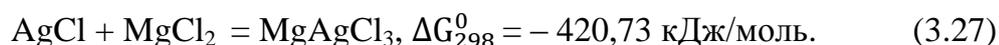
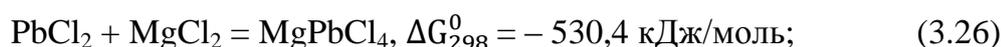
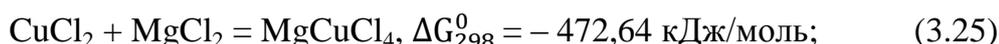
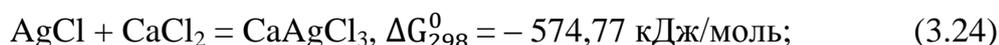
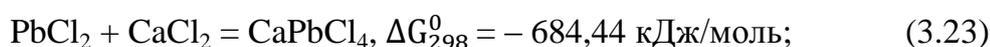
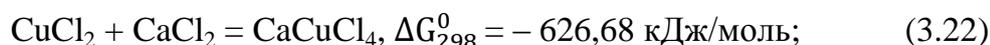
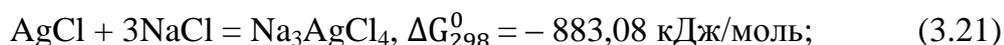
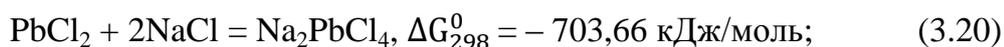
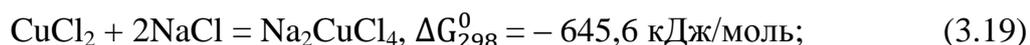
Для расчета изменений энергии Гиббса реакций образования дихлоркупрата, тетрахлорплюмбита и дихлораргенатов Ca, Mg, Na использовался метод комбинирования уравнений химических реакций [76, 80].

Изобарный потенциал образования $\Delta G_{298}^0(3)$ Na_2CuCl_4 ($2\text{NaCl} \cdot \text{CuCl}_2$) может рассматриваться как сумма двух реакций:



То есть имеет место равенство: $\Delta G_{298}^0(3) = \Delta G_{298(1)} + \Delta G_{298(2)}$.

Аналогичным образом рассчитаны значения энергии Гиббса для реакций:

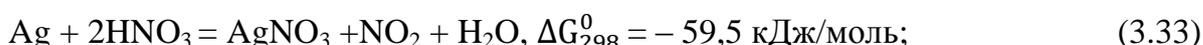
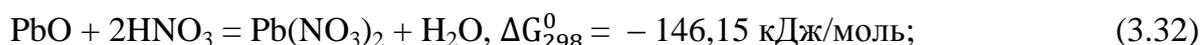
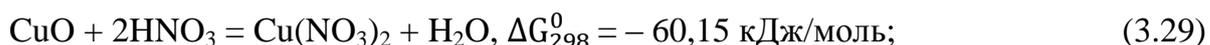
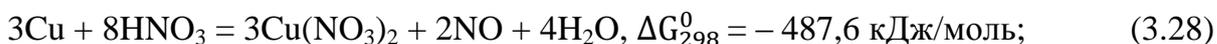


Согласно проведенным расчетам все реакции термодинамически возможны.

Термодинамические расчеты процесса выщелачивания катодных осадков азотной кислотой

Исходные данные для термодинамических расчетов взаимодействия соединений меди, свинца, серебра с азотной кислотой представлены в таблице Г.3 приложения Г.

Ниже приведены результаты расчетов изменения энергии Гиббса:



Все реакции термодинамически возможны.

3.1.2 Математическое моделирование процесса кислотного выщелачивания примесей катодных осадков

Как видно из гл. 2, катодные осадки имеют сложный химический состав с наличием примесей как в элементном, так и в виде соединений, которые при кислотном выщелачивании могут взаимодействовать друг с другом и находиться в растворе в разнообразных ионных состояниях. Поэтому для оценки термодинамической вероятности протекания реакций взаимодействия с растворителем и между собой целесообразнее использовать методы математического моделирования [82, 83]. Для упрощения расчетов созданы различные программные комплексы: «Solmneq», «Phreq», «Селектор», «Choice», «Tranql», «Баланс», «Gibbs», «Protocol», «Астра» и др.

Для выявления возможности протекания кислотного выщелачивания тяжелых цветных металлов по реакциям (см. п.3.1), подбора реагента и определения оптимальных параметров выщелачивания была построена математическая модель (ФХМ) процесса с помощью программного комплекса «Селектор», широко используемого для изучения металлургических процессов основанного на минимизации энергии Гиббса при расчете гетерогенных равновесий. Математическая модель кислотной обработки КО основана на физико-химических закономерностях процесса выщелачивания примесных элементов [75, 83].

3.1.2.1 Применение методов математического моделирования для изучения процессов переработки золотосодержащих руд и концентратов

Программный комплекс «Селектор» нашел широкое применение для моделирования различных процессов при переработке золотосодержащих руд и концентратов; в частности, при изучении процессов автоклавного окисления упорных сульфидных золотосодержащих руд и различных типов флотоконцентратов [84], а также при разработке технологии сверхтонкого измельчения руд драгоценных металлов [85, 86].

Проблемы, связанные с использованием теоретических моделей, обсуждались во многих научных публикациях и докладах. Суть метода моделирования может быть изложена достаточно коротко: в этом методе объект исследования замещается более простой и доступной для изучения моделью, соответствующей объекту и результаты исследования модели переносятся на свойства объекта. Более детальное изложение метода описано в работах [87–89].

3.1.2.2 Построение модели процесса выщелачивания примесей катодных осадков

В ФХМ представлено взаимодействие двух фаз гетерогенной системы: катодные осадки (твердое) и растворитель (жидкое) при постоянной температуре – 25 °С. С помощью данной модели спрогнозировано поведение компонентов КО в процессе кислотного выщелачивания при воздействии на них серной, соляной и азотной кислот различных концентраций. Для построения ФХМ в качестве переменной использовалась концентрация растворителя (в кг/м³), которая была пересчитана на рН, для оценки степени перехода компонентов КО в раствор. Содержания элементов в твердой фазе и их концентрации в растворах были пересчитаны в моли (таблица Г.5) Приложения Г. Массовые доли основных компонентов КО в мольных количествах представлены в таблице Г.6 Приложения Г.

3.1.2.3 Результаты моделирования процесса кислотной обработки катодных осадков

Результаты моделирования процесса сернокислотного выщелачивания примесей КО

Согласно данным таблицы Г.5 Приложения Г при достижении концентрации серной кислоты 4,25 моль рН раствора не меняется и остается постоянной на уровне 0,25; следовательно, увеличение концентрации растворителя выше указанного значения не-

эффективно и не будет оказывать влияния на процесс. По результатам решений ФХМ выявлено, что Ag, Pb, Fe, Zn нерастворимы в серной кислоте. Основные ионные формы элементов, находящихся в растворе при сернокислой обработке КО: Fe^{2+} , FeSO_4^+ , Pb^{2+} , PbOH^+ , Cu^{2+} , Cu^+ , CuOH^+ ; основные соединения в кеке: SiO_2 , PbSO_4 , Ag_2S , $\text{ZnSO}_4(\text{H}_2\text{O})_6$, S (рисунки 3.1. и 3.2).

Медь и ее соединения хорошо растворяются при взаимодействии с данным реагентом, степень перехода Cu в раствор составила 87,4 %, причем концентрация растворителя не оказывает влияния на процесс выщелачивания данного элемента.

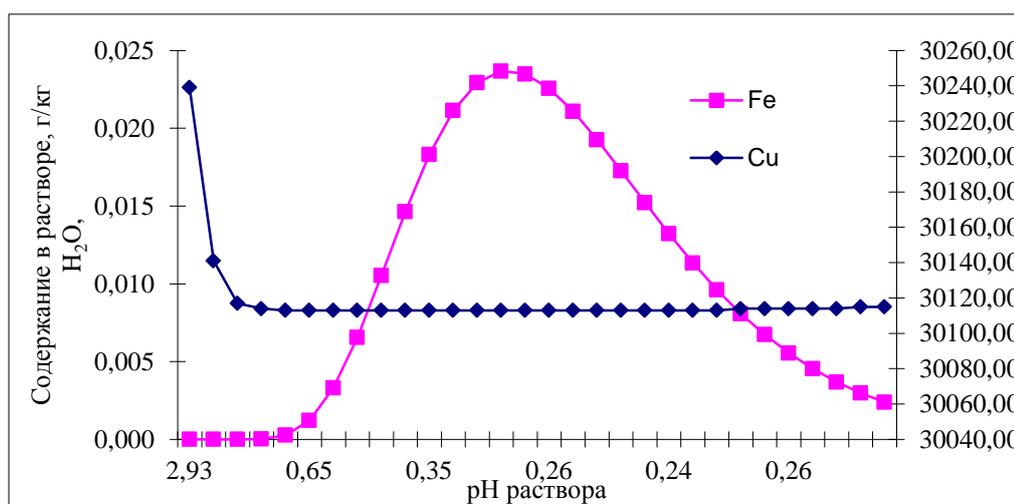


Рисунок 3.1 – Зависимость содержания меди и железа в растворе от pH

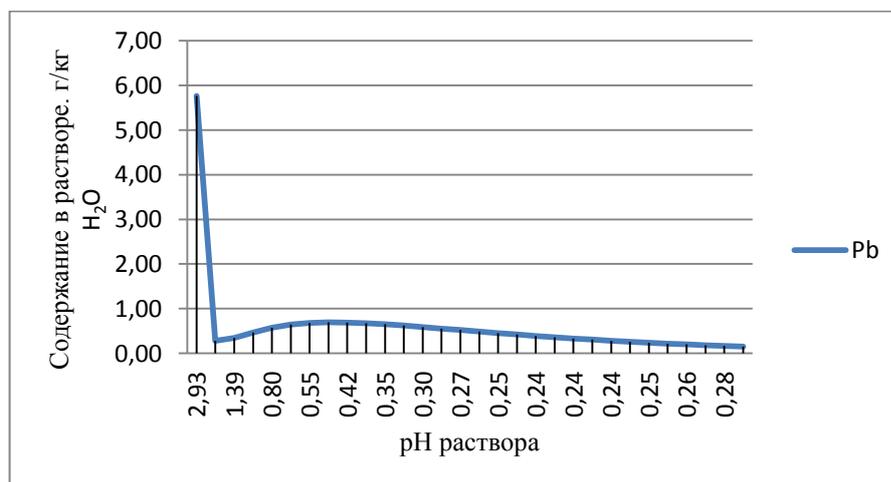


Рисунок 3.2 – Зависимость содержания свинца в растворе от pH

В таблице 3.1 представлены результаты расчетов степени перехода компонентов КО в раствор.

Таблица 3.1 – Степень перехода элементов из КО в раствор выщелачивания

№ опыта	Степень перехода в раствор, %			
	Cu	Pb	Fe	Si
1	87,78	0,074	0,00000	0,0023
2	87,49	0,004	0,00000	0,0018
3	87,42	0,004	0,00000	0,0017
4	87,41	0,006	0,00000	0,0017
5	87,41	0,007	0,00001	0,0016
6	87,41	0,008	0,00003	0,0015
7	87,41	0,009	0,00009	0,0014
8	87,41	0,009	0,00018	0,0013
9	87,41	0,009	0,00030	0,0012
10	87,41	0,009	0,00041	0,0011
11	87,41	0,008	0,00052	0,0010
12	87,41	0,008	0,00060	0,0009
13	87,41	0,008	0,00065	0,0008
14	87,41	0,007	0,00067	0,0007
15	87,41	0,007	0,00066	0,0007
16	87,41	0,006	0,00064	0,0006
17	87,41	0,006	0,00059	0,0006
18	87,41	0,005	0,00054	0,0005
19	87,41	0,005	0,00049	0,0005
20	87,41	0,005	0,00043	0,0004
21	87,41	0,004	0,00037	0,0004
22	87,41	0,004	0,00032	0,0004
23	87,41	0,004	0,00027	0,0003
24	87,41	0,003	0,00023	0,0003
25	87,41	0,003	0,00019	0,0003
26	87,41	0,003	0,00016	0,0003
27	87,41	0,003	0,00013	0,0002
28	87,41	0,002	0,00010	0,0002
29	87,41	0,002	0,00008	0,0002
30	87,42	0,002	0,00007	0,0002

По результатам ФХМ использование серной кислоты для выщелачивания тяжелых цветных металлов, содержащихся в КО, неэффективно, т.к. в раствор переходит только медь, переход остальных компонентов незначителен.

Результаты моделирования процесса азотнокислого выщелачивания примесей КО

В таблице Г.7 Приложения Г представлен перерасчет параметров ФХМ в другие единицы измерения. Как видно из данных таблицы Г.7, увеличение концентрации азотной кислоты выше 439,8 кг/м³ нецелесообразно, т.к. рН раствора не изменяется, а, следовательно, концентрация растворителя выше указанного значения не будет оказывать влияния на процесс выщелачивания тяжелых цветных металлов.

В таблице 3.2 представлено содержание элементов в растворе при выщелачивании КО азотной кислотой.

Таблица 3.2 – Содержание элементов в растворе выщелачивания азотной кислотой

№ опыта	Содержания элементов в растворе, моль				
	Ag	Cu	Fe	Pb	Zn
1	0,000	0,035	0,0000000	0,0000000	0,0000002
2	0,000	0,003	0,0000000	0,0000000	0,0000000
3	0,000	0,002	0,0000000	0,0000139	0,0000000
4	0,000	0,105	0,0004690	0,0000035	0,0000000
5	0,052	0,012	0,0000000	0,0000056	0,0000000
6	0,064	0,057	0,0000000	0,0000096	0,0000000
7	0,071	0,105	0,0000000	0,0000121	0,0000000
8	0,076	0,154	0,0000000	0,0000139	0,0000000
9	0,079	0,203	0,0000000	0,0000152	0,0000000
10	0,081	0,252	0,0000000	0,0000161	0,0000000
11	0,083	0,301	0,0000000	0,0000166	0,0000000
12	0,084	0,350	0,0000000	0,0000169	0,0000000
13	0,085	0,399	0,0000000	0,0000171	0,0000000
14	0,086	0,448	0,0000000	0,0000171	0,0000000
15	0,086	0,497	0,0000000	0,0000169	0,0000000
16	0,089	0,536	0,0000008	0,0000179	0,0000000
17	0,099	0,536	0,0003580	0,0000219	0,0000000
18	0,104	0,536	0,0012500	0,0000243	0,0000000
19	0,107	0,535	0,0020800	0,0000256	0,0000000
20	0,109	0,535	0,0026600	0,0000264	0,0000000
21	0,110	0,535	0,0030400	0,0000268	0,0000000
22	0,111	0,534	0,0033100	0,0000271	0,0000000
23	0,111	0,534	0,0034900	0,0000273	0,0000000
24	0,111	0,533	0,0036200	0,0000275	0,0000000
25	0,112	0,533	0,0037200	0,0000276	0,0000000
26	0,112	0,532	0,0038000	0,0000276	0,0000000
27	0,112	0,532	0,0038600	0,0000277	0,0000000
28	0,112	0,531	0,0039100	0,0000277	0,0000000
29	0,112	0,531	0,0039500	0,0000278	0,0000000
30	0,112	0,530	0,0039800	0,0000278	0,0000000

В таблице 3.3 представлен фазовый состав основных компонентов в кеках выщелачивания.

Таблица 3.3 – Содержание основных компонентов в кеках азотнокислого выщелачивания

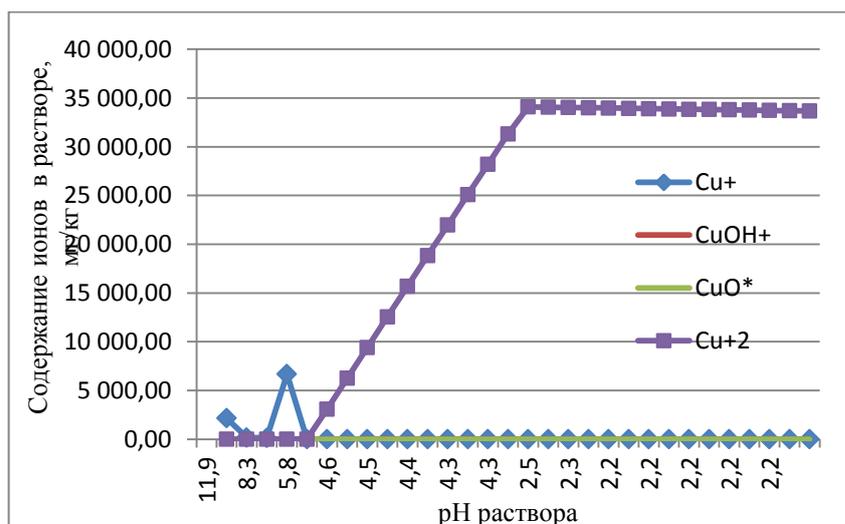
№	Содержание основных компонентов в кеках, % мас.								
	Au	Ag	Ag ₂ SO ₄	CuO	CuFeS ₂	PbSO ₄	FeO(OH)	SiO ₂	Прочие*
	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	5,17	6,34	0	13,05	4,31	0	0	65,69	5,44
2	5	6,14	0	13,88	3,33	0	0	64,13	7,52
3	6,27	6,09	0	14,07	2,66	0,71	0,71	63,86	5,63
4	6,44	6,25	0	12,48	0,36	1,86	1,86	65,55	5,2
5	6,27	0,1	5,63	15,27	0	2	2	63,85	4,88

Окончание таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
6	6,38	0	5,48	14,14	0	2,04	2,04	64,96	4,96
7	6,48	0	5,53	12,9	0	2,07	2,07	65,93	5,02
8	6,57	0	5,66	11,61	0	2,1	2,1	66,87	5,09
9	6,66	0	5,84	10,28	0	2,12	2,12	67,8	5,18
10	6,75	0	6,04	8,91	0	2,15	2,15	68,74	5,26
11	6,85	0	6,25	7,5	0	2,18	2,18	69,71	5,33
12	6,95	0	6,47	6,05	0	2,22	2,22	70,71	5,38
13	7,05	0	6,69	4,56	0	2,25	2,25	71,74	5,46
14	7,15	0	6,91	3,02	0	2,28	2,28	72,8	5,56
15	7,26	0	7,12	1,44	0	2,32	2,32	73,9	5,64
16	7,36	0	7,27	0	0	2,35	2,35	74,95	5,72
17	7,39	0	7,01	0	0	2,35	2,35	75,16	5,74
18	7,39	0	6,91	0	0	2,36	2,36	75,25	5,73
19	7,4	0	6,86	0	0	2,36	2,36	75,28	5,74
20	7,4	0	6,84	0	0	2,36	2,36	75,31	5,73
21	7,4	0	6,82	0	0	2,36	2,36	75,32	5,74
22	7,4	0	6,81	0	0	2,36	2,36	75,33	5,74
23	7,4	0	6,8	0	0	2,36	2,36	75,34	5,74
24	7,4	0	6,79	0	0	2,36	2,36	75,34	5,75
25	7,4	0	6,78	0	0	2,36	2,36	75,35	5,75
26	7,4	0	6,78	0	0	2,36	2,36	75,36	5,74
27	7,4	0	6,77	0	0	2,36	2,36	75,36	5,75
28	7,41	0	6,77	0	0	2,36	2,36	75,36	5,74
29	7,41	0	6,76	0	0	2,36	2,36	75,37	5,74
30	7,41	0	6,76	0	0	2,36	2,36	75,37	5,74

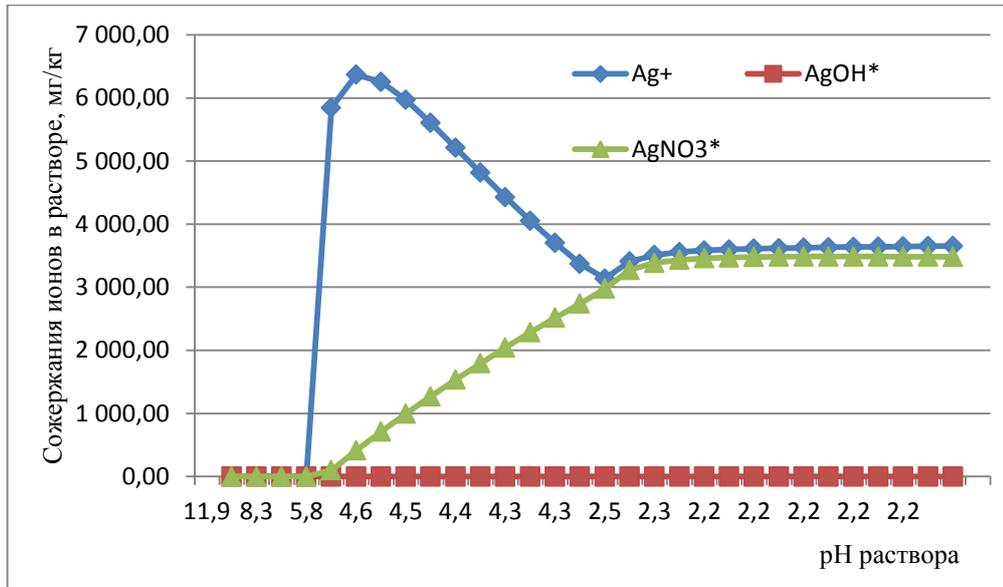
* Прочие представлены другими элементами, содержащимися в КО

На рисунке 3.3 представлены зависимости содержания ионов в растворе от pH при выщелачивании примесей КО, (* указаны промежуточные ионные формы соединений).

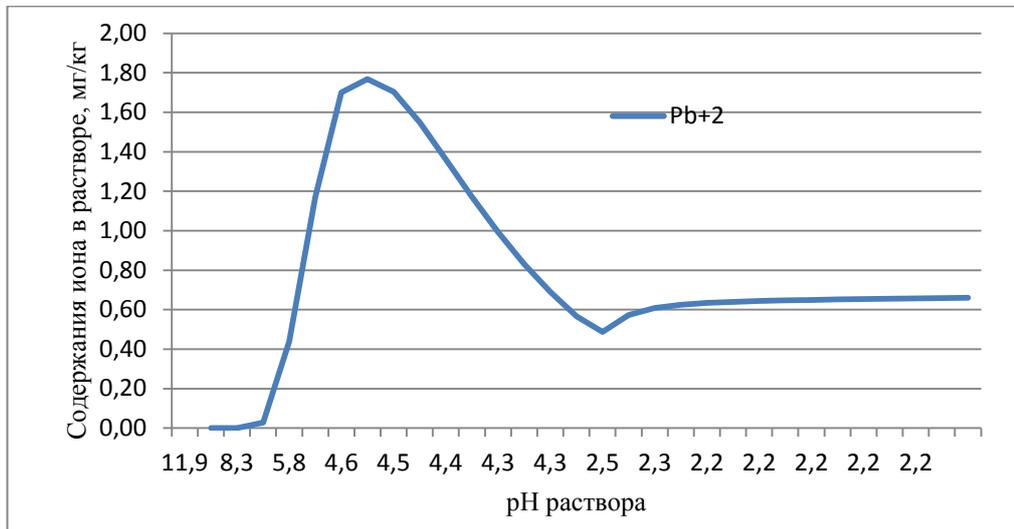


а

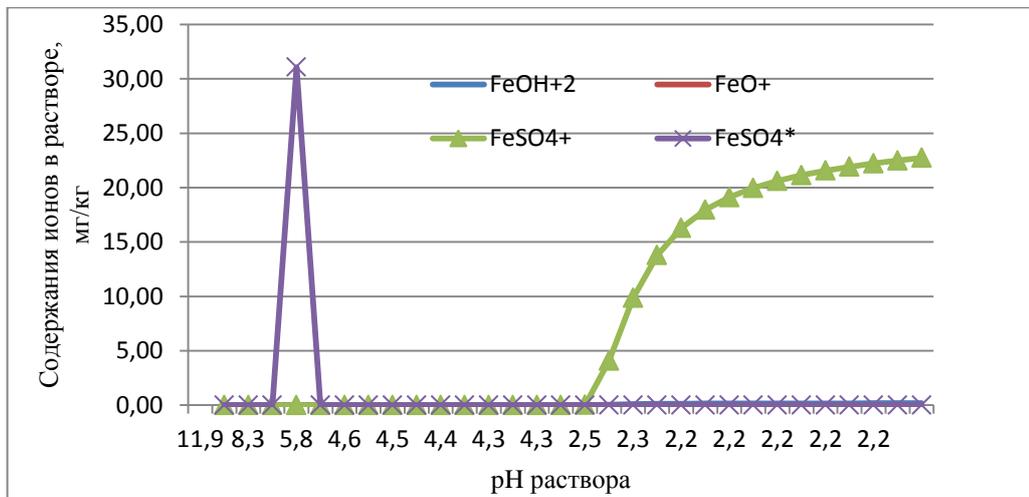
Рисунок 3.3 – Зависимость содержания элементов в ионной форме в растворе от pH при выщелачивании азотной кислотой: а – ионы меди, б – серебра, в – свинца, г – железа.



б



в



г

Окончание рисунка 3.3

Как видно из данных рисунка 3.3, основными формами являются: FeSO_4 , FeSO_4^+ , Pb , Ag , AgNO_3 , Cu^{2+} .

В таблице 3.4 представлены рассчитанные значения степени перехода компонентов КО в раствор при азотнокислом выщелачивании.

Таблица 3.4 – Степень перехода компонентов КО в раствор при азотнокислом выщелачивании

№ опыта	Степень перехода в раствор, %			
	Ag	Cu	Fe	Pb
1	0,00	6,40	0,00	0,00
2	0,00	0,52	0,00	0,00
3	0,00	0,38	0,00	0,04
4	0,00	19,45	0,74	0,01
5	32,59	2,14	0,00	0,02
6	40,48	10,48	0,00	0,03
7	44,62	19,39	0,00	0,03
8	47,44	28,40	0,00	0,04
9	49,45	37,44	0,00	0,04
10	50,99	46,48	0,00	0,04
11	52,01	55,53	0,00	0,04
12	52,79	64,56	0,00	0,04
13	53,40	73,59	0,00	0,05
14	53,76	82,61	0,00	0,05
15	53,97	91,62	0,00	0,04
16	56,10	98,95	0,00	0,05
17	62,12	98,90	0,56	0,06
18	65,57	98,83	1,97	0,06
19	67,45	98,76	3,26	0,07
20	68,50	98,68	4,18	0,07
21	69,11	98,59	4,79	0,07
22	69,50	98,51	5,20	0,07
23	69,75	98,42	5,49	0,07
24	69,93	98,34	5,69	0,07
25	70,05	98,25	5,85	0,07
26	70,14	98,17	5,97	0,07
27	70,21	98,08	6,07	0,07
28	70,26	97,99	6,15	0,07
29	70,30	97,91	6,21	0,07
30	70,34	97,82	6,27	0,07

Как видно из данных таблицы 3.4, в раствор переходят серебро и медь; остальные компоненты КО взаимодействуют с растворителем незначительно, это связано с образованием нерастворимых сульфатов на поверхности, которые препятствуют дальнейшему растворению.

Результаты моделирования процесса солянокислого выщелачивания примесей КО

В таблице 3.5 представлен фазовый состав основных компонентов кеков выщелачивания.

Таблица 3.5 – Фазовый состав основных компонентов кека в мольных количествах при солянокислом выщелачивании

№	Содержание компонентов кека, моль			
	Pb	Zn ₂ SiO ₄	CuO	CuFeS ₂
1	0,038	0,013	0,255	0,064
2	0,038	0,013	0,142	0,064
3	0,038	0,013	0,029	0,064
4	0,038	0,013	0,000	0,064
5	0,038	0,013	0,000	0,064
6	0,038	0,013	0,000	0,064
7	0,038	0,013	0,000	0,064
8	0,038	0,013	0,000	0,064
9	0,000	0,000	0,000	0,048
10	0,000	0,000	0,000	0,052
11	0,000	0,000	0,000	0,056
12	0,000	0,000	0,000	0,059
13	0,000	0,000	0,000	0,062
14	0,000	0,000	0,000	0,063
15	0,000	0,000	0,000	0,063
16	0,000	0,000	0,000	0,063
17	0,000	0,000	0,000	0,063
18	0,000	0,000	0,000	0,063
19	0,000	0,000	0,000	0,063
20	0,000	0,000	0,000	0,063
21	0,000	0,000	0,000	0,062
22	0,000	0,000	0,000	0,062
23	0,000	0,000	0,000	0,062
24	0,000	0,000	0,000	0,062
25	0,000	0,000	0,000	0,062
26	0,000	0,000	0,000	0,061
27	0,000	0,000	0,000	0,061
28	0,000	0,000	0,000	0,061
29	0,000	0,000	0,000	0,061
30	0,000	0,000	0,000	0,060

По данным ФХМ основные формы элементов, находящихся в растворе при солянокислом выщелачивании: FeCl⁺, ZnCl³⁻, ZnCl₂, ZnCl⁺, Zn²⁺, CuCl₃²⁻, CuCl²⁻, CuCl, Cu⁺, PbCl₄²⁻, PbCl₄⁻, PbCl³⁻, PbCl₂, PbCl⁺, Pb²⁺, Fe²⁺, AgCl₄²⁻, AgCl₃²⁻, AgCl²⁻, AgCl, AgHS, Cl⁻, CaCl⁺, CaOH⁺, Ca²⁺, NaHSiO₃, Na⁺, NaCl, H⁺, H₂O.

На рисунке 3.4 представлены соотношения основных элементов (в %) в растворе при использовании HCl с концентрацией 371 кг/м³.

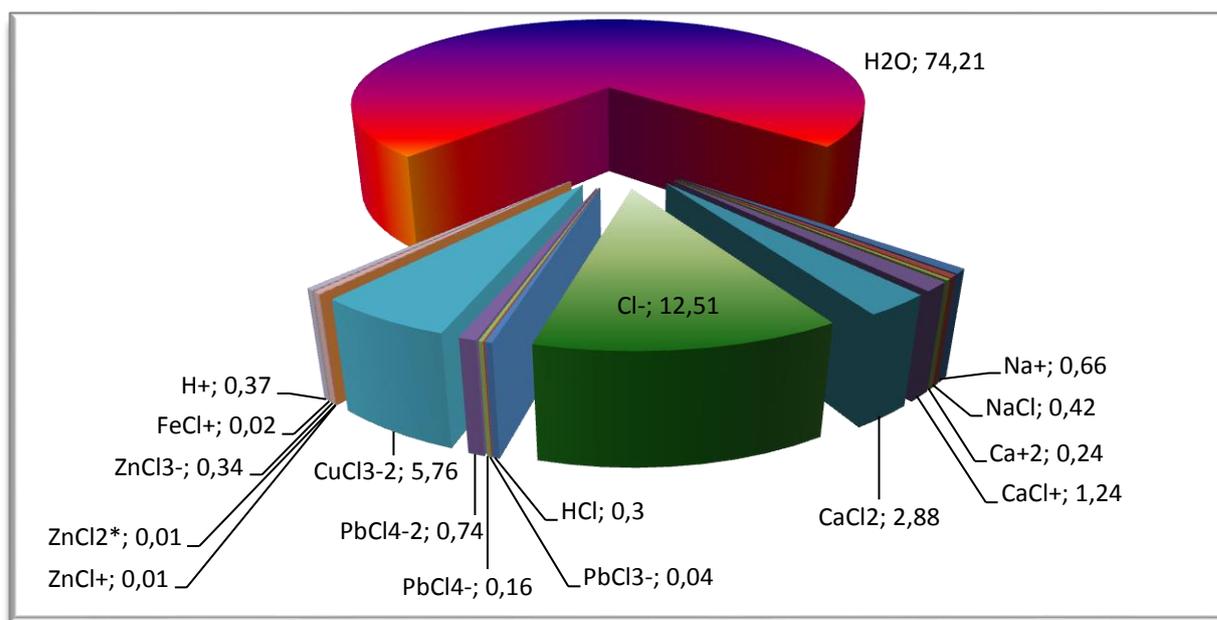


Рисунок 3.4 – Соотношение основных компонентов в растворе при солянокислом их выщелачивании, %

В таблице 3.6 представлена степень перехода основных компонентов КО в раствор при выщелачивании соляной кислотой

Таблица 3.6 – Степень перехода компонентов КО в раствор при выщелачивании соляной кислотой

№	Степень перехода в раствор, %			
	Cu	Fe	Pb	Zn
	2	3	4	5
1	41,22	0,00	0,00	0,07
2	61,74	0,00	0,00	0,05
3	82,25	0,00	0,00	0,03
4	87,13	0,00	0,00	0,02
5	86,74	0,00	0,00	0,01
6	86,36	0,00	0,00	0,00
7	85,98	0,00	0,00	0,00
8	85,60	0,00	0,00	0,00
9	88,14	23,16	8,70	99,00
10	87,49	17,53	27,94	99,00
11	86,79	11,56	48,45	99,00
12	86,18	6,32	66,69	99,00
13	85,79	2,95	79,09	99,00
14	85,60	1,30	86,74	99,00
15	85,52	0,59	93,10	99,00
16	85,50	0,41	98,34	99,00
17	85,52	0,62	98,34	99,00
18	85,55	0,86	98,34	99,00
19	85,58	1,14	98,34	99,00
20	85,61	1,44	98,34	99,00
21	85,65	1,76	98,34	99,00
22	85,69	2,09	98,34	99,00
23	85,73	2,44	98,34	99,00

Окончание таблицы 3.6

1	2	3	4	5
24	85,77	2,79	98,34	99,00
25	85,81	3,14	98,34	99,00
26	85,85	3,50	98,34	99,00
27	85,90	3,85	98,34	99,00
28	85,94	4,21	98,34	99,00
29	85,98	4,55	98,34	99,00
30	86,02	4,89	98,34	99,00

Как видно из данных таблицы 3.6, использование соляной кислоты для выщелачивания примесей эффективно, т.к. в раствор переходят медь, свинец и цинк. Уже при концентрации растворителя 185,5 кг/м³ степень перехода меди в раствор составила 85,5 %, свинца – 98,34 %, цинка – 99,0 %.

Для подтверждения данных ФХМ необходимо провести лабораторные испытания по кислотному выщелачиванию тяжелых цветных металлов, содержащихся в КО.

3.1.3 Проведение лабораторных испытаний по кислотному выщелачиванию примесей катодных осадков

Так как основными примесями в КО, полученных при переработке руд по цианисто-сорбционной технологии, затрудняющих последующую переработку получения сплава золота лигатурного, являются Cu и Pb, то необходимо разработать методику, которая позволила бы наиболее полно убрать данные металлы из КО [90, 91]. По данным проведенного литературного обзора наиболее эффективными способами являются методы кислотного выщелачивания (см. гл. 1).

Первый этап исследований заключался в определении оптимальных режимов кислотного выщелачивания [92]. Исследования проводились в лабораторных условиях на базе пробирно-аналитической лаборатории рудника «Березитовый». Масса навески составляла 100 г, продолжительность выщелачивания – 2 ч, Ж:Т = 3:1, t = 25 °С. опыты проводились в двух параллельных пробах. После выщелачивания кек промывался водой, высушивался и анализировался на содержание металлов. В растворах после выщелачивания также определялась концентрация драгоценных металлов, меди и свинца. Методики анализа, используемые для определения химического состава кеков и растворов выщелачивания, указаны в п. 2.1.

Для проведения исследований по выщелачиванию примесей КО и сопоставимости результатов математического моделирования в качестве реагентов были выбраны растворители (HCl, H₂SO₄, HNO₃), с которыми большинство металлов (Cu, Pb, Fe, Zn) и их соединения образуют растворимые соединения [93, 94]. Состав анализируемого образца КО приведен в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Состав образца исходного КО

Состав образца исходного КО, % мас.						
Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Прочие*
17,25	16,92	40,9	7,51	1,03	0,96	15,43

* MeS, SiO₂, CaO и др.

Как видно из данных таблицы 3.7, основными примесными элементами являются медь и свинец, именно их наличие приводит к возникновению проблем при последующем аффинаже (см. п. 1.2).

Далее было изучено поведение Cu и Pb при кислотном выщелачивании, остальные примеси в данной работе не изучались ввиду незначительного их содержания в КО. Как известно [13, 95], серебро более химически активно, чем золото, и может взаимодействовать с выбранными реагентами, следовательно, в работе было также изучено влияние воздействия кислот на степень перехода серебра из КО в раствор.

Результаты лабораторных испытаний при использовании в качестве растворителя серной кислоты

В качестве растворителя для кислотного выщелачивания примесей образца КО была использована серная кислота (являющаяся наиболее распространенным промышленным растворителем) различной концентрации: от сильно разбавленных (51,6 кг/м³) до крепких (697,5 кг/м³) растворов [96]. Как известно, многие металлы весьма активно взаимодействуют с растворами разбавленных кислот, а увеличение концентрации реагента является одним из способов интенсификации процесса выщелачивания [97]. Результаты выщелачивания КО при использовании в качестве растворителя серной кислоты представлены в таблицах Д.1 и Д.2 Приложения Д. На рисунке 3.2 представлена зависимость степени перехода меди, свинца в раствор от концентрации реагента. По данным рисунка 3.5 видно, что разбавленная серная кислота активно реагировала с соединениями меди, переводя металл в раствор. С увеличением ее концентрации в раствор

перешел только легкорастворимый CuO . Cu_2O , согласно литературным данным [58], переходит в раствор (по реакции 3.5) в виде CuSO_4 лишь наполовину.

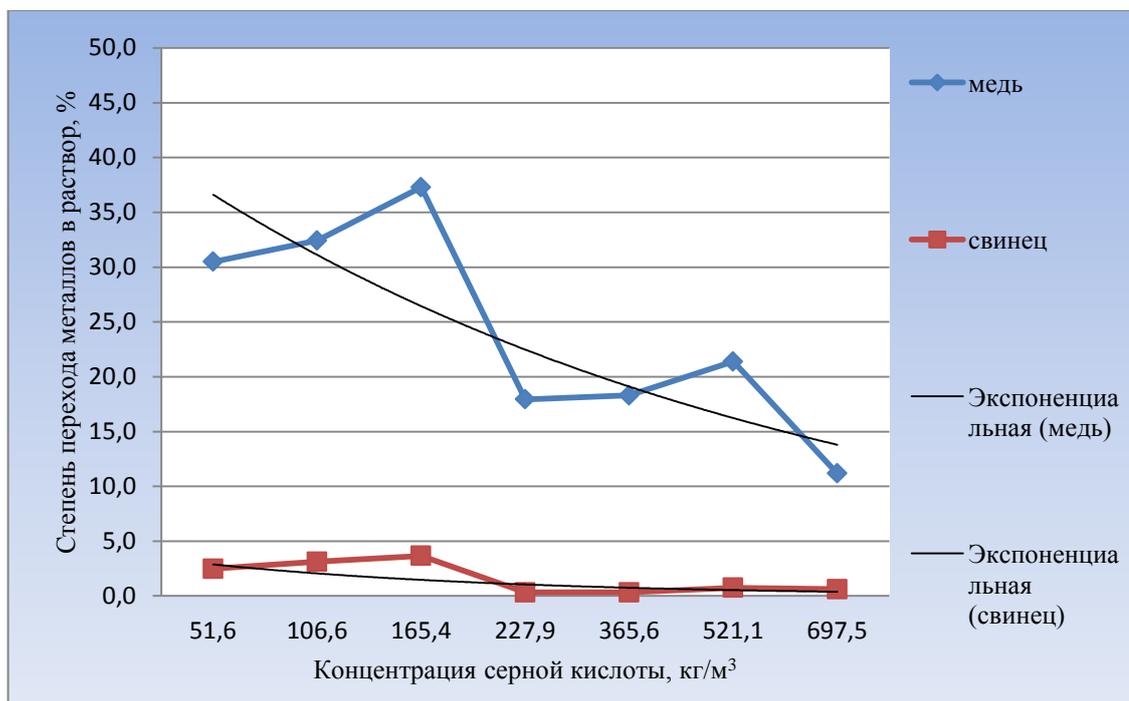


Рисунок 3.5 – Зависимость степени перехода Cu и Pb от концентрации серной кислоты

Как видно из рисунка 3.5, наблюдается незначительный переход свинца в раствор, степень перехода данного металла составила в среднем 2 %; это объясняется тем, что на поверхности свинца при взаимодействии с H_2SO_4 образуется малорастворимая пленка PbSO_4 [98], которая препятствует дальнейшему переходу PbO в раствор. Серебро, находящееся в KO в виде Ag и Ag_2S , не реагирует с данным растворителем, степень перехода серебра в раствор составила менее 0,1 % при концентрации серной кислоты 697,5 кг/м³, что хорошо согласуется с известными данными [13] и соответствует приведенным выше термодинамическим расчетам. Как известно, сульфат серебра может быть получен только при использовании горячей разбавленной H_2SO_4 [99].

На основании результатов пробирного анализа кеков выщелачивания был произведен расчет ожидаемого химического состава слитков золота лигатурного. При расчете использовались следующие данные, полученные по результатам практики золотоперерабатывающих предприятий: степень перехода драгоценных металлов в сплав – 99,98 %, переход неметаллических примесей в шлак – 100 %, переход в слиток тяжелых цветных металлов, оставшихся в кеках выщелачивания, – 100 % (таблица 3.8). Ожидаемый

химический состав сплава золота лигатурного после плавки исходных КО, % мас.: Au – 20,88, Ag – 20,49, Cu – 49,53, Pb – 9,09.

Таблица 3.8 – Расчет ожидаемого химического состава сплава золота лигатурного

Концентрация H ₂ SO ₄ , кг/м ³	Химический состав сплава, % мас.			
	Au	Ag	Cu	Pb
51,6	23,15	22,71	38,16	9,83
106,6	23,37	22,93	37,45	9,86
165,4	25,40	24,91	30,84	10,65
227,9	21,90	21,48	42,61	9,50
365,6	20,98	20,58	47,27	9,11
521,1	22,45	22,02	41,84	9,70
697,5	21,54	21,12	45,37	9,32

Из данных таблицы 3.8 видно, что использование в качестве реагента серной кислоты для проведения кислотного выщелачивания примесей КО нецелесообразно, т.к. степень перехода основных тяжелых цветных металлов в раствор низкая, данные металлы остаются в КО и в дальнейшем при плавке переходят в сплав золота лигатурного.

Результаты лабораторных испытаний при использовании в качестве растворителя соляной кислоты

Соляная кислота также является сильным растворителем и, как известно, широко используется в гидрометаллургии. Диапазон концентраций раствора HCl, используемого в наших экспериментах, находился от сильно разбавленных (51,6 кг/м³), которые являются наиболее распространенными в применении, до концентрированных (без разбавления) – 371 кг/м³.

Результаты выщелачивания КО [100] представлены в таблицах Д.3 и Д.4 Приложения Д. На рисунке 3.6 представлена зависимость степени перехода меди, свинца в раствор от концентрации реагента.

При выщелачивании HCl в раствор переходят CuO и Cu₂O, частично Cu [94]. Степень перехода свинца в раствор выше 93 % объясняется свойством PbCl₂, образующегося при взаимодействии Pb и HCl, растворяться в водных растворах хлоридов щелочных и щелочноземельных металлов с образованием, например, Na₂PbCl₄ [56]. Это связано с тем, что при использовании сильно концентрированной HCl щелочные и щелочноземельные металлы (Ca, Na, K, Mg), находящиеся в КО, образуют хлориды, которые и вступают во взаимодействие с образовавшимся PbCl₂ по реакции (3.20) (см. п. 3.1).

Кроме Pb в раствор также переходит некоторое количество Ag (степень перехода при C_{HCl} 371 кг/м³ составила 5 %, что хорошо согласуется с известными литературными данными [101]).

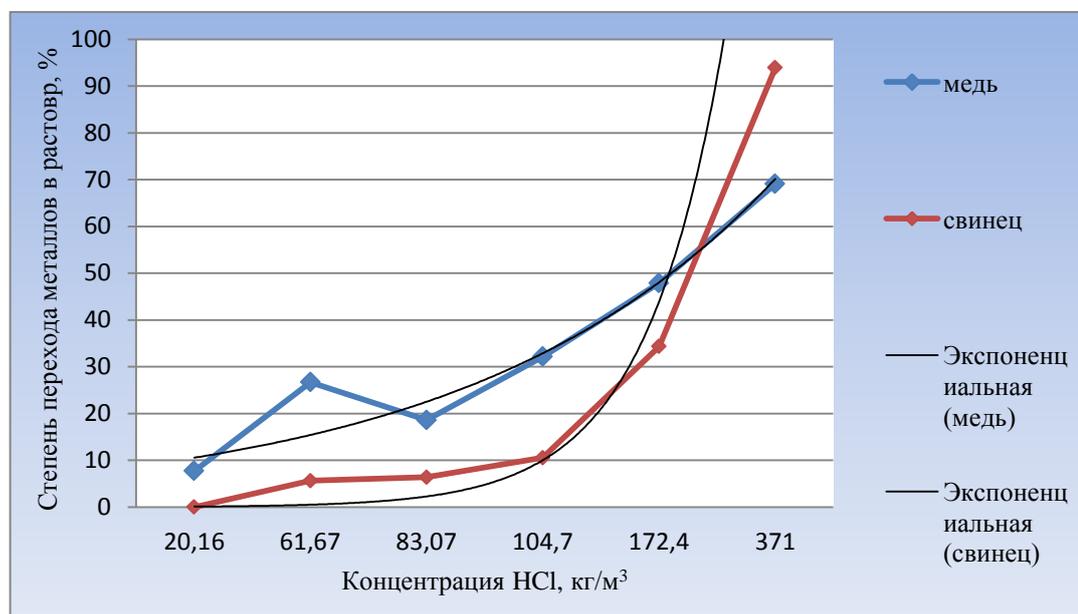


Рисунок 3.6 – Зависимость степени перехода примесей от концентрации соляной кислоты

Расчет ожидаемого химического состава сплава золота лигатурного представлен в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Расчет ожидаемого химического состава сплава золота лигатурного

Концентрация HCl, кг/м ³	Химический состав сплава, % мас.			
	Au	Ag	Cu	Pb
20,16	21,97	21,24	47,37	9,43
61,67	24,48	23,67	41,93	9,91
83,07	23,42	22,63	44,54	9,41
104,7	25,40	24,56	40,29	9,75
172,4	28,92	27,69	35,24	8,15
371	37,48	34,43	27,10	0,98

Использование соляной кислоты в качестве реагента для выщелачивания примесей КО целесообразно при ее концентрации 371 кг/м³.

Результаты лабораторных испытаний при использовании в качестве растворителя азотной кислоты

Наиболее полное и быстрое действие на растворение металлов-примесей КО оказывает азотная кислота, которая переводит в раствор соединения меди и свинца [102]. Для наших опытов использовались разбавленные и сильно концентрированные ее растворы. Результаты выщелачивания примесей КО при использовании в качестве раство-

рителя азотной кислоты представлены в таблицах Д.5 и Д.6 Приложения Д. На рисунке 3.7 представлена зависимость степени перехода меди, свинца в раствор от концентрации реагента.

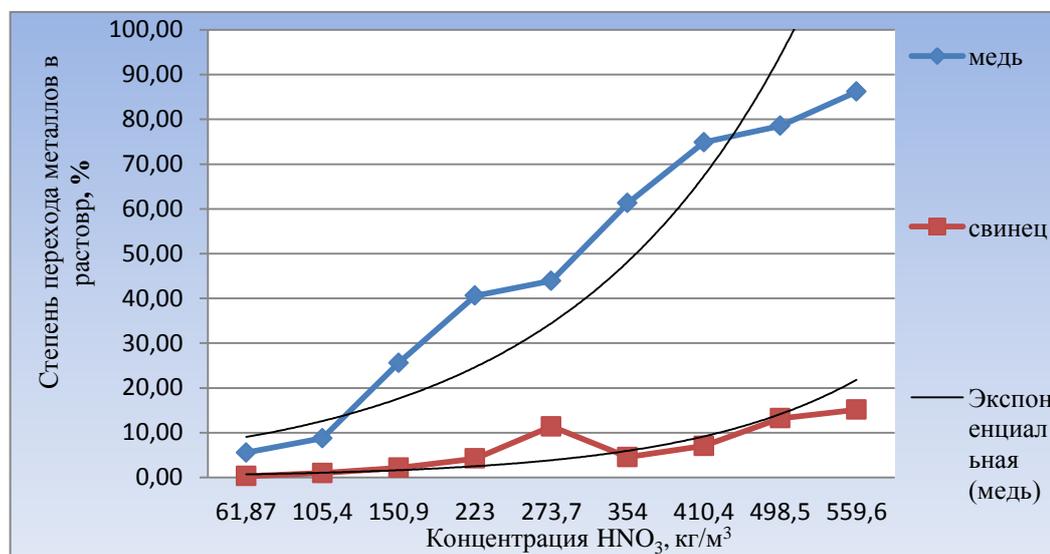
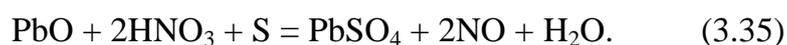


Рисунок 3.7 – Зависимость степени перехода металлов в раствор от концентрации азотной кислоты

Как видно из рисунка 3.7, при использовании HNO₃ в качестве реагента в раствор перешло 86 % меди из КО. Степень перехода свинца в раствор не превысила 15 %; это объясняется тем, что в результате взаимодействия Pb с HNO₃ и S не образуется растворимый PbNO₃, а образуется малорастворимый PbSO₄, что приводит к пассивации поверхности свинецсодержащих частиц:



Серебро также не взаимодействует с HNO₃, т.к. для образования AgNO₃ необходимо воздействие температуры и более продолжительный контакт реагента с материалом [13]. Ag₂S с растворами разбавленной HNO₃ не взаимодействует; с концентрированным раствором образует малорастворимый сульфат серебра по реакции 3.34.

Степень перехода Ag – 1,3 % – была зафиксирована при концентрации растворителя 273,7 кг/м³; в остальных экспериментах серебро в растворе не обнаружено. При повышении концентрации HNO₃ до 354 кг/м³ и выше степень перехода всех примесей в раствор составила более 45 %.

Также был выполнен расчет ожидаемого химического состава сплава золота лигатурного после обработки КО азотной кислотой (таблица 3.10).

Несмотря на то, что при использовании HNO_3 в качестве реагента не удалось достичь эффективного перевода Pb из КО в раствор, азотная кислота может рекомендована в качестве растворителя, т.к. зафиксирован максимальный переход меди в раствор (86,1 %) и снижение суммы всех примесей в КО на 38 % (до 27 %).

Таблица 3.10 – Расчет ожидаемого химического состава сплава золота лигатурного

Концентрация HNO_3 , кг/м ³	Химический состав сплава, % мас.			
	Au	Ag	Cu	Pb
61,87	21,73	21,01	47,97	9,30
105,4	22,10	21,37	47,14	9,39
150,9	24,24	23,43	42,16	10,18
223	26,55	25,67	36,87	10,91
273,7	27,43	26,18	35,95	10,43
354	36,04	34,84	14,36	14,76
410,4	33,86	32,74	19,89	13,51
498,5	35,20	34,04	17,65	13,11
559,6	37,67	36,43	12,18	13,72

Для проведения последующих полупромышленных испытаний была выбрана в качестве реагента соляная кислота, т.к. при ее использовании степень перехода свинца в раствор составила 93,9 % (а именно к наличию Pb в катодных осадках и сплавах золота лигатурного аффинажные заводы предъявляют жесткие требования: содержание данной примеси в материале, поступающем на аффинаж, должно быть не более 5 % (согласно ТУ 117-2-3-78)). Степень перехода меди в раствор при этом составила 69 %, что также является достаточно высоким показателем для получения в дальнейшем сплава золота лигатурного, удовлетворяющего по химическому составу необходимым требованиям.

С целью интенсификации процесса солянокислого выщелачивания были проведены эксперименты с использованием подогретых (до 70 °С) растворов HCl, которые не принесли заметных результатов, т.е. влияние температуры на процесс выщелачивания примесей КО оказалось незначительным. Также были проведены эксперименты по определению оптимальной продолжительности контакта раствора с твердыми частицами КО; выбранное значение продолжительности – 2 ч – является достаточным для перехода примесей в раствор, степень очистки от которых удовлетворяет требованиям аффинажных заводов [102].

3.2 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков вспомогательного технологического участка золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник»

3.2.1. Расчеты термодинамической вероятности реакций выщелачивания примесей катодных осадков азотной кислотой

В связи с тем, что КО (по данным РФА) вспомогательного участка сорбции содержат незначительное количество Ag_2S , которое препятствует переходу серебра в раствор, следовательно для предотвращения потерь серебра с растворами предложена технология, предусматривающая полный перевод серебра в раствор и дальнейшее получение сплава серебра.

Для КО вспомогательного участка сорбции предложена технология выщелачивания примесей растворами азотной кислоты при различных температурах. При расчете термодинамической вероятности реакции взаимодействия примесей КО с HNO_3 необходимо оценить влияние температуры на процесс перехода Cu, Pb и Ag и их соединений в раствор. Был принят следующий температурный диапазон протекания реакций: 40, 50, 70 °C. В таблице Г.3 Приложения Г приведены исходные данные для выполнения расчетов.

Результаты расчетов изменений энергии Гиббса, энтропии и энтальпии:

для реакции (3.28): $\Delta H_{298}^0 = -492,05$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = -0,015$ кДж/моль;

для реакции (3.29): $\Delta H_{298}^0 = -82,94$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = -0,093$ кДж/моль;

для реакции (3.30): $\Delta H_{298}^0 = -187,31$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = 0,042$ кДж/моль;

для реакции (3.31): $\Delta H_{298}^0 = -259,96$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = 0,147$ кДж/моль;

для реакции (3.32): $\Delta H_{298}^0 = -170,03$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = -0,091$ кДж/моль;

для реакции (3.33): $\Delta H_{298}^0 = -28,63$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = 0,095$ кДж/моль;

для реакции (3.34): $\Delta H_{298}^0 = -492,66$ кДж/моль, $\Delta S_{298}^0 = 0,049$ кДж/моль.

Температурные зависимости $\Delta G_T^0 = f(T)$ для приведенных реакций (3.28) – (3.34), определяемые по уравнению $\Delta G_T^0 = \Delta H_{298}^0 - T \cdot \Delta S_{298}^0$, описываются следующими линейными уравнениями, кДж/моль:

$$\Delta G_{T(3.28)}^0 = -492,05 + 0,015 \cdot T,$$

$$\Delta G_{T(3.29)}^0 = -82,94 + 0,093 \cdot T,$$

$$\Delta G_{T(3.30)}^0 = -187,31 - 0,042 \cdot T,$$

$$\Delta G_{T(3.31)}^0 = -259,96 - 0,147 \cdot T,$$

$$\Delta G_T^0 (3.32) = -170,03 + 0,091 \cdot T,$$

$$\Delta G_T^0 (3.33) = -28,63 - 0,095 \cdot T,$$

$$\Delta G_T^0 (3.34) = -492,66 - 0,049 \cdot T.$$

В таблицах 3.11 и 3.12 представлены результаты расчетов ΔG_T^0 и величины константы равновесия при температурах 313–343К (40, 50, 60, 70 °С).

Таблица 3.11 – Значения ΔG_T^0 реакций взаимодействия веществ с азотной кислотой

№ реакции	ΔG_T^0 , кДж/моль, при T, К			
	313	323	333	343
3.28	-487,18	-487,03	-486,87	-486,72
3.29	-53,59	-52,65	-51,72	-50,78
3.30	-200,5	-200,9	-201,3	-201,8
3.31	-306,0	-307,5	-309,0	-310,5
3.32	-140,1	-140,5	-139,6	-138,7
3.33	-58,5	-59,5	-60,4	-61,4
3.34	-508,3	-508,8	-509,3	-509,8

Таблица 3.12 – Изменение величины константы равновесия от температуры реакции

№ реакции	Изменение величины $\ln K_p \cdot 10^{-6}$			
	313	323	333	343
3.28	340,7	330,1	320,2	310,9
3.29	42,0	40,7	39,5	38,4
3.30	148,5	143,9	139,6	135,6
3.31	215,7	209,0	202,7	196,9
3.32	102,1	98,9	96,0	93,2
3.33	41,6	40,3	39,1	37,9
3.34	440,6	426,9	414,1	402,1

На рисунке 3.8 представлена зависимость $\ln K$ и ΔG_T^0 от температуры для реакций (3.28) – (3.34). Согласно выполненным расчетам значения изменения энергии Гиббса реакции выщелачивания Cu, Pb, Ag и их соединений отрицательны и с повышением температуры изменяются незначительно, что свидетельствует о том, что влияние температуры на процесс перевода примесей в раствор невелико. Большое значение константы равновесия показывает, что равновесие сильно смещено вправо, что свидетельствует об образовании устойчивых соединений [103].

3.2.2 Проведение лабораторных исследований азотнокислого выщелачивания примесей золотосодержащих катодных осадков

Как было указано выше, отличительной особенностью данных КО является меньшее содержание примесей тяжелых цветных металлов, а количество Ag превышает

содержание Au в 2-3 раза, что является оптимальным для перевода серебра и примесей в раствор, используя в качестве реагента HNO_3 [104]. Согласно литературным данным для полного перевода Ag в раствор необходимо использовать подогретые растворы кислот и оптимальное соотношение жидкой и твердой фаз [105]. Для данного материала в качестве реагента использовалась концентрированная азотная кислота марки А с массовой долей основного вещества 98,6 % (ГОСТ 701-89). Химический состав образцов исходных КО представлен в таблице 3.13.

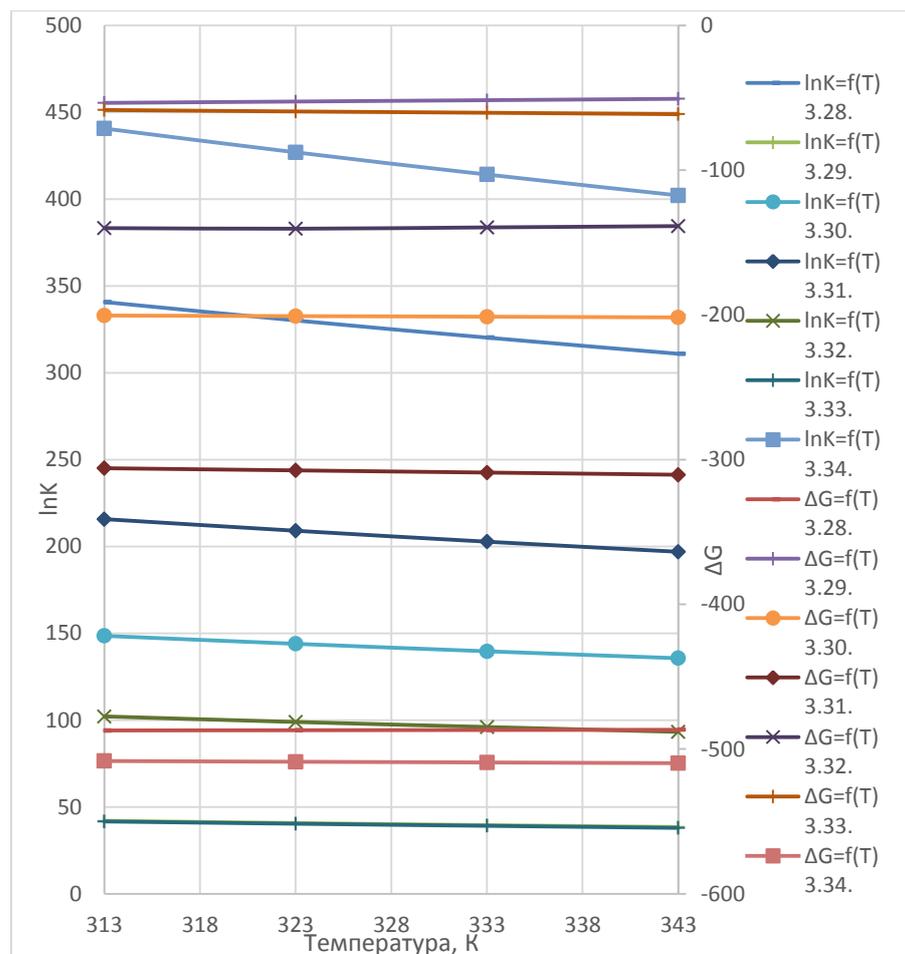


Рисунок 3.8 – Зависимость $\ln K$ и ΔG_T^0 от температуры для реакций взаимодействия соединений меди, свинца, серебра с азотной кислотой

Таблица 3.13 – Химический состав исходных образцов катодных осадков вспомогательного технологического участка ООО «Березитовый рудник»

Содержания элементов, % мас.				
Au	Ag	Cu	Pb	Прочие примеси
12,50	29,73	24,04	10,68	23,05

По данным таблицы 3.14 видно, что КО, полученные с оборотных растворов хвостохранилища, содержат меньшее количество тяжелых цветных металлов, а содержание

неметаллических примесей (по данным РСМА – Si, O и др.) больше, чем в КО, получаемых по основной технологии.

Для подбора оптимальных параметров выщелачивания примесей КО были проведены исследования при использовании HNO_3 с концентрацией в диапазоне 250-500 кг/м^3 (как известно [94], разбавленные минеральные кислоты являются хорошими растворителями меди и свинца), при температурах 30, 40, 50, 70 °С (использование подогрева до температур выше 70 °С приводит к потерям растворителя за счет интенсивного его испарения) и Ж:Т = (3,4,5,7):1 (приняты значения по данным практики технологии выщелачивания тяжелых цветных металлов). Для проведения экспериментов использовалась навеска КО массой 100 г, продолжительность опыта составляла 2 ч. Эксперименты проводились при интенсивном перемешивании, после выщелачивания кеки промывались водой до $\text{pH} = 6-7$, высушивались и взвешивались. Используемые методы анализа химического состава кеков и растворов после выщелачивания указаны в п. 2.1. На рисунках 3.9 и 3.10 и в таблице Е.1 Приложения Е представлена зависимость степени перехода меди и свинца в раствор от концентрации азотной кислоты при различных Ж:Т. По данным рисунков 3.9 и 3.10 видно, что степень перехода меди в раствор не зависит от Ж:Т, а зависит от концентрации азотной кислоты в растворе; медь переходит в раствор почти полностью (84 %) согласно реакциям (3.28)-(3.30). Свинец, находящийся в КО в виде PbO и Pb , взаимодействует с HNO_3 с образованием растворимого нитрата серебра PbNO_3 согласно реакциям (3.31), (3.32). Увеличение Ж:Т также способствует увеличению степени перехода свинца в раствор (в среднем с 44 до 72 %), что весьма благоприятно для процесса его выщелачивания из КО, но с точки зрения организации технологического процесса значительное разбавление растворов увеличивает расход реагента и требует использования дополнительного оборудования (контактного чана, вентиляционной установки, вакуум-фильтров и др.).

Таким образом, в ходе экспериментов были установлены оптимальные параметры азотнокислого выщелачивания примесей КО: концентрация $\text{HNO}_3 = 350 \text{ кг/м}^3$ и Ж:Т = 5:1. В связи с тем, что в КО, полученных на вспомогательных участках, содержится небольшое количество серы, то Ag_2S , по нашему мнению, не присутствует на поверхности серебра в виде пленки, которая препятствовала бы контакту серебра с реагентом; следовательно, Ag из КО при взаимодействии с азотной кислотой переходит в раствор в виде растворимого AgNO_3 . Степень перехода серебра в раствор составила более 99,5 %.

В связи с этим предложена технология раздельного получения раздельных сплавов: золота и серебра.

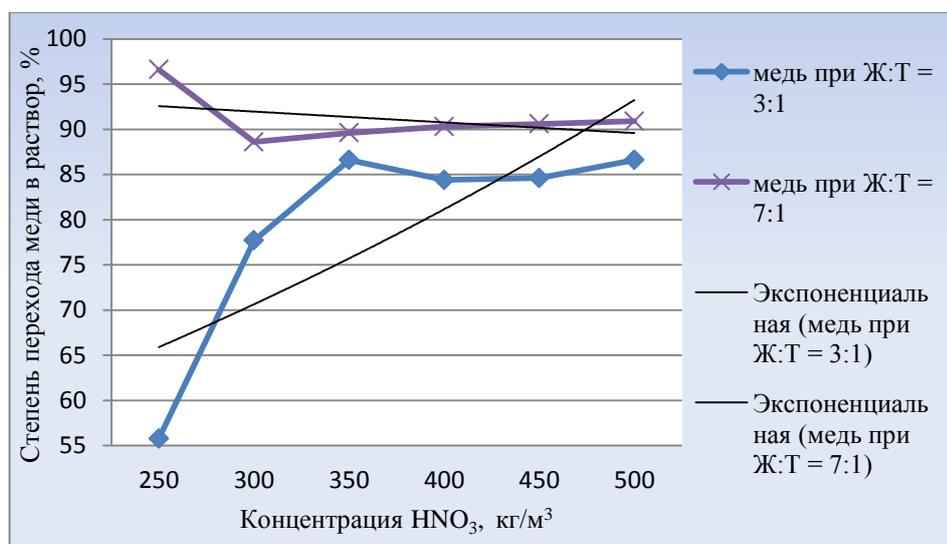


Рисунок 3.9 – Зависимость степени перехода меди в раствор в зависимости от концентрации HNO_3 при различных Ж:Т

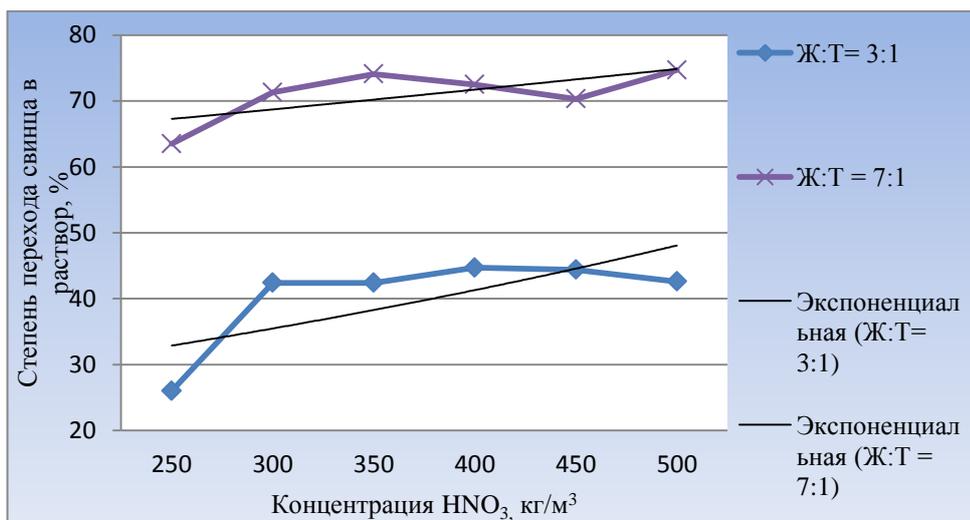
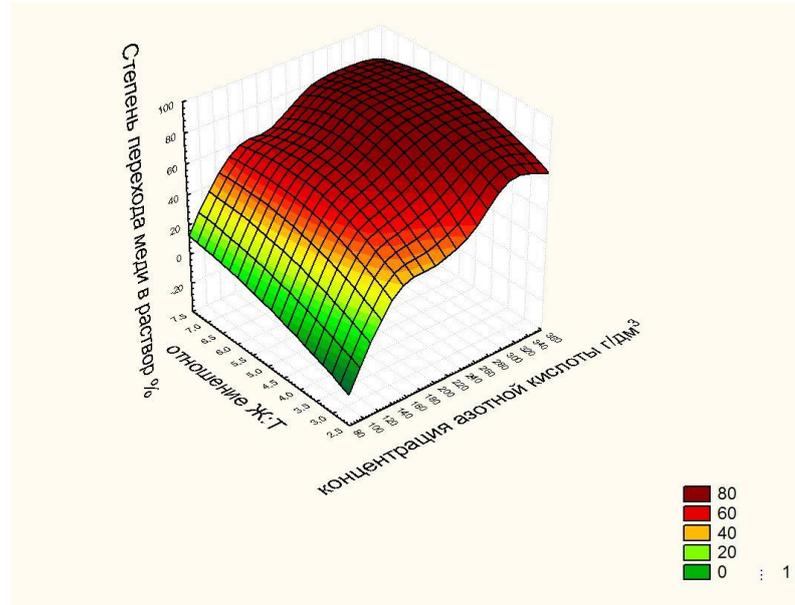


Рисунок 3.10 – Степень перехода свинца в раствор в зависимости от концентрации HNO_3 при различных Ж:Т

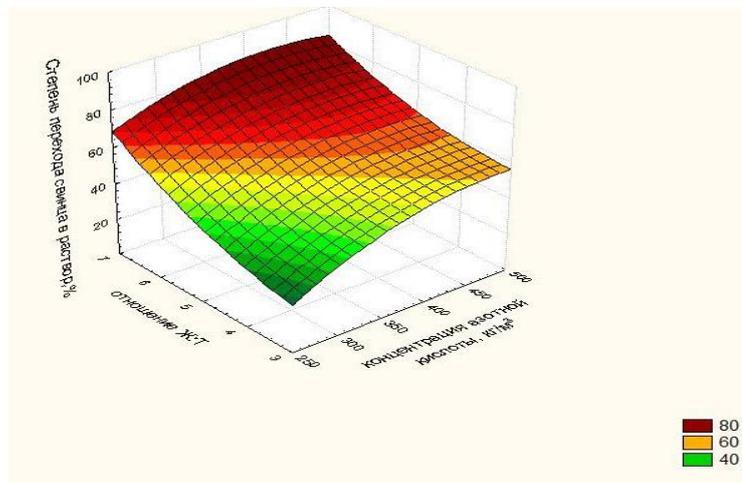
Графическая интерпретация результатов экспериментов

Нами была проведена графическая обработка полученных экспериментальных данных по кислотному выщелачиванию примесей CuO вспомогательного технологического передела ООО «Березитовый рудник» с помощью компьютерной программы STATISTICA 6.0 [106, 107]. В качестве факторов варьирования были выбраны: концентрация кислоты, отношение жидкой и твердой фаз и температура.

На рисунке 3.11. изображены зависимости степени перехода меди и свинца в раствор от концентрации HNO_3 и Ж:Т (при температуре $30\text{ }^\circ\text{C}$). По данным рисунка 3.11 видно, что выщелачивание меди возможно при любых параметрах Ж:Т и концентрации HNO_3 ; для извлечения Pb в раствор необходимо поддерживать Ж:Т = 5:1 и выше, концентрацию азотной кислоты – 350 кг/м^3 и выше.



а

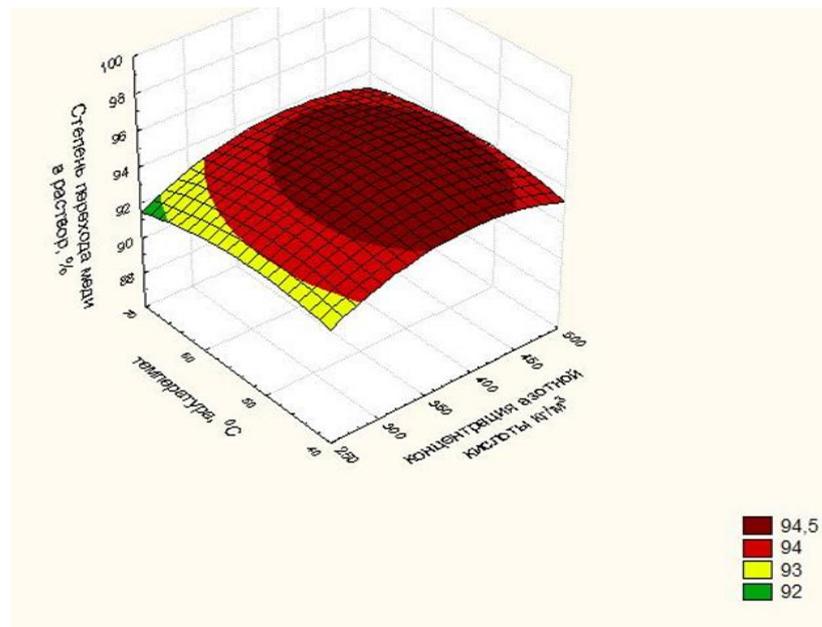


б

Рисунок 3.11 – Зависимость степени перехода в раствор от параметров выщелачивания азотной кислотой (при температуре $30\text{ }^\circ\text{C}$): а – меди; б – свинца

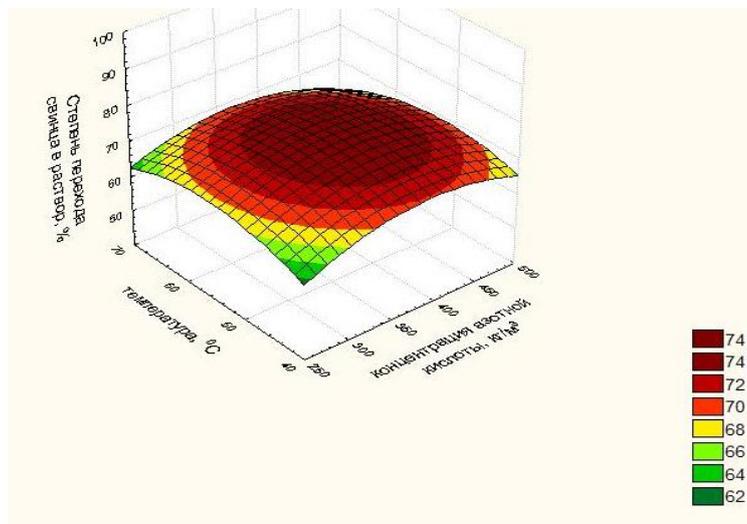
Следующим этапом исследований была оценка влияния температуры на показатели выщелачивания. Был выбран следующий температурный диапазон: $40\text{--}70\text{ }^\circ\text{C}$ (с шагом изменения температуры $10\text{ }^\circ\text{C}$). На рисунке 3.12 и в таблице Д.4 Приложения Д

представлена зависимость степени перехода в раствор меди и свинца из КО от температуры и концентрации HNO_3 при постоянном Ж:Т = 5:1 [108]. Как видно из рисунка 3.12, температура практически не оказывает влияния на выщелачивание изучаемых примесных элементов из КО. Для более полной оценки эффективности процесса выщелачивания был произведен расчет извлечения суммы примесей КО. Степень перехода примесей определялась как отношение массы кека после выщелачивания к массе исходного КО. Также был произведен расчет ожидаемой массовой доли золота в слитке. При расчете были приняты следующие практические данные: содержащиеся в КО золото, серебро, медь, свинец переходят полностью при плавке в слиток золота лигатурного, а оставшиеся примеси при плавке переходят в шлак. Результаты расчетов представлены в таблицах Е.3 и Е.6 Приложения Е.



а

Рисунок 3.12 – Зависимость степени перехода в раствор от параметров выщелачивания азотной кислотой (при Ж:Т = 5:1): а – меди; б – свинца



б

Окончание рисунка 3.12

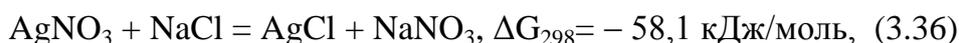
Из данных таблиц Е.3 и Е.6 Приложения Е видно, что при Ж:Т = (3– 4):1 степень перехода примесей в раствор из КО при выщелачивании составляет $\approx 40\%$, а массовая доля золота в сплаве не превышает 40% . Увеличение Ж:Т до 5:1 привело к повышению содержания золота в сплаве до 70% ; дальнейшее увеличение Ж:Т также положительно сказывается на процесс выщелачивания примесей, но при выборе оптимальных параметров данные результаты эксперимента не учитываются ввиду значительного усложнения аппаратного оформления технологии из-за больших объемов получаемых растворов. Влияние температуры на процесс выщелачивания примесей незначительно, за исключением нескольких проб, но увеличение массовой доли золота в этих пробах скорее связано с неравномерным распределением драгоценных металлов в КО.

Таким образом, рекомендованы следующие оптимальные параметры азотнокислой обработки КО: Ж:Т = 5:1, $C_{\text{HNO}_3} = 350 \text{ кг/м}^3$ (результаты экспериментов представлены в таблицах Е.2 и Е.5 Приложения Е). Для упрощения расчетов содержания массовой доли золота и серебра в КО и сплавах золота лигатурного и составления баланса металлов была разработана программа для ЭВМ «Расчет качественно-количественной схемы переработки руд и концентратов» в редакторе MS Excel (Приложение Ж).

*Извлечение серебра из азотнокислых растворов, полученных после обработки
катодных осадков растворами азотной кислоты*

Как указывалось выше, при выщелачивании примесей КО растворами азотной кислоты более 99 % серебра переходит в раствор. Помимо серебра, медь и свинец также присутствуют в растворе. Серебро можно осадить в виде хлорида, восстановить металлическим железом или цинком. В данной работе предложено использовать в качестве восстановителя хлорид натрия [13,109].

Основными реакциями осаждения металлов из растворов следующие:

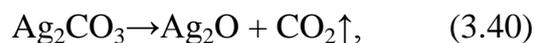


Расчеты изменения энергии Гиббса показали, что все реакции термодинамически возможны.

При плавке хлористого серебра в качестве флюса применяют кальцинированную соду. При этом протекает главная реакция обмена:



После этого следуют реакции термического разложения углекислого серебра с последующей диссоциацией оксида серебра, с получением металла:



Расчетное содержание серебра в серебряных слитках составляет 85 % .

3.2.3 Математическое планирование трехфакторного эксперимента процесса выщелачивания

Для определения оптимальных параметров предлагаемого азотнокислого способа выщелачивания примесей КО был использован метод математического планирования трехфакторного эксперимента [110, 111]. Параметром оптимизации была выбрана степень перехода примесей (Pb, Cu) в раствор. По данным теоретических исследований в области гидрометаллургических процессов известно, что переход Cu и Pb в раствор при выщелачивании зависит от следующих факторов: концентрации растворителя, соотношения жидкой и твердой фаз, температуры выщелачивания, продолжительности выщелачивания, интенсивности перемешивания материала, крупности частиц КО и др.

Проведение экспериментов с учетом всех факторов нецелесообразно и сложно, поэтому в качестве факторов варьирования нами были выбраны основные: концентрация азотной кислоты (С), кг/м^3 , температура раствора (t), $^{\circ}\text{C}$, отношение жидкой и твердой фаз (R) (таблица 3.14) [112, 113].

Таблица 3.14 – Условия эксперимента

Фактор	Нулевой уровень (0)	Интервал	Верхний уровень (+)	Нижний уровень (-)
x_1 (C)	350	100	450	250
x_2 (R)	5	2	7	3
x_3 (t)	50	20	70	30

Был составлен план факторного эксперимента типа 2^3 (3 – число изучаемых факторов). Общее количество опытов в плане 27, но значимыми для расчета математической модели являются результаты 8 опытов, которые отвечают верхнему и нижнему уровням факторов (таблица 3.15).

Таблица 3.15 – Параметры опытов

№ опыта	Концентрация HNO_3 , кг/м^3	Ж:Т	Температура, $^{\circ}\text{C}$
1	450	7	70
2	450	3	70
3	250	7	70
4	250	3	70
5	450	7	30
6	450	3	30
7	250	7	30
8	250	3	30

При составлении плана эксперимента предусмотрено дублирование всей серии опытов. Все опыты были продублированы дважды. План эксперимента в кодовом и натуральном масштабах представлен в таблицах 3.16 и 3.17, где ε – степень перехода элемента в раствор.

Таблица 3.16 – План эксперимента в натуральном масштабе

№	$\varepsilon_{\text{Cu}} \%$	$\varepsilon_{\text{Pb}} \%$	C, кг/м^3	R	t, $^{\circ}\text{C}$
1	96,5	76,9	450	7	70
2	86,3	46,7	450	3	70
3	72,5	66,7	250	7	70
4	63,0	28,9	250	3	70
5	90,6	70,3	450	7	30
6	84,6	44,4	450	3	30
7	96,6	63,5	250	7	30
8	55,7	26	250	3	30

Таблица 3.17 – План эксперимента в кодовом масштабе

№ опыта	x_1	x_2	x_3
1	+	+	+
2	+	-	+
3	-	+	+
4	-	-	+
5	+	+	-
6	+	-	-
7	-	+	-
8	-	-	-

Расчет дисперсии и среднеквадратичной ошибки опытов

Результаты расчетов дисперсии представлены в таблице 3.18.

Таблица 3.18 – Результаты расчетов дисперсии

Медь				
№ опыта	y_1	y_2	\bar{y}	S_y^2
1	93,5	99,5	96,5	18
2	82,6	90	86,3	27,38
3	69,5	75,5	72,5	18
4	59,1	66,9	63	30,42
5	87,3	93,9	90,6	21,78
6	82,1	87,1	84,6	12,5
7	93,2	100	96,6	23,12
8	52,8	58,6	55,7	16,82
Свинец				
№ опыта	y_1	y_2	\bar{y}	S_y^2
1	74,9	78,9	76,9	8
2	41,9	51,5	46,7	46,08
3	62,3	71,1	66,7	38,72
4	25,8	32	28,9	19,22
5	67,9	72,7	70,3	11,52
6	41,8	47	44,4	13,52
7	60,9	66,1	63,5	13,52
8	23,5	28,5	26	12,5

Рассчитываем дисперсию для каждого опыта по формуле:

$$S_{ij}^2 = \frac{\sum_{i=1}^m (y_i - \bar{y})^2}{m-1}, \quad (3.42)$$

где m – число параллельных опытов, y – значение извлечения, \bar{y} – среднее значение параллельных опытов.

$$\sum_{i=1}^n S_y^2 = 168,2 \text{ (медь)}, \quad \sum_{i=1}^n S_y^2 = 163,08 \text{ (свинец)}.$$

Для проверки однородности дисперсий использован критерий Кохрена:

$$G = \frac{S_{\max}^2}{\sum_{i=1}^N S_{ij}^2}, \quad (3.43)$$

где N – число опытов в плане, S_{\max}^2 – максимальное значение дисперсии, $\sum_{i=1}^N S_{ij}^2$ – сумма дисперсий опытов.

$$G_{\text{расч.}} = \frac{30,42}{168,32} = 0,18 \text{ (для меди)}, G_{\text{расч.}} = \frac{11,52}{44,32} = 0,28 \text{ (для свинца)}.$$

Табличное значение Кохрена берут при заданном уровне значимости α , числе опытов N и числе степеней свободы f . Уровень значимости при решении технических задач для всех статистических критериев берем равным 0,05 [114]. Число опытов N в матрице планирования равно 8. Число степеней свободы для дисперсии воспроизводимости $f = N \cdot (m-1) = 8$. Табличное значение критерия Кохрена при $\alpha=0,05$, $f=8$, $N=8$ составляет $G_{\text{табл}}=0,3043$.

Так как $G_{\text{расч.}} < G_{\text{табл}}$ и для Cu и для Pb , то с вероятностью 95 % считаем, что дисперсии однородны.

Рассчитываем дисперсию всей серии опытов по формуле:

$$S_y^2 = \frac{\sum_{i=1}^m S_{ij}^2}{N}, \quad (3.44)$$

где $\sum_{i=1}^m S_{ij}^2$ – сумма дисперсий опытов, N – число опытов в плане.

Следовательно,

$$S_y^2 = \frac{168,32}{8} = 21,04 \text{ (для меди)}, S_y^2 = \frac{163,08}{8} = 20,38 \text{ (для свинца)}.$$

Среднеквадратичная ошибка S составляет:

$$S_{\text{Cu}} = \sqrt{S_y^2} = 4,58, S_{\text{Pb}} = \sqrt{S_y^2} = 4,51.$$

Расчет коэффициентов регрессии и доверительных интервалов

Величина коэффициентов регрессии рассчитывается как частное от деления суммы произведений столбца x и столбца y (в расширенной матрице) на число опытов N :

$$a_j = \frac{\sum_{i=1}^N y_i \cdot x_{ij}}{N}. \quad (3.45)$$

Для расчета коэффициентов построена расширенная матрица типа 2^3 (таблица 3.19).

Таблица 3.19 – Расширенная матрица типа 2^3 для расчета коэффициентов модели

№ опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 \cdot x_2$	$x_1 \cdot x_3$	$x_2 \cdot x_3$	$x_1 \cdot x_2 \cdot x_3$	\bar{Y}_{Cu}	\bar{Y}_{Pb}
1	+	+	+	+	+	+	+	+	96,5	76,9
2	+	+	-	+	-	+	-	-	86,3	46,7
3	+	-	+	+	-	-	+	-	72,5	66,7
4	+	-	-	+	+	-	-	+	63	28,9
5	+	+	+	-	+	-	-	-	90,6	70,3
6	+	+	-	-	-	-	+	+	84,6	44,4
7	+	-	+	-	-	+	-	+	96,6	63,5

Используя план факторного эксперимента 2^3 , можно получить математическую модель следующего вида:

$$y = a_0 + a_1 \cdot x_1 + a_2 \cdot x_2 + a_3 \cdot x_3 + a_{12} \cdot x_1 \cdot x_2 + a_{13} \cdot x_1 \cdot x_3 + a_{23} \cdot x_2 \cdot x_3 + a_{123} \cdot x_1 \cdot x_2 \cdot x_3. \quad (3.46)$$

Нами были рассчитаны коэффициенты регрессии для извлечения меди в раствор:

$$a_0 = \frac{1}{8} (96,5 + 86,3 + 72,5 + 63 + 90,6 + 84,6 + 96,6 + 55,7) = 80,72,$$

$$a_1 = \frac{1}{8} (96,5 + 86,3 - 72,5 - 63 + 90,6 + 84,6 - 96,6 - 55,7) = 8,77,$$

$$a_2 = \frac{1}{8} (96,5 - 86,3 + 72,5 - 63 + 90,6 - 84,6 + 96,6 - 55,7) = 8,32,$$

$$a_3 = \frac{1}{8} (96,5 + 86,3 + 72,5 + 63 - 90,6 - 84,6 - 96,6 - 55,7) = -1,15,$$

$$a_{12} = \frac{1}{8} (96,5 - 86,3 - 72,5 + 63 + 90,6 - 84,6 - 96,6 + 55,7) = -4,72,$$

$$a_{13} = \frac{1}{8} (96,5 + 86,3 - 72,5 - 63 - 90,6 - 84,6 + 96,6 + 55,7) = 3,05,$$

$$a_{23} = \frac{1}{8} (96,5 - 86,3 + 72,5 - 63 - 90,6 + 84,6 - 96,6 + 55,7) = -3,4,$$

$$a_{123} = \frac{1}{8} (96,5 - 86,3 - 72,5 + 63 - 90,6 + 84,6 + 96,6 - 55,7) = 4,45.$$

Аналогично были рассчитаны коэффициенты регрессии для извлечения свинца в раствор:

$$a_0 = \frac{1}{8} (76,9 + 46,7 + 66,7 + 28,9 + 70,3 + 44,4 + 63,5 + 26) = 52,92,$$

$$a_1 = \frac{1}{8} (76,9 + 46,7 - 66,7 - 28,9 + 70,3 + 44,4 - 63,5 - 26) = 6,65,$$

$$a_2 = \frac{1}{8} (76,9 - 46,7 + 66,7 - 28,9 + 70,3 - 44,4 + 63,5 - 26) = 16,42,$$

$$a_3 = \frac{1}{8} (76,9 + 46,7 + 66,7 + 28,9 - 70,3 - 44,4 - 63,5 - 26) = 1,87,$$

$$a_{12} = \frac{1}{8} (76,9 - 46,7 - 66,7 + 28,9 + 70,3 - 44,4 - 63,5 + 26) = -2,4,$$

$$a_{13} = \frac{1}{8} (76,9 + 46,7 - 66,7 - 28,9 - 70,3 - 44,4 + 63,5 + 26) = 0,35,$$

$$a_{23} = \frac{1}{8} (76,9 - 46,7 + 66,7 - 28,9 - 70,3 + 44,4 - 63,5 + 26) = 0,57,$$

$$a_{123} = \frac{1}{8} (76,9 - 46,7 - 66,7 + 28,9 - 70,3 + 44,4 + 63,5 - 26) = 0,5.$$

Доверительный интервал коэффициентов Δa регрессии рассчитан по формуле:

$$\Delta a = \pm t(a, f) \frac{S_y}{N}, \quad \Delta a = \pm \frac{t(0,05;8)S_y}{8}, \quad (3.47)$$

где t – табличное значение критерия Стьюдента, $t(0,05;8) = 2,31$, S_y – ошибка в определении коэффициента, N – число опытов.

Средняя ошибка S_y рассчитана по формуле:

$$S_y = \frac{S}{\sqrt{m \cdot N}}, \quad (3.48)$$

где S – среднеквадратичная ошибка.

Следовательно:

$$S_{y_{Cu}} = \frac{4,58}{\sqrt{2 \cdot 8}} = 1,14, \quad S_{y_{Pb}} = \frac{4,51}{\sqrt{2 \cdot 8}} = 1,12.$$

$$\Delta a_{Cu} = \pm 2,31 \cdot 1,14 = \pm 2,63, \quad \Delta a_{Pb} = \pm 2,31 \cdot 1,12 = \pm 2,59.$$

Таким образом, величины коэффициентов a_3 (для меди) и a_3 , a_{13} , a_{123} , a_{23} (для свинца) незначимы, так как меньше величины доверительного интервала.

Запись полученной математической модели и переход от кодированных значений факторов к натуральным

С учетом значений коэффициентов математическая модель процессов выщелачивания меди и свинца принимает следующий вид:

$$y_{Cu} = 80,92 + 8,87 \cdot x_1 + 8,32 \cdot x_2 - 4,72 \cdot x_{12} + 3,05 \cdot x_{13} - 3,4 \cdot x_{23} + 4,45 \cdot x_{123}, \quad (3.49)$$

$$y_{Pb} = 52,92 + 6,65 \cdot x_1 + 16,42 \cdot x_2 - 2,4 \cdot x_{12}. \quad (3.50)$$

Для перехода от кодированных значений к натуральным используется формула:

$$x = \frac{x_{\text{нат}} - x_{\text{нат}}^0}{\Delta x}, \quad (3.51)$$

где x – кодированное значение фактора, $x_{\text{нат}}$ – натуральное значение фактора, $x_{\text{нат}}^0$ и Δx – основной уровень и интервал варьирования фактора, соответственно.

Тогда:

$$x_1 = \frac{C-350}{100}, \quad x_2 = \frac{R-5}{2}, \quad x_3 = \frac{t-50}{20}.$$

Проверка адекватности модели

Проверку адекватности (пригодности) модели проводится по критерию Фишера (F – критерию) [114, 115]:

$$F = \frac{S_{неад}^2}{S_y^2}, \quad (3.52)$$

где $S_{неад}^2$ – дисперсия неадекватности.

С помощью полинома математической модели были определены теоретические значения (\hat{y}) параметра оптимизации для 8 опытов.

Ниже представлен расчет \hat{y} для меди:

$$\hat{y}_1 = 80,92 + 8,87 (+1) + 8,32(+1) - 4,72(+1) + 3,05(+1) - 3,4(+1) + 4,45(+1) = 97,49,$$

$$\hat{y}_2 = 80,92 + 8,87 (+1) + 8,32(-1) - 4,72(-1) + 3,05(+1) - 3,4(-1) + 4,45(-1) = 88,19,$$

$$\hat{y}_3 = 80,92 + 8,87 (-1) + 8,32(+1) - 4,72(-1) + 3,05(-1) - 3,4(+1) + 4,45(-1) = 74,19,$$

$$\hat{y}_4 = 80,92 + 8,87 (-1) + 8,32(-1) - 4,72(+1) + 3,05(-1) - 3,4(-1) + 4,45(+1) = 63,81,$$

$$\hat{y}_5 = 80,92 + 8,87 (+1) + 8,32(+1) - 4,72(+1) + 3,05(-1) - 3,4(-1) + 4,45(-1) = 89,29,$$

$$\hat{y}_6 = 80,92 + 8,87 (+1) + 8,32(-1) - 4,72(-1) + 3,05(-1) - 3,4(+1) + 4,45(+1) = 84,19,$$

$$\hat{y}_7 = 80,92 + 8,87 (-1) + 8,32(+1) - 4,72(-1) + 3,05(+1) - 3,4(-1) + 4,45(+1) = 95,99,$$

$$\hat{y}_8 = 80,92 + 8,87 (-1) + 8,32(-1) - 4,72(+1) + 3,05(+1) - 3,4(+1) + 4,45(-1) = 54,21.$$

Аналогично был произведен расчет \hat{y} для свинца:

$$\hat{y}_1 = 52,92 + 6,65(+1) + 16,42(+1) - 2,4 (+1) = 73,59,$$

$$\hat{y}_2 = 52,92 + 6,65(+1) + 16,42(-1) - 2,4 (-1) = 45,55,$$

$$\hat{y}_3 = 52,92 + 6,65(-1) + 16,42(+1) - 2,4 (-1) = 65,09,$$

$$\hat{y}_4 = 52,92 + 6,65(-1) + 16,42(-1) - 2,4 (+1) = 27,45,$$

$$\hat{y}_5 = 52,92 + 6,65(+1) + 16,42(+1) - 2,4 (+1) = 73,59,$$

$$\hat{y}_6 = 52,92 + 6,65(+1) + 16,42(-1) - 2,4 (-1) = 45,55,$$

$$\hat{y}_7 = 52,92 + 6,65(-1) + 16,42(+1) - 2,4 (-1) = 65,09,$$

$$\hat{y}_8 = 52,92 + 6,65(-1) + 16,42(-1) - 2,4 (+1) = 32,25.$$

Результаты расчетов данных для дисперсии неадекватности приведены в таблице 3.20.

Дисперсию неадекватности рассчитывается по формуле:

$$S_{неад}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (\bar{y}_i - \hat{y}_i)^2}{f_{неад}} \cdot m, \quad (3.53)$$

где \bar{y}_i – экспериментальное (среднее) значение величины y в i -м опыте, \hat{y}_i – расчетное значение величины y в i -м опыте, $f_{\text{неад}}$ – число степеней свободы для дисперсии неадекватности (определяется как $f = N - K$, где K – число значимых коэффициентов в модели; $f_{\text{Cu}} = 8 - 6 = 2$, $f_{\text{Pb}} = 8 - 3 = 5$).

Таблица 3.20 – Результаты расчетов данных для дисперсии неадекватности

Медь				
№ опыта	\bar{y}	\hat{y}	$ \bar{y} - \hat{y} $	$(\bar{y} - \hat{y})^2$
1	96,5	97,49	0,99	0,98
2	86,3	88,19	1,89	3,57
3	72,5	74,19	1,69	2,86
4	63	63,81	0,81	0,66
5	90,6	89,29	1,31	1,72
6	84,6	84,19	0,41	0,17
7	96,6	95,99	0,61	0,37
8	55,7	54,21	1,49	2,22
Свинец				
№ опыта	\bar{y}	\hat{y}	$ \bar{y} - \hat{y} $	$(\bar{y} - \hat{y})^2$
1	76,9	73,59	3,31	11,0
2	46,7	45,55	1,15	1,3
3	66,7	65,09	1,61	2,6
4	28,9	27,45	1,45	2,1
5	70,3	73,59	3,29	10,8
6	44,4	45,55	1,15	1,3
7	63,5	65,09	1,59	2,5
8	26	32,25	6,25	39,1

$$\sum_1^8 (\bar{y} - \hat{y})^2_{\text{Cu}} = 12,54, \sum_1^8 (\bar{y} - \hat{y})^2_{\text{Pb}} = 70,7,$$

$$S^2_{\text{неад Cu}} = \frac{12,54}{2} \cdot 2 = 12,54, S^2_{\text{неад Pb}} = \frac{70,7}{5} \cdot 2 = 28,28.$$

Было рассчитано значение критерия Фишера по формуле:

$$F = \frac{S^2_{\text{неад}}}{S_y^2}, \quad (3.52)$$

$$F_{\text{расч Cu}} = \frac{12,54}{21,04} = 0,59, F_{\text{расч Pb}} = \frac{28,28}{20,38} = 1,39.$$

Табличное значение критерия Фишера принято при уровне значимости (α) 0,05, числе степеней свободы для дисперсии неадекватности ($f_{\text{неад}}$) 6 и числе степеней свободы для дисперсии воспроизводимости (f_y) 8:

$$F_{\text{табл.}}(\alpha = 0,05; f_{\text{неад}} = 2; f_y = 8)_{\text{Cu}} = 4,46, F_{\text{табл.}}(\alpha = 0,05; f_{\text{неад}} = 5; f_y = 8)_{\text{Pb}} = 3,69.$$

Так как $F_{\text{расч}} < F_{\text{табл.}}$ для двух изучаемых элементов, то гипотеза об адекватности полученных моделей не отвергается при 5%-ном уровне значимости [116, 117].

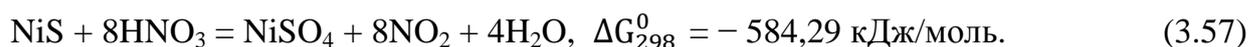
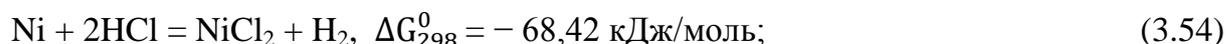
Построенная математическая модель показала, что извлечение меди и свинца в раствор выщелачивания зависит от концентрации реагента и Ж:Т в растворе и не зависит от температуры раствора, что хорошо согласуется с экспериментальными данными.

3.3 Разработка технологии кислотного выщелачивания примесей золотосодержащих катодных осадков, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер»

3.3.1 Расчеты термодинамической вероятности реакций взаимодействия примесей катодных осадков с кислотами

Как указывалось ранее (см. п. 2.1), в КО ГГМК «Пионер» присутствует Ni, который также необходимо удалять из КО. Никель находится в КО в виде Ni, NiS; оксидов никеля в КО нет, т.к. они образуются при температуре выше 500 °С [74]. В качестве растворителей использовались HCl и HNO₃. Также была проверена термодинамическая вероятность взаимодействия Ni и NiS с данными реагентами.

По справочным данным (таблица В.4 Приложения В) находим изменения энергии Гиббса для данных реакций:



Как видно из приведенных данных, все реакции термодинамически возможны.

3.3.2 Проведение экспериментов по кислотному выщелачиванию примесей золотосодержащих катодных осадков

Отличительной особенностью КО, получаемых с оборотных растворов хвостохранилища и растворов кучного выщелачивания ГГМК «Пионер», является наличие в них никеля (2-4 %); массовые доли Au, Ag и Cu примерно одинаковы, а остальные примеси присутствуют в незначительном количестве. Химический состав образцов исходных КО представлен в таблице 2.9. В связи с тем, что перевод Cu в раствор не представляет затруднений при выборе любого реагента, основной целью наших экспериментов явилось подбор параметров процесса, способствующих максимальному пе-

реводу и Ni в раствор. Исходя из проведенных ранее исследований, в качестве реагентов были использованы HCl и HNO₃.

*Результаты лабораторных испытаний по солянокислой обработке
катодных осадков*

В качестве растворителя была использована техническая синтетическая соляная кислота (согласно ГОСТ 857-95) с массовой долей HCl не менее 31,5 %, являющаяся традиционным растворителем соединений тяжелых цветных металлов с переводом их в раствор в виде соответствующих хлоридов. Для подбора оптимальных параметров выщелачивания были проведены исследования при различных концентрациях HCl (от 50 до 350 кг/м³) и Ж:Т – (3-7):1. Для проведения экспериментов использовалась навеска золотосодержащего КО массой 10 г. Оптимальная продолжительность опытов установлена экспериментально и составила 2 ч. Эксперименты проводились при интенсивном перемешивании, кеки после выщелачивания промывались водой и высушивались. Подогрев растворов не использовался, т.к. ранее было установлено незначительное его влияние на процесс выщелачивания. Для определения содержания меди и никеля в продуктах выщелачивания использовался метод ААА с использованием прибора Аanalist 400 (фирмы «PerkinElmer», США), драгоценных металлов в кеках – пробирный метод анализа [101].

На рисунках 3.12 и 3.13 и в таблицах И.1 – И.3 Приложения И представлены результаты экспериментов по переводу меди и свинца в раствор, соответственно, в зависимости от концентрации HCl при различных Ж:Т.

Согласно полученным данным (см. рисунки 3.13 и 3.14) при солянокислом выщелачивании степень перехода меди в раствор низкая и находится на уровне 30 %; дальнейшее увеличение концентрации реагента и Ж:Т не привело к повышению степени растворения меди из КО. Потери серебра с растворами во всех экспериментах оказались незначительными: не более 1 % (из-за образования на поверхности серебра пленки Ag₂S, который не взаимодействует с HCl, что хорошо согласуется с известными данными [118]).

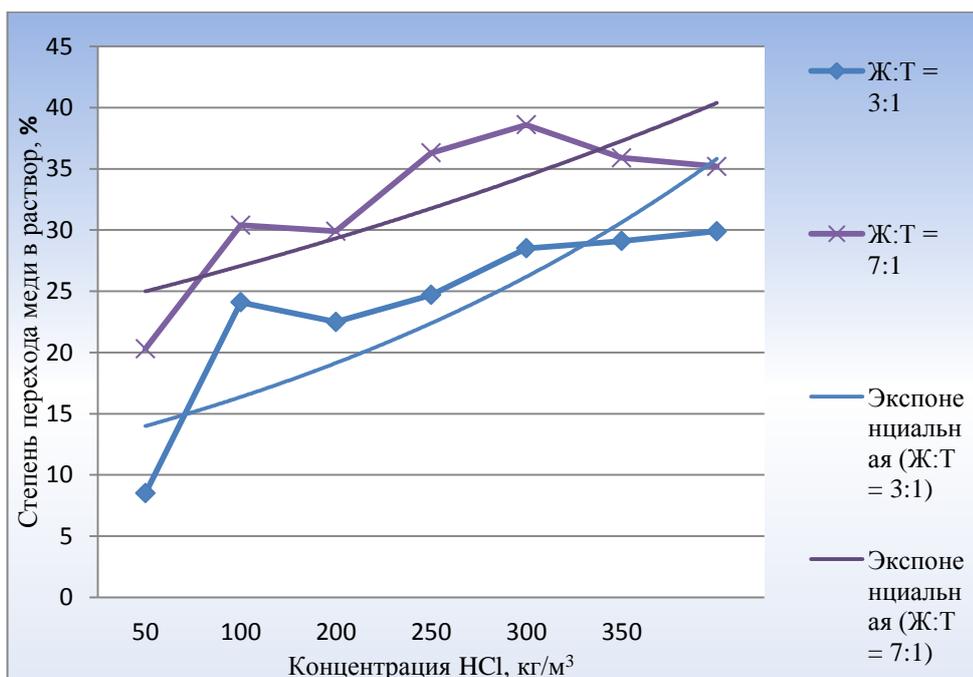


Рисунок 3.13 – Зависимость степени перехода меди в раствор от концентрации HCl при различных Ж:Т (при $t = 25\text{ }^{\circ}\text{C}$)

Наибольшая степень перехода в раствор никеля была получена при концентрации HCl 350 кг/м^3 , влияние разбавления растворов на процесс выщелачивания незначительно. Ni, находящийся в КО, активно взаимодействует с HCl с образованием NiCl_2 ; для перевода NiS необходимо использовать подогрев раствора HCl до $90\text{ }^{\circ}\text{C}$ [74], следовательно, NiS остался в наших опытах в кеке. Увеличение Ж:Т не оказывает значительного влияния на переход Ni в раствор.

Таким образом, оптимальными параметрами для проведения солянокислого выщелачивания примесей КО ГТМК «Пионер» являются: концентрация HCl – 250 кг/м^3 , Ж:Т = 4:1.

В дальнейшей серии экспериментов была предложена и опробована в качестве реагента HNO_3 для перевода примесных элементов в раствор. Как известно, никель и медь и их соединения хорошо взаимодействуют с азотной кислотой [119]. Технологические параметры выщелачивания идентичны предыдущим исследованиям.

Результаты лабораторных испытаний по азотнокислomu выщелачиванию примесей катодных осадков

. На рисунках 3.15 и 3.16 приведены результаты экспериментов по выщелачиванию меди и никеля в зависимости от концентрации реагента при различных Ж:Т. HNO_3 растворяет Cu и его соединения с образованием растворимых нитратов $\text{Cu}(\text{NO}_3)_2$. Сте-

пень перехода никеля в раствор не превышает 35 %, что связано с явлениями пассивации поверхности Ni сульфатными пленками по реакции [120]:

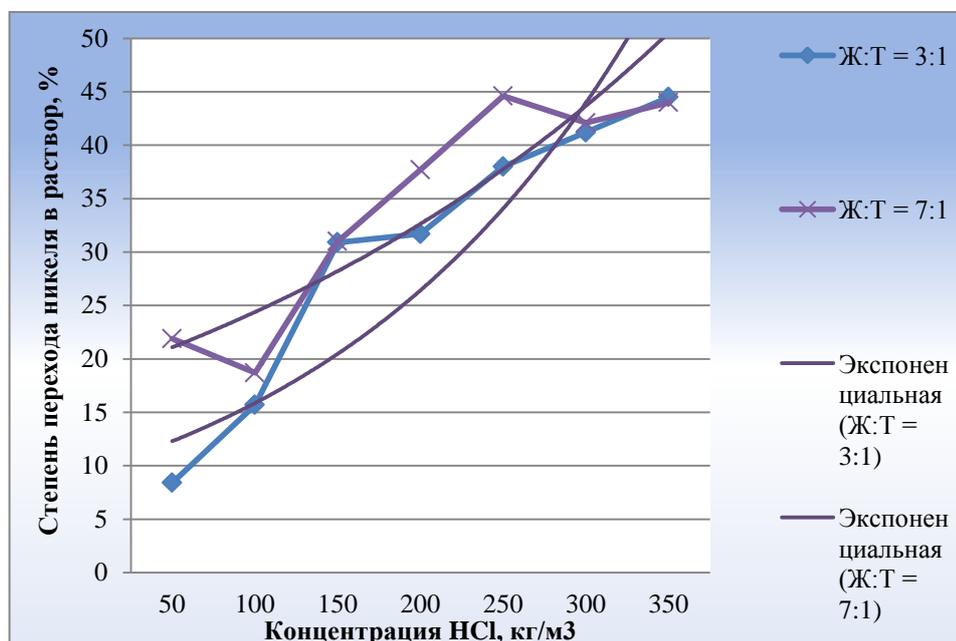
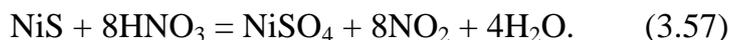


Рисунок 3.14 – Зависимость степени перехода никеля в раствор от концентрации HCl при различных Ж:Т (при $t = 25^\circ\text{C}$)

При концентрации HNO_3 выше 250 кг/м^3 серебро переходит в раствор с образованием растворимого AgNO_3 , степень перехода составила 32 %. Ag_2S при взаимодействии с азотной кислотой образует нерастворимый Ag_2SO_4 (см. реакцию 3.34).

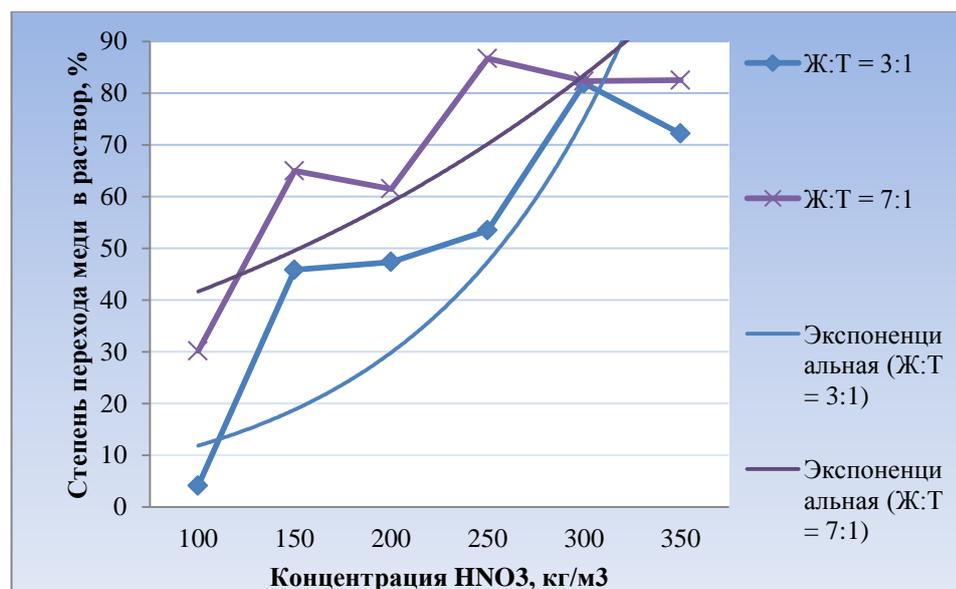


Рисунок 3.15 – Зависимость степени перехода меди в раствор от концентрации HNO_3 при различных Ж:Т (при $t = 25^\circ\text{C}$)

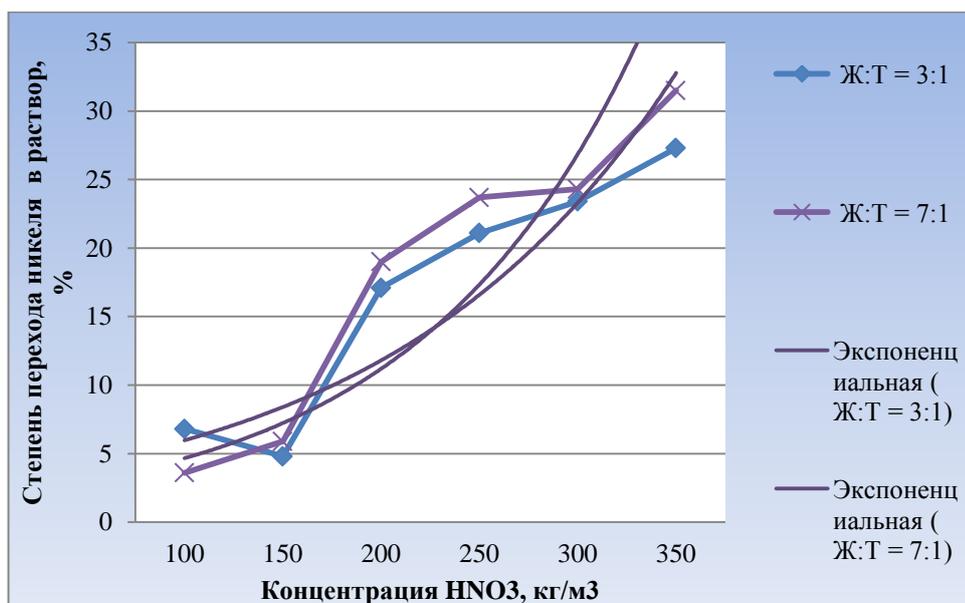


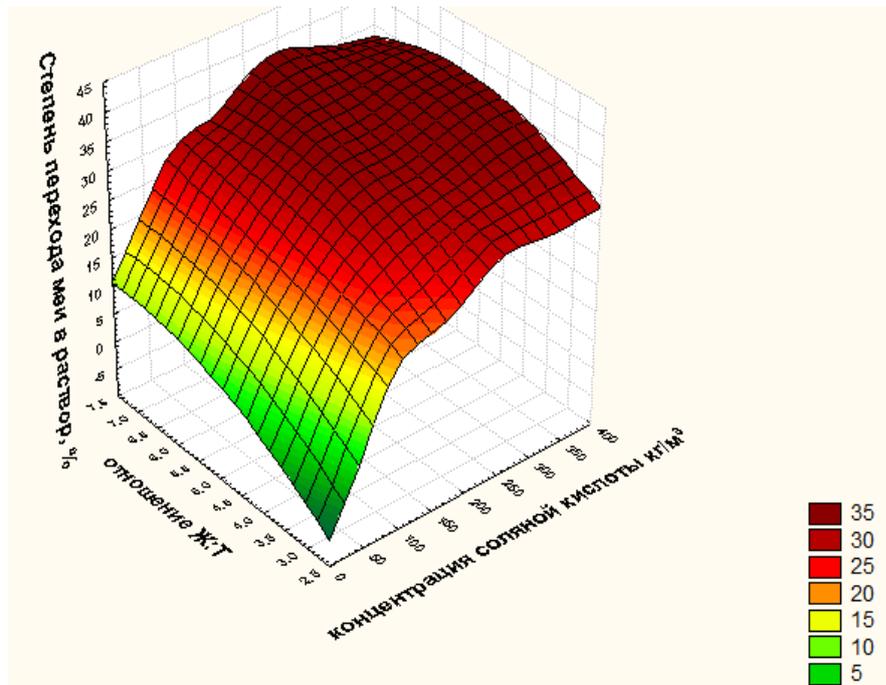
Рисунок 3.16 – Зависимость степени перехода никеля в раствор от концентрации HNO₃ при различных Ж:Т (при t = 25 °С)

Как видно из рисунков 3.15 и 3.16, степень перехода меди в раствор составила более 80 %, никеля 30 %; потери серебра при этом составили 32 %, что потребует дополнительных затрат по осаждению серебра из растворов.

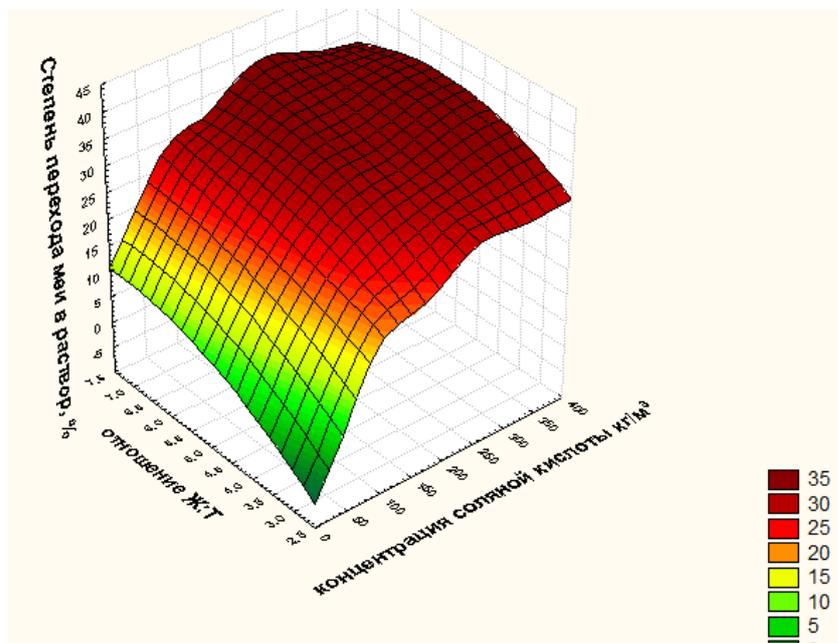
Графическая интерпретация экспериментальных данных

Нами была также проведена графическая интерпретация полученных экспериментальных данных с помощью компьютерной программы STATISTICA 6.0. В качестве факторов варьирования были выбраны: концентрация кислоты, температура раствора, соотношение жидкой и твердой фаз. На рисунке 3.17 изображены зависимости степени перехода меди, никеля и суммы всех примесей из КО при выщелачивании в зависимости от концентрации HCl и Ж:Т (при температуре 25 °С).

По данным рисунка 3.17 видно, что переход меди в раствор зависит в основном от концентрации HCl. Наиболее полно выщелачивание никеля (степень перехода – 48,4 %) из КО происходит при использовании высоких концентрациях реагента, а параметр Ж:Т влияет незначительно. На рисунке 3.18 изображены зависимости влияния параметров выщелачивания меди, никеля и суммы всех примесей КО на степень их перехода в раствор.

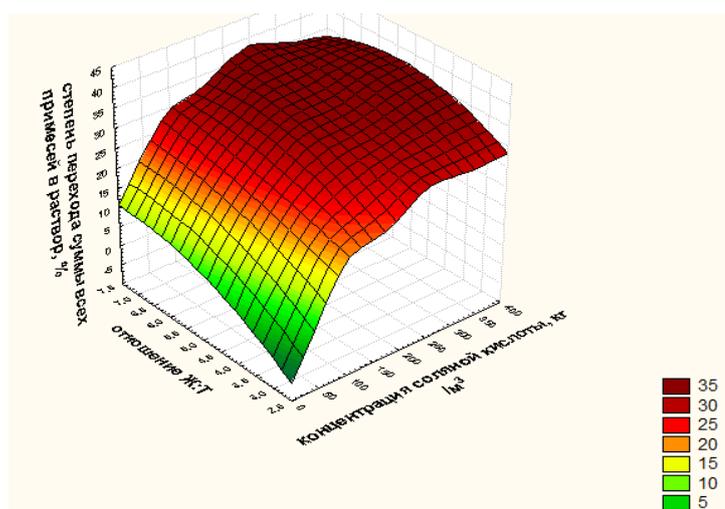


а



б

Рисунок 3.17 – Зависимость степени перехода в раствор от параметров солянокислого выщелачивания (при температуре 25 °С): а – меди; б – никеля; в – суммы всех примесей

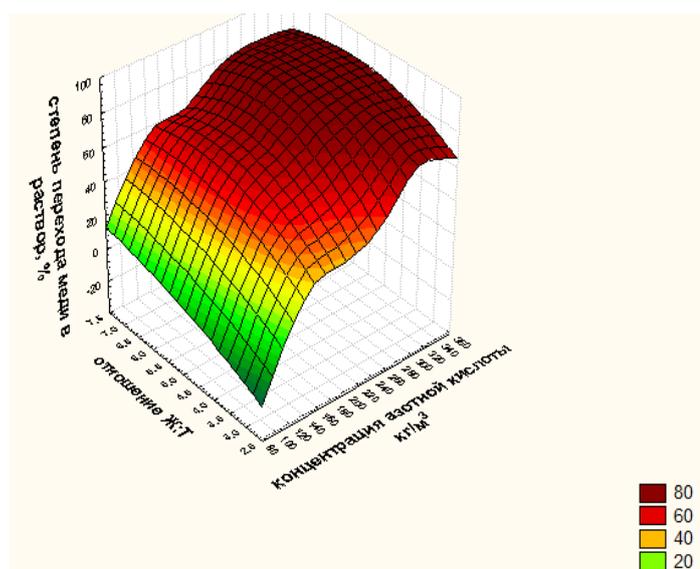


В

Окончание рисунка 3.17

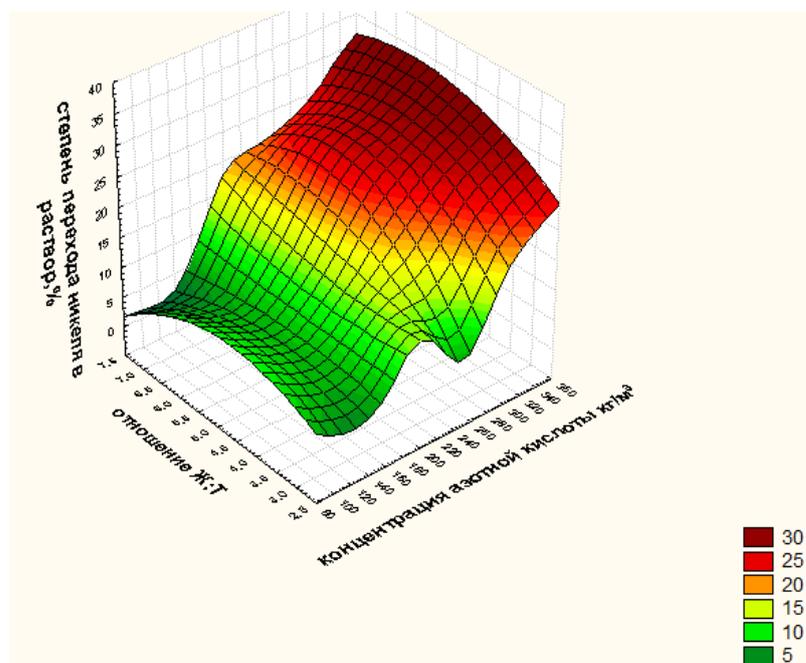
Как видно из данных рисунка 3.18, степень перехода в раствор меди выше 60 % наблюдается при концентрации HNO_3 200 кг/м^3 . Достижение степени перехода никеля в раствор выше 30-40 % возможно только при использовании концентрированных растворов HNO_3 и сильно разбавленных растворов.

В таблице И.4 Приложения И представлен расчет ожидаемой массовой доли золота и серебра в сплаве (см. п. 3.1). Как видно из данных таблицы И.4, ожидаемая массовая доля золота в сплаве составила 44,48 % (при использовании HCl) и 51,21 % (при использовании HNO_3).

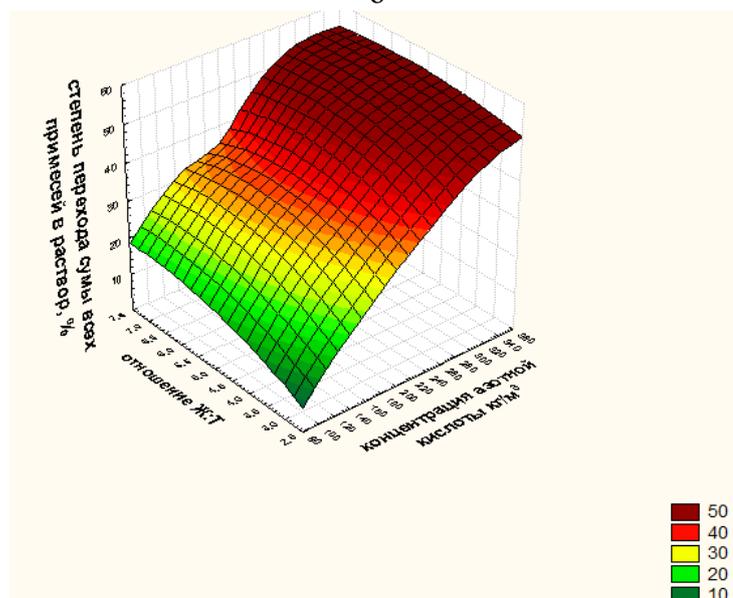


а

Рисунок 3.18 – Зависимость степени перехода в раствор от параметров азотнокислого выщелачивания (при температуре 25°C): а – меди; б – никеля; в – суммы всех примесей



б



в

Окончание рисунка 3.18

3.4 Разработка методики цементации меди из растворов, образующихся после выщелачивания примесей катодных осадков

В целях комплексного использования минерального сырья месторождения «Березитовый», а также получения безотходной технологии кислотной очистки КО, была изучена вероятность цементации меди из растворов, полученных после солянокислого выщелачивания. Были произведены термодинамические расчеты изменения энергии Гиббса реакции цементации меди железным скрапом.

Как известно, в основе процесса цементации меди лежит реакция ее вытеснения из раствора электроотрицательным металлом (Fe) [103, 121]:



В данных растворах содержится небольшое количество серебра, которое в процессе цементации также будет восстанавливаться на поверхности железа. Необходимо проверить термодинамическую вероятность протекания данной реакции:



Обе реакции термодинамически возможны.

Цементация меди из растворов, образующихся после выщелачивания КО, производилась на железную стружку – отходы токарного цеха рудника «Березитовый». Продолжительность цементации составила 1ч. Затем цементационный осадок отфильтровывался и высушивался. Результаты анализа химического состава (методом ААА на приборе «Квант – 2АТ» (Россия)) цементационной меди, полученной из растворов с различной концентрацией HCl, представлены в таблице 3.21.

Таблица 3.21 – Химический состав цементационной меди

№ опыта	1	2	3	4	5	6
Концентрация HCl, кг/м ³	20,2	61,7	83,1	105	172	371
Содержание элементов, % мас.						
Ag	0,04	0,04	0,15	0,03	1,86	3,5
Cu	91,0	95,2	94,5	97,5	95,9	96,5
Pb	7,75	4,71	5,29	2,43	2,18	0
Прочие*	1,27	0,05	0,06	0,04	0,06	0

* Элементы, которые не учитывались в экспериментах из-за их незначительного количества.

Как видно из таблицы 3.21, выделившаяся цементационная медь содержит небольшое количество примесей; ее химический состав в первую очередь зависит от химического состава исходных катодных осадков. Незначительное количество серебра, перешедшее в раствор при солянокислом выщелачивании, также восстанавливается железом при цементации и переходит в цементационную медь, что является благоприятным условием для предотвращения безвозвратных потерь данного драгоценного металла и увеличения его последующего суммарного извлечения при переработке руды [122]. Свинец, содержащийся в растворах после цементации, возможно выделить экстракцией и использовать в лакокрасочной промышленности [97].

Применение цементационной меди в производстве драгоценных металлов

Как было указано выше, КО служат исходным сырьем для производства сплава золота лигатурного пирометаллургическим способом (плавкой) [60]; чем меньшее количество примесей тяжелых цветных металлов в них, тем, соответственно, более химически чистыми получаются сплавы драгоценных металлов.

Наиболее негативное влияние на процесс плавки КО по традиционной технологии оказывают Cu, Pb и S, т.к. медь и свинец являются коллекторами драгоценных металлов при плавке [7]. Присутствие серы в КО является причиной образования промежуточной штейновой фазы при плавке, в которой содержится большое количество золота в виде корольков. При плавке КО также образуются богатые по содержанию драгоценных металлов шлаки. Все отходы плавки, содержащие драгоценные металлы (шлак, штейн, бой тиглей и другие промпродукты), возвращаются в «голову» процесса (в цикл измельчения руды). Различные попытки переплавки шлака и штейна с целью доизвлечения Au и Ag не давали положительных результатов. В связи с этим, а также с необходимостью максимального извлечения драгоценных металлов, были проведены экспериментальные работы по переплавке шлаков с использованием в качестве коллектора [60] меди, полученной цементацией из солянокислых растворов выщелачивания.

Для проведения экспериментальных плавков были взяты две партии шлака, содержащие штейновую фазу общей массой 20 кг. На это количество были взяты для плавки флюсы, %, соответственно: бура – 50, сода – 10, цементационная медь – 2-5.

В нагретую индукционную печь засыпали буру; после ее расплавления оставшаяся часть флюсов смешивалась со шлаком и добавлялась в плавку. Затем после расплавления всего шлака добавлялась цементационная медь и плавилась до получения равномерного по составу расплава. В результате плавки было получено 2 слитка сплава золота лигатурного с массовой долей соответственно, %: Au – 16,1, Ag – 21,5. Выход слитков составил: 17,84 и 11,20 %.

Таким образом, в результате плавки шлаков на медный коллектор были получены слитки золота лигатурного, соответствующие ТУ117-2-7-75, для отправки на последующий аффинаж. Данная технология применения цементационной меди в качестве коллектора драгоценных металлов при плавке шлаков была рекомендована для использования на действующем производстве.

Также полученная цементационная медь может быть реализована на медеплавильные заводы или предприятия, специализирующиеся на производстве ювелирных изделий.

Экономический эффект от реализации цементационной меди

Содержание меди в цементном осадке составляет $\approx 96\%$, что позволяет при выделении ее из раствора реализовывать на медеперерабатывающие предприятия. Расчет ожидаемого экономического эффекта от реализации данной цементационной меди на примере ОАО «Красноярский завод цветных металлов им. В.Н. Гулидова», где возможно ее применение для производства ювелирных изделий, показал возможность получения экономического эффекта 1883700 руб./год (в расчете использовались данные по количеству образующейся при цементации меди (2,691 т/год), стоимость приема металла на заводе в среднем 700 руб./кг). При расчете не учитывались транспортные расходы на доставку меди, т.к. данный вид промпродукта возможно транспортировать совместно со сплавом золота лигатурного, направляемого на аффинажный завод, расположенный также в г. Красноярске, и капитальные затраты на используемое оборудование (все необходимое оборудование – контактный чан, сушильная печь, вакуум-фильтр и др. – уже имеется на предприятии).

Таким образом, предприятие может получить прибыль (без значительных дополнительных затрат) от реализации цементационной меди [122].

3.5 Выводы по главе 3

Проведены экспериментальные исследования по разработке технологии кислотной очистки золотосодержащих катодных осадков от примесей тяжелых цветных металлов (Cu, Pb, Ni).

В результате исследований были определены оптимальные параметры выщелачивания примесей катодных осадков основного производства ЗИФ ООО «Березитовый рудник»: концентрация HCl – 371 кг/м³, температура растворов – 25 °С, продолжительность процесса – 2 ч, Ж:Т = 3:1; извлечение меди (в виде дихлоркупрата) при данных параметрах составило 69 %, свинца (в виде тетрахлорплюмбита) – 93,9 % за счет взаимодействия образующихся хлоридов щелочных металлов, которые присутствуют в КО, с хлоридами меди и свинца. Степень перехода серебра в раствор (в виде дихлораргена-

тов натрия, калия и магния) составила 5 %, что связано с наличием на поверхности серебра пленки Ag_2S , которая препятствует взаимодействию металлов с HCl .

Методом математического планирования трехфакторного эксперимента были получены уравнения многомерных полиномов, показывающие взаимное влияние трех параметров выщелачивания (концентрации растворителя, кг/м^3 (x_1); отношение жидкой и твердой фаз (x_2); температуры раствора (x_3)) на степень перехода Cu и Pb в раствор:

$$y_{\text{Cu}} = 80,92 + 8,87 \cdot x_1 + 8,32 \cdot x_2 - 4,72 \cdot x_{12} + 3,05 \cdot x_{13} - 3,4 \cdot x_{23} + 4,45 \cdot x_{123},$$

$$y_{\text{Pb}} = 52,92 + 6,65 \cdot x_1 + 16,42 \cdot x_2 - 2,4 \cdot x_{12}.$$

Также в результате исследований были определены оптимальные параметры выщелачивания примесей KO вспомогательного производства ЗИФ ООО «Березитовый рудник»: концентрация HNO_3 – 350 кг/м^3 , температура растворов – $25 \text{ }^\circ\text{C}$, продолжительность процесса – 2 ч, Ж:Т = 5:1; извлечение меди при выбранных параметрах составило 89,6 %, свинца – 68,4 %, серебра – 99,5 %. В связи с полным переходом серебра в раствор предложена методика раздельного получения сплавов: золота лигатурного и серебра.

Полученные экспериментальные данные показали сопоставимость с результатами математического моделирования, проведенного с помощью ПК «Селектор».

Разработана методика цементации на меди из растворов, образующихся после гидрохимической обработки катодных осадков. В качестве металла-цементатора использовалось железо (в виде железной стружки – отходов токарного цеха предприятия); по результатам проведенных исследований рекомендовано использовать цементационную медь в качестве коллектора при переплавке первичных золотосодержащих шлаков, а также предложено реализовывать на медеплавильные и ювелирные заводы.

При содержании меди в цементационном осадке 96 % и годовой ее производительности 2,691 т при дальнейшей возможной реализации на медеплавильные предприятия полученная прибыль может составить 1.883.700 руб. в год.

Таким образом, в результате лабораторных испытаний кислотной очистки KO ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» были установлены оптимальные параметры процесса. Для подтверждения полученных результатов лабораторных исследований необходимо провести испытания в условиях действующего производства.

ГЛАВА 4. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ПРИМЕСЕЙ КАТОДНЫХ ОСАДКОВ

4.1 Полупромышленные испытания технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков, получаемых на ООО «Березитовый рудник»

Были проведены полупромышленные испытания предлагаемой технологии кислотного выщелачивания примесей КО, получаемых на ООО «Березитовый рудник». В качестве реагента использовалась синтетическая соляная кислота с массовой долей хлористого водорода (согласно ГОСТ 857-95) 31,5 %. КО, полученные электролизом богатых золотосодержащих растворов, при накоплении на одном электролизере 15-25 кг золота снимают с электролизера и помещают в камерную электропечь марки СНО-4.8.4/10И1. Данная термообработка проводится при температуре 500 °С в течение 10-12 ч. Масса КО для наших исследований составила 968,7 кг.

Для проведения кислотной обработки КО использовалась HCl с концентрацией 371 кг/м³. В контактный чан помещалась партия КО (массой 18-20 кг) с Ж:Т= 3:1, продолжительность выщелачивания составила 2 ч. После завершения процесса кек промывался водой до достижения pH = 6-7. Затем материал помещался в электропечь, где проводилась его термообработка, далее кек плавился в индукционной плавильной печи марки КИТ-25 (Россия) с добавкой флюсов (на массу загрузки, %: сода – 50, бура – 35, стекло – 15) по традиционной технологии [99]. Результаты плавки представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Результаты плавки КО после обработки соляной кислотой

№ партии	Вес катодного осадка, г		Вес слитка, г	Выход слитка, %	% мас.		Количество, г	
	до кислотной обработки	после кислотной обработки			Au	Ag	Au	Ag
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	20450	15350	6741	43,90	43,67	45,34	2943,8	3056,4
	20450	15350	5827	37,96	44,31	45,93	2581,9	2676,3
2	22142	19420	11150	57,40	40,72	36,49	4540,3	4068,6
	22142	19420	10760	55,40	43,42	38,51	4672	4143,7
	22142	19420	10427	53,69	44,39	38,68	4628,5	4033,2
	22142	19420	9949	51,24	39,46	34,68	3925,9	3450,3
3	19443	15945	9296	58,30	41,40	37,37	3848,5	3473,9
	19443	15945	9036	56,67	40,56	43,41	3665	3922,5
	19443	15945	9977	62,57	40,08	37,52	3998,8	3743,4
4	19523	15992	11442	71,55	44,10	49,93	5045,9	5712,9
	19523	15993	11048	69,08	42,10	47,01	4642,3	5193,6
5	22000	17000	11282	66,36	41,91	45,91	4728,9	5179,5

Окончание таблицы 4.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
	22000	17000	10258	60,34	46,91	46,92	4812	4813
	22000	19145	13765	71,90	45,59	47,74	6275,4	6571,4
6	22868	17280	11313	65,47	39,86	47,00	4509,3	5317,1
	22868	17280	10526	60,91	40,15	46,52	4226,1	4896,7
	22868	17280	11281	65,28	41,32	46,99	4661,3	5300,9
	22868	17280	10426	60,34	45,10	48,80	4702,1	5087,8
7	21876	12185	9737	79,91	42,13	44,73	4102,2	4355,7
	21876	17410	10882	62,50	40,46	39,90	4402,8	4341,9
	21876	17410	10992	63,14	41,37	41,45	4547,3	4556,1
8	22348	20185	13006	64,43	37,11	43,39	4826,5	5643,3
	22348	20185	13078	64,79	36,04	41,45	4713,3	5420,8
	22348	20185	12238	60,63	36,14	40,50	4457	4956,3
9	17200	15615	8090	51,81	40,36	42,52	3265,1	3439,9
	17200	15000	8314	55,43	34,22	36,16	2845,1	3006,3
10	21103	15315	8937	58,35	38,16	44,40	3410,4	3968
	21103	15316	6932	45,26	40,40	47,06	2800,5	3262,2
	21103	15318	6392	41,73	40,66	47,36	2599,0	3027,3
11	23640	19995	11114	55,58	38,25	45,64	4251,1	5072,4
	23640	19995	8559	42,81	43,87	46,64	3754,8	3991,9
	23640	19995	9594	47,98	41,47	49,97	3978,6	4794,1
12	25445	18900	12200	64,55	27,92	39,79	3406,2	4854,4
	25445	18900	11620	61,48	29,84	42,26	3467,4	4910,6
13	23021	20000	12050	60,25	32,40	42,04	3904,2	5065,8
	23021	20000	11316	56,58	30,00	39,09	3394,8	4423,4
	23021	19250	12056	62,63	30,87	41,89	3721,7	5050,3
14	16340	13515	7489	55,41	40,92	51,28	3064,5	3840,4
	16340	13515	7261	53,73	38,52	49,52	2796,9	3595,6
	16340	13515	7789	57,63	41,31	51,61	3217,6	4019,9
15	18051	14810	7879	53,20	40,53	52,96	3193,4	4141,2
	18051	14810	7949	53,67	39,24	52,40	3119,2	4165,3
	18051	14810	7404	49,99	41,26	54,01	3054,9	3998,9
16	20000	17137	13936	81,32	29,18	47,98	4066,5	6686,5
	20000	17137	12708	74,16	31,30	51,62	3977,6	6559,9
	20000	17137	11696	74,60	33,54	43,49	3922,8	5086,6
Среднее	21059	17130	10124	59,17	39,19	44,69	3927,6	4497,6

Проведенные испытания показали, что массовая доля драгоценных металлов в слитках значительно выше по сравнению с расчетной; это связано с тем, что выход сплава от исходного КО находится в пределах 50-75 % (по сравнению с расчетным 100 %), т.к. ошлаковывается также часть оставшихся в кеке примесей. При применении солянокислого выщелачивания примесей КО был получен сплав золота лигатурного с массовой долей драгоценных металлов более 85 %.

В таблице 4.2 представлены данные химического состава сплава золота лигатурного (выполнен в аналитическом, сертификационном и эколого-аналитическом центре «Ансертко» при ФГАОУ ВО «Московский государственный институт стали и сплавов»

(г. Москва) методом рентгенофлуоресцентной спектрометрии на приборе «Магний - 1» («Южполиметалл-Холдинг», Россия)).

Таблица 4.2 – Состав сплава золота лигатурного

Вид образца	Содержание элементов, % мас.										
	Au	Ag	Cu	Pb	Al	Zn	Si	S	Ca	Fe	Σ Sb,As
Исходный сплав	24	35,5	30	7,6	0,6	0,6	0,5	0,5	0,3	0,3	<0,1
Сплав после обработки HCl	44	39	13,5	1	0,3	0,5	0,6	0,1	0,3	0,5	<0,1

По данным таблицы 4.2 видно, что массовая доля золота в сплаве увеличилась на 20 % и достигла 44 %, что способствует значительному сокращению затрат на последующие аффинажные услуги и увеличению извлечения золота при аффинаже. Уменьшение содержания свинца на 6,6% позволило привести химический состав сплава золота лигатурного к соответствию ТУ 117-2-7-75 (содержание Pb – менее 5 %), что также снижает затраты на аффинаж, возникающие из-за повышенного содержания данного примесного металла. Результаты исследований подтверждены актами о полупромышленных испытаниях технологии кислотного выщелачивания КО (Приложения Л, М).

4.2 Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта от внедрения предлагаемой технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков ООО «Березитовый рудник»

Экономический эффект от снижения затрат на аффинажные услуги

Готовой продукцией многих золотоизвлекательных фабрик, в том числе ООО «Березитовый рудник», является «Золото аффинированное марки ЗлА-1» (ГОСТ 28058-2015). Аффинаж своей продукции предприятие осуществляет на АО «Приокский завод цветных металлов» (г. Касимов, Рязанская область), где стоимость аффинажных услуг составляет: при аффинировании золота лигатурного с массовой долей Au до 40 % 4,5 руб./г, при содержании Au 40-85 % – 3 руб./г. Извлечение золота при этом составляет 99,80 % из сплава с массовой долей золота ниже 40 %, 99,93 % – при 40-85 %. Расходы на кислотную обработку состоят из: стоимости реагента (10,8 руб./кг) и извести на обезвреживание растворов выщелачивания (9 руб./кг); капитальные затраты на оборудование не учитывались.

В таблице 4.3 приведен расчет экономического эффекта (при годовой производительности предприятия 3.500.000 г золота и 3.000.000 г серебра) при использовании технологии кислотного выщелачивания примесей КО.

Таблица 4.3 – Результаты расчета экономического эффекта от внедрения технологии кислотного выщелачивания примесей катодных осадков

Параметр	Массовая доля золота в сплаве золота лигатурного, %	
	до 40 %	от 40 – 85 %
Количество золота, г	3.500.000	3.500.000
Цена за аффинаж, руб./г	4,5	3,08
Стоимость услуг, руб.	15.750.000	10.780.000
НДС, руб.	2.835.000	1.940.400
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж золота, руб.</i>	<i>18.585.000</i>	<i>12.720.400</i>
Количество серебра, г	3.000.000	3.000.000
Цена за аффинаж, руб./г	0,5	0,5
Стоимость услуг, руб.	1.500.000	1.500.000
НДС, руб.	270.000	270.000
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж серебра, руб.</i>	<i>1.770.000</i>	<i>1.770.000</i>
<i>Оценочная стоимость аффинажных услуг золота лигатурного, руб.</i>	<i>20.355.000</i>	<i>14.490.400</i>
Стоимость транспортировки (0,16 % от стоимости золота лигатурного), руб.	13.024.000	13.024.000
<i>Итого затрат, руб</i>	<i>33.379.000</i>	<i>27.514.400</i>
<i>Удельные затраты, руб./г Au</i>	<i>9,54</i>	<i>7,86</i>
Технические потери золота* при аффинаже, г	7.000	2.450
Технические потери серебра** при аффинаже, г	36.600	36.600
Стоимость потерь драгоценных металлов, руб. (цена Au – 2300 руб./г, Ag – 30 руб./г)	17.198.000	6.733.000
Экономия в стоимости потерь драгметаллов, руб.	10.465.000	
Экономия в затратах на аффинажные услуги, руб.	5.864.600	
<i>Расходы на кислотную обработку, руб./год</i>	<i>424.116</i>	
<i>Суммарный экономический эффект, руб./год</i>	<i>15.905.484</i>	
<i>Суммарный экономический эффект, руб./г Au</i>	<i>4,54</i>	

* - потери золота при аффинаже устанавливаются аффинажными заводами;

** - потери серебра при аффинаже.

После проведения кислотного выщелачивания КО уменьшается его масса, а также количество плавок, и, следовательно, снижается расход флюсов, наблюдается меньший износ тиглей, уменьшается удельный расход электроэнергии.

Экономический эффект от внедрения технологии азотнокислого выщелачивания КО вспомогательного производства ООО «Березитовый рудник»

В случае реализации технологии выщелачивания примесей КО азотной кислотой, получаемого на вспомогательных участках сорбции, экономический эффект будет складываться в основном от снижения затрат на последующие аффинажные услуги.

Для экономических расчетов принимаем, согласно практическим данным, что 30 % от всего добываемого золота получают на вспомогательных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник» (таблица 4.4). Извлечение серебра при аффинаже составляет 98,78 %.

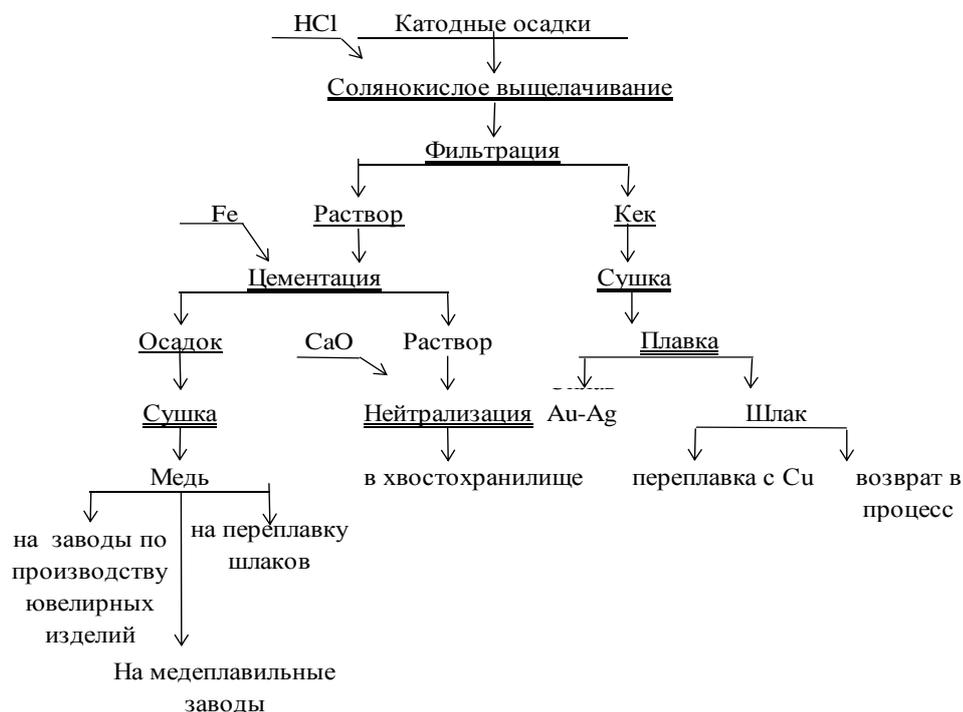
Таблица 4.4 – Результаты расчета экономического эффекта от внедрения технологии азотнокислого выщелачивания КО вспомогательного производства ООО «Березитовый рудник»

Параметр	Сплав золота лигатурного после плавки КО	
	Исходный	После азотнокислой обработки
Массовая доля золота, %	Менее 40	68,7 %
Количество золота, г	1.050.000	1.050.000
Стоимость аффинажа, руб./г	4,5	3,08
Стоимость услуг, руб.	4.725.000	3.234.000
НДС, руб (18 %)	850.500	582.120
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж золота, руб.</i>	<i>5.575.500</i>	<i>4.398.240</i>
Количество серебра, г	900.000	900.000
Стоимость аффинажа, руб. за 1 г серебра	0,5	0,5
Стоимость услуг, руб.	450.000	450.000
НДС, руб. (18 %)	81.000	81.000
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж серебра, руб.</i>	<i>531.000</i>	<i>531.000</i>
Оценочная стоимость аффинажных услуг золота лигатурного, руб.	6.106.500	4.929.240
Стоимость транспортировки (0,16 % от стоимости золота лигатурного), руб.	3.910.080	3.910.080
<i>Итого затрат, руб.</i>	<i>10.016.580</i>	<i>8.839.320</i>
Удельные затраты руб./г	9,54	8,42
Технические потери золота при аффинаже, г	2.100	735
Технические потери серебра при аффинаже, г	10.980	10.980
Стоимость потерь драгоценных металлов, руб.	5.181.360	2.041.860
Экономия в стоимости потерь драгоценных металлов, руб.	3.139.500	
Экономия в стоимости аффинажных услуг, руб	1.177.260	
<i>Суммарный экономический эффект, руб./год</i>	<i>4.316.760</i>	
<i>Суммарный экономический эффект, руб./г Au</i>	<i>4.11</i>	

4.3 Рекомендуемая технологическая схема переработки полиметаллических золотосодержащих руд месторождения «Березитовый» с дополнительной кислотной очисткой катодных осадков

Как было указано в п. 2, руды месторождения «Березитовый» перерабатываются по цианисто-сорбционной технологии. По результатам проведенных лабораторных исследований и апробации предлагаемой технологии кислотной обработки КО на действующем производстве была предложена технологическая схема с организацией до-

полнительной стадии очистки осадков и выделением меди из растворов выщелачивания (рисунок 4.2).



a



б

Рисунок 4.2 – Фрагмент рекомендуемой технологической схемы переработки золотосодержащих руд месторождения «Березитовый» с организацией дополнительной стадии очистки катодных осадков от примесей тяжелых цветных металлов: а – солянокислое выщелачивание КО, б – азотнокислое выщелачивание КО

4.4 Полупромышленные испытания технологии кислотного выщелачивания катодных осадков, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер»

В наших исследованиях образец КО массой 73133 г после сушки был разделен на три части, каждая из которых плавилась по стандартной технологической схеме с флюсами [99]: одна часть – исходный материал, вторая и третья части подвергались предварительной обработке кислотами: соляной и азотной, соответственно. Выход кеков выщелачивания составил при обработке КО, %, соответственно: азотной кислотой – 46,5, соляной – 79,7. Затем кеки выщелачивания промывались водой, высушивались и плавилась в слитки золота лигатурного (рисунок 4.3). В таблице 4.5 представлены технологические параметры плавки КО. Результаты атомно-эмиссионного спектрального анализа продуктов выщелачивания и плавки, выполненного на приборе «Искролайн 350» (фирмы «ИСКРОЛАЙН», г. Санкт-Петербург), приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.5 – Технологические параметры плавки катодных осадков

Параметр	Образец без обработки	После обработки различными растворителями	
		HNO ₃	HCl
Масса образца исходного КО, г	33,133	20,000	20,000
Масса слитка золота лигатурного, г	24,012	7,550	9,291
Масса шлака, г	4,961	4,261	10,965
Массовая доля Au в слитке, %	32,32	44,78	44,17
Массовая доля Ag в слитке, %	30,69	46,38	41,2
Выход слитка, %	72,47	81,1	58,2

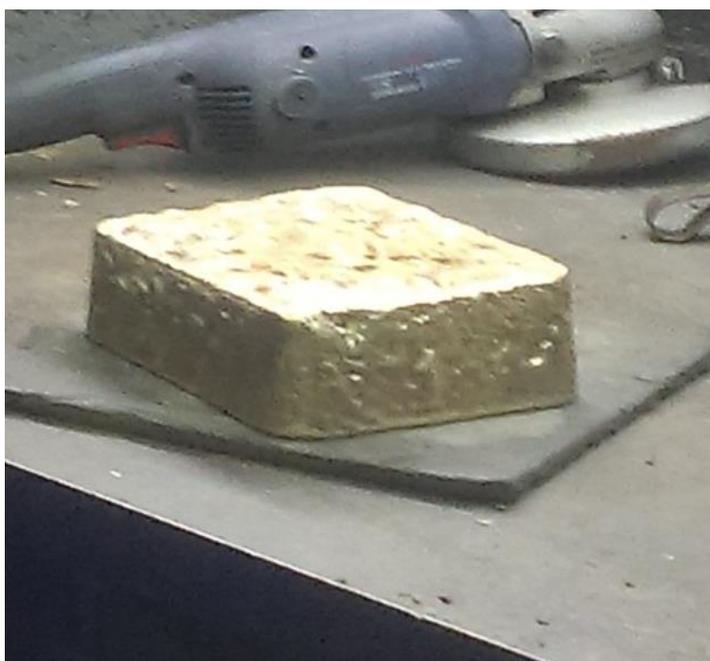


Рисунок 4.3 – Слиток сплава золота лигатурного после кислотной обработки

При проведении кислотной обработки КО удалось достичь следующих результатов: уменьшение потерь золота и серебра со шлаками, рост массовой доли золота и серебра в слитках золота лигатурного. Установлено, что азотная кислота дает более эффективную очистку КО от примесей [123]. Результаты исследований подтверждены актом о полупромышленных испытаниях технологии кислотного выщелачивания КО (Приложение Н). На рисунке 4.4 представлены фотографии стружки слитка золота лигатурного, выплавленного по стандартной технологии из КО без предварительной обработки (рисунок 4.4, а), после азотнокислого выщелачивания примесей (рисунок 4.4,б) и после солянокислого выщелачивания примесей (рисунок 4.4, в). Как видно из рисунка 4.4 а, образец стружки слитка, полученного из необработанного кислотой КО, имеет неоднородную структуру, с наличием как минимум двух разных по структуре и цвету видов металла.

Таблица 4.6 – Результаты химического анализа продуктов выщелачивания и плавки

Содержание компонентов в продуктах, % мас.	Химический состав продуктов выщелачивания		Химический состав продуктов плавки			
	Кек после выщелачивания		Слиток золота лигатурного из КО после обработки		Шлак, образовавшийся при плавке КО, после обработки	
	HNO ₃	HCl	HNO ₃	HCl	HNO ₃	HCl
Au	35,58	26,81	44,14	43,72	3,18	0,4
Ag	35,44	27,98	42,67	40,47	3,03	7,16
Cu	10,12	18,11	6,32	14,36	2,13	12,93
Ni	3,23	1,44	0,36	0,04	3,25	1,68
Fe	0,93	0,47	0,07	0,11	2,50	1,26
Zn	0,19	0,09	/0,1	0,01	0,51	0,18
Co	0,007	0,004	0,0011	0,0001	0,013	0,006
Pb	0,006	0,006	0,012	0,015	0,023	0,013
Al ₂ O ₃	0,76	0,42	*	*	2,81	1,54
CaO	2,92	2,81	*	*	10,02	7,30
MgO	0,78	0,66	*	*	2,03	1,48
MnO	0,07	0,05	*	*	0,27	0,11
SiO ₂	1,92	1,58	*	*	23,20	14,52
TiO ₂	0,02	0,04	*	*	0,18	0,12
Прочие примеси	8,02	19,53	6,32	1,27	46,90	51,30

*- данные соединения не зафиксированы

Образцы стружки после кислотного выщелачивания примесей (см. рисунки 4.4,б и 4.4,в) представляют собой равномерные по цвету, однородные, без видимых посторонних включений, материалы.

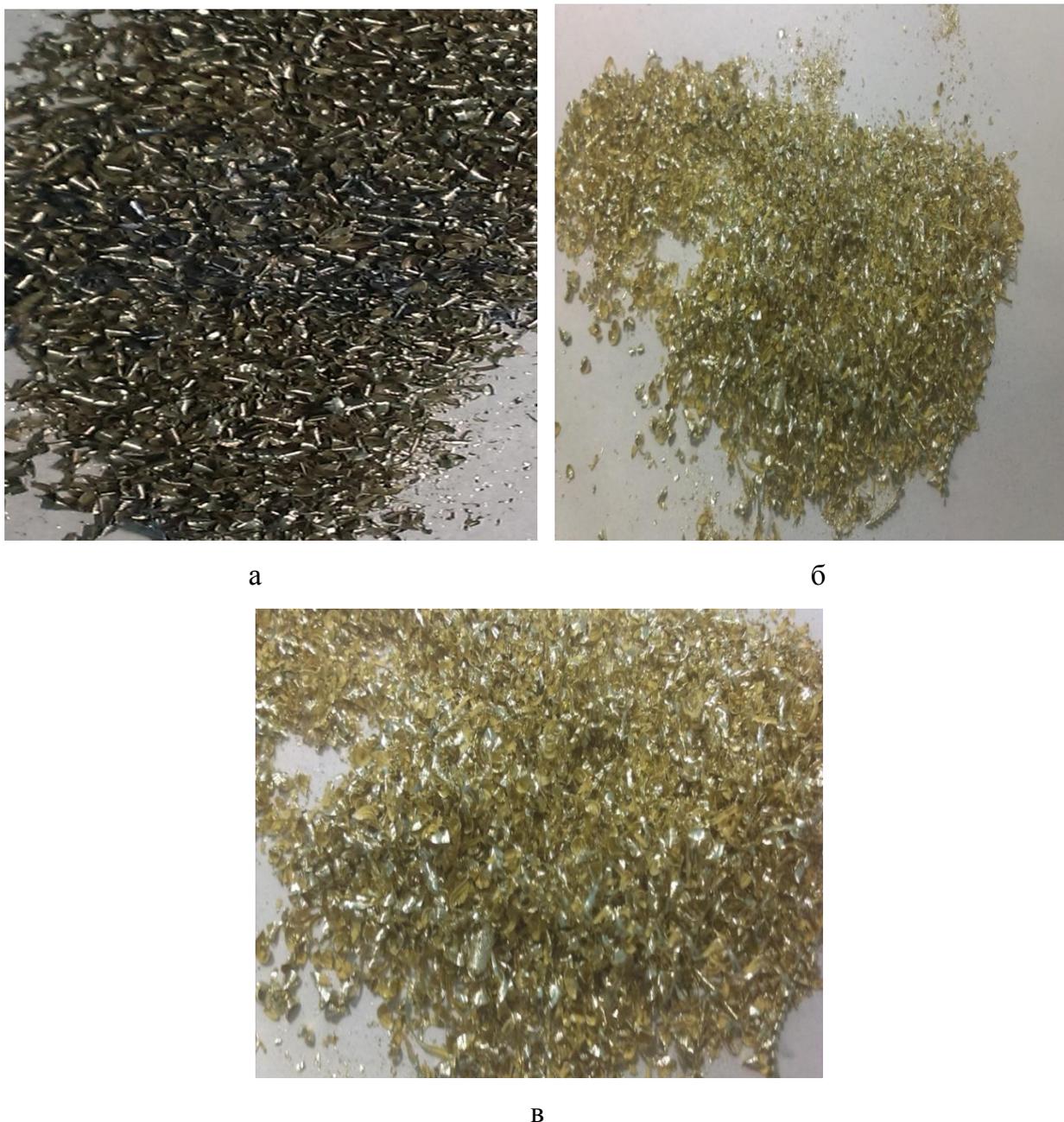


Рисунок 4.4 – Стружка золота лигатурного, полученного плавкой по стандартной технологии из катодных осадков: а – без предварительной обработки, б – после обработки азотной кислотой, в – после обработки соляной кислотой

Проведенные исследования по кислотному выщелачиванию примесей КО показали целесообразность использования данной технологии для повышения качества золота лигатурного, получаемого при плавке по стандартной технологии с флюсами. Массовая доля драгоценных металлов в слитках увеличилась в ≈ 2 раза, что позволит значительно сократить затраты на последующий аффинаж. После предварительной кислотной очистки увеличилось содержание драгоценных металлов в кеках выщелачивания, КО стали соответствовать требованиям ТУ 117-2-3-78. Сплавы золота лигатурного, полученные из

КО после кислотного выщелачивания металлов-примесей, имели однородную структуру, без посторонних включений и ликвационного разделения металла на различные по химическому составу части, что позволяет проводить достоверное опробование золота и серебра, и способствует уменьшению возникновения аффинажных разниц. Для КО ГГМК «Пионер» рекомендована технология азотнокислого выщелачивания КО.

4.5 Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта от внедрения предлагаемой технологии азотнокислого выщелачивания катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер»

В таблице 4.7 представлен расчет ожидаемого экономического эффекта от внедрения технологии азотнокислого выщелачивания примесей КО. Большая часть экономии относится к сокращению затрат на аффинажные услуги за счет увеличения массовой доли золота в сплаве.

Таблица 4.7 – Расчет ожидаемого экономического эффекта от внедрения технологии азотнокислого выщелачивания примесей КО УУС ГГМК «Пионер»

Параметр	Массовая доля золота в сплаве золота лигатурного, %	
	до 40	от 40 – 85
Количество золота, г	360.000	
Стоимость аффинажа, руб./г	4,5	3,08
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж золота, руб.</i>	1.911.600	1.308.384
Количество серебра, г	350.000	
Стоимость аффинажа, руб./г	0,5	0,5
<i>Итого стоимость услуг за аффинаж серебра с учетом НДС, руб.</i>	206.500	206.500
Оценочная стоимость аффинажных услуг золота лигатурного, руб.	2.118.100	1.514.884
Стоимость транспортировки, руб.	1.342.720	1.342.720
<i>Итого затрат, руб.</i>	3.460.820	2.857.604
Затраты руб./г Au	9,61	7,94
Технические потери золота при аффинаже, г	252	72
Технические потери серебра при аффинаже, г	4.270	4.270
Стоимость потерь драгоценных металлов, руб.	716.240	302.240
Экономия в стоимости потерь драгметаллов, руб.	414.000	
Экономия в затратах на аффинажные услуги, руб.	603.216	
<i>Суммарный экономический эффект, руб.</i>	1.017.216	
<i>Экономический эффект, руб./г Au</i>	2,82	

4.6 Выводы по главе 4

При проведении опытно-промышленных испытаний по апробации технологии кислотного выщелачивания примесей КО, получаемых на основном технологическом

переделе ООО «Березитовый рудник», был получен сплав золота лигатурного с массовой долей драгоценных металлов в среднем 83,88 %, содержание свинца в слитках составило ~ 1 %, что позволило привести золотосодержащий сплав по химическому составу в соответствии с требованиями ТУ-117-2-7-75.

Удаление примесей из КО способствовало снижению потерь золота со шлаками при плавке, равномерному распределению драгоценных металлов по всему объему слитка, отсутствию образования штейновой фазы на поверхности слитка и, следовательно, уменьшению аффинажных разниц.

Ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотной обработки золотосодержащих катодных осадков заключается в:

- снижении аффинажной разницы и равномерному распределению драгоценных металлов в объеме слитков;
- экономии затрат на плавку катодных осадков для получения сплава золота лигатурного;
- снижении стоимости аффинажных услуг:
 - на 1,5 руб./г Au за счет увеличения массовой доли драгоценного металла в сплаве золота лигатурного до 44 %;
 - на 0,13 % за счет извлечения драгоценного металла в золото аффинированное;
 - на 5 % за счет приведения химического состава исходного сплава к соответствию требованиям ТУ-117-2-3-78 по содержанию свинца.

Суммарный ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотного выщелачивания КО составит 20.222.244 руб. в год, на единицу продукции – 14,34 руб./г Au.

Для извлечения меди из растворов после выщелачивания КО предложена технология цементации с использованием в качестве металла-цементатора железной стружки. Содержание меди в цементационном осадке составило 96 %, что позволяет реализовывать ее на медеплавильные предприятия с возможным получением прибыли в размере 1.883.700 руб. в год.

При проведении опытно-промышленных испытаний технологии кислотного выщелачивания примесей КО, получаемых на участке угольной сорбции ГГМК «Пионер», растворами HCl и HNO₃ были получены сплавы с массовой долей Au 44,17 %

и 44,78 %, соответственно. Ожидаемый экономический эффект от внедрения данной технологии составит 1.017.216 руб. в год, на единицу продукции – 2,82 руб./г Au.

По результатам проведенных лабораторных исследований и апробации предлагаемой технологии кислотной обработки КО на действующем производстве была предложена технологическая схема с организацией дополнительной стадии очистки осадков и выделением меди из растворов выщелачивания.

Результаты диссертационных исследований внедрены в учебный процесс в ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» при подготовке обучающихся по направлению «Металлургия» (Приложение К).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе анализа современного состояния проблем, связанных с качеством золотосодержащих катодных осадков, получаемых при переработке различных типов золотосодержащих руд и концентратов, показано, что в связи с истощением запасов богатых по содержанию драгоценных металлов руд в производство вовлекаются упорные и бедные золотосодержащие полиметаллические руды, которые требуют поисков новых способов переработки. Установлено, что катодные осадки золота, получаемые при переработке данных руд, содержат более 40 % примесей тяжелых цветных металлов: медь, свинец, цинк и др.

Предприятия, работающие по цианисто-сорбционной технологии ООО «Березитовый рудник» (Тындинский район, Амурская область) и ГГМК «Пионер» (Магдагачинский район, Амурская область) получают сплав золота лигатурного, не соответствующее ТУ–117-2-7-75 по содержанию тяжелых цветных металлов, что приводит к повышенной стоимости последующих аффинажных услуг. При проведении приемной плавки на аффинажных заводах примеси тяжелых цветных металлов в продуктах являются причиной образования штейновой фазы, приводящей к потерям драгоценных металлов, возникновения аффинажных разниц, а также недостоверного опробования материала.

В литературе практически отсутствуют данные о составе катодных осадков, получаемых по цианисто-сорбционной технологии, и путях удаления примесей из них. Согласно проведенным исследованиям других исследователей, установлено, что кислотные методы выщелачивания примесей имеют ряд преимуществ: относительная дешевизна и доступность реагентов, при отсутствии капитальных затрат.

Проведены детальные аналитические исследования характеристик золотосодержащих катодных осадков ООО «Березитовый рудник» (Тындинский район, Амурская область) и ГГМК «Пионер» (Магдагачинский район, Амурская область), которые показали, что вещественный состав золотосодержащих руд месторождений, находящихся в разработке данных предприятий, изменился в сторону уменьшения содержания драгоценных металлов и увеличения тяжелых цветных металлов, что приводит к снижению качества готовой продукции предприятия – золота лигатурного.

Основными примесями в исходном сырье для получения сплава золота лигатурного по традиционной цианисто-сорбционной технологии являются медь, свинец, цинк. Получаемые на производстве катодные осадки не соответствуют требованиям, предъяв-

ляемым к ним по содержанию драгоценных металлов и суммы примесей цветных металлов (согласно ТУ 117-2-3-78). При последующей плавке образуется золотосеребряный сплав с повышенным содержанием свинца, что приводит к дополнительным затратам на проведение аффинажа. Кроме того, наличие в сплаве свинца и меди приводит к неравномерному распределению золота и серебра в слитке.

Проведены исследования химического состава катодных осадков ООО «Березитовый рудник» и ГГМК «Пионер» с помощью современных физико-химических методов анализа: пробирного, атомно-абсорбционного, рентгеноструктурного, рентгенофлуоресцентного, атомно-эмиссионного с индуктивно-связанной плазмой, атомно-эмиссионного спектрального, а также электронно-зондового рентгеноспектрального микроанализа. По данным гранулометрического состава крупность частиц КО менее 200 мкм составляет 80 %. Было установлено, что образцы КО основного технологического участка ЗИФ ООО «Березитовый рудник» содержат (по данным рентгеноструктурного анализа) помимо драгоценных металлов CuO , Cu_2O , ZnS , PbO , Zn , Ag_2S ; содержание примесей тяжелых цветных металлов, затрудняющих последующую переработку, составляет в среднем более 50 %, а сумма драгоценных металлов в КО (по данным РСМА) не превышает 23 %. Общее содержание серы в КО составляет 4 %, которая находится в виде сульфидов (2,64 %) и сульфатов (1,29 %).

Отличительной особенностью КО вспомогательных участков сорбции ЗИФ ООО «Березитовый рудник» является меньшее содержание примесей тяжелых цветных металлов (~ 25 %) и серы (0,5 %), а также отсутствие сульфида серебра. По данным РСМА сумма драгоценных металлов в данных образцах КО составляет в среднем более 57 %; основными элементами являются: Au , Ag , Cu , O и Pb . Причем установлено, что в растворах, из которых в дальнейшем осаждают драгоценные металлы на катоде при электролизе, содержание серебра превышает содержание золота в 3 и более раз, что приводит к более продолжительному выщелачиванию Ag по традиционной цианисто-сорбционной технологической схеме. Примеси (Cu , Pb и S), затрудняющие дальнейшую переработку катодных осадков, находятся в меньшем количестве по причине первоначальной их сорбции в основном процессе переработки руды.

Катодные осадки ГГМК «Пионер», получаемые из оборотных растворов хвостохранилища и растворов кучного выщелачивания, содержат Au и Ag (в среднем ~22 % и 24 %, соответственно) и примесные металлы (Cu , Ni , Fe и др. в виде различных соеди-

нений). Содержание Ni в данных образцах КО составляет ~ 2 %. Особенностью данного металла является его большее сродство к сере, что приводит к образованию при плавке КО сульфидов (NiS и NiS₂), не переходящих в шлак, а образующих на поверхности слитка штейновую фазу, приводящую к потерям драгоценных металлов при плавке катодных осадков. На данном предприятии существуют те же проблемы с качеством получаемого золотосодержащего сплава: неравномерное распределение золота в слитке, недостоверное опробование, возникновение аффинажной разницы, значительные потери золота со шлаками, наличие штейновой фазы на поверхности слитков золота.

Для оценки термодинамической вероятности взаимодействия компонентов катодных осадков с растворителями разработана математическая (физико-химическая модель) процесса выщелачивания примесей КО (с помощью программного комплекса «Селектор»), которая показала возможность перевода примесей в раствор при кислотном выщелачивании.

В результате проведенных исследований были определены оптимальные параметры выщелачивания примесей (Cu, Pb) катодных осадков основного производства ЗИФ ООО «Березитовый рудник»: концентрация HCl – 371 кг/м³, температура растворов – 25 °С, продолжительность процесса – 2 ч, Ж:Т = 3:1. Извлечение меди (в виде дихлоркупрата) при данных параметрах составило 69 %, свинца (в виде тетрахлорплюмбита) – 93,9 % за счет взаимодействия образующихся хлоридов щелочных металлов, которые присутствуют в КО, с хлоридами меди и свинца. Степень перехода серебра в раствор (в виде дихлораргенатов натрия, калия и магния) составила 5 %, что связано с наличием на поверхности серебра пленки Ag₂S, которая препятствует взаимодействию металлов с HCl.

Методом математического планирования трехфакторного эксперимента были получены уравнения многомерных полиномов, показывающие взаимное влияние трех параметров выщелачивания (концентрации растворителя, кг/м³ (x_1); отношения жидкой и твердой фаз (x_2); температуры раствора (x_3)) на степень перехода Cu, и Pb в раствор:

$$y_{Cu} = 80,92 + 8,87 \cdot x_1 + 8,32 \cdot x_2 - 4,72 \cdot x_{12} + 3,05 \cdot x_{13} - 3,4 \cdot x_{23} + 4,45 \cdot x_{123},$$

$$y_{Pb} = 52,92 + 6,65 \cdot x_1 + 16,42 \cdot x_2 - 2,4 \cdot x_{12}.$$

В результате проведенных исследований также были определены оптимальные параметры выщелачивания примесей КО (Cu, Pb) вспомогательного производства ЗИФ ООО «Березитовый рудник»: концентрация HNO₃ – 350 кг/м³, температура растворов —

25 °С, продолжительность процесса – 2 ч, Ж:Т = 5:1; извлечение меди при выбранных параметрах составило 89,6 %, свинца – 68,4 %, серебра – 99,5 %. В связи с полным переходом серебра в раствор предложена методика раздельного получения сплавов (золота лигатурного и серебра) при переработке руд данного месторождения.

Предложена методика выделения методом цементации меди из растворов, образующихся после гидрохимической обработки КО ООО «Березитовый рудник». В проведенных экспериментах качестве металла-цементатора использовалось железо (в виде железной стружки – отходов токарного цеха предприятия); по результатам проведенных исследований рекомендовано использовать цементационную медь в качестве коллектора при переплавке первичных золотосодержащих шлаков, а также реализовывать на медеплавильных и ювелирных заводах.

При проведении опытно-промышленных испытаний в ООО «Березитовый рудник» по апробации технологии кислотного выщелачивания примесей КО основного технологического передела был получен сплав золота лигатурного с массовой долей драгоценных металлов в среднем 83,88 %; содержание свинца в слитках составило ~ 1 %, что позволило привести золотосодержащий сплав по химическому составу в соответствии с требованиями ТУ-117-2-7-75. Удаление примесей из КО способствовало снижению потерь золота со шлаками при плавке, равномерному распределению драгоценных металлов по всему объему слитка, отсутствию образования штейновой фазы на поверхности слитка и, следовательно, уменьшению аффинажных разниц.

Была проведена оценка эффективности предложенных рекомендаций по повышению качества катодных осадков, снижающих затраты на их последующий аффинаж. Ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотной обработки золотосодержащих катодных осадков заключается в:

- снижении аффинажной разницы (разницы между результатами анализа предварительного опробования сплава золота лигатурного предприятий-поставщиков и аффинажных заводов) и равномерному распределению драгоценных металлов в объеме слитков;
- экономии затрат на плавку катодных осадков для получения сплава золота лигатурного;
- снижении стоимости аффинажных услуг:

- на 1,5 руб./г Au за счет увеличения массовой доли драгоценного металла в сплаве золота лигатурного до 44 %;
- на 0,13 % за счет извлечения драгоценного металла в золото аффинированное;
- на 5 % за счет приведения химического состава исходного сплава к соответствию требованиям ТУ-117-2-3-78 по содержанию свинца.

Суммарный ожидаемый экономический эффект от внедрения технологии кислотного выщелачивания КО основного и вспомогательного технологических участков ЗИФ ООО «Березитовый рудник» составит 20.222.244 руб. в год (на единицу продукции – 14,34 руб./г Au).

Содержание меди в осадке, полученном при ее цементации из растворов кислотной обработки КО ООО «Березитовый рудник», составило 96 %, что позволяет реализовывать данную цементационную медь на медеплавильные предприятия с получением возможной прибыли в размере 1.883.700 руб. в год.

При проведении опытно-промышленных испытаний по кислотной очистки КО, получаемых на участке угольной сорбции ГТМК «Пионер», растворами HCl и HNO₃ были получены сплавы с массовой долей Au 44,17 % и 44,78 %, соответственно. Ожидаемый экономический эффект от внедрения данной технологии составит 1.017.216 руб. в год, на единицу продукции – 2,82 руб./г Au.

По результатам проведенных лабораторных исследований и апробации предлагаемой технологии кислотной обработки КО на действующем производстве была предложена технологическая схема с организацией дополнительной стадии очистки осадков и выделением меди из растворов выщелачивания.

Результаты диссертационной работы внедрены в учебный процесс в ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» при подготовке обучающихся по направлению «Металлургия».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аносов, Ю.М. Основы отраслевых технологий и организация производства: учебник / Ю.М. Аносов, Л.Л. Бекренев, В.Д. Дурнев; под. ред. В.К. Федюкина. – СПб: Политехника, 2002. – 311 с.
2. Гончаров, Г.В. Российская мировая торговля драгоценными металлами 2012-2013. Неизвестные факты / Г.В. Гончаров // Цветные металлы и минералы 2014: сборник докл. 6-го Междунар. конгресса (Красноярск, сент. 2014 г.). – Красноярск, 2014. – С. 732–733.
3. Плаксин, И.Н. Гидрометаллургия: учебн. пособие для металлургических вузов / И.Н. Плаксин, Д.М. Юхтанов. – М: Металлургиздат, 1949. – 905 с.
4. Леонов, С.Б. Гидрометаллургия. Ч.1. Рудоподготовка и выщелачивание: учебник / С.Б. Леонов, Г.Г. Минеев, И.А. Жучков. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 1998. – 703 с.
5. Карпухин, А.И. Кислотно-солевой аффинаж золота и серебра: монография / А.И. Карпухин. – Иркутск: ОАО Иргиредмет, 2003. – 192 с.
6. Бодуэн, А.Я. Современные гидрометаллургические технологии переработки упорного золотосодержащего сырья / А.Я. Бодуэн, С.Б. Фокина, Г.В. Петров, М.А. Серебряков // Современные проблемы науки и образования (URL: <https://science-education.ru/ru/article/view=15619>; дата обращения 11.09.2018)
7. Баликов, С.В. Плавка золотосодержащих концентратов / С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, Г.Г. Минеев. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2002. – 323 с.
8. Барышников, И.Ф. Пробоотбирание и анализ благородных металлов: справочное руководство для лабораторий / И.Ф. Барышников. – М.: Металлургия, 1978. – 400 с.
9. Плаксин, И.Н. Опробование и пробирный анализ / И.Н. Плаксин. – М.: Металлургиздат, 1947. – 268 с.
10. Макаров, Ю.Б. Методические указания по пробирному определению золота и серебра в минеральном сырье / Ю.Б. Макаров, В.А. Горонков, С.Б. Макаров, Э.П. Здорова. – М.: ЦНИГРИ, 1986. – 61 с.
11. Жмурова, В.В. Технология повышения качества золотосодержащего сырья, отправляемого на аффинажные заводы / В.В. Жмурова // Информационно-рекламный бюллетень «Золотодобыча». – №163. – Иркутск, 2012. (URL: <https://zolotodb.ru/articles/metallurgy/factory/10660>; дата обращения 20.07.2018).

12. Котляр, Ю.А. *Металлургия благородных металлов: учебник в 2-х кн.* / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. – М.: МИСИС: Издательский дом «Руда и металлы», 2005. – 824 с.
13. Масленицкий, И.Н. *Металлургия благородных металлов: учебник для вузов*/ И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев, В.Ф. Борбат. и др.; под редакцией Л.В. Чугаева. – М: *Металлургия*, 1987. – 432 с.
14. *Леонов, С.Б. Гидрометаллургия, ч. II. Выделение металлов из растворов и вопросы экологии* / С.Б. Леонов, Г.Г. Минеев, И.А. Жучков. – Иркутск: ИрГТУ, 2000. – 497 с.
15. *Баликов, С.В. Обжиг золотосодержащих концентратов* / С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, Г.Г. Минеев. – Иркутск: ОАО Иргиредмет, 2002. – 416 с.
16. Пат. 2351667, Российская Федерация, С22В11/00, С22В3/06 *Способ переработки цинксодержащих золотосеребряных цианистых осадков* / В.Д. Ильяшевич, С.Н. Мамонов, В.Н. Ефимов, В.А. Востриков, В.И. Глухов, Герасимова; заявитель и патентообладатель Открытое акционерное общество «Красноярский завод цветных металлов имени В.Н. Гулидова». – № 200137630/02; заявл. 10.10.2007; опубл. 10.04.2006.
17. Пат. 2176278, Российская Федерация, С22В11/00, С22В3/04, *Способ выделения золота из золотосодержащего цинкового осадка* / В.Ф. Малахов, Н.Г. Корицкая, В.В. Короленко, Э.В. Мальцев, И.В. Малахов, И.В. Симонова; заявитель и патентообладатель Красноярский завод цветных металлов имени В.Н. Гулидова. – № 2000111029/02; заявл. 03.05.2000; опубл. 27.11.2001
18. Пат. 2094507, Российская Федерация, С22В11/06, С22В3/06. *Способ извлечения золота из золотосодержащего цинкового осадка* /А.А. Филипов, Л.К. Герасимова; заявитель и патентообладатель Акционерное общество «Красноярский завод цветных металлов». – № 96104753/02; заявл. 12.03.1996; опубл. 27.10.1997.
19. *Мастюгин С. А. Разработка гидрометаллургической схемы переработки медеэлектролитных шламов* / С.А. Мастюгин, М.А. Ласточкина, В.Г. Лобанов, Р.С. Воинок // *Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья «Плаксинские чтения–2013»* : материалы Международного совещания (Томск, сент. 2013 г.). – Томск, 2013. – С. 390–391.
20. *Ласточкина, М.А. Гидрометаллургическое обогащение промпродуктов металлургического производства, содержащих драгоценные металлы* / М.А. Ласточкина,

Т.В. Вергизова, Т.Н. Гейвер // Цветные металлы и минералы 2014: сб. докладов 5-го Междунар. конгресса (Красноярск, сент. 2014 г.). – Красноярск, 2014. – С. 752–762.

21. Мاستюгин, С.А. Переработка хвостов флотации медеелектролитного шлама / С.А. Мاستюгин, С.В. Мамяченков, О.С. Анисимова, Р.С. Волков // Цветные металлы. – 2013. – №11. – С. 45–51.

22. Беленький, А.М. Азотно-кислородное выщелачивание медеелектролитных шламов / А.М. Беленький, Г.В. Петров, А.Я. Бодуэн, А.С. Куколевский // Записки горного института. – 2006. – Т. 169. – С. 53–56.

23. Перфильева, Н.С. Переработка магнитного скрапа золотоизвлекательной фабрики / Н.С. Перфильева, А.И. Рюмин, Н.К. Алгебраистова // Цветные металлы и минералы 2013: сб. докладов 4-го междунар. Конгресса (Красноярск, сент. 2013г.). – Красноярск, 2013. – С. 380.

24. Пат. 2164255, Российская Федерация, С22В110/00, С22В11/02, С22В7/02, С22В3/06 Способ извлечения благородных металлов из продуктов, содержащих хлорид серебра, металлы платиновой группы и золото / Ю.А. Сидоренко, В.Н. Ефимов, А.В. Москалев, С.И. Ельцин; заявитель и патентообладатель Красноярский завод Цветных металлов. – № 99102201/02; заявл. 04.02.1999; опубл. 27.12.2000.

25. Пат. 2100457, Российская Федерация, С22В11/00 Способ аффинажа серебра / А.И. Потапова, А.И. Карпухин, С.Г. Рыбкин, Е.С. Никонова, И.И. Стелькина; заявитель и патентообладатель Акционерное общество «Иргиредмет». – № 201333742/02; заявл. 15.08.1995; опубл. 27.12.1997.

26. Уткин, И.Н. Металлургия цветных металлов: учебник для техникумов / И.Н. Уткин. – М: Металлургия, 1985. – 440 с.

27. Черняк, А.С. Химическое обогащение руд / А.С. Черняк. – М: Недра, 1987. – 224 с.

28. Журавлева, С.С. Гидролитический способ получения аффинированного серебра / С.С. Журавлева, Л.К. Герасимов, В.А. Востриков, В.Д. Ильяшевич // XIX Международная Черняевская конференция по химии, аналитике и технологии платиновых металлов: сб. тезисов докладов (Новосибирск, сент. 2010 г.). – Новосибирск: ИНХСОРАН, 2010. – С. 52.

29. Пат. 2151210, Российская Федерация, С22В11/00, С22В3/06, С22В3/20 Способ переработки сплава лигатурного золота / А.И. Карпухин, И.И. Стелькина, Л.А. Мед-

ведева, В.Е. Дементьев; заявитель и патентообладатель Акционерное общество «Иргиредмет». – № 98121178/02; заявл. 24.11.1988; опубл. 20.06.2000.

30. Куколевский, А.С. Разработка эффективной технологии извлечения серебра из отходов ювелирной промышленности: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Куколевский Антон Сергеевич. – СПб., 2009. – 156 с.

31. Куколевский, А.С. Термодинамика процесса химического растворения серебряносодержащих отходов ювелирного производства / А.С. Куколевский, В.М. Сизяков, А.М. Беленький // Цветные металлы. – 2010. – №1. – С. 49–51.

32. Карпухин, А.И. Пуск и освоение технологии аффинажа золота на Колымском аффинажном заводе / А.И. Карпухин, Л.А. Медведева, С.А. Феоктистов // Цветные металлы. – 1999. – №10. – С. 22–23.

33. Пат. 2260629, Российская Федерация, С22В11/00 Способ переработки продуктов, содержащих халькогениды неблагородных металлов, металлы платиновой группы и золото / В.Ф. Малахов, В.Н. Ефимов, А.В. Москалев; заявитель и патентообладатель Открытое акционерное общество «Красноярский завод цветных металлов им. В.Н. Гулидова». – 2003130045/02; заявл. 09.10.2003; опубл. 20.09.2005.

34. Миронкина, Н. В. Разработка технологии извлечения неблагородных элементов из исходных концентратов и промпродуктов аффинажного производства: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Миронкина Наталья Викторовна. – Красноярск, 2013. – 150 с.

35. Миронкина, Н.В. Соосаждение благородных металлов в сульфат свинца / Н.В. Миронкина, А.И. Рюмин, Г.А. Соркинова // Цветные металлы. – 2009. – №7. – С. 48–49.

36. Пат. 2598726, Российская Федерация, С22В3/06, С22В11/00, С22В15/00, С22В25/00. Способ комплексной переработки материала, содержащего драгметаллы / С.М. Совка, И.А. Малыхин, О.В. Телипенко; заявитель и патентообладатель С.М. Совка, И.А. Малыхин, О.В. Телипенко. – № 2015117809/02; заявл. 12.05.2015; опубл. 27.09.2016.

37. Лодейщиков В.В. Техника и технология извлечения золота за рубежом / В.В. Лодейщиков. – М.: Металлургия, 1973. – 288 с.

38. Перепелкина А.О. Интенсивное цианирование богатых гравитационных концентратов / А.О. Перепелкина, Т.С. Минеева // Переработка природного и техногенного сырья: сб. научных трудов. – Иркутск, 2016. – С. 139–143.

39. Жмурова, В.В. Интенсивное цианирование гравиконоцентратов на установке Асасiа / В.В. Жмурова, К.С. Имангулов // Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов: матер. Всерос. научно-практ. конф. с междунар. участием (Иркутск, апрель 2017 г.). – Иркутск, 2017. – С. 48–52.

40. Карпухин А.И. Исследование кислотной технологии переработки богатых золотосодержащих концентратов «золотой головки» / А.И. Карпухин, С.С. Орлов // Вестник ИрГТУ. – 2014. – №3. – С. 141–145.

41. Пат. 2123060, Российская Федерация, С22В11/00, С22В3/24. Способ извлечения золота из цианистых растворов или пульп, содержащих медь / Г.И. Войлошников, Н.С. Войлошникова, В.К. Чернов; заявитель и патентообладатель Открытое акционерное общество «Иргиредмет». – № 97116590/02; заявл. 02.10.1997; опубл. 10.12.1998.

42. Пат. 2385961, Российская Федерация, С22В11/08, С22В3/24. Способ переработки золотомедистых руд / Г.И. Войлошников, А.В. Бывальцев, Н.С. Войлошникова, А.Ф. Ращенко, Е.Д. Мусин; заявитель и патентообладатель Акционерное общество «Иргиредмет». – № 20081110770/02; заявл. 20.03.2008; опубл. 10.04.2010.

43. Пат. 2443791, Российская Федерация С22В11/08, С22В15/00. Способ кондиционирования цианисодержащих оборотных растворов переработки золотомедистых руд с извлечением золота и меди с регенерацией цианида / В.Ф. Петров, А.А. Файберг, С.В. Петров, Г.И. Войлошников; заявитель и патентообладатель Акционерное общество «Иргиредмет». – № 2010129019/02; заявл. 13.07.2010; опубл. 27.02.2012.

44. Пат. 2346064, Российская Федерация С22В11/02. Способ переработки золото-сурьмяно-мышьяковых сульфидных концентратов / В.К. Совмен, В.Н. Гуськов, Ю.Т. Мельников, В.В. Белецкий, В.Н. Лосев; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество «Золотодобывающая компания «Полюс» – № 2007124085/02; заявл. 26.06.2007; опубл. 10.02.2009.

45. Пат. 1540291, СССР С22В3/00. Способ переработки коллективных золото-железо-серусодержащих концентратов / С.Б. Макаров, Ю.Б. Макаров, В.А. Горонков, А.И. Никулин, Б.А. Бочков; заявитель и патентообладатель Центральный научно-

исследовательский геолого-разведочный институт цветных и благородных металлов – № 4341605/02; заявл. 11.12.1987; опубл. 30.01.1994.

46. Пат. 2398034, Российская Федерация С22В11/06. Способ переработки сульфидных золотосодержащих мышьяково-сурьмянистых концентратов или руд / С.П. Бакшеев, С.Н. Тупицын, О.В. Кожевников; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество «Золотодобывающая компания «Полнос». – № 2009111738/02; заявл. 30.03.2009; опубл. 27.08.2009.

47. Пат. 2632742, Российская Федерация С22В11/06, С22В3/04. Способ комплексной переработки золотосодержащих сульфидных мышьяковистых концентратов / В.К. Ларин, Л.С. Стрижко, Л.Ш. Бикбаев, А.М. Актемиров, Е.Г. Бибики; заявитель и патентообладатель Ларин Валерий Константинович. – № 2015155398; заявл. 24.12.2015; опубл. 27.06.2017.

48. Пат. 2460814, Российская Федерация С22В11/00, С22В3/04, С22В43/00. Способ извлечения золота из цианидных растворов с присутствующей в них растворенной ртутью / В.В. Доброскокин, Е.В. Овчаренко, И.Д. Акимова; заявитель и патентообладатель ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии». – № 2011114488/02; заявл. 13.04.2011; опубл. 10.09.2012.

49. Тагильцев, А.Н. Амальгамация золота в непромышленных условиях / А.Н. Тагильцев // Золотодобыча (URL: <https://zolotodb.ru/article/10248>, дата обращения 05.10.2018)

50. Пат. 2458160, Российская Федерация С22В11/00, С22В3/24, С22В43/00. Способ извлечения золота из цианидных растворов, содержащих ртуть / В.В. Доброскокин, Е.В. Овчаренко, И.Д. Акимова; заявитель и патентообладатель ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии». – № 2011116602/02; заявл. 26.04.2011; опубл. 10.08.2012.

51. Барченков, В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей: монография / В.В. Барченков. – Чита, 2004. – 242 с.

52. Жмурова, В.В. Подбор технологического режима для повышения величины извлечения благородных металлов из бедных руд фабричным способом по технологии Меррил-Кроу / В.В. Жмурова, Д.В. Оконешников // Перспективы развития технологии

переработки углеводородных и минеральных ресурсов: матер. Всерос. научно-практ. конф. с междунар. участием (Иркутск, апрель 2017 г.). – Иркутск, 2017. – С. 13–15.

53. Меретуков, М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия / М.А. Меретуков. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2008. – 528 с.

54. Коровин, Н.В. Общая химия / Н.В. Коровин. – М.: Высшая школа, 2002. – 558 с.

55. Глинка, Н.Л. Общая химия: учебное пособие для вузов / Л.Н. Глинка. – СПб.: Химия, 1985. – 704 с.

56. Лоскутов, Ф.М. Металлургия свинца: учебное пособие / Ф.М. Лоскутов. – М.: Металлургия, 1965. – 528 с.

57. Романтеев, Ю.П. Металлургия тяжелых цветных металлов. Свинец. Цинк. Кадмий / Ю.П. Романтеев, В.П. Быстров. – М.: МИСиС, 2010. – 575 с.

58. Смирнов, В.И. Гидрометаллургия меди / В.И. Смирнов. – М.: Metallurgizdat, 1947. – 160 с.

59. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов / В.В. Лодейщиков. – М.: Недра, 1968. – 204 с.

60. Ванюков, А.В. Теория пирометаллургических процессов: учебное пособие / А.В. Ванюков, В.Я. Зайцев. – М.: Металлургия, 1993. – 384 с.

61. Ставицкий, Е.М. Благородные металлы: справочник / Под ред. Е.М. Савицкого. – М.: Металлургия, 1984. – 213 с.

62. Макаров, Ю.Б. Методические указания по пробирному определению золота и серебра в минеральном сырье / Ю.Б. Макаров, В.А. Горонков, С.Б. Макаров, Э.П. Здорова. – М.: ЦНИГРИ, 1986. – 61 с.

63. Кришал, М.М. Сканирующая электронная микроскопия и рентгеноспектральный микроанализ в примерах практического применения: учебное пособие / М.М. Кришал, И.С. Ясников, В.И. Полунин. – М.: Техносфера, 2009. – 206 с.

64. Ревенко, А.Г. Рентгеноспектральный электронно-зондовый микроанализ природных объектов / А.Г. Ревенко; под ред. А.Г. Ревенко. – Новосибирск: Наука, 2000. – 219 с.

65. Жмурова, В.В. Изучение состава катодного осадка, содержащего благородные металлы / В.В. Жмурова, А.И. Карпухин // Вестник ИрГТУ. – 2015. – №15. – С. 208–215.

66. Павлинский, Г.В. Основы физики рентгеновского излучения: научное издание / Г.В. Павлинский. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2007. – 240 с.
67. Гольц, В.П. Рентгеноспектральный и электронно-микроскопический методы исследования структуры и свойств металлов / В.П. Гольц и др; под ред. В.Б. Нестеренко. – Минск: Наука и техника, 1980. – 191 с.
68. Китайгородский, А.И. Рентгеноструктурный анализ / А.И. Китайгородский. – М.: Гостехиздат, 1950. – 651 с.
69. Горелик, С.С. Рентгенографический и электронно-оптический анализ: учебное пособие / С.С. Горелик, Ю.А. Скаков, Л.Н. Расторгуев. – М.: МИСиС, 1994. – 328 с.
70. Абрамов, А.В. Рентгенофлуоресцентный анализ / А.В. Абрамов, А.А. Пупышев. – Екатеринбург, 2017. – 96 с.
71. Худяков, И.Ф. Металлургия меди, никеля, кобальта / И.Ф. Худяков, А.И. Тихонов, В.И. Деев, С.С. Набойченко. – М.: Metallurgia, 1977. – 296 с.
72. Пешкова, В.М. Аналитическая химия никеля / В.М. Пешкова, В.М. Савостина. – М: Наука, 1966. – 200 с.
73. Борнацкий, И.И. Теория металлургических процессов / И.И. Борнацкий. – Киев: Высшая школа, 1978. – 286 с.
74. Береговский, В.И. Металлургия никеля: учебное пособие / С.И. Береговский, Н.В. Гудима. – М.: Metallurgizdat, 1956. – 356 с.
75. Гиббс, Дж.В. Термодинамика. Статическая механика / Дж.В. Гиббс. – М.: Наука, 1982. – 324 с.
76. Владимиров, Л.П. Термодинамические расчеты равновесия металлургических реакций / Л.П. Владимиров. – М.: Metallurgia, 1970. – 528 с.
77. Булидорова, Г.В. Основы химической термодинамики: учебное пособие / Г.В. Булидорова, Ю.Г. Галяметдинов, Х.М. Ярошевская, В.П. Барабанов. – Казань: Изд-во Казанского государственного технологического университета, 2011. – 218 с.
78. Морачевский, А.Г. Термодинамические расчеты в металлургии: справочник / А.Г. Морачевский. – М.: Metallurgia, 1993. – 303 с.
79. Юнгман, В.С. База данных «Термодинамические константы веществ». (URL: <http://www.chem.msu.ru/cgi-bin/tkv.pl?show=welcome.html/welcome.html>, дата обращения 05.06.2018)

80. Зефирова, А.П. Термодинамические свойства неорганических веществ: справочник / А.П. Зефирова. – М.: Атомиздат, 1965. – 460 с.
81. Валиев, Х.Х. Metallургия свинца, цинка и сопутствующих металлов: учебник / Х.Х. Валиев, Ю.П. Романтеев. – Алматы: Айкос, 2000. – 441 с.
82. Карпов, И.К. Физико-химическое моделирование на ЭВМ в геохимии / И.К. Карпов. – Новосибирск: Наука, 1981. – 248 с.
83. Карпов, И.К. Математическое моделирование на ЭВМ с учетом кинетики и динамики физико-химических процессов // Подземные воды и эволюция: материалы всесоюзной конференции. – 1985. – Т.2. – С. 293–296.
84. Епифоров, А.В. Низкотемпературное автоклавное окисление упорных, сульфидных золото-медных флотоконцентратов: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Епифоров Александр Владимирович. – Иркутск, 2014. – 144 с.
85. Хмельницкая, О.Д. Повышение извлечения металла из упорных золото-сульфидных флотационных концентратов на основе процесса сверхтонкого помола / О.Д. Хмельницкая, И.А. Сидоров, Г.И. Войлошников, Т.В. Чикина // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья: сб. «Плаксинские чтения-2014» (Алматы, сент. 2014 г.). – Алматы, 2014. – С. 126 – 127.
86. Васильев, А.А. Разработка технологии переработки золотосодержащего тонкоизмельченного сырья с использованием атмосферного окисления: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Васильев Андрей Анатольевич. – Иркутск, 2011. – 167 с.
87. Helgeson, H.C. Evaluation of irreversible reactions in geochemical processes involving minerals and aqueous solutions / H.C. Helgeson // *Geochim. and Cosmochim. Acta.* – 1968. – Vol. 32. – No. 8. – P.853 – 877.
88. Гричук, Д.В. Термодинамические модели субмаринных гидротермальных систем / Д.В. Гричук. – М.: Научный мир, 2000. – 304 с.
89. Kulik, D.A. GEM-Selektor geochemical modeling package: revised algorithm and GEMS3K numerical kernel for coupled simulation codes / D.A. Kulik, T. Wagner, S.V. Dmytrieva, G. Kosakowski, F.F. Hingerl, K.V. Chudnenko, U.R. Berner. – *Computational Geosciences.* – 2013. – Vol. 17. – P. 1–24.

90. Филиппов, С.И. Физико-химические методы исследования металлургических процессов / С.И. Филиппов, П.П. Арсентьев, В.В. Яковлев, М.Г. Крашенинников. – М.: Металлургия, 1968. – 551 с.
91. Линчевский, Б.В. Техника металлургического эксперимента / Б.В. Линчевский. – М.: Металлургия, 1979. – 255 с.
92. Жмурова, В.В. Совершенствование технологии получения золота лигатурного / В.В. Жмурова // Перспективы развития технологии переработки растительных углеводородных, и минеральных ресурсов: матер. Всерос. научно-практ. конф. с междунар. участием (Иркутск, апрель 2012 г.). – Иркутск, 2012. – С. 72–73.
93. Вольский, А.Н. Теория металлургических процессов / А.Н. Вольский, Е.М. Сергиевская. – М.: Металлургия, 1968. – 342 с.
94. Набойченко, С.С. Гидрометаллургия меди / С.С. Набойченко, В.И. Смирнов. – М.: Металлургия, 1974. – 272 с.
95. Бимиш, Ф.В. Аналитическая химия благородных металлов / Ф.В. Бимиш. – М.: Мир, 1969. – 296 с.
96. Жмурова, В.В. Повышение качества катодных осадков при переработке золотополиметаллического сырья / В.В. Жмурова, А.И. Карпухин // Цветные металлы. – 2012. – №9. – С. 37–40.
97. Минеев, Г.Г. Теория металлургических процессов: учебник для вузов / Г.Г. Минеев, Т.С. Минеева, И.А. Жучков, Е.В. Зелинская. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2010. – 522 с.
98. Романтеев, Ю.П. Металлургия свинца: учебное пособие / Ю.П. Романтеев, А.А. Комков, А.Н. Федоров, С.В. Быстров. – М.: МИСиС, 2005. – 213 с.
99. Минеев, Г.Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии / Г.Г. Минеев, А.Ф. Панченко. – М.: Металлургия, 1994. – 241 с.
100. Жмурова, В.В. Усовершенствование технологии получения золота лигатурного / В.В. Жмурова // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2012. – №7. – С.130-132. (URL: <http://applied-research.ru/ru/article/view?id=2788>, дата обращения 21.07.2018)
101. Орлов, А.К. Металлургия свинца и цинка: учебное пособие / А.К. Орлов. – СПб.: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2004. – 71 с.

102. Жмурова, В.В. Совершенствование технологии получения золота лигатурного / В.В. Жмурова // Цветные металлы: сб. 3-го междунар. Конгресса (Красноярск, сент. 2012 г.). – Красноярск, 2012. – С. 686–691.
103. Вольдман, Г.М. Теория гидрометаллургических процессов: учебное пособие для вузов. 4е изд., перераб. и доп. / Г.М. Вольдман, А.Н. Зеликман. – М.: Интермет Инжиниринг, 2003. – 464 с.
104. Карпухин, А.И. Кислотно-солевой аффинаж серебра / А.И. Карпухин. – Иркутск: Иргиредмет, 2003. – 190 с.
105. Звягинцев, О.Е. Аффинаж золота, серебра и металлов платиновой группы: учебное пособие / О.Е. Звягинцев. – М.: Государственное научно-техническое издательство по черной и цветной металлургии, 1945. – 244 с.
106. Козлов, А.Ю. Статический анализ данных в MS Excel: учебное пособие / А.Ю. Козлов, В.С. Мхитарян, В.Ф. Шишов. – М.: Инфра–М, 2014. – 319 с.
107. Марков, Ю.Г. Математические модели химических реакций / Ю.Г. Марков, И.В. Маркова. – СПб: Лань, 2013. – 183 с.
108. Горобец, Б.С. Теория вероятностей, математическая статистика и элементы случайных процессов: упрощенный курс / Б.С. Горобец. – М.: Либроком, 2016. – 224 с.
109. Малышев, В.М. Серебро / В.М. Малышев, Д.В. Румянцев. – М.: Металлургия, 1987. – 320 с.
110. Казаков, В.Ю. Планирование и организация эксперимента: учебно-методическое пособие / В.Ю. Казаков. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2008. – 96 с.
111. Цымбал, В.П. Математическое моделирование металлургических процессов: учебное пособие для вузов / В.П. Цымбал. – М.: Металлургия, 1986. – 240 с.
112. Никаноров, А.В. Математическое моделирование эксперимента: учебное пособие / А.В. Никаноров. – Иркутск: Издательство ИрГТУ, 2008. – 108 с.
113. Короткова, Е.И. Планирование и организация эксперимента: учебное пособие / Е.И. Короткова. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2010. – 122 с.
114. Адлер, Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.А. Грановский. – М.: Наука, 1971. – 284 с.
115. Большев, Л.Н. Таблицы математической статистики / Л.Н. Большев, Н.В. Смирнов. – М.: Наука, 1983. – 416 с.

116. Кассандрова, О.Н. Обработка результатов наблюдений / О.Н. Кассандрова, В.В. Лебедев. – М.: Наука, 1970. – 103 с.
117. Хуснутдинов, Р.Ш. Математическая статистика: учебное пособие для вузов / Р.Ш. Хуснутдинов. – М.: Инфра-М, 2017. – 203 с.
118. Денисов, В.М. Серебро и его сплавы / В.М. Денисов, С.А. Истомина, Н.В. Белоусова, Л.Т. Денисова, Э.А. Пастухов. – Екатеринбург: Уро РАН, 2011. – 368 с.
119. Кольчурина, И.Ю. Основы гидрометаллургии / И.Ю. Кольчурина, О.И. Нохрина, В.В. Руднева, В.М. Федотов. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2008. – 226 с.
120. Борбат, В.Ф. Новые процессы в металлургии никеля и кобальта / В.Ф. Борбат, И.Ю. Лещ. – М.: Металлургия, 1976. – 360 с.
121. Алкацев, М.И. Процессы цементации в цветной металлургии / М.И. Алкацев. – М.: Металлургия, 1981. – 116 с.
122. Zhmurova, V. Experience of integrated use of gold-bearing raw material in the production of precious metals/ V.V. Zhmurova, N.V. Nemchinova // Journal of Mining Institute. – 2018. – Vol. 233. – P. 506-511.
123. Жмурова, В.В. Кислотное выщелачивание примесей золотосодержащего катодного осадка / В.В. Жмурова, Н.В. Немчинова, Г.Г. Минеев // Цветные металлы. – 2017. – № 7. – С. 41–46.

Приложение А. Патентный поиск по способам переработки золотосодержащих руд, концентратов и промпродуктов

Таблица А1. Результаты патентного поиска по способам переработки золотосодержащих руд, концентратов и промпродуктов

№	Страна выдачи, вид и номер охранного документа. Классификационный индекс	Заявитель (патентообладатель), страна. Номер заявки, дата приоритета, конвенционный приоритет, дата публикации	Название изобретения (полной модели, образца)	Сведения о действии охранного документа или причина его аннулирования
1	2	3	4	5
1	Россия Патент 2176278 С22В11/00, С22В3/04,	Красноярский завод цветных металлов имени В.Н. Гулидова. 2000111029/02 03.05.2000, 27.11.2001	Способ выделения золота из золотосодержащего цинкового осадка	По данным на 27.10.2018 прекратил действие, но может быть восстановлен
2	Россия Патент 2351667 С22В11/00, С22В3/06.	Открытое акционерное общество «Красноярский завод цветных металлов имени В.Н. Гулидова». 200137630/02 10.10.2007, 10.04.2006	Способ переработки цинксодержащих Золотосеребряных цианистых осадков	По данным на 27.10.2018 действует
3	Россия Патент 2164255 С22В110/00, С22В11/02, С22В7/02, С22В3/06	Красноярский завод цветных металлов. 99102201/02 04.02.1999, 27.12.2000	Способ извлечения благородных металлов из продуктов, содержащих хлорид серебра, металлы платиновой группы и золото	По данным на 27.10.2018 не действует
4	Россия Патент 2100457 С22В11/00	Акционерное общество «Иргиредмет». 201333742/02 15.08.1995, 27.12.1997	Способ аффинажа	По данным на 27.10.2018 не действует
5	Россия Патент 2151210 С22В11/00, С22В3/06, С22В3/20	Акционерное общество «Иргиредмет». 98121178/02 24.11.1988, 20.06.2000	Способ переработки сплава лигатурного золота	По данным на 11.10.2018 может прекратить свое действие
6	Россия Патент 2260629 С22В11/00	Открытое акционерное общество «Красноярский завод цветных металлов им. В.Н. Гулидова». 2003130045/02 09.10.2003, 20.09.2005	Способ переработки продуктов, содержащих халькогениды неблагородных металлов, металлы платиновой группы и золото	По данным на 27.10.2018 не действует
7	Россия Патент 2598726 С22В3/06,	С.М. Совка, И.А. Малыхин, О.В. Телипенко 2015117809/02 12.05.2015, 27.09.2016	Способ комплексной переработки материала, содержащего драгметаллы	По данным на 27.10.2018 действует

Окончание приложения А

Окончание таблицы А.1

8	Россия Патент 2123060 С22В11/00, С22В3/24.	Открытое акционерное общество «Иргиредмет». 97116590/02 02.10.1997, 10.12.1998	Способ извлечения золота из цианистых растворов или пульп, содержащих медь	По данным на 27.10.2018 не действует
9	Россия Патент 2385961 С22В11/08, С22В3/24.	Акционерное общество «Иргиредмет» 20081110770/02 20.03.2008, 10.04.2010	Способ переработки золотомедистых руд	По данным на 27.10.2018 действует
12	Россия Патент 2443791 С22В11/08, С22В15/00.	Акционерное общество «Иргиредмет» 2010129019/02 13.07.2010, 27.02.2012	Способ кондиционирования цианидсодержащих оборотных растворов переработки золотомедистых руд с извлечением золота и меди с регенерацией цианида	По данным на 27.10.2018 действует
13	Россия Патент 2094507 С22В11/06	Акционерное общество «Краснояр- ский завод цветных металлов» 96104753102/02 12.03.1996, 27.10.1997	Способ извлечения золота из золотосодержащего цин- кового осадка	По данным на 27.10.2018 не действует
14	СССР Патент 1540291 С22В3/00.	Центральный научно-исследовательский геолого-разведочный институт цветных и благородных металлов 4341605/02; 11.12.1987; 30.01.1994.	Способ переработки коллек- тивных золото-железо- серусодержащих концентра- тов	По данным на 27.10.2018 не действует
15	Россия Патент 2398034 С22В11/06.	Закрытое акционерное общество «Золотодобывающая компания «Полнос». 2009111738/02 30.03.2009; 27.08.2009.	Способ переработки сульфидных золотосодержащих мышьяково-сурьмянистых концентратов или руд	Нет данных
16	Россия Патент 232742, С22В11/06, С22В3/04.	Ларин Валерий Константинович 2015155398 24.12.2015; 27.06.2017.	Способ комплексной пере- работки золотосодержащих сульфидных мышьякови- стых концентратов	По данным на 27.10.2018 прекратил действие, но может быть восстановлен
17	Россия Патент 2460814 С22В11/0 С22В3/04, С22В43/00.	ОАО «Ведущий научно- исследовательский институт химической технологии». 2011114488/02; 13.04.2011; 10.09.2012.	Способ извлечения золота из цианидных растворов с присутствующей в них растворенной ртутью	По данным на 27.10.2018 действует
18	Патент 2458160 С22В11/00, С22В3/24, С22В43/00.	ОАО «Ведущий научно- исследовательский институт химической технологии». 2011116602/02; 26.04.2011 10.08.2012.	Способ извлечения золота из цианидных растворов, содержащих ртуть	По данным на 27.10.2018 может прекратить свое действие

Приложение Б. Результаты РСМА катодных осадков, полученных на основном технологическом участке золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник»

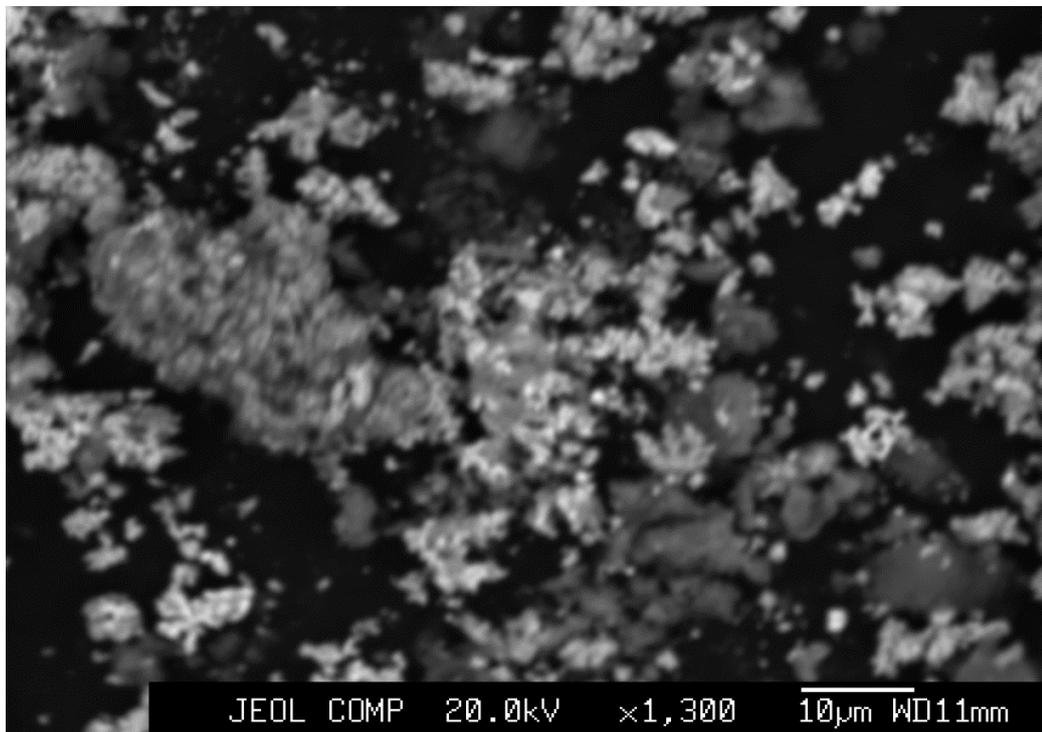


Рисунок Б.1 – Фотография поверхности образца КО

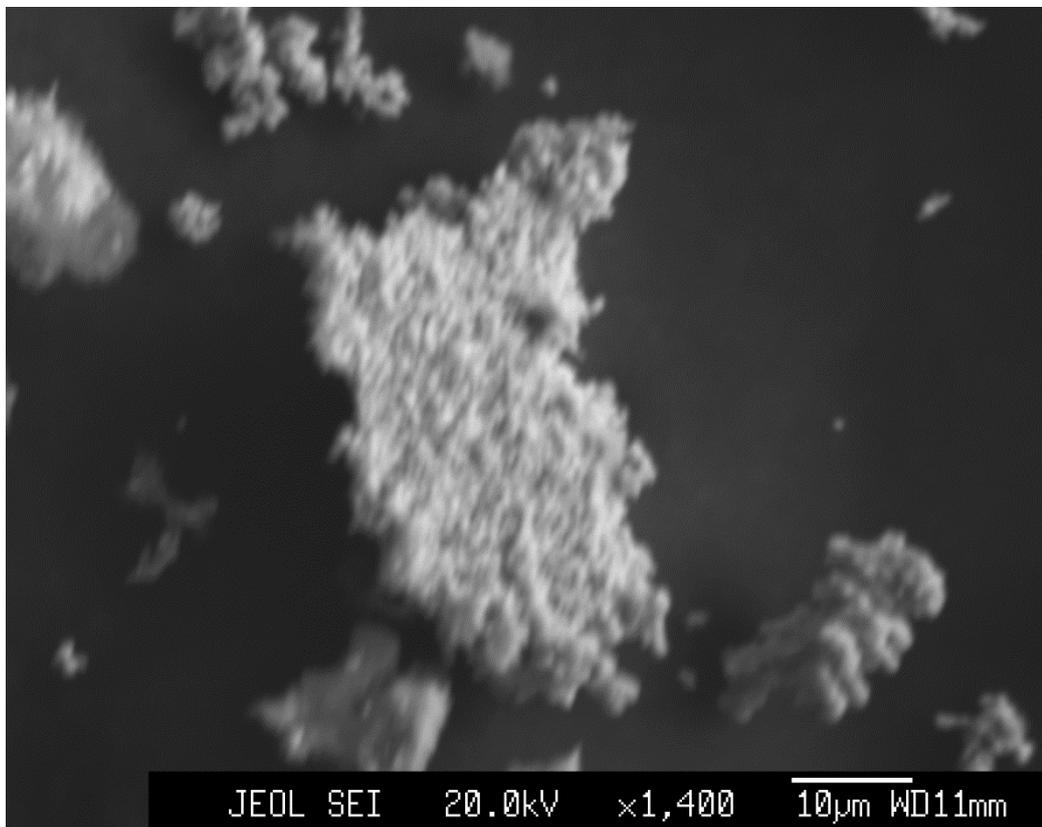


Рисунок Б.2 – Фотография поверхности образца КО

Продолжение приложения Б

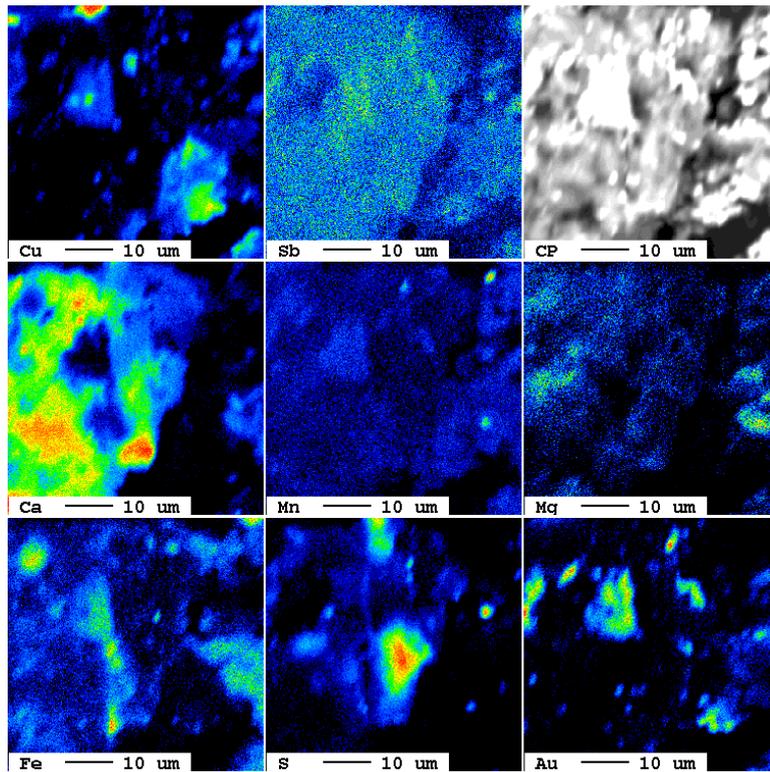


Рисунок Б.3 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце катодного осадка для Cu, Ca, Fe, Sb, Mn, S, Mg, Au

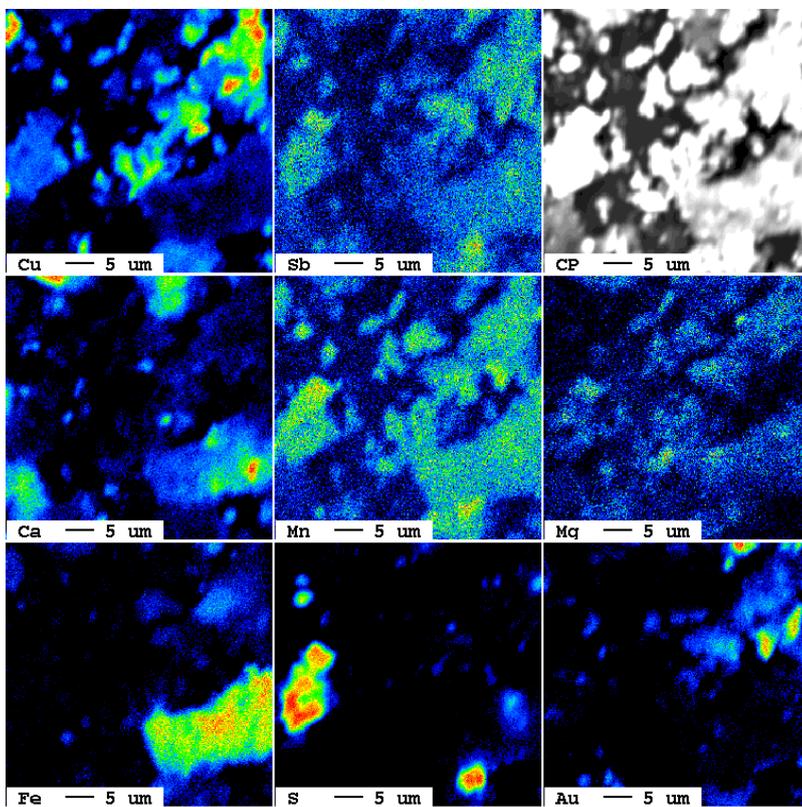


Рисунок Б.4 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце катодного осадка для Cu, Ca, Fe, Sb, Mn, S, Mg, Au

Продолжение приложения Б

Таблица Б.1 – Химический состав образца катодного осадка (% мас.)

Элемент	Номер точки									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Ag	22,7	5,0	3,3	8,6	4,3	4,4	8,0	7,4	7,4	13,2
Au	34,3	49,6	37,0	16,9	40,3	11,8	6,7	10,3	36,5	5,1
Cu	11,5	27,8	46,2	29,0	40,3	67,0	13,1	62,8	32,8	45,0
O	12,4	7,0	4,2	6,9	5,8	4,2	28,2	3,6	6,0	13,1
Pb	9,7	4,4	4,9	26,5	4,7	5,4	22,3	6,8	7,6	10,0
Zn	2,8	2,9	2,1	4,7	2,6	2,9	7,4	3,7	5,0	6,0
Na	3,5	*	*	*	*	*	1,5	*	*	*
S	1,4	0,6	0,7	4,8	1,3	0,3	1,2	0,9	1,1	1,1
Fe	0,6	0,09	*	0,5	*	1,1	3,9	2,4	0,8	0,9
K	*	*	*	*	*	*	*	*	0,8	*
Si	0,4	0,6	0,3	0,9	0,29	0,6	3,3	1,0	1,0	1,8
Ca	0,27	0,5	0,4	0,6	*	0,6	2,9	0,6	0,8	1,8
Sb	*	0,8	0,9	*	0,08	0,5	0,6	0,10	*	*
Al	0,4	0,25	*	0,3	0,14	*	0,4	0,4	0,13	0,8
Mg	*	*	*	0,22	0,08	0,18	*	*	*	1,0
As	*	0,4	*	*	*	*	0,3	*	*	*
Прочие	0,03	0,06	0	0,08	0,11	1,02	0,2	0	0,07	0,2
Элемент	Номер точки									
	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Ag	2,7	1,1	1,0	8,4	10,9	12,0	40,5	9,3	7,0	12,2
Au	6,0	1,7	0,5	6,9	3,9	5,1	42,5	8,8	13,8	11,1
Cu	10,8	7,0	3,2	19,9	34,3	21,4	4,3	49,5	44,9	36,9
O	27,9	4,7	35,8	29,5	26,0	23,3	3,3	16,3	23,0	30,2
Pb	25,4	34,8	27,2	7,1	15,5	22,6	3,2	2,8	7,9	4,7
Zn	6,5	12,4	5,9	8,4	3,9	7,7	1,8	6,9	0,6	1,8
Na	*	*	2,6	5,8	*	*	1,1	*	*	*
S	1,2	1,5	1,2	0,5	1,6	1,6	2,5	1,6	1,1	1,2
Fe	9,6	22,5	10,7	4,1	0,9	0,9	*	0,5	0,7	0,4
Si	6,3	7,6	8,0	3,5	1,3	2,4	0,10	1,2	0,19	0,9
Ca	0,7	1,3	0,6	2,9	0,6	0,8	0,6	1,0	0,29	0,5
Sb	0,8	*	*	*	*	2,2	*	*	*	*
Al	2,1	1,7	2,9	1,6	0,6	*	*	0,7	0,02	0,10
Mg	*	0,12	0,15	1,2	0,4	*	0,10	1,4	0,10	*
As	*	0,7	0,22	0,2	*	*	*	*	0,4	*
Прочие	0	2,88	0,03	0	0,1	0	0	0	0	0
Элемент	Номер точки									
	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	70,6	10,0	47,2	33,3	2,6	2,8	4,1	12,7	10,7	55,3
Au	6,0	32,7	8,5	8,0	5,7	2,1	2,6	1,1	1,7	4,1
Cu	5,7	27,4	12,0	3,5	5,2	3,8	4,4	8,6	7,9	6,8
O	11,3	21,5	16,7	31,5	44,7	48,0	45,3	55,8	46,9	20,6
Pb	2,1	3,7	4,4	5,5	6,6	6,	6,8	13,5	7,4	2,9
Zn	1,9	1,7	4,9	4,8	5,5	4,5	6,1	2,0	3,4	1,5
Na	*	*	1,7	3,1	7,3	7,6	6,1	*	7,8	2,4
S	0,3	1,1	0,8	1,3	1,3	0,8	1,3	1,9	2,4	0,4
Fe	0,6	0,3	0,4	3,1	9,8	11,2	9,4	*	2,1	0,9
Si	0,6	0,7	1,1	2,9	7,0	7,5	6,9	1,0	2,7	1,5
Ca	0,8	0,6	1,4	1,6	1,2	1,6	2,4	2,0	2,5	2,8
Sb	0,10	*	*	0,13	*	0,4	1,2	0,11	1,9	0,3
Al	*	0,14	,8	1,1	2,7	3,5	2,8	1,2	1,0	0,4
Mg	*	0,15	*	0,14	0,26	0,19	0,5	0,09	*	0,08
As	*	*	0,10	*	*	*	*	*	1,6	*

Продолжение приложения Б

Окончание таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Прочие	0	0,01	0	0,03	0,14	0,01	0,1	0	0	0,02
Элемент	Номер точки									
	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
Ag	10,15	15,4	22,71	34,0	49,6	41,0	47,0	38,1	40,3	39,9
Au	1,3	*	7,0	37,64	17,4	20,3	14,1	16,3	16,4	9,9
Cu	20,7	14,1	13,0	4,0	7,2	3,8	4,6	5,7	4,9	8,6
O	28,0	46,2	33,2	11,0	10,7	17,5	20,6	17,9	15,2	11,4
Pb	12,6	0,9	14,6	5,0	8,9	4,6	4,1	8,2	5,9	8,8
Zn	15,2	3,6	1,7	2,2	2,9	2,1	4,7	3,4	2,2	9,7
Na	2,4	*	*	0,9	*	1,4	*	1,8	1,8	3,7
S	6,2	3,1	2,6	1,1	2,2	1,1	0,4	0,9	1,0	2,2
Fe	*	1,2	1,0	0,4	*	0,4	1,4	0,21	0,7	2,3
Si	1,4	3,8	0,7	0,4	0,5	0,7	1,1	1,4	1,2	1,5
Ca	1,3	4,2	2,1	1,1	0,6	1,1	1,3	1,9	1,1	1,8
Sb	0,6	4,3	*	*	*	*	0,6	*	0,3	*
Al	0,15	1,2	0,29	*	*	*	*	0,3	0,18	*
Mg	*	2,0	0,3	0,16	*	*	0,10	0,11	0,17	0,18
As	*	*	0,8	*	*	*	*	*	*	*
Прочие	0	0	0	2,1	0	6	0	3,78	8,65	0,02
Элемент	Номер точки									
	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70
Ag	20,6	36,8	35,0	9,9	16,2	42,7	5,1	6,1	5,5	13,0
Au	7,6	8,9	16,6	21,7	17,3	10,2	3,5	2,8	1,9	5,3
Cu	21,1	18,3	7,4	25,1	39,3	8,6	20,8	28,0	42,6	14,0
O	33,9	17,5	31,9	*	10,7	17,9	32,1	25,5	20,0	13,4
Pb	*	4,6	1,5	1,5	3,6	7,6	14,6	15,5	12,8	28,1
Zn	*	7,9	2,4	4,7	4,7	4,2	4,9	3,8	8,9	9,6
Na	*	*	*	17,0	*	2,8	8,5	6,7	*	2,1
S	*	1,1	1,5	4,0	3,3	*	4,4	4,1	2,2	9,7
Fe	9,9	1,8	*	2,2	1,6	1,8	1,0	1,4	1,4	1,4
Si	3,9	0,8	0,9	4,5	1,6	1,9	2,2	2,2	2,2	1,1
Ca	*	2,0	1,7	6,9	0,6	1,4	1,1	1,6	1,6	0,9
Sb	*	*	1,0	*	0,9	*	0,9	1,4	0,24	1,2
Al	*	0,21	0,10	*	0,17	0,16	0,9	0,4	0,5	0,20
Mg	2,9	*	*	2,5	*	0,17	*	0,5	0,08	*
As	*	*	*	*	*	0,4	*	*	*	*
Прочие	0,1	0,09	0	0	0,03	0,17	0	0	0,08	0
Элемент	Номер точки									
	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80
Ag	0,8	2,91	53,84	2,3	2,4	1,5	8,8	14,0	12,0	15,7
Au	5,9	7,7	16,8	12,6	3,6	12,0	*	10,9	11,1	12,0
Cu	8,3	7,4	8,7	55,6	9,5	46,0	35,5	38,3	43,3	36,0
O	31,1	34,4	8,8	6,3	65,5	21,1	22,1	13,2	21,5	15,5
Pb	16,2	17,4	7,7	1,8	4,7	11,3	5,3	15,5	7,8	15,1
Zn	12,3	8,8	1,8	9,1	2,7	2,3	14,5	2,0	1,2	0,7
Na	4,5	6,0	*	*	*	*	*	*	*	*
S	2,2	2,7	0,7	0,4	*	1,8	*	4,2	1,9	3,4
Fe	8,2	5,0	0,13	10,3	*	1,8	2,1	1,0	0,7	0,7
Si	5,0	4,6	0,22	0,5	*	0,9	3,3	0,23	*	0,3
Ca	0,7	0,6	0,8	0,6	2,6	0,7	1,5	0,27	0,19	0,15
Sb	*	0,19	0,23	*	6,9	0,5	3,3	*	*	*
Al	2,4	1,7	*	0,3	*	0,10	1,7	0,4	*	0,11
Mg	0,27	*	0,28	*	2,0	*	1,9	*	*	0,28
As	*	0,6	*	0,2	*	*	*	*	0,29	*
Прочие	2,13	0	0	0	0,1	0	0	0	0,02	0,06

Продолжение приложения Б

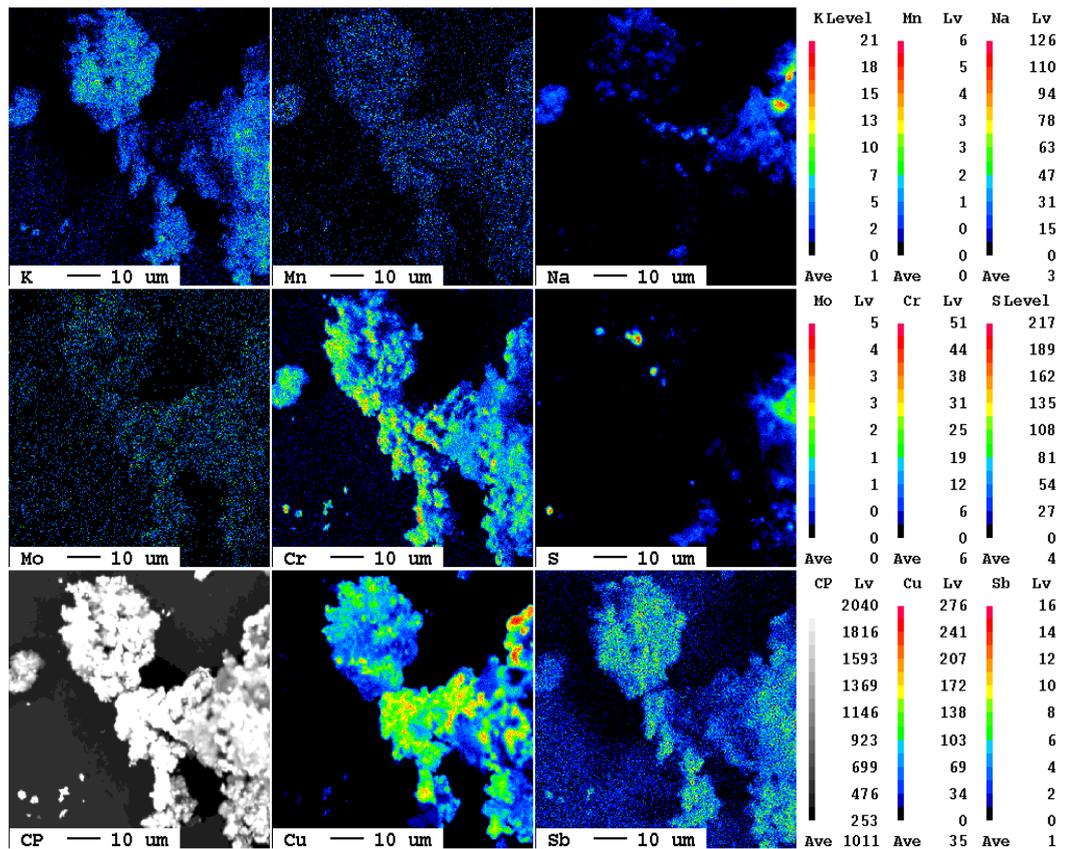


Рисунок Б.5 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце катодного осадка для K, Mn, Na, Mo, S, Cu, Sb

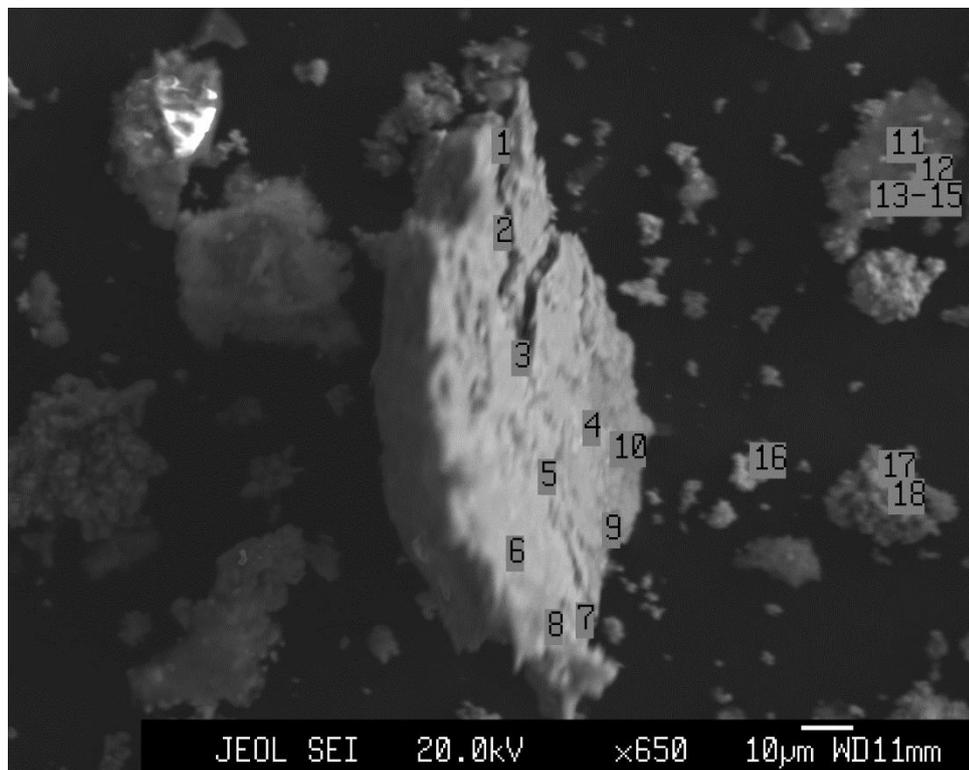


Рисунок Б.6 – Фотография поверхности образца КО

Продолжение приложения Б

Таблица Б.2 – Химический состав образца катодного осадка (% мас.)

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ag	3,3	5,5	6,2	9,1	3,7	0,9	4,6	11,1	7,4	6,7
Au	4,5	3,0	3,2	7,1	1,8	0,12	*	0,05	6,0	7,4
Cu	16,9	9,1	11,4	17,6	6,0	3,3	8,4	3,3	14,4	14,4
O	30,8	30,3	20,9	26,8	30,9	39,0	14,6	43,2	18,7	17,2
Pb	6,7	9,6	3,7	7,7	14,2	15,0	9,6	6,1	0,6	1,8
Zn	9,4	9,7	3,7	8,6	7,5	5,2	9,1	3,7	13,1	10,3
Na	6,0	7,3	7,0	5,5	6,7	6,3	2,8	6,0	4,4	6,8
S	1,2	0,8	1,1	1,8	1,9	0,8	2,1	0,8	1,5	1,7
Fe	9,1	16,2	24,5	11,0	11,7	12,7	18,8	5,8	13,9	20,9
Si	4,0	3,3	1,3	1,9	5,2	3,7	2,5	1,6	1,6	2,0
Ca	1,9	3,4	1,5	1,3	6,6	1,9	5,5	2,0	1,3	1,2
Sb	0,9	0,9	1,1	*	1,8	0,9	1,8	0,7	0,29	0,4
Al	1,1	0,9	0,5	0,8	1,9	0,7	0,5	0,17	0,7	0,7
Mg	0,4	*	0,12	0,8	*	*	0,08	*	0,9	0,4
As	*	*	0,4	*	0,10	*	*	*	*	0,27
Прочие	3,8	0	13,38	0	0	9,48	19,62	15,48	15,21	7,83
Элемент	Номер точки									
	11	12	13	14	15	16	17	18		
Ag	7,8	7,3	4,3	6,1	6,1	27,4	57,7	11,2		
Au	2,4	2,1	1,1	*	3,6	28,0	9,5	25,9		
Cu	4,0	4,9	8,8	55,4	8,6	18,4	9,8	25,9		
O	42,1	42,7	41,0	13,7	31,4	13,5	9,8	11,7		
Pb	5,7	6,1	5,3	*	4,0	1,2	1,9	4,6		
Zn	5,9	3,6	6,6	2,5	10,5	2,7	4,9	4,7		
Na	5,1	6,4	6,5	*	4,8	3,3	1,4	1,5		
S	0,9	1,2	1,4	17,9	1,1	2,2	0,9	0,8		
Fe	3,4	1,2	0,9	0,7	2,6	1,9	1,8	6,2		
Si	7,5	7,8	8,0	1,8	6,9	0,5	1,1	2,2		
Ca	9,7	10,3	11,9	1,3	15,0	0,28	0,6	0,5		
Sb	3,0	3,1	2,1	*	3,4	*	*	0,7		
Al	2,1	2,9	1,8	0,4	1,6	0,27	0,5	0,6		
Mg	0,4	0,3	0,29	*	0,23	*	*	0,1		
As	*	0,10	*	*	*	*	0,10	*		
Прочие	0	0	0,01	0,2	0,17	0,35	0	3,4		

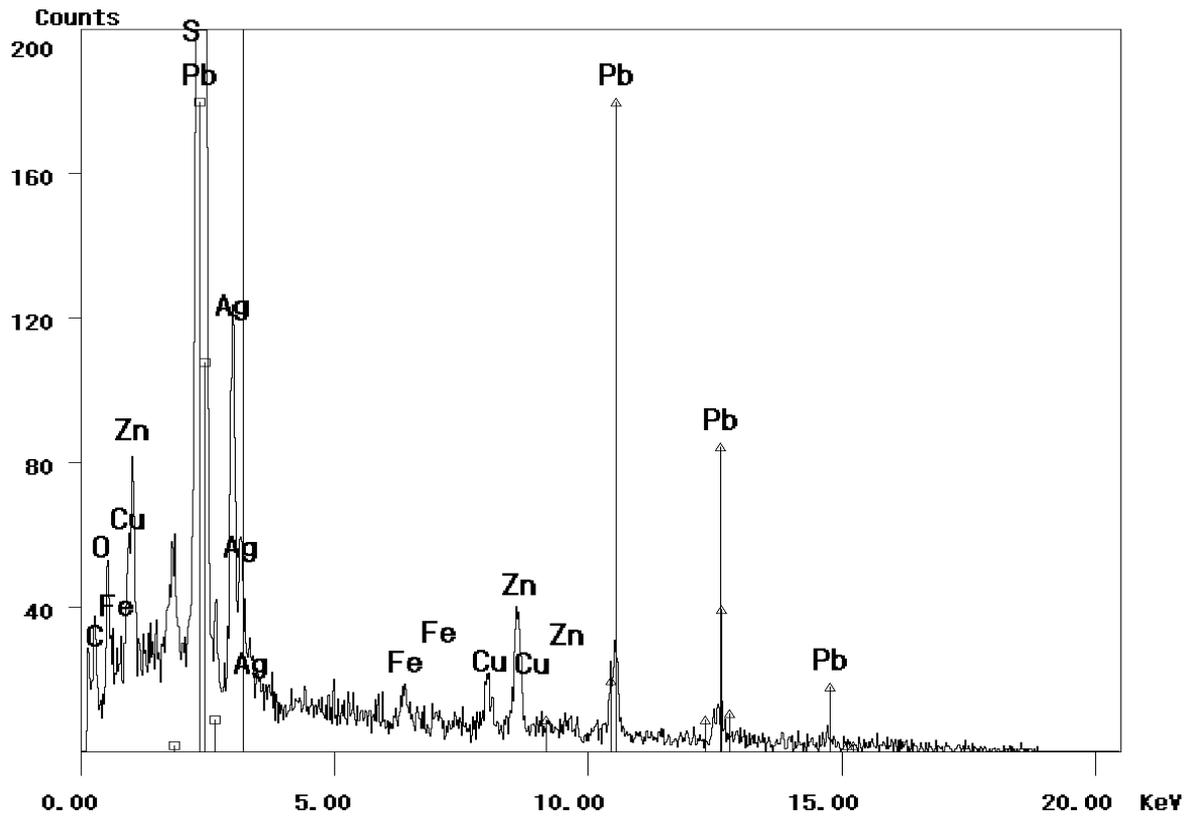


Рисунок Б.7 – Спектр 1 образца КО

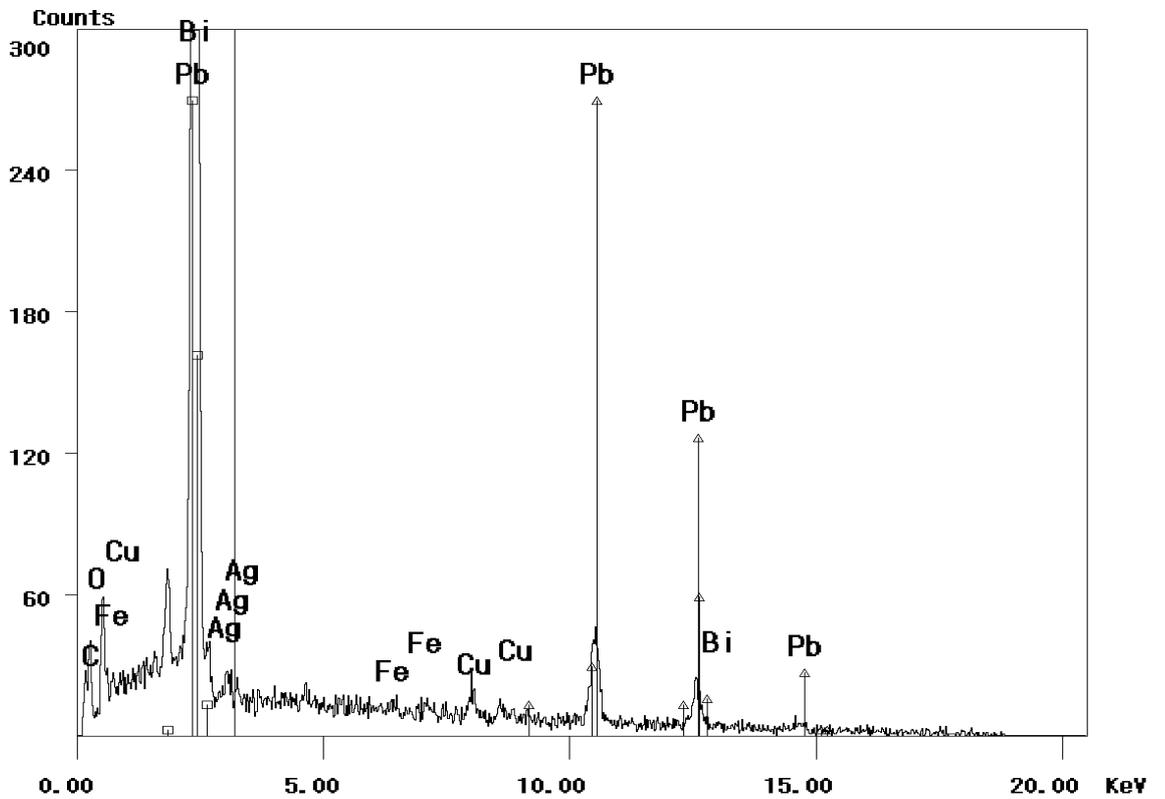


Рисунок Б.8 – Спектр 2 образца КО

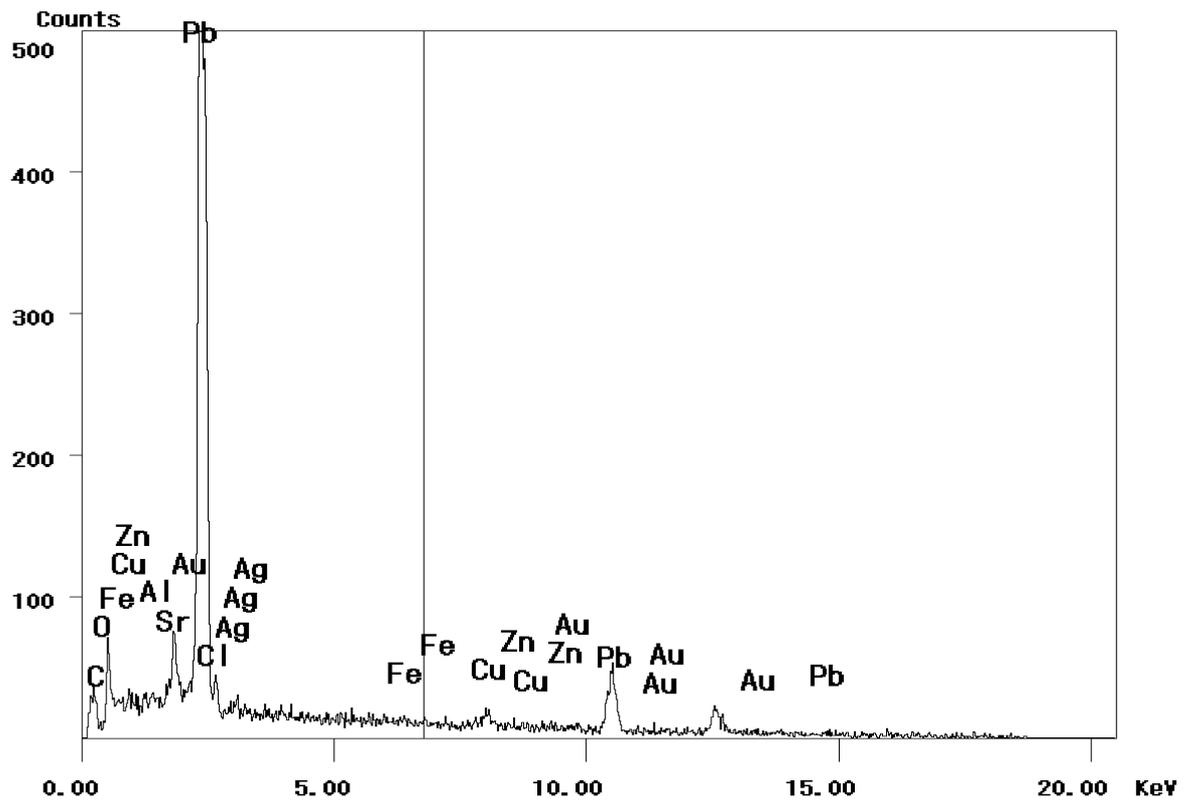


Рисунок Б.9 – Спектр 3 образца КО

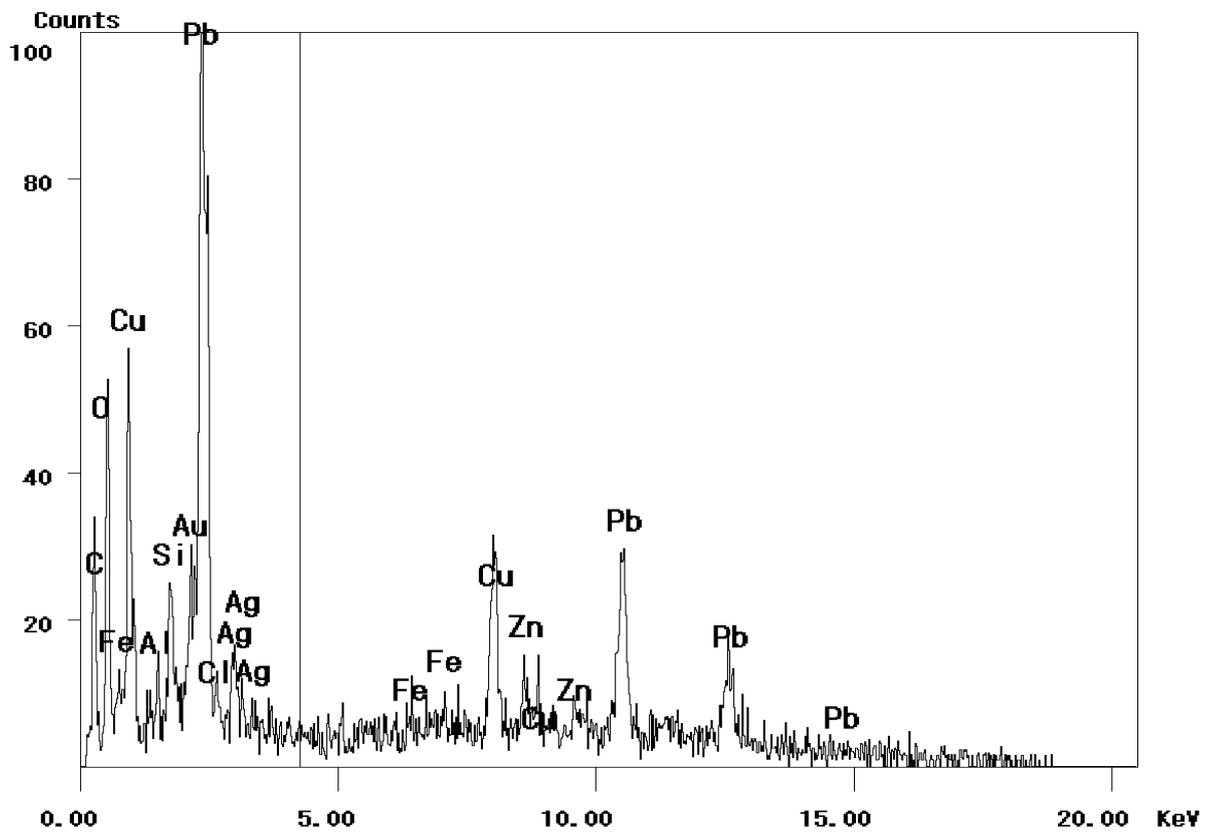


Рисунок Б.10 – Спектр 4 образца КО

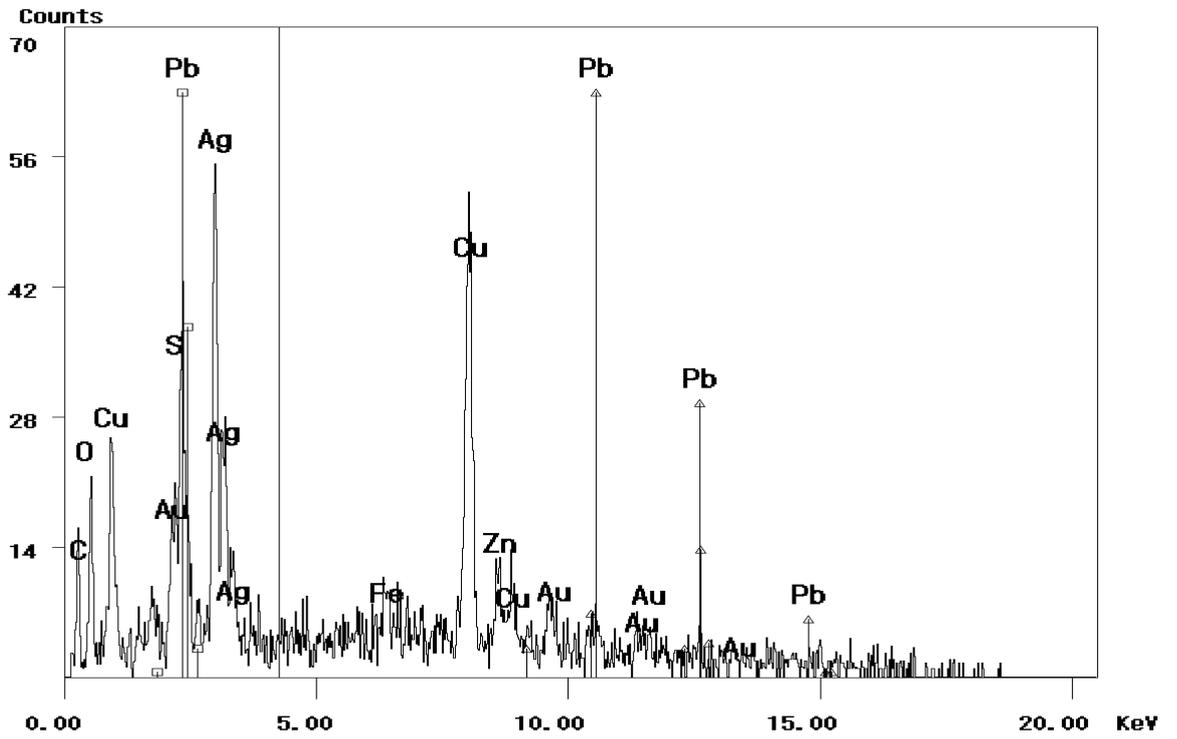


Рисунок Б.11 – Спектр 5 образца КО

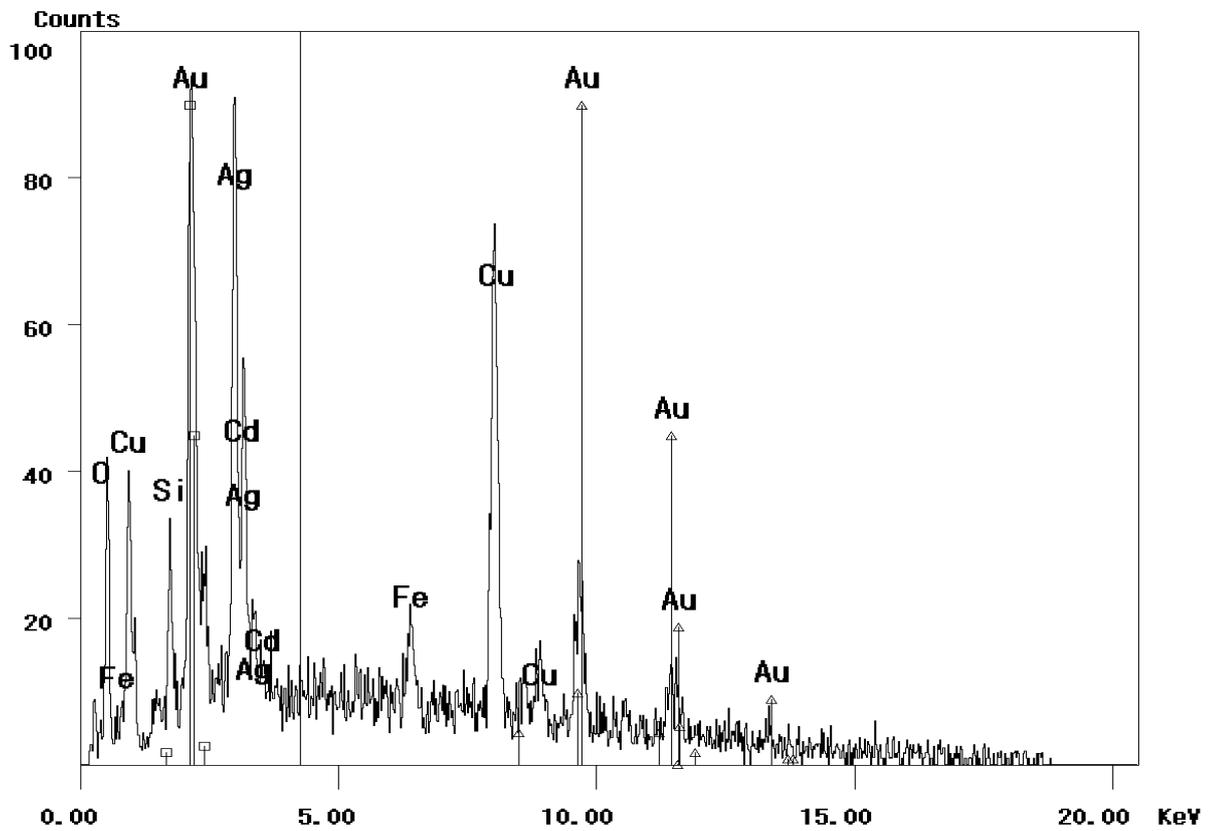


Рисунок Б.12 – Спектр 6 образца КО

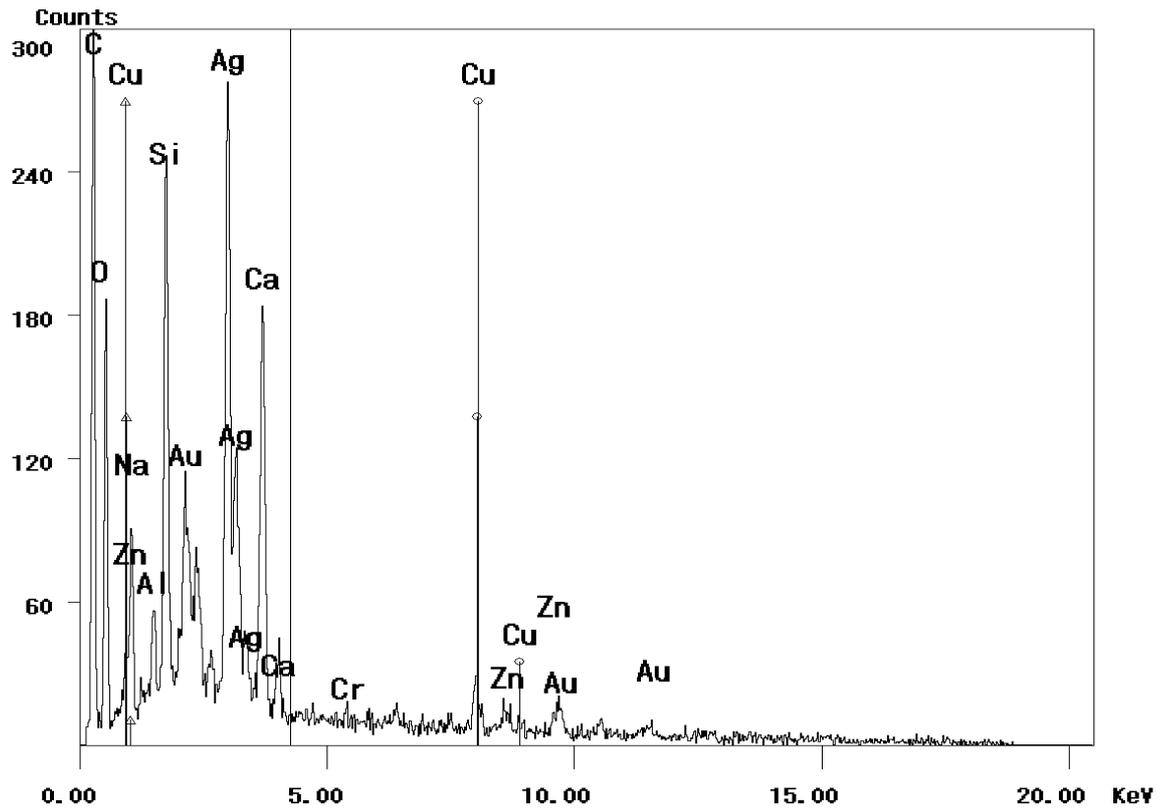


Рисунок Б.13 – Спектр 7 образца КО

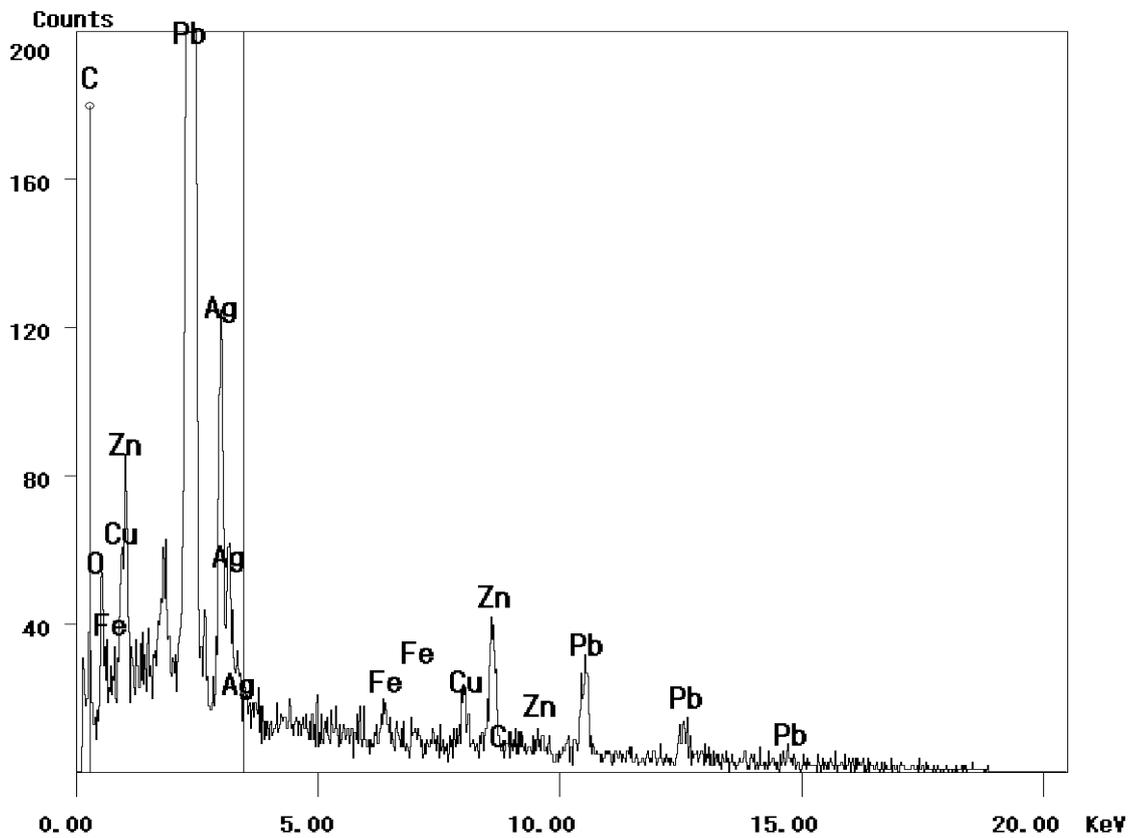


Рисунок Б.14 – Спектр 8 образца КО

Приложение В. Результаты РСМА катодных осадков, полученных на вспомогательном участке сорбции золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник»

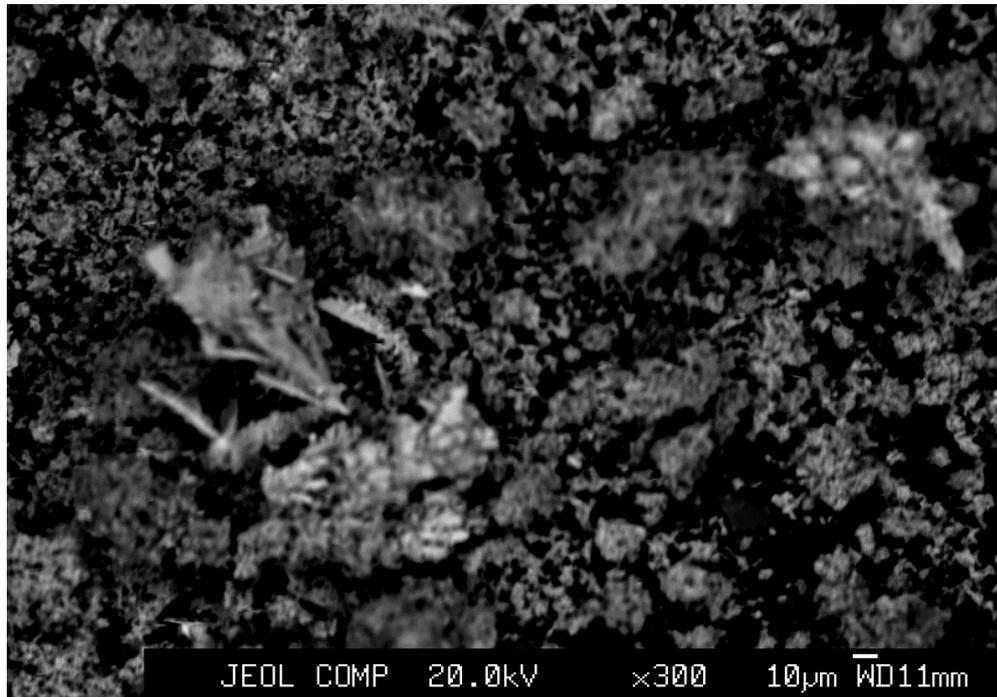


Рисунок В.1 – Фотография поверхности образца КО

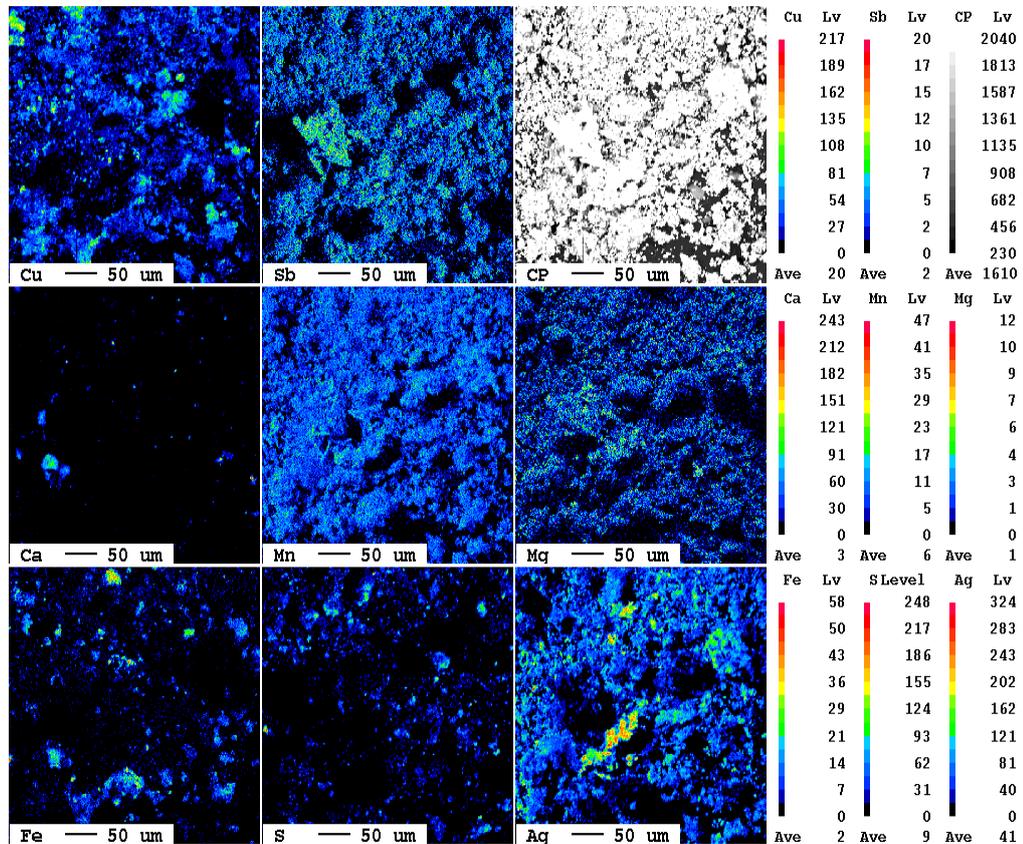


Рисунок В.2 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения элементов в образце катодного осадка для Cu, Ca, Fe, Sb, Mn, S, Mg, Ag

Продолжение приложения В

Таблица В.1 – Химический состав образца КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

Элемент	Номер точки									
	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Ag	60,2	20,6	47,3	84,4	69,0	90,4	10,1	10,9	15,6	15,7
Au	19,1	28,0	17,0	13,1	25,2	6,7	58,3	39,8	64,2	38,3
Cu	3,7	15,6	12,1	0,5	0,9	1,6	7,3	23,6	5,3	12,8
O	11,9	*	10,9	*	*	*	12,4	17,9	5,0	20,4
Pb	1,4	7,9	4,3	1,2	2,9	*	3,9	4,5	7,3	7,7
Zn	0,7	12,4	3,4	0,21	0,6	*	2,9	1,5	0,14	*
Na	*	*	*	*	*	*	*	*	0,9	*
S	0,14	0,8	1,5	*	0,26	0,12	1,0	0,8	0,7	0,8
Fe	*	2,0	0,6	0,10	0,25	0,11	0,20	0,11	*	0,3
Si	0,6	0,7	0,5	*	*	*	0,5	0,23	0,3	0,5
Ca	1,1	*	*	0,17	0,8	0,7	*	0,4	*	*
Sb	0,6	1,2	*	*	*	0,36	1,5	*	*	*
Al	0,24	1,3	*	*	*	*	0,4	*	0,17	0,7
Mg	0,28	*	*	0,20	*	*	*	0,12	*	0,20
As	*	2,3	*	*	*	*	1,5	*	0,23	2,6
Прочие	0,04	7,2	2,4	0,12	0,09	0	0	0,14	0,16	0
Элемент	Номер точки									
	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
Ag	10,4	77,1	87,9	72,9	5,4	29,4	2,5	5,4	11,0	19,7
Au	75,0	11,8	8,6	9,2	55,5	34,6	85,5	82,1	66,4	27,8
Cu	5,0	2,0	*	9,8	17,3	13,7	3,4	4,3	7,8	27,0
O	3,7	4,0	*	*	12,3	4,6	2,5	2,0	5,0	13,7
Pb	4,0	1,9	1,6	1,1	6,9	7,6	3,5	4,4	6,1	7,2
Zn	0,22	1,5	0,4	1,8	1,7	4,8	0,3	*	0,4	*
Na	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
S	0,7	0,4	0,4	0,7	*	1,3	1,8	0,9	1,8	1,3
Fe	0,25	*	*	1,2	0,11	0,7	*	*	1,2	1,8
Si	0,4	*	*	*	0,26	0,5	*	*	*	0,28
Ca	*	*	0,15	0,7	0,4	1,1	0,25	*	*	1,0
Sb	*	0,6	0,8	2,2	*	1,4	*	0,6	*	*
Al	0,14	*	*	*	0,08	0,11	0,11	*	0,13	0,18
Mg	0,08	*	0,15	0,4	*	*	0,11	*	*	*
As	0,10	*	*	*	*	0,09	*	0,14	0,17	*
Прочие	0,01	0,7	0	0	0,05	0,1	0,03	0,16	0	0,04
Элемент	Номер точки									
	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Ag	14,6	10,7	5,7	7,2	26,6	33,0	32,0	31,8	28,9	21,0
Au	47,5	47,1	72,5	11,8	45,2	47,8	35,4	18,1	53,9	32,1
Cu	18,8	14,3	14,5	49,2	6,4	5,7	7,0	15,5	4,7	9,8
O	9,5	8,5	*	24,5	9,6	5,2	12,2	14,4	4,4	*
Pb	4,6	11,4	1,6	1,7	5,1	5,7	6,7	14,3	4,8	16,0
Zn	*	2,5	2,5	2,9	1,9	*	2,2	1,7	0,28	12,2
Na	2,3	*	*	*	2,0	*	*	*	*	*
S	1,5	1,6	1,1	0,8	1,1	0,8	2,5	2,8	0,9	4,3
Fe	*	*	*	0,23	0,5	0,13	1,2	*	0,9	2,5
Si	0,6	0,6	0,6	*	0,21	0,09	0,4	0,8	0,20	*
Ca	0,6	0,6	0,5	0,5	*	0,5	0,4	0,25	0,6	*
Sb	*	0,10	0,3	0,08	0,6	0,6	*	*	*	*
Al	*	*	*	*	0,18	0,20	*	*	0,09	*
Mg	*	*	0,4	0,22	*	0,28	*	0,3	0,20	*

Продолжение приложения В

Окончание таблицы В.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
As	*	0,4	0,29	0,6	0,5	*	*	*	*	2,1
Прочие	0	2,2	0,01	0,27	0,11	0	0	0,05	0,13	0
Элемент	Номер точки									
	61	62	63	64	65	66	67	68	69	70
Ag	25,8	13,4	22,89	52,9	33,7	38,9	17,6	14,6	30,4	36,4
Au	12,7	23,7	14,1	25,7	25,0	31,3	8,0	18,8	13,2	29,5
Cu	15,0	9,5	13,6	6,7	6,9	12,3	37,6	30,7	13,3	9,9
O	26,2	*	23,5	6,5	15,6	6,1	*	7,0	19,0	13,4
Pb	7,6	8,9	8,4	4,9	11,0	6,4	12,2	4,3	8,5	6,2
Zn	2,6	*	3,0	1,1	1,7	2,1	8,4	15,9	9,0	2,1
Na	5,1	*	4,0	*	2,0	*	*	*	1,8	*
S	2,3	9,4	1,9	1,1	2,4	1,7	1,0	2,5	2,7	1,3
Fe	0,5	9,8	0,29	0,22	0,26	0,14	7,5	2,6	0,3	*
Si	1,0	2,3	1,0	*	0,8	0,22	1,2	0,17	0,4	0,5
Ca	0,4	0,5	0,7	0,20	*	0,6	2,1	0,28	0,5	0,6
Sb	*	22,5	*	0,29	*	*	4,1	1,3	*	*
Al	0,7	*	0,3	0,1	0,4	*	*	1,8	0,5	*
Mg	0,10	*	*	0,23	0,24	0,1	*	*	*	0,1
As	*	*	*	*	*	*	0,3	*	0,3	*
Прочие	0	0	0,02	0,06	0	0,14	0	0,05	0,1	0

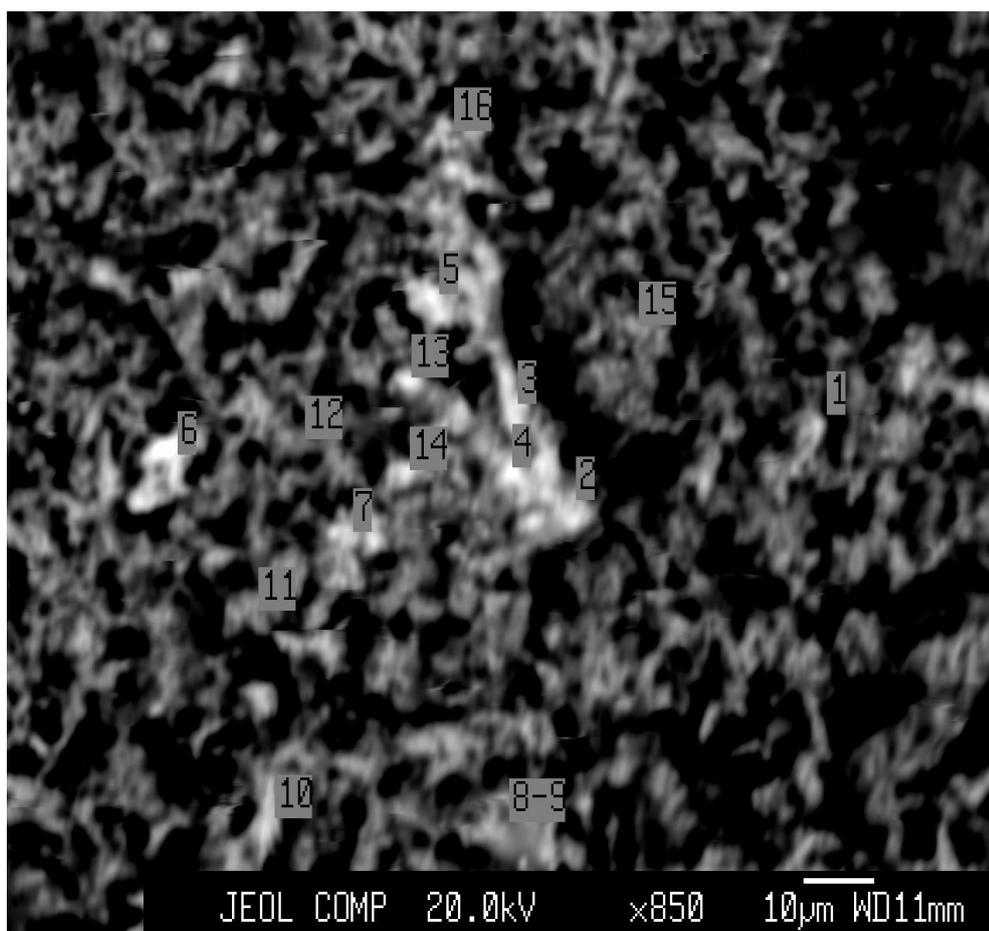


Рисунок В.3 – Фотография поверхности образца КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

Продолжение приложения В

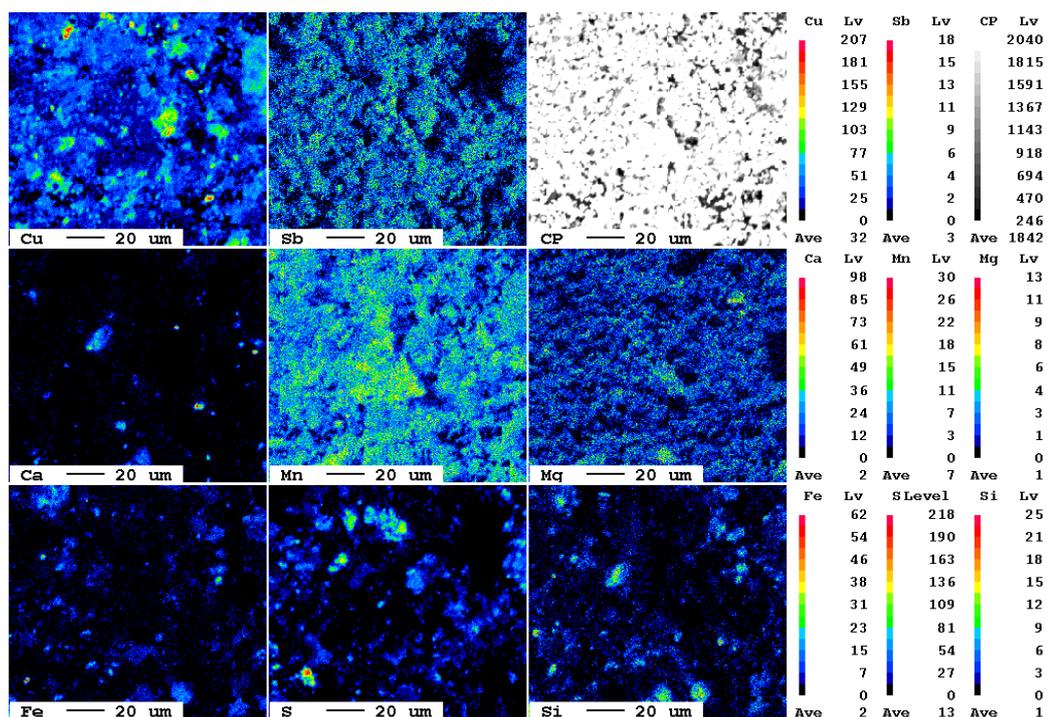


Рисунок В.4 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения Cu, Ca, Fe, Sb, Mn, S, Mg, Si в образце КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

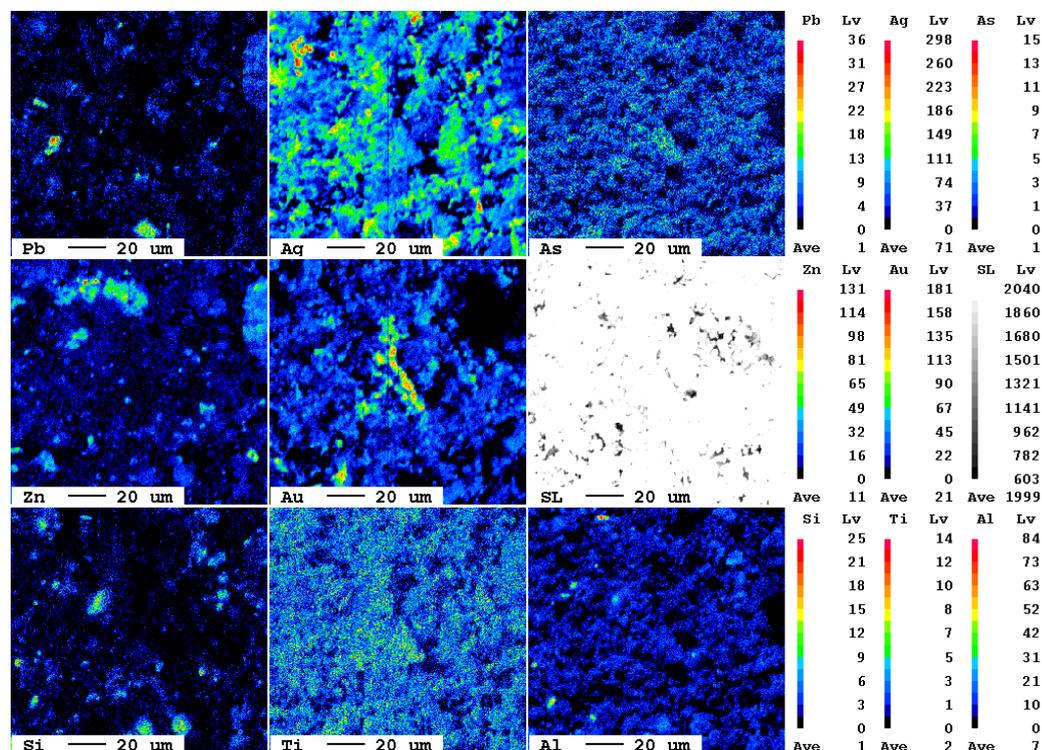


Рисунок В.5 – Карты распределения характеристического рентгеновского излучения Pb, Zn, Si, Ag, Au, Ti, As, Al в образце КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

Продолжение приложения В

Таблица В.2 – Химический состав образца КО, полученного на вспомогательных сорбционных участках ЗИФ ООО «Березитовый рудник»

Элемент	Номер точки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ag	34,4	27,9	21,7	31,9	34,4	56,0	32,8	32,5	7,5	19,7
Au	23,1	59,5	54,0	49,7	22,6	20,4	21,8	15,3	3,8	28,0
Cu	21,0	2,6	12,4	6,5	9,3	8,6	8,4	29,0	6,5	35,1
O	6,9	3,4	*	4,8	10,1	5,7	20,5	6,6	18,9	4,4
Pb	4,1	3,7	1,9	3,7	5,6	4,7	3,2	6,0	41,6	4,4
Zn	7,1	0,22	7,4	1,9	2,9	1,8	3,2	5,7	6,5	5,9
Na	*	1,3	*	*	3,2	*	7,3	*	2,2	*
S	1,3	1,0	1,3	0,4	1,7	1,0	1,2	1,5	3,2	0,21
Fe	0,9	*	*	*	0,9	0,9	*	0,4	2,6	0,8
Si	0,6	0,14	0,6	0,28	1,2	0,15	0,9	0,5	3,5	0,5
Ca	0,5	0,23	*	0,29	1,2	0,4	0,21	1,4	2,0	0,4
Sb	*	*	0,5	0,3	0,8	*	*	0,24	*	*
Al	*	*	0,13	0,27	0,4	0,11	0,26	0,17	1,2	0,59
Mg	*	*	*	*	*	0,08	*	0,3	,4	*
As	0,08	*	*	*	*	*	0,15	0,23	*	*
Прочие	0,02	0,01	0,07	0	5,7	0,16	0,08	0,11	0,1	0
Элемент	Номер точки									
	11	12	13	14	15	16				
Ag	37,7	50,3	43,3	31,7	19,1	55,2				
Au	14,4	23,8	13,4	35,7	9,4	18,0				
Cu	18,0	5,3	5,1	15,9	22,5	6,4				
O	3,9	7,5	13,5	3,4	18,9	9,7				
Pb	2,9	2,4	8,0	4,2	15,5	4,3				
Zn	13,6	1,6	6,6	5,5	4,5	2,2				
Na	*	*	2,6	*	4,1	1,3				
S	2,1	1,0	2,6	1,6	3,7	2,0				
Fe	4,4	*	2,1	0,8	0,6	0,14				
Si	0,5	0,20	1,1	0,6	0,6	0,3				
Ca	0,27	0,5	1,1	0,3	0,4	0,4				
Sb	*	0,6	*	*	*	*				
Al	0,16	0,17	0,4	*	*	*				
Mg	*	0,15	0,3	0,20	0,3	*				
As	0,5	*	*	*	0,4	*				
Прочие	1,57	6,48	0	0	0	0,06				

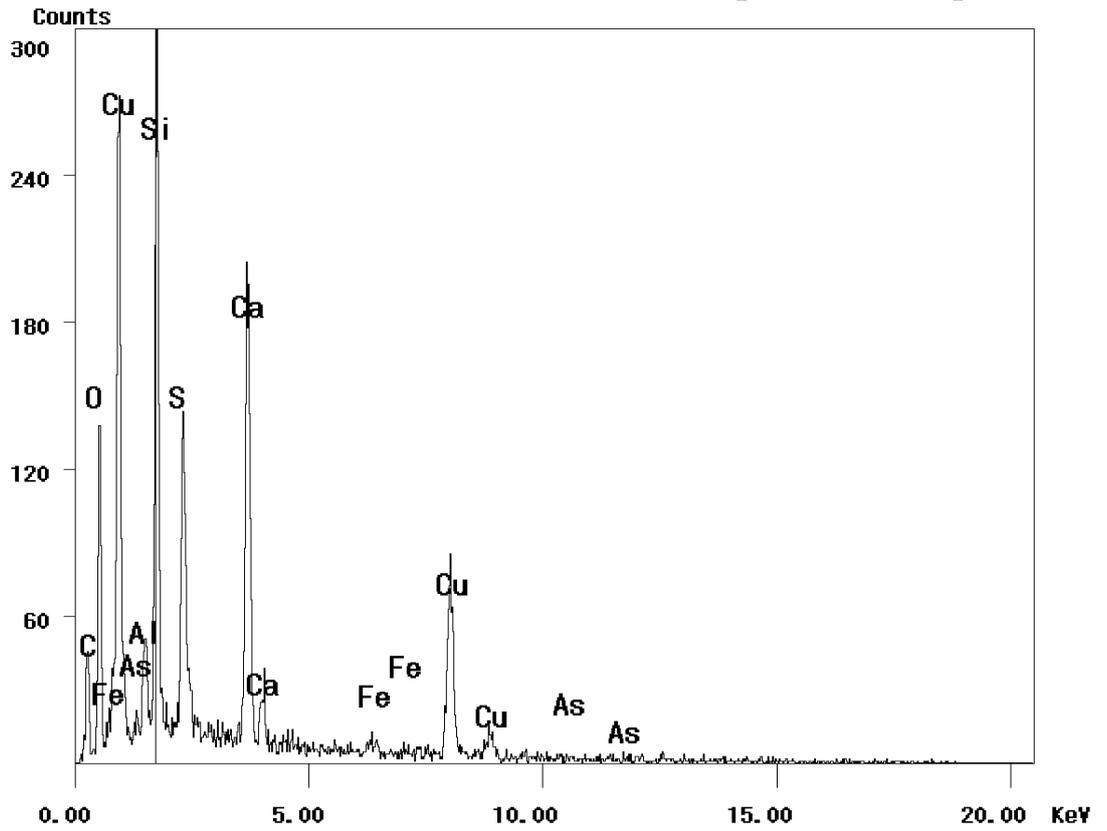


Рисунок В.6 – Спектр 1 образца КО

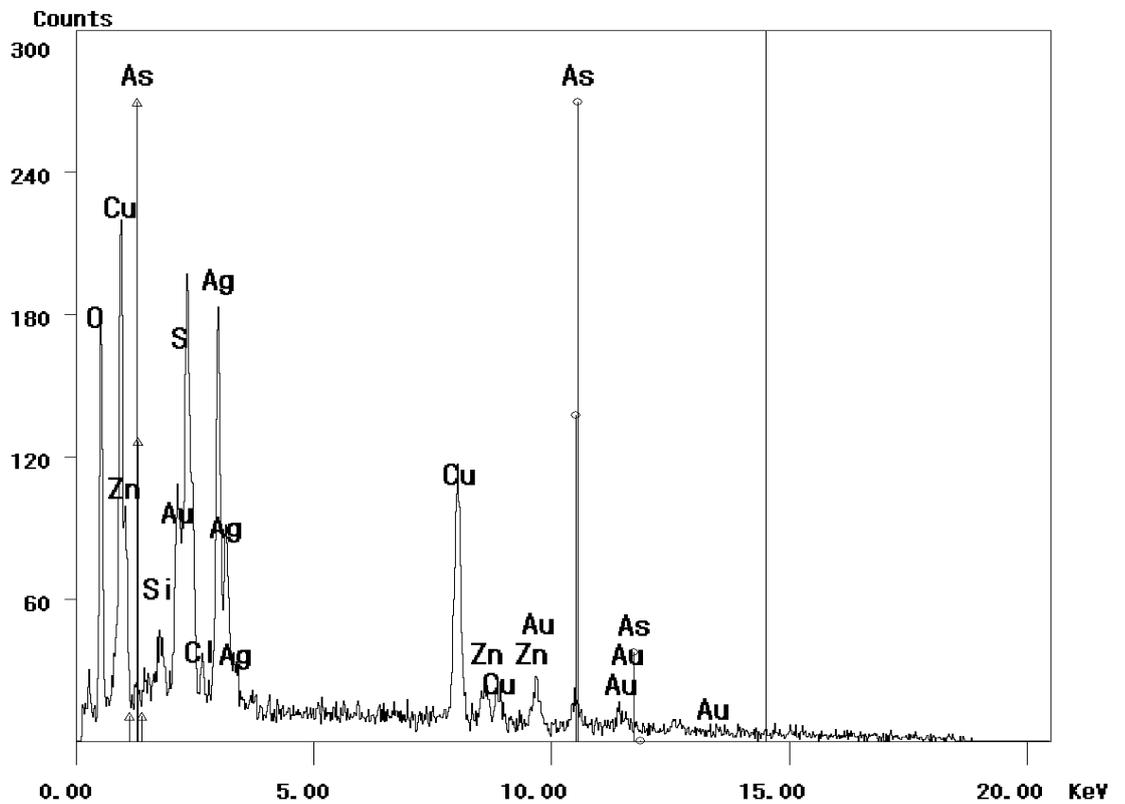


Рисунок В.7 – Спектр 2 образца КО

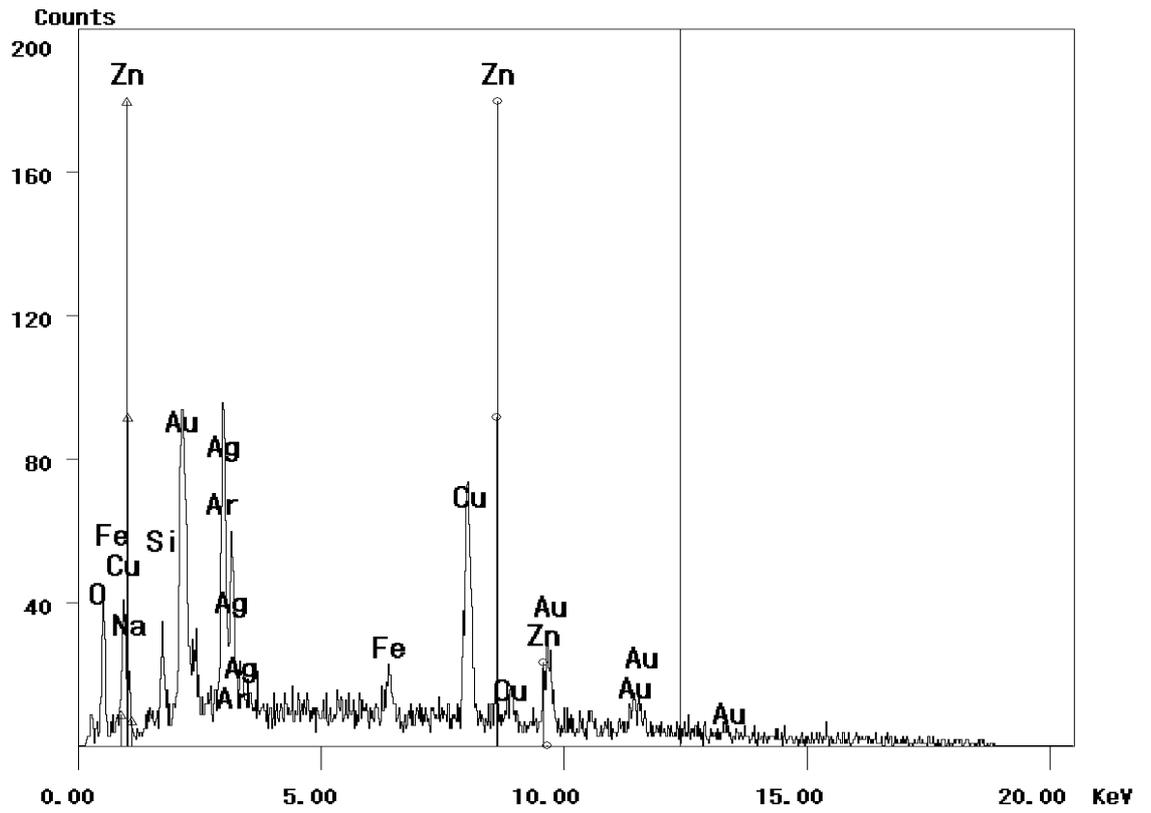


Рисунок В.8 – Спектр 3 образца КО

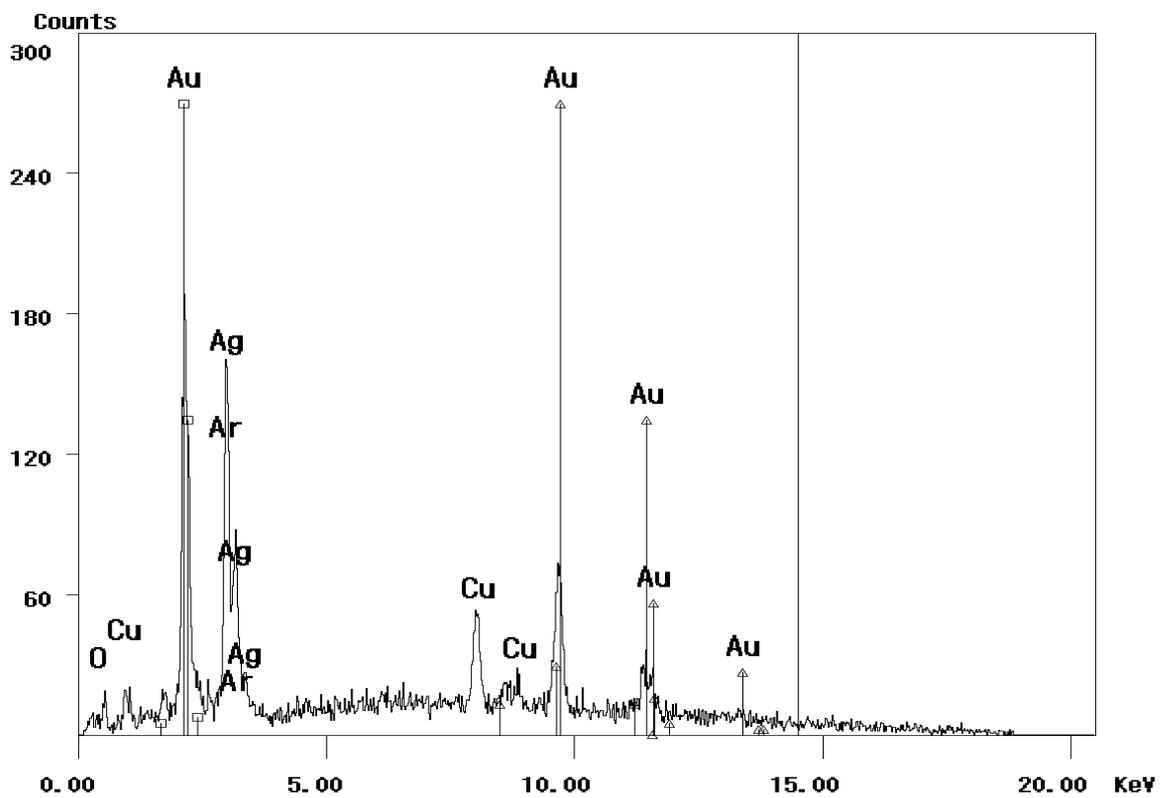


Рисунок В.9 – Спектр 4 образца КО

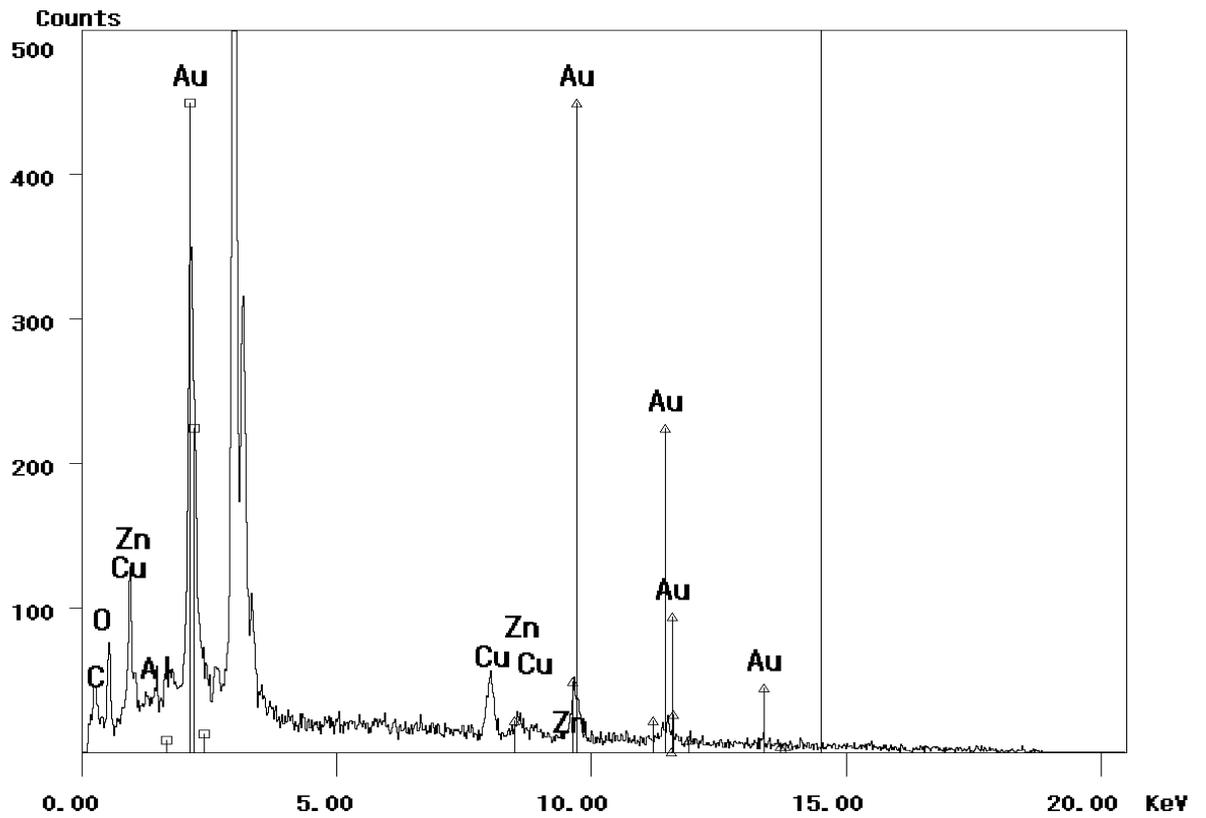


Рисунок В.10 – Спектр 5 образца КО

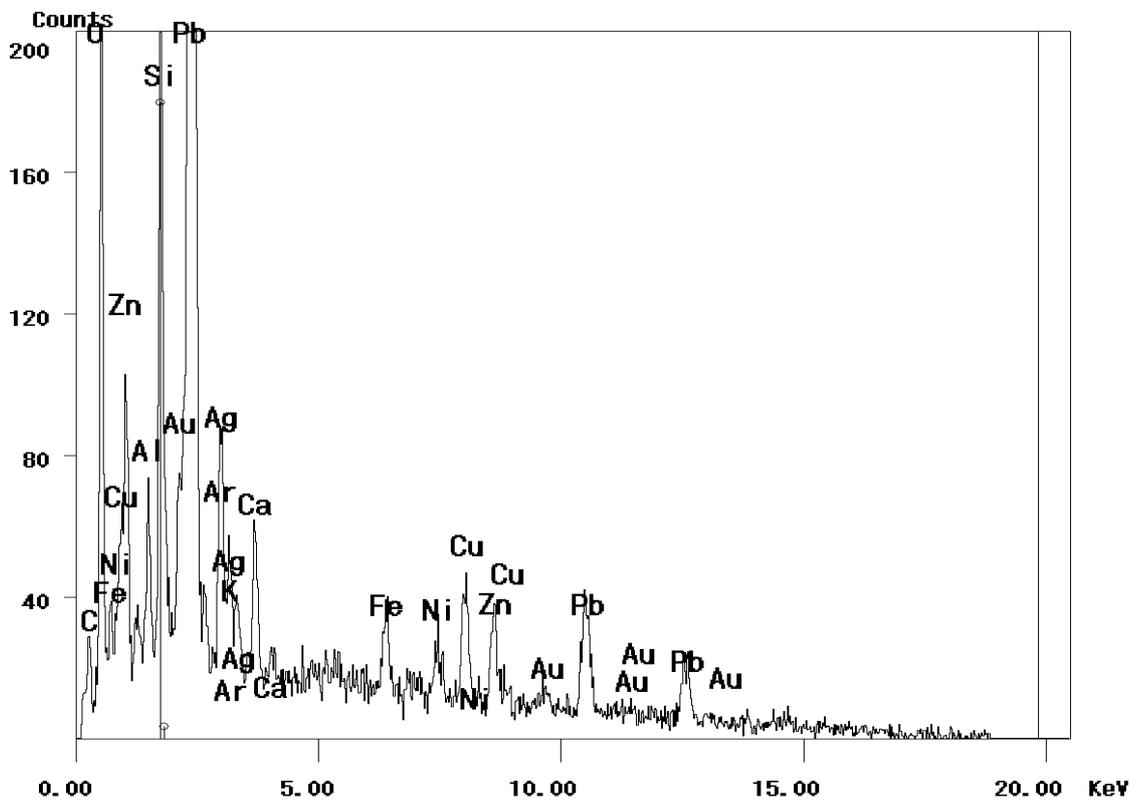


Рисунок В.11 – Спектр 6 образца КО

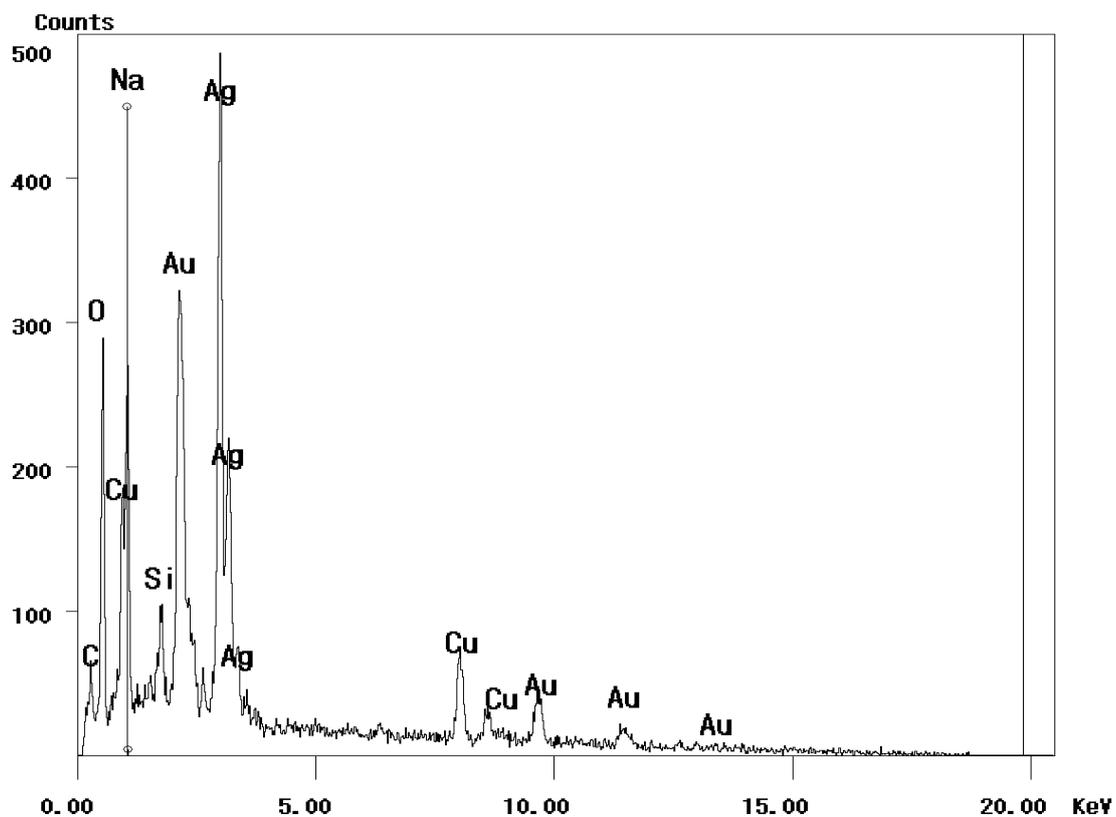


Рисунок В.12. – Спектр 7 образца КО

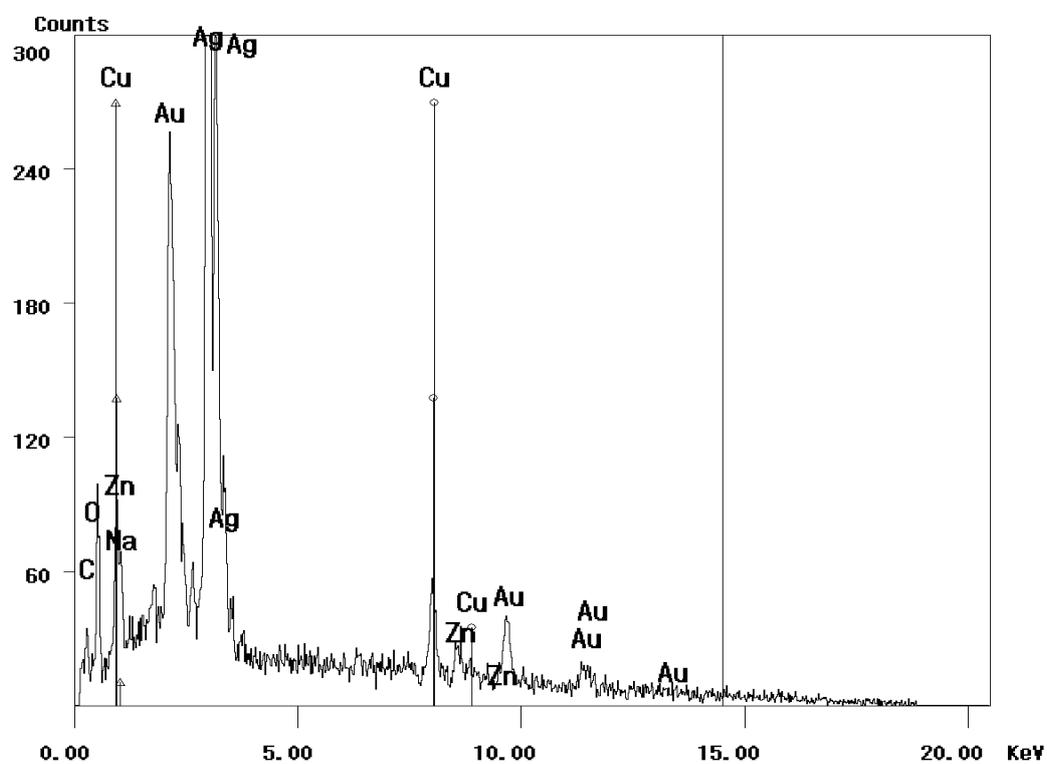


Рисунок В.13 – Спектр 8 образца

**Приложение Г. Исходные данные для термодинамических расчетов
изменения энергии Гиббса реакций взаимодействия элементов и соединений,
находящихся в катодных осадках, различными кислотами**

Таблица Г.1 – Исходные данные для термодинамических расчетов реакций взаимодействия компонентов КО с серной кислотой

Элементы и соединения	ΔS_{298} , Дж/моль	ΔH_{298} , кДж/моль	ΔG_{298} , кДж/моль
Cu	33,1	0	0
CuO	4,63	-162,0	-134,3
Cu ₂ O	92,9	-173,2	-150,6
Pb	64,8	0	0
PbO	68,70	-217,61	-188,20
PbS	91,2	-100	-99
Ag	42,55	0	0
Ag ₂ S	144,0	-32,8	-40,8
O ₂	205,04	0	0
H ₂ SO ₄	156,9	-814,2	-690,3
H ₂ O	70,08	-285,83	-237,24
CuSO ₄	109,2	-770,9	-661,79
PbSO ₄	148,57	-920,48	-813,67
H ₂ S	205,69	-20,9	-33,8
Ag ₂ SO ₄	199,8	-717,2	-619,6
SO ₂	248,07	-296,90	-300,21

Таблица Г.2 – Исходные данные для термодинамических расчетов реакций взаимодействия компонентов КО с соляной кислотой

Элементы и соединения	ΔG_{298} , кДж/моль
H ₂	0
HCl	-94,79
CuCl ₂	-161,71
PbCl ₂	-314,56
AgCl	-109,8
NaCl	-384,13
CaCl ₂	-749,34
MgCl ₂	-595,30

Таблица Г.3 – Исходные данные для термодинамических расчетов реакций взаимодействия компонентов КО с азотной кислотой

Элементы и соединения	ΔG_{298}^0 , кДж/моль	ΔH_{298}^0 , кДж/моль	ΔS_{298}^0 , кДж/моль
Cu ₂ S	-86,27	-79,5	121
HNO ₃	-79,90	-174,1	156,6
Cu(NO ₃) ₂	-117	-1217	192
Pb(NO ₃) ₂	-256,9	-451,7	217,9
AgNO ₃	-33,6	-124,5	140,9
NO	86,6	90,2	240,2
S	0	0	31,9
NO ₂	51,55	33,5	240,2

Таблица Г.4 – Термодинамические характеристики веществ

Элементы и соединения	ΔG_{298}^0 , кДж/моль
Ni	0
NiS	-76,87
Ni(NO ₃) ₂	-277,7
NiSO ₄	-763,76
NiCl ₂	-258,0

Окончание приложения Г

Таблица Г.5 – Пересчет концентрации серной кислоты в другие единицы измерения

Концентрация серной кислоты										
№ опыта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
кг/м ³	49,0	73,6	98,1	122,6	147,1	171,6	196,2	220,7	245,2	269,7
Мольное количество	0,5	0,75	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2,75
рН	2,93	2,03	1,39	1,02	0,80	0,65	0,55	0,47	0,42	0,38
№ опыта	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
кг/м ³	294,2	318,8	343,3	367,8	392,3	416,8	441,4	465,9	490,4	514,9
Мольное количество	3	3,25	3,5	3,75	4	4,25	4,5	4,75	5	5,25
рН	0,34	0,32	0,29	0,28	0,26	0,25	0,25	0,24	0,24	0,24
№ опыта	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
кг/м ³	539,4	564,0	588,5	613,0	637,5	662,0	686,6	711,1	735,6	760,1
Мольное количество	5,5	5,75	6	6,25	6,5	6,75	7	7,25	7,5	7,75
рН	0,24	0,24	0,24	0,24	0,25	0,25	0,26	0,27	0,27	0,28

Таблица Г.6 – Массовые доли исходных компонентов КО в мольных количествах

Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Si
0,089	0,159	0,542	0,037	0,029	0,063	0,131	0,088

Таблица Г.7 – Пересчет концентрации азотной кислоты в другие единицы измерения

Концентрация азотной кислоты										
№ опыта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
кг/м ³	61,8	80,7	99,6	118,5	137,4	156,3	175,2	194,1	213,0	231,9
Мольное количество	0,98	1,28	1,58	1,88	2,18	2,48	2,78	3,08	3,38	3,68
рН	11,92	11,04	8,29	5,98	5,01	4,73	4,62	4,55	4,49	4,44
№ опыта	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
кг/м ³	250,8	269,7	288,6	307,5	326,4	345,3	364,2	383,1	402,0	420,9
Мольное количество	3,98	4,28	4,58	4,88	5,18	5,48	5,78	6,08	6,38	6,68
рН	4,40	4,35	4,32	4,28	4,25	2,80	1,87	1,68	1,60	1,56
№ опыта	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
кг/м ³	439,8	458,7	477,6	496,5	515,4	534,4	553,3	572,2	591,1	610,0
Мольное количество	6,98	7,28	7,58	7,88	8,18	8,48	8,78	9,08	9,38	9,68
рН	1,54	1,53	1,52	1,51	1,51	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50

Приложение Д. Результаты исследований по выщелачиванию примесей катодных осадков, полученных на основном технологическом участке золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник», различными кислотами

Результаты исследований по выщелачиванию примесей КО серной кислотой

Таблица Д.1– Степень перехода элементов в раствор

Концентрация H ₂ SO ₄ , кг/м ³	Степень перехода в раствор, %		
	Cu	Pb	Ag
51,6	30,5	2,48	0
106,6	32,4	3,12	0
165,4	48,8	3,66	0
227,9	17,9	0,33	0
365,6	5,0	0,33	0
521,1	21,4	0,75	0,08
697,5	11,2	0,62	0,12

Таблица Д.2 – Химический состав кека

Концентрация H ₂ SO ₄ , кг/м ³	Выход кека, %	Химический состав кека, % мас.				
		Au	Ag	Cu	Pb	Сумма всех примесей
Исходный КО	-	17,25	16,92	40,9	7,51	65,84
51,6	86,14	20,02	19,64	33,00	8,50	60,33
106,6	85,43	20,19	19,81	32,35	8,52	60,00
165,4	79,02	21,83	21,41	26,51	9,16	56,76
227,9	90,43	19,08	18,71	37,12	8,28	62,21
365,6	95,83	18,00	17,66	40,55	7,81	64,34
521,1	91,29	18,90	18,54	35,22	8,17	62,57
697,5	94,47	18,26	17,90	38,45	7,90	63,84

Результаты исследований по выщелачиванию примесей КО соляной кислотой

Таблица Д.3 – Степень перехода элементов в раствор

Концентрация HCl, кг/м ³	Степень перехода в раствор, %		
	Cu	Ag	Pb
20,16	7,72	0,01	0,01
61,67	26,72	0,02	5,64
83,07	18,62	0,07	6,41
104,70	32,15	0,02	10,57
172,40	47,87	1,00	34,34
371,00	69,06	4,99	93,91

Таблица Д.4 – Химический состав кека

Концентрация HCl, кг/м ³	Выход кека, %	Химический состав кека, % мас.				
		Au	Ag	Cu	Pb	Сумма всех примесей
20,16	96,04	18,22	17,62	39,30	7,82	64,16
61,67	88,67	19,74	19,08	33,80	7,99	61,18
83,07	90,44	19,35	18,70	36,80	7,77	61,95
104,7	84,05	20,82	20,13	33,02	7,99	59,05
172,4	76,19	22,97	21,99	27,98	6,47	55,04
371	61,57	28,42	26,11	20,55	0,74	45,47

Окончание приложения Д

Результаты исследований по выщелачиванию примесей КО азотной кислотой

Таблица Д.5 – Степень перехода элементов в раствор

Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Степень перехода в раствор, %		
	Cu	Pb	Ag
61,87	5,55	0,30	0
105,4	8,74	0,96	0
150,9	25,58	2,14	0
223	40,59	4,21	0
273,7	43,93	11,38	1,3
354	82,95	4,55	0
410,4	74,87	7,02	0
498,5	78,55	13,20	0
559,6	86,17	15,15	0

Таблица Д.6 – Химический состав кека

Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Выход кека, %	Химический состав кека, % мас.				
		Au	Ag	Cu	Pb	Сумма всех примесей
61,87	92,15	18,99	18,36	41,92	8,13	62,65
105,4	94,03	18,61	17,99	39,70	7,91	63,39
150,9	87,13	20,08	19,42	34,94	8,43	60,50
223	80,77	21,67	20,95	30,09	8,91	57,39
273,7	79,03	22,14	21,13	29,02	8,42	56,72
354	50,45	34,69	33,54	13,82	14,21	31,77
410,4	54,90	31,88	30,82	18,72	12,72	37,30
498,5	52,22	33,52	32,40	16,80	12,49	34,08
559,6	47,53	36,82	35,60	11,91	13,41	27,58

**Приложение Е. Результаты исследований азотнокислой обработки
катодных осадков вспомогательного участка
золотоизвлекательной фабрики ООО «Березитовый рудник»**

Таблица Е.1 – Степень перехода меди, свинца и серебра в зависимости от концентрации азотной кислоты при различных Ж:Т

№	Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Ж:Т	Степень перехода в раствор, %		
			Cu	Pb	Ag
1	250	3:1	55,77	26	99,9
2	300	3:1	77,7	42,4	99,88
3	350	3:1	86,6	42,4	99,76
4	400	3:1	84,4	44,7	99,79
5	450	3:1	84,6	44,4	99,55
6	500	3:1	86,6	42,6	99,89
7	250	4:1	87,9	47,2	100
8	300	4:1	91,4	51,6	100
9	350	4:1	81,4	55,2	99,88
10	400	4:1	85	46,7	99,68
11	450	4:1	84,6	48,7	99,82
12	500	4:1	82,9	45,5	99,94
13	250	5:1	78,2	28,7	99,94
14	300	5:1	87,2	57,2	99,87
15	350	5:1	90,7	68,4	99,79
16	400	5:1	90	71,9	99,72
17	450	5:1	87,6	66,3	99,83
18	500	5:1	84,6	68,3	99,91
19	250	7:1	96,6	63,5	99,93
20	300	7:1	88,6	71,3	99,71
21	350	7:1	89,6	74,1	99,68
22	400	7:1	90,3	72,5	99,79
23	450	7:1	90,6	70,3	99,81
24	500	7:1	90,9	74,7	99,77

Таблица Е.2 – Химический состав кеков после азотнокислой обработки КО в зависимости от концентрации азотной кислоты при различном Ж:Т

№	C HNO ₃ , кг/м ³	Ж:Т	Выход кека, %	Химический состав кека, % мас.				
				Au	Ag	Cu	Pb	Сумма всех примесей
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	250	3:1	75,3	16,60	0,04	14,12	10,50	83,36
2	300	3:1	76,7	16,30	0,05	6,99	8,02	83,66
3	350	3:1	57,7	21,66	0,12	5,58	10,66	78,21
4	400	3:1	59,6	20,97	0,10	6,29	9,91	78,92
5	450	3:1	59,9	20,87	0,22	6,18	9,91	78,91
6	500	3:1	60,5	20,66	0,05	5,32	10,13	79,28
7	250	4:1	59,3	21,08	0,00	4,91	9,51	78,92
8	300	4:1	66,5	18,80	0,00	3,11	7,77	81,20
9	350	4:1	62	20,16	0,06	7,21	7,72	79,78
10	400	4:1	54,5	22,94	0,17	6,62	10,44	76,89
11	450	4:1	53,6	23,32	0,10	6,91	10,22	76,58
12	500	4:1	60,5	20,66	0,03	6,79	9,62	79,31
13	250	5:1	59,2	21,11	0,03	8,85	12,86	78,86
14	300	5:1	49,3	25,35	0,08	6,24	9,27	74,57
15	350	5:1	40,3	31,02	0,15	5,55	8,37	68,83
16	400	5:1	51,2	24,41	0,16	4,70	5,86	75,42

Окончание приложения Е

Окончание таблицы Е2.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
17	450	5:1	40,5	30,86	0,12	7,36	8,89	69,01
18	500	5:1	44,5	28,09	0,06	8,32	7,61	71,85
19	250	7:1	40,2	31,09	0,05	2,03	9,70	68,85
20	300	7:1	35,9	34,82	0,24	7,63	8,54	64,94
21	350	7:1	36,2	34,53	0,26	6,91	7,64	65,21
22	400	7:1	36,2	34,53	0,17	6,44	8,11	65,30
23	450	7:1	32,9	37,99	0,17	6,87	9,64	61,83
24	500	7:1	34,2	36,55	0,20	6,40	7,90	63,25

Таблица Е.3 – Ожидаемая массовая доля золота в сплаве золота лигатурного после азотнокислого выщелачивания в зависимости от концентрации азотной кислоты при различном Ж:Т

№	C_{HNO_3} , кг/м ³	Ж:Т	Выход сплава от КО, %	Ожидаемая массовая доля Au в сплаве, % мас.
1	250	3:1	41,26	40,24
2	300	3:1	31,35	51,98
3	350	3:1	38,03	56,96
4	400	3:1	37,28	56,26
5	450	3:1	37,19	56,12
6	500	3:1	36,17	57,12
7	250	4:1	35,49	59,39
8	300	4:1	29,68	63,33
9	350	4:1	35,15	57,36
10	400	4:1	40,17	57,09
11	450	4:1	40,55	57,51
12	500	4:1	37,11	55,68
13	250	5:1	42,86	49,26
14	300	5:1	40,95	61,92
15	350	5:1	45,09	68,78
16	400	5:1	35,13	69,49
17	450	5:1	47,24	65,34
18	500	5:1	44,08	63,73
19	250	7:1	42,88	72,52
20	300	7:1	51,23	67,96
21	350	7:1	49,34	69,98
22	400	7:1	49,26	70,10
23	450	7:1	54,68	69,49
24	500	7:1	51,05	71,60

Таблица Е.4 – Степень перехода меди, свинца и серебра в раствор в зависимости от температуры и концентрации азотной кислоты при Ж:Т = 5:1

№	Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Т, °С	Степень перехода в раствор, %		
			Cu	Pb	Ag
1	2	3	4	5	6
1	250	40	93,2	55,6	94,67
2	300	40	92,6	83,3	98,1
3	350	40	97,7	83,2	97,22
4	400	40	88,3	49,8	96,63
5	450	40	93,7	61,5	95,06
6	500	40	95,5	76,7	96,03
7	250	50	93,5	60,1	95,01
8	300	50	94,0	61,3	93,60
9	350	50	94,9	61,4	92,12
10	400	50	92,8	59,4	95,79
11	450	50	98,2	80,6	96,41

Продолжение приложения Е

Окончание таблицы Е.4

1	2	3	4	5	6
12	500	50	90,7	72,9	96,49
13	250	60	90,6	67,0	96,40
14	300	60	87,7	63,6	96,41
15	350	60	99,4	63,9	98,51
16	400	60	96,3	71,9	96,16
17	450	60	94,7	68,7	93,14
18	500	60	94,4	60,1	94,84
19	250	70	91,9	54,8	92,17
20	300	70	95,9	62,9	93,36
21	350	70	92,0	75,8	96,30
22	400	70	92,6	51,1	95,19
23	450	70	92,3	76,3	89,90
24	500	70	93,3	61,4	92,76

Таблица Е.5 – Химический состав кеков после азотнокислой обработки КО в зависимости от концентрации азотной кислоты и температуры при Ж:Т = 5:1

№	Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Т, °С	Выход кека, %	Химический состав кека, % мас.				
				Au	Ag	Cu	Pb	Сумма всех примесей
1	250	40	51,5	24,27	3,08	3,17	9,21	72,65
2	300	40	45,1	27,72	1,25	3,94	3,95	71,03
3	350	40	49,1	25,46	1,68	1,13	3,65	72,86
4	400	40	48	26,04	2,09	5,86	11,17	71,87
5	450	40	47,3	26,43	3,10	3,20	8,69	70,47
6	500	40	48,1	25,99	2,45	2,25	5,17	71,56
7	250	50	51,7	24,18	2,87	3,02	8,24	72,95
8	300	50	48,9	25,56	3,89	2,95	8,45	70,55
9	350	50	48,1	25,99	4,87	2,55	8,57	69,14
10	400	50	47,5	26,32	2,64	3,64	9,13	71,05
11	450	50	46,9	26,65	2,28	0,92	4,42	71,07
12	500	50	47,2	26,48	2,21	4,74	6,13	71,31
13	250	60	50,2	24,90	2,13	4,50	7,02	72,97
14	300	60	48	26,04	2,22	6,16	8,10	71,73
15	350	60	48,2	25,93	0,92	0,30	8,00	73,15
16	400	60	48,4	25,83	2,36	1,84	6,20	71,81
17	450	60	45	27,78	4,53	2,83	7,43	67,69
18	500	60	47,8	26,15	3,21	2,82	8,91	70,64
19	250	70	49,1	25,46	4,74	3,97	9,83	69,80
20	300	70	47,5	26,32	4,16	2,08	8,34	69,53
21	350	70	47,1	26,54	2,34	4,08	5,49	71,13
22	400	70	46,9	26,65	3,05	3,79	11,14	70,30
23	450	70	45,7	27,35	6,57	4,05	5,54	66,08
24	500	70	45,1	27,72	4,77	3,57	9,14	67,51

Таблица Е.6 – Ожидаемая массовая доля золота в сплаве золота лигатурного после азотнокислого выщелачивания в зависимости от концентрации азотной кислоты и температуры при Ж:Т = 5:1

№	Концентрация HNO ₃ , кг/м ³	Т, °С	Выход сплава от КО, %	Ожидаемая массовая доля Au в сплаве, % мас.
1	2	3	4	5
1	250	40	39,73	61,09
2	300	40	36,87	75,18
3	350	40	31,92	79,75
4	400	40	45,16	57,67
5	450	40	41,43	63,79

Окончание приложения Е

Окончание таблицы Е.6

1	2	3	4	5
6	500	40	35,86	72,46
7	250	50	38,31	63,11
8	300	50	40,86	62,57
9	350	50	41,98	61,91
10	400	50	41,72	63,07
11	450	50	34,27	77,78
12	500	50	39,56	66,94
13	250	60	38,55	64,58
14	300	60	42,52	61,24
15	350	60	35,15	73,78
16	400	60	36,22	71,30
17	450	60	42,57	65,25
18	500	60	41,09	63,64
19	250	70	44,00	57,86
20	300	70	40,89	64,36
21	350	70	38,45	69,03
22	400	70	44,63	59,72
23	450	70	43,51	62,86
24	500	70	45,20	61,32

Приложение Ж. Свидетельство о государственной регистрации
программы для ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2017613855

РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ
ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И
КОНЦЕНТРАТОВ

Правообладатель: *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет» (ФГБОУ ВО «ИРНИТУ»)* (RU)

Авторы: *Немчинова Нина Владимировна (RU), Жмурова Виктория Васильевна (RU), Васильев Андрей Анатольевич (RU)*

Заявка № 2017610939

Дата поступления 06 февраля 2017 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 03 апреля 2017 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

 Г.П. Ивлиев



**Приложение II. Результаты исследований по кислотному выщелачиванию
примесей катодных осадков участка угольной сорбции ГГМК «Пионер»**

Таблица II.1 – Степень перехода меди, свинца и серебра в раствор в зависимости от концентрации кислоты HCl и HNO₃ при различном Ж:Т

HCl					HNO ₃				
C _{HCl} , кг/м ³	Ж:Т	Степень перехода в раствор, %			C _{HNO₃} , кг/м ³	Ж:Т	Степень перехода в раствор, %		
		Cu	Ni	Ag			Cu	Ni	Ag
50	3:1	8,5	8,4	0	100	3:1	4,14	6,8	0
100	3:1	24,1	15,7	0,01	150	3:1	45,84	4,8	0
150	3:1	22,5	30,9	0,02	200	3:1	47,35	17,1	0
200	3:1	24,7	31,7	0,3	250	3:1	53,47	21,1	16,31
250	3:1	28,5	38	0,63	300	3:1	81,9	23,4	32,2
300	3:1	29,1	41,2	0,63	350	3:1	72,18	27,3	32,31
350	3:1	29,9	44,5	0,63	100	4:1	13,54	7,5	0
50	4:1	14,8	18,8	0	150	4:1	59,54	8,9	0
100	4:1	21,1	19	0,08	200	4:1	59,45	12,2	0
150	4:1	29,3	20,1	0,31	250	4:1	75,67	16,6	15,32
200	4:1	32,4	30,2	0,64	300	4:1	86,1	25,7	32,33
250	4:1	36,4	44,7	0,84	350	4:1	78,53	25,2	37,25
300	4:1	33,2	45,3	0,63	100	5:1	22,1	10,8	0
350	4:1	35,3	48,4	1,05	150	5:1	60,19	10,9	0
50	5:1	18,4	17,5	0,02	200	5:1	71,31	10,5	0,03
100	5:1	25,4	16	0,11	250	5:1	85,94	28,4	37,34
150	5:1	30,9	28,7	0,38	300	5:1	83,58	32	37,34
200	5:1	32,8	29,5	0,81	350	5:1	87,55	32,2	35,07
250	5:1	32,9	33,3	1,01	100	7:1	30,16	3,6	0
300	5:1	34,9	41,3	0,84	150	7:1	64,99	5,9	0
350	5:1	37	44,2	1,05	200	7:1	61,49	19	0,02
50	7:1	20,3	21,9	0,02	250	7:1	86,71	23,7	21,49
100	7:1	30,4	18,7	0,04	300	7:1	82,32	24,3	31,84
150	7:1	29,9	31	0,52	350	7:1	82,52	31,5	39,5
200	7:1	36,3	37,7	1,34					
250	7:1	38,6	44,6	1,46					
300	7:1	35,9	42,1	1,35					
350	7:1	35,2	44	1,47					

Таблица II.2 – Химический состав кеков выщелачивания соляной кислотой

№ опыта	Химический состав, масс. %			
	Au	Ag	Cu	Ni
1	2	3	4	5
1	24,44	26,13	33,56	2,00
2	26,2	28,06	29,48	1,91
3	28,34	29,30	24,34	2,02
4	28,56	29,99	32,18	1,96
5	28,03	31,50	11,69	2,22
6	28,37	30,28	20,22	2,25
7	30,9	32,02	13,99	2,25

Продолжение приложения И

Окончание таблицы И.2

1	2	3	4	5
8	32,44	34,34	14,74	2,34
9	30,8	30,85	18,36	1,65
10	33,87	33,71	14,82	2,26
11	33,47	34,47	12,67	2,06
12	33,38	33,93	16,15	1,97
13	29,2	31,66	20,14	1,81
14	34,05	35,14	15,23	2,06
15	33,52	35,29	11,32	2,10
16	34,74	37,03	10,28	1,96
17	32,49	33,23	18,66	1,73
18	35,46	37,28	13,15	1,74
19	29,88	32,46	17,26	2,09
20	36,6	38,37	7,81	1,81
21	32,4	33,51	21,06	2,04
22	33,25	35,49	15,83	1,88
23	34,68	36,36	10,56	1,80
24	35,29	36,80	12,90	1,94
25	32,86	33,89	23,93	1,58
26	34,91	36,65	18,38	1,59
27	36,2	37,55	8,90	1,77
28	35,18	36,36	16,57	1,84

Таблица И.3 – Химический состав кеков выщелачивания азотной кислотой

№ опыта	Химический состав, масс. %			
	Au	Ag	Cu	Ni
29	26,16	28,00	37,23	2,18
30	27,24	29,16	34,98	2,26
31	28,28	30,27	32,71	2,26
32	29,13	31,17	30,20	2,51
33	29,59	31,67	23,79	2,52
34	32,66	34,96	19,62	2,94
35	33,34	35,68	19,71	2,80
36	34,11	36,50	17,73	3,00
37	33,95	36,64	26,54	2,52
38	37,17	33,88	22,38	2,92
39	35,52	38,00	15,13	2,84
40	34,21	36,61	19,56	2,48
41	38,45	34,44	26,57	3,23
42	41,52	37,54	15,00	3,10
43	44,41	34,61	9,27	2,85
44	44,41	37,32	8,76	3,03
45	43,80	31,79	11,77	3,00
46	45,69	33,09	9,43	3,04
47	47,03	31,54	11,47	3,04
48	48,88	35,66	12,84	3,31
49	46,83	33,93	19,34	3,05
50	48,04	32,27	15,31	3,22
51	49,64	50,44	9,18	2,90
52	48,88	31,47	12,69	3,00

Продолжение приложения И

Таблица И.4 – Ожидаемая массовая доля драгоценных металлов при различных концентрациях HCl и HNO₃ и Ж:Т

C _{HCl} , кг/м ³	Ж:Т	HCl		C _{HNO₃} , кг/м ³	Ж:Т	HNO ₃	
		Массовая доля, %				Массовая доля, %	
		Au	Ag			Au	Ag
50	3:1	28,38	30,34	100	3:1	27,96	29,92
100	3:1	30,59	32,76	150	3:1	29,09	31,14
150	3:1	33,74	34,88	200	3:1	30,24	32,37
200	3:1	30,81	32,36	250	3:1	31,32	33,51
250	3:1	38,17	42,89	300	3:1	33,79	36,17
300	3:1	34,97	37,33	350	3:1	36,22	38,77
350	3:1	39,03	40,45	100	4:1	36,43	38,98
50	4:1	38,68	40,95	150	4:1	37,34	39,96
100	4:1	37,72	37,78	200	4:1	34,07	36,77
150	4:1	40,01	39,82	250	4:1	38,58	35,16
200	4:1	40,49	41,70	300	4:1	38,82	41,53
250	4:1	39,07	39,72	350	4:1	36,84	39,42
300	4:1	35,26	38,23	100	5:1	39,15	35,06
350	4:1	39,37	40,63	150	5:1	42,73	38,64
50	5:1	40,76	42,92	200	5:1	48,73	37,97
100	5:1	41,35	44,08	250	5:1	47,49	39,91
150	5:1	37,73	38,59	300	5:1	48,47	35,18
200	5:1	40,47	42,54	350	5:1	50,07	36,26
250	5:1	36,58	39,74	100	7:1	50,53	33,88
300	5:1	43,27	45,36	150	7:1	49,08	35,80
350	5:1	36,40	37,65	200	7:1	47,61	34,50
50	7:1	38,46	41,05	250	7:1	48,60	32,65
100	7:1	41,58	43,60	300	7:1	51,21	43,43
150	7:1	40,60	42,33	350	7:1	50,90	32,77
200	7:1	35,62	36,73				
250	7:1	38,14	40,04				
300	7:1	42,88	44,48				
350	7:1	39,11	40,42				

Приложение К. Акт внедрения в учебный процесс

УТВЕРЖДАЮ



Проректор по научной работе
и инновационной деятельности ИРНТУ,
к.э.н., доцент
Е. Ю. Семенов
2018 г.

Акт внедрения

Настоящий акт составлен в том, что результаты диссертационной работы Жмуровой Виктории Васильевны используются в учебном процессе ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет при подготовке обучающихся по направлению 22.03.02 «Металлургия»:

- разработаны методические указания для самостоятельной работы по дисциплине «Производство благородных металлов и проектирование цехов»;
- разработанная программа для ЭВМ «Расчет качественно-количественной схемы переработки золотосодержащих руд и концентратов» используется при проведении практических занятий по дисциплине «Металлургия благородных металлов»;
- включены в курс лекций по дисциплине «Металлургия благородных металлов».

Начальник УМУ, к.т.н.

К.А. Однокурцев

Начальник УНД, к.т.н.

А.С. Говорков

Научный руководитель, заведующая кафедрой
металлургии цветных
металлов, д.т.н., профессор

Н.В. Немчинова

Старший преподаватель кафедры
металлургии цветных
металлов

В.В. Жмурова

Приложение Л. Акт полупромышленных испытаний в ООО «Северсталь-Золото»**Общество с ограниченной ответственностью
«Северсталь-Золото»**

Россия, 127299, г. Москва, ул. Клары Цеткин, д. 2/3, стр. 1, тел. (495) 981-09-10, факс (495) 981-09-18
ОГРН 1097746381820, ИНН/КПП 7713688946/771301001

19 января 2012 г.

**Акт полупромышленных испытаний
кислотной обработки катодных осадков золота.**

Настоящим актом, подтверждается, что Жмуровой Викторией Васильевной проводились исследования по кислотной обработке катодного осадка золота на предприятии ООО «Березитовый рудник». В результате проведенных работ получены следующие результаты: пробность слитков золота лигатурного увеличилась с 20% по хим. чистому золоту до 44%. Увеличение пробности способствовало снижению затрат на услуги по аффинажу. Данная технология может быть применена в производстве, принести экономическую выгоду и будет реализована на предприятиях Северсталь-Золото, в частности на ООО «Березитовый рудник» в феврале 2012 года.

Менеджер металлургического производства
производственной дирекции



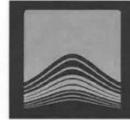
В.С.Фролов

Менеджер отдел контроллинга
финансовой дирекции



М.К. Грачев

**Приложение Н. Акт полупромышленных испытаний
в ГГМК «Пионер»**



Закрытое акционерное общество
"УПРАВЛЯЮЩАЯ КОМПАНИЯ "ПЕТРОПАВЛОВСК"

" 22 " 09 2014 г. № УК-0543
На № _____ от _____

**Акт полупромышленных испытаний кислотной обработки
катодного осадка золота ООО «Пионер»**

Настоящим актом, подтверждается, что Жмуровой Викторией Васильевной проводились исследования по кислотной обработке катодного осадка золота на предприятии ООО «Пионер». В результате проведенных работ получены следующие результаты: массовая доля золота в слитках золота лигатурного увеличилась с 20 % и менее до 52% и более. Увеличение массовой доли золота в слитках способствовало уменьшению аффинажной разницы, а также снижению затрат на услуги по аффинажу. Данная технология применяется в производстве на ООО «Пионер».

Генеральный директор

С.Е. Ермоленко

