

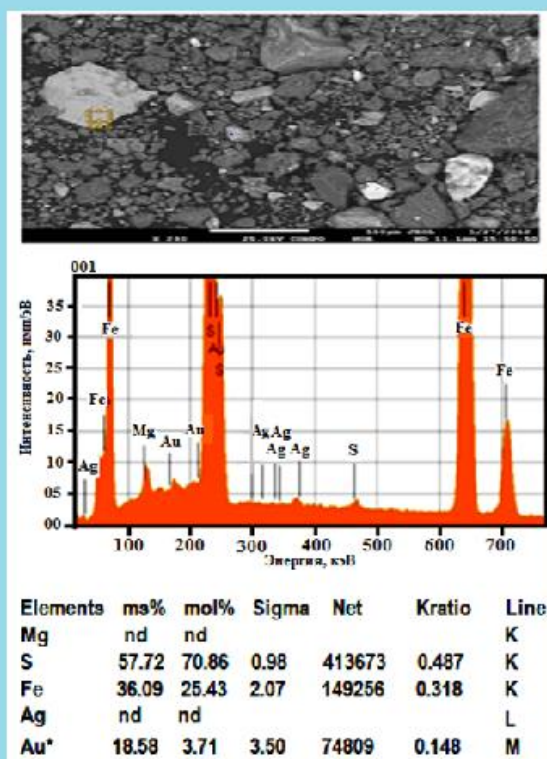
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

АО «ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ»

Г.Ж. АБДЫКИРОВА

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО УПОРНОГО РУДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Монография



МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН



SATBAYEV
UNIVERSITY



АО «ИНСТИТУТ
МЕТАЛЛУРГИИ
И ОБОГАЩЕНИЯ»

Г.Ж. АБДЫКИРОВА

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ
ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО УПОРНОГО
РУДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

Монография

Алматы 2023

УДК 622.32
ББК 33.36
А13

<https://doi.org/10.31643/2023.010>

Рецензенты:

Чернякова Р.М., доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник Института химических наук им. А.Б. Бектурова

Шаутенов М.Р., кандидат технических наук, профессор кафедры металлургии и обогащения полезных ископаемых КазННТУ им. К.И. Сатпаева

Г.Ж. Абдыкирова. Совершенствование технологий обогащения золотосодержащего упорного рудного и техногенного сырья. Монография. – Алматы: КазННТУ им. К.И. Сатпаева, 2022. 225 с.

ISBN 978-601-323-366-6

В монографии представлены современные направления исследований в области переработки упорных золотосодержащих руд и техногенного сырья, результаты изучения физико-химических свойств минеральных комплексов руды месторождения Акбакай, влияния нового модификатора флотации - бутилполиэтиленполиамины - на закрепление бутилового ксантогената на поверхности сульфидных минералов. Показана эффективность использования бутилполиэтиленполиамины при обогащении упорной золотосодержащей руды и сверхтонкого измельчения флотоконцентрата при его цианировании. Приведены результаты исследований по обогатимости лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик. Монография может представить интерес для исследователей и специалистов, работающих в области обогащения золотосодержащего минерального и техногенного сырья.

УДК 622.32
ББК 33.36
А13

Решением Ученого совета АО «Институт металлургии и обогащения» монография утверждена и рекомендована к опубликованию в открытой печати

ISBN 978-601-323-366-6

© Г.Ж. Абдыкирова
© КазННТУ им. К.И. Сатпаева, 2023

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
Глава 1 ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА	8
Глава 2. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД	16
2.1 Основные направления в области исследований на обогащаемость упорных золотосодержащих руд и технологий их переработки	16
2.2 Технологии флотационного обогащения труднообогатимых золотосодержащих руд	21
2.3 Флотируемость золотосодержащих минералов	30
2.4 Выводы по 2 главе	37
Глава 3. ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКБАКАЙ	38
3.1 Минералогический состав руды месторождения Акбакай	38
3.2 Формы, характер сростания и размеры минеральных образований	40
3.3 Морфология и состав самородного золота	41
3.4 Исследование закономерностей распределения золота и мышьяка в узких фракциях плотности и крупности в дробленной золотосодержащей руде	44
3.5 Гранулометрический состав дробленной золотосодержащей руды	50
Выводы по 3 главе	52
Глава 4. ВЛИЯНИЕ МОДИФИЦИРУЮЩЕЙ ДОБАВКИ БУТИЛПОЛИЭТИЛЕНПОЛИАМИНА НА ЗАКРЕПЛЕНИЕ БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА НА ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ	53
4.1 Изменение поверхностного натяжения на границе фаз газ – жидкость в ходе сорбции флотореагентов на поверхности минералов	53
4.2 Сорбция бутилового ксантогената и его смеси с бутилполиэтиленполиамином на поверхности минералов ...	57
4.3 Флотируемость мономинералов с бутиловым ксантогенатом и в сочетании с бутилполиэтилен-полиамином	61

4.4	Исследования по определению силы отрыва пузырька от поверхности твердых частиц	64
4.5	Образование поверхностных форм соединений бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА	65
4.6	Исследование сорбированных форм соединений бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА на поверхности пирита	72
4.7	Исследование электрокинетического потенциала золотосодержащих минеральных зерен	80
	Выводы по 4 главе	83
Глава 5 ИССЛЕДОВАНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ		85
5.1	Подготовка пробы руды к исследованиям на обогатимость ..	85
5.2	Гранулометрическая характеристика технологической пробы и кинетика измельчения	86
5.3	Выбор нового реагента-модификатора	87
5.4	Гравитационное обогащение руды	90
5.5	Флотационное обогащение хвостов отадочной машины.....	92
5.5.1	Планирование 2-х факторного эксперимента	93
5.5.2	Кинетика флотационного обогащения хвостов отадочной машины.....	95
5.5.3	Флотационное обогащение хвостов отадочной машины в замкнутом цикле.....	97
5.6	Рекомендуемая технологическая схема и характеристика конечных продуктов обогащения	98
	Выводы по 5 главе	101
Глава 6 МЕХАНОАКТИВАЦИОННОЕ ВСКРЫТИЕ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА		102
6.1	Химический и минералогический состав гравитационного и флотационного концентратов	102
6.2	Прямое цианирование концентратов	105
6.3	Механоактивационное измельчение флотоконцентрата и его цианирование	108
Глава 7. ИССЛЕДОВАНИЯ НА ОБОГАТИМОСТЬ ТЕХНОГЕННОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ		113
7.1	Изучение вещественного состава хвостов сорбционного выщелачивания месторождения Акбакай	115
7.2	Определение влияния сверхтонкого измельчения на расход растворителя при выщелачивании хвостов сорбции акбакайского месторождения	120

7.3	Отработка технологических параметров выщелачивания сверхтонкоизмельченных хвостов сорбционного выщелачивания в укрупнено-лабораторных условиях	126
7.4	Определение влияния предварительной ультразвуковой обработки на эффективность выщелачивания хвостов сорбции Акбакайского месторождения	128
7.5	Исследования на обогатимость лежалых хвостов Кумыстинского месторождения.....	132
7.6	Установление форм нахождения золота в лежалых хвостах Прибалхашской обогатительной фабрики	179
7.7	Исследование на обогатимость лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет	193
	Выводы по 7 главе	206
	ЛИТЕРАТУРА	209

ВВЕДЕНИЕ

Золото – один из важнейших невозобновляемых ресурсов. Мировые золотые запасы постепенно истощаются, а развитие экономики увеличивает спрос на этот металл. По сравнению с другими драгоценными металлами золото является наиболее «глобализированным» товаром в международной торговле.

Состояние мирового рынка золота оказывает значительное влияние на экономику многих стран и их ключевые экономические показатели [1]. Основные потребители золота: ювелирная промышленность, электроника, медицина и косметология.

Физические свойства золота (высокая электрическая проводимость, повышенная коррозионная устойчивость и пластичность) делают его востребованным материалом для использования в разнообразных электронных устройствах.

Наиболее известными способами использования золота в электронике являются: производство электролитических покрытий, соединений и контактов, а также золотых проволочных соединений в полупроводниковых компонентах

Уникальные свойства золота и расцвет нанотехнологий открывают новые возможности его использования в медицине, инженерии и природоохранной сфере. Золото может применяться для создания узкоспециализированных способов введения лекарств в организм человека, а также для производства токопроводящего пластика, специальных пигментов и усовершенствованных катализаторов, способных очищать воду и воздух.

Золото как класс активов пользуется инвестиционным спросом: вложения в золото способны гарантированно защитить и повысить доходность инвестиционного портфеля [2, 3].

Сложившаяся ситуация на рынке золота в мире и Республике Казахстан определяется стоимостью металла и его растущим спросом. Несмотря на это страны – крупнейшие производители благородного металла (ЮАР, США и Канада) в последние десятилетия снизили темпы освоения новых месторождений

По утвержденным запасам и объемам производства золота Казахстан занимает третье место в СНГ (после России и Узбекистана). Самым крупным золоторудным объектом в Казахстане является месторождение Васильковское. Утвержденные запасы Васильковского месторождения составляют 370 т золота, при среднем содержании металла в руде 2,8 г/т [4]. Второе место по запасам занимает месторождение Бакырчик, расположенное на северо-востоке Казахстана. Запасы золота составляют 326 т при среднем содержании 6,9 г/т. Переработка руд месторождения затруднена ввиду высокого содержания в руде углерода и вредных соединений мышьяка.

Следующими по запасам и промышленной значимости являются месторождения Аксу, Кварцитовые Горки, Бестюбе, Жолымбет, Акбакайской группы - Акбакай, Бескемпир, Аксакал, Карьерное. Удовлетворительные технологические показатели извлечения тонкодисперсных частиц цветных и благородных металлов обуславливают необходимость более детального изучения вопросов теории и практики обогащения руд благородных металлов.

В монографии рассмотрены основные типы промышленных и техногенных месторождений золота; проведен анализ современного состояния и путей интенсификации способов переработки упорных золотосодержащих руд, представлены результаты исследования физико-химических свойств минеральных комплексов руды месторождения Акбакай, описано влияние модифицирующей добавки бутилполиэтиленполиамин на закрепление бутилового ксантогената на поверхности сульфидных минералов и на основе полученных результатов разработана усовершенствованная технология обогащения упорной золотосодержащей руды месторождения Акбакай, а также представлены результаты исследований на обогатимость техногенного золотосодержащего сырья с использованием новых модификаторов и усовершенствованных центробежных сепараторов.

1 ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Краткая характеристика золота Золото, наряду с серебром, платиной и элементами ее группы (рутений, родий, палладий, осмий, иридий), относится к благородным металлам. Удельный вес чистого золота составляет $19,32 \text{ г/см}^3$, температура плавления – 1063°C . Твердость 2,5 - 3,0, цвет золотистый, ярко-желтый до светло-желтого, блеск металлический [5].

При добыче золотосодержащих руд на месторождениях находили крупные самородки золота весом десятки килограмм. Самородками принято считать природные частицы или агрегаты самородного металла, отличающиеся по размеру или внешнему виду. Существуют самородки мелкие (1-10 г), средние (10-100 г), крупные (100-1000 г), весьма крупные (1-10 кг) и гигантские (более 10 кг). Реже самородками называют частицы золотин, выделяющиеся по размерам среди других частиц металла, за нижний предел массы самородка принимают 0,1 - 0,3 грамма.

В Австралии был найден самый крупный самородок золота «Плита Холтермана», масса которого вместе с кварцем составляет 285 кг, чистого золота – 83,3 кг. На Урале обнаружен крупнейший самородок России, который из-за своей формы был назван «Большой треугольник» (36,2 кг), в 1992 г. – самородок «Фортуна» весом 20,336 кг, в последующем другие самородки весом от 0,5 до 2,5 кг (Пильхинкуль, Чукотка) [6].

Чистое золото без примесей в природе практически не встречается. Серебро является основной примесью, с которым золото образует твердые растворы:

- 1) самородное золото (Ag от 0 до 30 %);
- 2) серебристое золото – электрум (Ag до 30 - 50 %);
- 3) золотистое серебро – кюстелит (Ag 70 - 90 %).

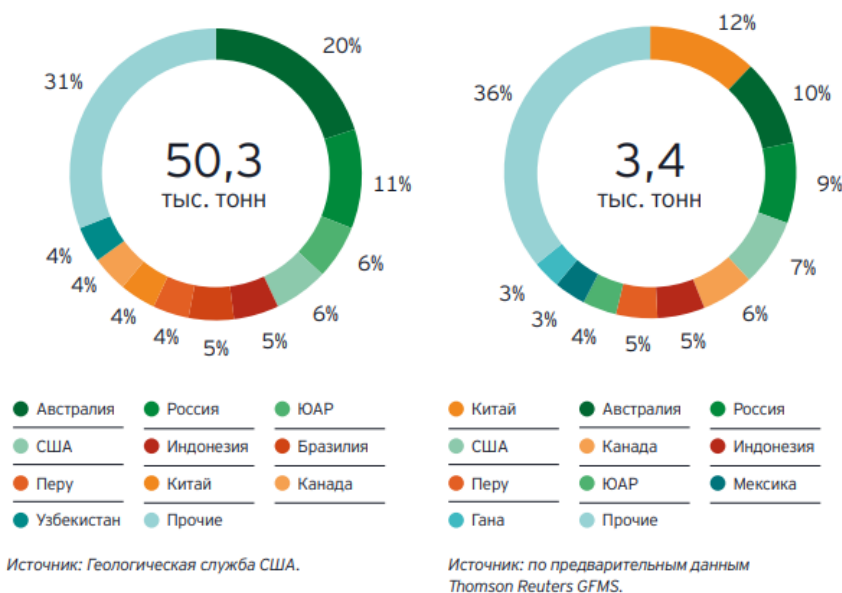
Кроме серебра, самородное золото может содержать до нескольких процентов Hg (ртутистое золото), Cu, Pd (порпечит), Rh (родит), других элементов платиновой группы, Bi, Fe и др. Кроме электрума, кюстелита известны такие интерметаллические соединения, как аурикуприд – Au_2Cu_3 , аурустибит – AuSb_2 , родит – Au (Pt, Rh, Ir, Pd) и др.

Золото в рудах существует в виде различных форм (зерна, пленки, дендриты, пластинки, чешуйки, проволочки).

Новые направления - наноминералогия и наногеохимия - требуют более углубленного изучения наночастиц [7].

Наноразмерные частицы золота сильно отличаются от макроскопических по своим свойствам. Физические и химические свойства вещества связаны с характеристическими или критическими длинами волн, большинство из которых лежит в наноразмерном диапазоне. В связи с изменением свойств вещества, вследствие собственного изменения размеров частиц, одновременно возрастает роль поверхности частиц по сравнению с ее объемом при переходе к наноразмерным системам [8].

По данным Геологической службы США 70 % общемировых запасов золота приходится на 10 стран (рисунок 1.1) [9].



а)

б)

Рисунок 1.1. 10 стран с крупнейшими запасами золота по итогам 2019 года (а) и по добыче золота в 2019 году (б)

Согласно данным компании Gold Fields Mineral Services (GFMS), входящей в Thomson Reuters, по итогам 2019 года первое место по добыче золота занимает Китай – 406,1 тонны, на втором месте Австралия – 323,4 тонны, на третьем Россия – 300,8 тонны.

В Казахстане добыча золота составляла 20 тонн в начале 1980-х, к концу 1990-х она снизилась до 8,8 т (1998 г.). По результатам 2014 года страна вышла на 16-е место в мире (47,8 т) по добыче золота, то есть страна нарастила добычу золота в несколько раз [4].

Планируемый уровень ежегодного производства золота – 70 т. Сырьевая база страны позволяет достичь такого объема производства.

По объему разведанных запасов золота Казахстан находится на третьем месте в СНГ (384,1 тонн) и 14 место в мире.

Согласно официальным данным государственным балансом Республики Казахстан учтены запасы по 237 объектам, из которых 122 коренных, 81 комплексный и 34 россыпных [10, 11].

Наиболее крупные месторождения золота выявлены в Восточном (около 52,2 %), Северном и Центральном Казахстане (30 %). Золоторудные и золотосодержащие месторождения локализованы в 16 горнорудных районах, важнейшими из которых являются: на востоке страны – Калбинский и Рудно-Алтайский, на севере – Кокшетауский и Жетыгаринский, на юге – Шу-Илийский и Джунгарский, на западе – Мугоджарский, в центральной части – Майкаинский и Северо-Балхашский.

Известно, что золотодобывающие предприятия обеспечивают только одну треть производства золота, остальные две трети приходятся на предприятия медной и свинцово-цинковой отраслей, где золото является попутным продуктом производства. Самыми крупными производителями золота в стране в настоящее время стали металлургическая компания АО «Казцинк» и медный гигант «Kazakhmys Plc», на которые приходится основные аффинажные мощности в республике.

Основными генетическими типами промышленных месторождений золота являются: 1) скарновые; 2) плутогенные гидротермальные; 3) вулканогенные гидротермальные; 4) метаморфогенные; 5) россыпные [12].

Скарновые месторождения в мире известны в Канаде (Никел-Плейт), США (Оурей, Кейбл), Мексике (Санта-Фе),

России (Ольховское и Чибижекское в Западной Сибири), Саяк IV (Казахстан). Обычно золото связано с сульфидами – пиритом и пирротинном, наложенными на известковые скарны гранат-пироксенового состава.

Плутоногенные гидротермальные месторождения золота достаточно широко распространены в различных регионах мира. В большинстве своем они полистадийные. При этом в процессе их формирования ранние стадии являются бедными по содержанию золота, средние – золотоносными (продуктивными), поздние стадии также не имеют существенного накопления золота. Для месторождений этого типа характерны две рудные формации: *золото-кварцевая и золото-кварц-сульфидная*. Характерным представителем золото-кварцевой формации является месторождение Бендиго в Австралии.

Вулканогенные гидротермальные месторождения. Среди них различают две группы. Первая связана с архейскими офиолитовыми поясами в пределах платформ, а вторая – с позднегеосинклинальными андезит-риолитовыми поясами, среди которых особенно выделяются рудоносные области Тихоокеанского пояса и внутренней дуги Карпат. Для вулканогенных гидротермальных месторождений характерны три рудные формации: 1) *золото-кварц-халцедон-сульфидная*; 2) *золото-серебро-кварц-адуляровая*; 3) *золото-сульфидная*. Типичным примером золото-кварц-халцедон-сульфидной формации является месторождение Балей, расположенное в пределах Ундинско-Даинской депрессии Восточного Забайкалья.

Метаморфогенные месторождения разделяют на две группы: метаморфизованная, представленная древними рудоносными конгломератами, и метаморфическая, образованная древними золотосодержащими черными сланцами [12].

Россыпные месторождения. Среди них известны аллювиальные, элювиальные, делювиальные, пролювиальные и латеральные, как современные, так и древние. Основное промышленное значение имеют аллювиальные россыпи. Они возникают при разрушении коренных месторождений золота в процессе физического и химического выветривания и переотложения его реками и ручьями. Аллювиальные россыпные месторождения золота достаточно широко распространены в Восточной Сибири и Северной Америке.

По мнению исследователей, основными классификационными единицами являются рудные формации. Определение «рудная формация» – это группа месторождений, имеющих сходные минеральный состав руд и рудосопровождающих изменений вмещающих пород (метасоматитов), рудоносных пород и геолого-структурную позицию, но отличающихся своим возрастом [13].

В таблице 1.1 приводятся главнейшие геолого-промышленные типы месторождений золота с учетом золоторудных месторождений Казахстана [10].

Таблица 1.1. Главнейшие промышленные типы месторождений золота (по Т.М. Жаутикову, 1992 г.)

Геолого-промышленный тип месторождения	Доля, %		Рудные поля и месторождения (суммарные запасы, т)
	мировых запасов	текущей добычи	
1	2	3	4
А – уникальные			
Золотоносных конгломератов чехла древних платформ	58	58,7	Витватерсранд, ЮАР (36000); Тарква, Гана (250); Жакобина, Бразилия; Казахстан: месторождения Кокшетауской глыбы
Метаморфогенный докембрийских зеленосланцевых поясов: а) золото-сульфидный в метаморфогенно-вулканогенных толщах б) золото-итабиритовый в джеспилитоносных комплексах;	9,8	12,8	Каргурли, Австралия (1300); Поркьюпайн (980), Хемло (750) и Хорн (232,8), Канада Хоумстейк, США (1200); Моро-Велью (450), Пассажем (60) и Рапазос (40), Бразилия; Казахстан: рудопроявления Улытауского района; Колар, Индия (>800); Ашанти, Гана (573);

в) золото-сульфидно-кварцевый в углеродистых терригенно- и вулканогенно-сланцевых толщах			Телфер, Австралия (>100); Казахстан: Кууыспек
Золото-сульфидный и золото-сульфидно-кварцевый в углерод-содержащих карбонатных и терригенных толщах		10	Мурунтау, Узбекистан; Карлин, США (550); Казахстан: Бакырчик, Васильевское, Миялы, Жерек
Золото-серебряный (малоглубинный) орогенных поясов и областей тектономагматической активизации	4,3	4,7	Крипл-Крик, США (594); Багио, Филиппины (350); Пуэбло-Вьехо, Доминиканская республика (320); Пачука, Мексика (208); Балей (Забайкалье), Россия; Голдфилд, США (145); Казахстан: Архарлы, Таскара, Ушшоки, Далабай
Б – важные			
Золото-медно-порфировый		3-4	Пангуна, Папуа – Новая Гвинея (495); Бингхем, США (330); Казахстан: Бозшаколь
Золото-сульфидно-кварцевый	3	2	Сигма-Ламак, Канада (310); Казахстан: Васильковское, Бестюбе, Жолымбет, Акбакай
Золото-колчеданно-полиметаллический	0,8	0,25	Маунт-Морган, Австралия (220); Оутокумпу, Финляндия (140); Казахстан: месторождения Рудного Алтая и

			Северного и Центрального Казахстана
В – второстепенные			
Золото-медно- скарновый	0,2	0,05	Бисби, США (68); Никель-Плейт, Канада (54); Холдон, КНДР; Лебедское, Натальев- ское (Сибирь), Россия; Казахстан: Саяк, Ешкиольмес
Золотоносных россыпей			Аляска, Бодайбо, Енисейский кряж, Алдан, Россия; Казахстан: Курчум, месторождения Западной Калбы, Жонгарии и Северного Тянь-Шаня и др.
Золотоносных кор выветривания и железных шпал			Месторождения Австралии, Канады; Казахстан: Майкаин, Космурун, Сувенир, Суздальское, Жанан.

Почти половина всех запасов золота Казахстана приходится на 8 крупнейших месторождений - Бакырчик, Васильковское, Мизек, Суздальское, Большевик, Акбакай, Бестобе и Жолымбет [14-21].

Акбакайское золотосодержащее месторождение находится на территории Мойынкумского района Жамбылской области, в 60 км к северо-востоку от аула Мойынкум и рядом с селом Акбакай. Месторождение открыто в 1968 году геологом Дуйсенбековым Д. Включает 5 вертикальных (Главная, Тукуновская и др.) и 9 наклонных жил (Пологая, Юбилейная, Глубинная и т.д.) на глубине 900-1300 м. Длина жил – от 250 м до 600 м, мощность – от нескольких сантиметров до 1,5 - 2,0 м. Месторождение образовано в пределах Кызылжарского интрузивного комплекса и вулканогенных окаменелых осадочных пород девона. Встречаются 4 вида золота:

- мелкодисперсное золото в минералах арсенопирита;
- свободное золото (размерами от 0,01 - 0,1 до нескольких миллиметров) в ячейках, гнездах, прожилках кварца;
- мелкоузелковое и тонкопластинчатое золото в кварц-карбонатных жилах;
- связанное с гипергенными процессами тонкопластинчатое и дендритовое золото.

В результате интенсивного развития горно-металлургического комплекса Казахстана образовалось большое количество шламов, шлаков и хвостов обогатительных фабрик, содержащих значительное количество ценных компонентов, что требует создания технологии их переработки.

На Первом международном конгрессе по минеральным ресурсам и металлургии указывалось, что в стране накопилось более 30 миллиардов тонн вторичных ресурсов, в том числе 20 миллиардов – техногенных отходов горно-металлургического комплекса, их необходимо рассматривать как самостоятельную сырьевую базу металлургии [22].

Годовой объем образования токсичных отходов в республике составляет 84,4 млн. тонн, из них 63 % – отходы цветной металлургии. Они сосредоточены преимущественно в Карагандинской – 29,4 %, Восточно-Казахстанской – 25,7 %, Костанайской – 17 % и Павлодарской – 14,6 % областях. По расчетам группы парламентариев РК, разработавшей проект закона «Об отходах», ежегодное количество складироваемых отходов в Казахстане составляет около 60 тонн на человека в год. Промышленные твердые отходы образуются в результате производственных циклов и, как правило, они имеют однородный морфологический состав, постоянные и компактные источники образования.

Огромные объемы накопленных хвостов обогащения создают серьезные экономические и экологические проблемы в горно-промышленных районах Казахстана. Техногенное сырье требует значительно меньших затрат на добычу, дробление и измельчение. Вовлечение его в переработку сокращает затраты на поддержание хвостохранилищ. Кроме того, переработка сульфидсодержащего сырья позволит снизить нагрузки на окружающую среду.

2 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

2.1 Основные направления в области исследований на обогащаемость упорных золотосодержащих руд и технологий их переработки

Самой распространенной причиной упорности золотосодержащих руд является тонкая вкрапленность золота в пороодообразующие минералы. Основным процессом извлечения благородных металлов из руд и концентратов является цианирование, которое позволяет извлечь до 90 % золота [23, 24].

Степень упорности золотосодержащего сырья характеризуется: тонкой вкрапленностью золота и серебра в минералы носители, наличием в руде примесей, повышенной сорбционной активностью рудных компонентов по отношению к растворенным в цианиде благородным металлам.

Определяющим критерием технологической упорности золотосодержащих руд является тонкая вкрапленность золота в сульфидных минералах, что создает трудности при его выщелачивании в цианистых растворах.

Повышенной золотоносностью обладают сульфидные минералы арсенопирит (FeAsS) и пирит (FeS_2), значительная часть золота в которых представлена сверхтонкими частицами.

В коренных золотосодержащих рудах золото образует ассоциации с кварцем, сульфидами, карбонатами, арсенидами и др. Золото размером 1-10 мкм находится как внутри зерен этих минералов, так и на их поверхности [25-26].

Трудности при переработке упорных золотосодержащих руд связаны также с их высокой сорбционной активностью, что приводит к повышенному расходу цианида и снижению извлечения золота при цианировании углеродсодержащих руд и концентратов [27-32].

Руды с наличием свободного золота и золотосодержащих сульфидов обогащаются по гравитационно-флотационной схеме, или чисто флотационным методом [33, 34].

Сложные технологии требуются для извлечения золота из упорных золотосодержащих руд, в которых значительная часть золота тонко вкраплено в сульфидные и вмещающие минералы, покрытые пленками. Наличие вредных примесей мышьяка и сурьмы затрудняет процесс цианирования [35].

Руды, переработка которых в классических условиях цианирования не обеспечивает содержание золота в отвальных хвостах ниже 0,5 г/т, а извлечение его в растворы – выше 90 %, также относятся к категории упорных золотосодержащих руд [36].

Применение простых классических технологий для такого упорного сырья становится малоэффективным. Переработку упорных золотосодержащих руд обычно проводят по более сложным комбинированным схемам и режимам. Необходимость применения комбинированных схем к переработке труднообогатимых руд, включающих процессы гравитационного и флотационного обогащения, гидро- и пирометаллургии, вызвана тем, что золото в рудах представлено более разнообразными формами, чем другие металлы.

За рубежом получает распространение предварительное крупнукусковое обогащение золотосодержащих руд методами радиометрической и фотометрической сепарации [36, 37]. Эффективность предварительного крупнукускового обогащения обусловлена возможностью удаления из разубоженной горной массы руды части породы с отвальным содержанием ценных компонентов и тем самым позволяет осуществить дорогостоящие операции измельчения, флотации, цианирования при минимальных эксплуатационных расходах. Предварительное обогащение способствует вовлечению в эксплуатацию бедных руд и соблюдению экономических требований.

Фотометрическая сортировка приемлема для руд, состоящих из кусков разных по цвету и содержанию благородных металлов. Такими рудами представлены коренные месторождения золота жильного типа. Светлые окварцованные куски в них имеют повышенное содержание золота, а темноцветные минералы в целом характеризуются пониженным его содержанием. Данные руды легко поддаются фотометрической сортировке.

Фотометрическую сепарацию применяют для первичного обогащения золотых руд в ЮАР, серебряных руд на Филиппинах, в США.

В Республике Узбекистан на золотосодержащей руде месторождения Мурунтау учеными Навоийского ГМК и ЗАО «ИНТЕГРА» России проведены испытания по фотометрической сепарации [38]. В результате исследований получены классификационные критерии, позволяющие проводить технологическую селекцию различных сортов руд и минерализованной массы с выделением отвального продукта, промежуточного продукта и обогащенного продукта.

Изучена возможность предварительного обогащения золотосодержащих сульфидных руд месторождения Кокпатас методами покусковой радиометрической сепарации и установлено, что технологические свойства руды благоприятны для эффективного их обогащения таким способом [39].

В последние годы в России рядом институтов - ЦНИГРИ, ИПКОН РАН, НП «Центр высоких технологий» - проводятся исследования по использованию нетрадиционных малозатратных технологий на основе энергетических воздействий и получены положительные результаты влияния СВЧ и магнитно-импульсной обработок (МИО) на эффективность наиболее энергоемких процессов измельчения и цианирования. Использование энергетических воздействий обеспечивает разупрочнение материала и изменение его технологических свойств. В обрабатываемом материале возникают трещины, способствующие проникновению цианида к сверхтонкому золоту. Извлечение золота в раствор повышается за счет вскрытия упорных форм золота.

В исследовании [40] с использованием предварительной энергетической обработки сульфидных концентратов месторождений Неждановское и Кумтор отмечается повышение извлечение золота с 77-82 % до 85-92 % и 83-90 %, соответственно, т.е. в среднем на 9 %.

Применение гравитационной техники нового поколения: винтовых шлюзов производства НПФ «Спирит» (Россия, г. Иркутск), центробежного концентратора Knelson (США) и

концентрационного стола Gemeni (Австралия), пластикового лотка Garnet Elektronik, короткоконусного гидроциклона (Россия) и других повысило значение гравитационного обогащения – наиболее «старого» способа концентрации золота [41- 43].

При переработке, как упорных золотосодержащих руд, так и других типов руд существует проблема гравитационного извлечения мелкого, тонкого, сверхтонкого золота. Развитие гравитационных аппаратов нового поколения позволяет извлекать частицы крупностью до 10 мкм.

В ЮАР, занимающей первое место в мире по добыче золота, около 75 % всех золотоизвлекательных фабрик применяют гравитационный метод обогащения, который обеспечивает извлечение от 25 до 75 % исходного золота [36].

Учеными Института металлургии и обогащения (г. Алматы) и Уральского горного института (г. Екатеринбург) проведены совместные исследования по усовершенствованию центробежного сепаратора и его испытания на золотосодержащих хвостах обогатительной фабрики, которые показали эффективность его использования. Установлено, что предлагаемый центробежный сепаратор по сравнению с известным обеспечивает более высокие технологические показатели обогащения. Извлечение золота в тяжелую фракцию увеличивается на 2,3 % при повышении в ней массовой доли золота [44].

Как один из перспективных методов извлечения тонкого золота на зарубежных предприятиях имеет распространение угольно-масляная агломерация, которая не нашла применения в странах СНГ. В России сотрудниками института ЗабНИИ проводятся исследования в этом направлении и установлены оптимальные составы агломератов, режимы процесса, разработаны аппараты и установки [45]. Угольно-масляная агломерация может быть, как вспомогательным, так и основным процессом в извлечении золота в зависимости от его фазового и гранулометрического состава.

Одним из важных и перспективных направлений развития технологии переработки упорных золотосодержащих руд и

концентратов является использование микробиологических способов.

В России и Казахстане проводятся исследования по совершенствованию биогидрометаллургической технологии переработки золотосульфидных концентратов, содержащих мышьяк и сурьму. Биотехнология позволяет получить высокое извлечение золота в растворы – до 90-98 % [46 - 52].

Мышьяк переводится при этом в нетоксичную форму – арсенат железа, пригодный к захоронению в хвостохранилищах. В России биогидрометаллургическая технология впервые внедрена на Олимпиадинской золотоизвлекательной фабрике и позволяет извлекать до 95 % золота из сульфидных концентратов [53].

Для извлечения золота из некондиционных бедных и забалансовых руд наиболее эффективной остается технология кучного выщелачивания. Использование кучного выщелачивания позволило включить в переработку не только бедные руды, но и техногенное сырье. В настоящее время кучное выщелачивание применяют примерно на ста зарубежных месторождениях США [54].

Применяют два типа выщелачивания в кучах: «быстрое» выщелачивание дробленной руды и длительное – без предварительного дробления. Для быстрого выщелачивания руду дробят до 25 мм и менее, затем укладывают в кучи высотой 1,0-2,5 м, содержащие 1-10 тысяч тонн руды. Продолжительность цианирования составляет от 7 до 30 суток. В случае длительного выщелачивания используют не дробленую руду крупностью 150-160 мм, укладывают в кучу высотой 6-9 м, содержащую от 10 тысяч до 2 млн. тонн руды. Продолжительность цианирования может достигать нескольких месяцев.

В Казахстане первая установка по кучному выщелачиванию золота была запущена в эксплуатацию на Васильковском горно-обогатительном комбинате в 1991 году. В настоящее время в Казахстане работают 10 предприятий кучного выщелачивания суммарной производительностью более 4 млн. тонн руды в год [54].

В России первые установки кучного выщелачивания золота были введены в эксплуатацию старателями на Южном Урале по переработке лежалых хвостов в 1993 г. и в Хакасии на месторождении «Майское» в 1994 году. В настоящее время в России действует более 10-ти установок кучного выщелачивания суммарной производительностью по руде более 2 млн. тонн руды в год [55 – 60].

К другим эффективным процессам переработки «бедного» сырья относится подземное выщелачивание ценных компонентов [61 – 62].

Подземное выщелачивание золота реализовано на Маминском месторождении (Урал) [63]

В Казахстане, на крупном золотодобывающем предприятии АО «Altyntau Kokshetau» с объемом производства до 15 тонн золота в год, оснащенном самым современным, высокотехнологичным оборудованием, измельчение руды доведено до четырех микрон – это самое тонкое измельчение, известное в практике, что обеспечило рост выпуска продукции в 2,5 раза [64].

2.2 Технологии флотационного обогащения труднообогатимых золотосодержащих руд

Технология обогащения упорных золотосодержащих руд имеет ряд характерных особенностей, связанных с комплексным характером руд, непостоянным минералогическим составом, структурно-текстурными характеристиками.

Схемы обогащения золотосодержащих руд, реализованные в золотодобывающей промышленности, базируются на использовании гравитационно-флотационных методов [65-68]. Это позволяет подвергать цианированию относительно небольшую массу материала, что снижает эксплуатационные затраты на переработку руды. Флотация золотосодержащих сульфидов и самородного золота проводится в основном по технологии, повторяющей флотацию руд цветных металлов. Схемы и режимы флотации золотосодержащих руд зависят в

первую очередь от их вещественного состава. В связи с этим технологии флотационного обогащения разнообразны.

С точки зрения используемых флотационных схем и режимов обогащения золотосодержащие руды делятся на три типа [33, 36]:

1. Окисленные золотосодержащие руды с небольшим содержанием сульфидов, значительная часть которых окислена. Характерными минералами являются гидроксиды и карбонаты железа. В ряде руд присутствуют глинистые минералы, углистые вещества и селен. Золото в них обычно находится в свободном состоянии и может быть отделено от породы. Встречаются в окисленных рудах как крупное, так и мелкое золото.

2. Сульфидные (в основном пирит-пирротиновые и арсенопиритные) золотосодержащие руды, в которых часть золота находится в свободном состоянии в виде металла или теллурида, а часть связана с сульфидами.

3. Комплексные руды, содержащие золото: руды тяжелых цветных металлов (медные, медно-молибденовые, медно-цинково-пиритные, медно-свинцово-цинковые, свинцово-цинковые и др.).

Основным методом переработки окисленных золотосодержащих руд является цианирование. Однако в ряде случаев оказывается экономически целесообразным использовать флотацию для предварительной концентрации золота. Это связано с тем, что окисленные минералы цветных металлов, в том числе и меди, а также другие компоненты, входящие в состав руд, например, селен, вызывают повышенный расход цианида и осложняют процесс последующего осаждения золота.

Флотацию окисленных золотосодержащих руд проводят при высоком (30-35 %) содержании твердого. В качестве основных коллекторов используют сульфгидрильные, нередко в сочетании с оксигидрильными жирнокислотными соединениями. Последние эффективны для флотации «ржавого золота».

На зарубежных обогатительных фабриках из собирателей широко применяют сочетание содового аэрофлота и ксантогената. Пенообразователями при этом являются

крезиловые аэрофлоты. Кроме того, используют следующий реагентный режим: сочетание аммиачного крезилового аэрофлота (он одновременно является пенообразователем) и меркаптобензотиазола (реагент R (аэро)). Последний весьма эффективен при флотации окисленных минералов меди, свинца (иногда без сульфидизации) и свободного золота, а также для сульфидов с измененной поверхностью.

Перспективно использование ксантогената совместно с бутилмочевинной при флотации глинистых окисленных золотосодержащих руд [69].

Реагенты-регуляторы среды при обогащении руд первого типа обычно не используются. Для подавления породообразующих минералов используют крахмал и карбоксиметилцеллюлозу [70, 71].

При флотации окисленных золотосодержащих руд используют разветвленные схемы, включающие основную, контрольную, перечистную, промпродуктовую операции, а также перечистку промпродуктов. Как правило, общая продолжительность процесса флотации составляет до 30-35 мин. Извлечение золота – 70-80 %, иногда и выше.

Основную массу руд сульфидного типа перерабатывают с использованием флотации. Крупное золото перед флотацией извлекают методами гравитационного обогащения.

В современных условиях переработки золотосодержащих руд важное значение имеют технологии флотационного извлечения золота из руд, в которых благородные металлы ассоциированы с сульфидными минералами: пиритом, арсенопиритом, пирротинном. Для полиметаллических сульфидных руд технология извлечения золота должна обеспечивать получение товарных концентратов цветных металлов.

Данные вопросы невозможно решить на должном техническом уровне с применением только стандартного собирателя бутилового ксантогената калия.

Среди собирателей сульфгидрильного типа. можно выделить две наиболее важные и широко применяемые группы: ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты). На большинстве

золотоизвлекающих фабрик России применяется бутиловый ксантогенат калия (БКК), который не во всех случаях обеспечивает максимальную эффективность при флотации золотосодержащих сульфидов. Недостатком ксантогенатов является то, что они проявляют высокие собирательные свойства практически ко всем сульфидным минералам, что естественно создает значительные трудности при селективном разделении сульфидов меди, свинца, цинка и особенно пирита.

Ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты) широко применяются на золотоизвлекающих фабриках стран СНГ), которые не во всех случаях обеспечивают высокие технологические показатели обогащения. Недостатком ксантогенатов является то, что они являются не селективными и проявляют высокие коллекторные свойства ко всем сульфидам.

За рубежом крупная американская фирма American Cyanamid Company производит большой ассортимент флотационных реагентов, в том числе реагентов-собирающих для руд цветных и благородных металлов, включая 4 вида ксантогенатов щелочных металлов, начиная с этилового и заканчивая амиловым, которые характеризуются различной селективностью и собирательными свойствами [72, 73].

Основная группа аэрофлотов: жидкие аэрофлоты, имеют состав: $(\text{C}_2\text{H}_5)_2 - (\text{C}_4\text{H}_9)_2 - \text{O}_2\text{PSS} (\text{H}, \text{NH}_4)$. В щелочной среде они проявляют намного меньшую способность, чем ксантогенаты, флотировать пирит, пирротин и не активированный сфалерит.

Водные аэро- и аэрофлоты содержат радикал этиловый, изопропиловый, изобутиловый, метиламиловый, а также их сочетания.

В настоящее время фирмой Cytek разработан ряд новых селективных собиравших, главной задачей которых – исключить флотацию сульфидов железа при максимально полном извлечении сульфидов цветных металлов и самородных металлов, которые выпускаются под названием различных торговых марок: AERO 9950, AERO XD-5002, AERO MX-8522, AERO MX-7017.

Диалкилдитиофосфаты, выпускаемые в настоящее время ЗАО «Квадрат плюс», представлены следующим ассортиментом:

БТФ-152, БТФ-161, БТФ-1521, БТФ-1541, БТФ-1761, ФРИМ-5, ФРИМ-9, ИМА-И413 и ИМА-1012А

Собиранье БТФ-152, применяется в настоящее время в промышленных условиях при флотации серебряных руд, содержащих золото, был модифицирован в БТФ-1552, который повышает эффективность обогащения по серебру и золоту по сравнению с реагентом БТФ-152 [74-76].

В последние 10–15 лет в ИПКОН РАН под руководством академика В.А. Чантурия и в НИТУ «МИСиС» под руководством профессора В.А. Бочарова проводятся целенаправленные и фундаментальные исследования по поиску, экспериментальному обоснованию применения новых селективных собирателей к золоту и сульфидам цветных металлов и разработке эффективных технологий флотации [77-79].

Изучением механизма взаимодействия собирателей с золотом занимались И.Н. Плаксин, И.А. Каковский, В.А. Глембоцкий, В.И. Рябой, В.А. Чантурия, О.С. Богданов, П.М. Соложенкин, М.И. Манцевич и др. Исследования по синтезу эффективных реагентов-собирателей, обеспечивающих селективное взаимодействие с золотом с целью выделения только золотосодержащих сульфидов, проводились в институтах ИПКОН РАН, Механобр, Гинцветмет, Гиредмет и Иргиредмет.

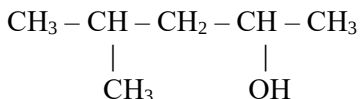
Поиск и разработка селективных реагентов-собирателей для золота и золотосодержащих сульфидов, обеспечивающих не только повышение извлечения золота в концентраты, но и их качество, является важной научной и технологической задачей.

Флотацию проводят с использованием сульфидрильных собирателей – ксантогенатов и меркаптобензотиазола. На зарубежных фабриках ксантогенаты применяют в комбинации с аэрофлотом-208 [36, 72, 73].

Из пенообразователей в странах СНГ наиболее распространены Т-80, сосновое масло, за рубежом – аэрофрос-77 и доуфрос, крезилловая кислота, аэрофлот-15. При флотации руд со шламистой породой эффективно сочетание аэрофлота-25 и аэрофроса-70. Регуляторы среды применяют редко. Иногда для улучшения флотуемости сульфидов железа с измененной поверхностью подают соду. Применение соды (не более

200-500 г/т) и медного купороса (200-500 г/т) рекомендуется при флотации арсенопирита.

В середине 60-х годов за рубежом появился новый флотореагент-вспениватель – метилизобутилкарбинол (МИБК-ол), получаемый из ацетона:



МИБК – метилизобутилкарбинол, радикал которого содержит 6 атомов углерода и имеет разветвленное строение, является селективно действующим вспенивателем

Этот реагент малотоксичен, растворим до 17 г/л и широко (особенно за рубежом) используется при флотации руд при расходах 10-50 г/т [72].

Флотация проходит успешнее в кислой среде, образующейся при обработке пульпы сернистым газом, который получают при обжиге флотационного концентрата на этой же фабрике. Флотация в кислой среде особенно полезна при обработке частично окисленных руд, т.к. флотационная способность окисленных с поверхности сульфидов после кислотной обработки резко возрастает. Использование флотации в кислой среде позволяет отказаться от промывки растворенного золота, поскольку последнее в кислых растворах осаждается на пирите и вместе с ним флотируется. При этом извлекают до 98 % растворенного золота, что практически совершенно недостижимо для труднофлотируемых руд при обычной фильтрации с промывкой.

Обработку руд по способу, описанному выше, широко практикуют на фабриках района Кальгурли в Австралии. В рудах Кальгурли присутствуют тонкодисперсное золото, а также теллуриды этого металла. Если руды подвергать непосредственному цианированию, то извлечение золота не будет превышать 72 %. Использование флотации и обжига в схемах обработки руд позволяет извлекать не менее 90 % золота [36].

В золото-мышьяковых рудах помимо пирита, пирротина и сульфидов цветных металлов содержится арсенопирит (до 10 %). Порода представлена кварцем, карбонатами, сланцами. Подавляющая часть золота связана с сульфидами. Золото преимущественно мелкое и тонкодисперсное, вскрывается лишь после обжига.

Обычным методом обработки таких руд является коллективная флотация с получением отвальных хвостов. Золото-мышьяковый концентрат обжигают. Огарок цианируют или отправляют в плавку.

Извлечение золота, как правило, возрастает при стадийной флотации. В качестве активатора часто используют медный купорос (200-250 г/т). Продолжительность перемешивания пульпы с ксантогенатом и флотации составляет 20 и 30-35 мин., соответственно.

Значительные трудности возникают при обработке углистых золото-мышьяковых руд. Например, если в руде присутствует углерод в виде графита, то при цианировании золото полностью осаждается этим сорбентом и даже после обжига и длительного цианирования огарка в хвостах остается значительное количество благородного металла. В этом отношении полезно использование флотации, которая может выполняться двумя различными способами.

Первый состоит в коллективной флотации всех сульфидов, золота и графита. Второй заключается в селективной флотации вначале углистого вещества с помощью только пенообразователя и последующей флотации золота, и сульфидов. Перечистки концентратов, полученных по второму способу, также могут быть осуществлены в двух вариантах: совместной перечисткой угольного и сульфидного концентратов или перечисткой этих концентратов в самостоятельных циклах. Флотация требует большого расхода собирателя, например, бутилового ксантогената – до 600 г/т. Это обусловлено адсорбцией реагента графитом и другими образующими шлам минералами. Практически более целесообразной является схема, предусматривающая селективную флотацию руды с совместной перечисткой обоих концентратов для получения одного

углистого золото-мышьякового концентрата. Лучшим способом его обработки является обжиг с утилизацией мышьяка и плавка огарка. Методом цианирования извлекается из огарка более 82 % золота.

Использование подавителей в циклах селективной флотации руд цветных металлов, применение малоселективных сульфидрильных собирателей приводит к тому, что легкофлотируемые частицы самородного золота и его теллуридов частично переходят в соответствующие концентраты, бедные по золоту, и частично остаются в хвостах обогащения. Обычная технология флотации руд цветных металлов зачастую не предусматривает извлечение частиц самородного золота с покрытиями из оксидов железа или марганца.

С целью получения более качественных или селективных золотосодержащих концентратов предложен способ «комбинированной» флотации, предусматривающий флотацию свободного золота селективными реагентами – собирателями и последующую флотацию золотосодержащих сульфидных минералов сульфидрильными собирателями. В качестве селективных к золоту реагентов предложены алифатические эфиры изоникотиновой кислоты, из которых наиболее эффективен изоамиловый эфир. Последний по сравнению с бутиловым ксантогенатом – сильный собиратель для золота и халькопирита, но слабый для пирита, арсенопирита и сфалерита. Селективное действие реагента (эфира ИНК) на золото связано со специфическим взаимодействием его с поверхностью металла, в результате которого образуется комплексное соединение $\text{Au}(\text{OH})_3 \text{NC}_5\text{H}_4\text{COOR}$, гидрофобизирующее поверхность [80-81].

Комбинированная флотация с использованием эфира ИНК испытана авторами работы на фабрике для разделения сложного золото-медно-мышьяково-пиритного концентрата, получаемого при коллективной флотации. Концентрат весьма труднообогащаемый, и на фабрике не удавалось выделить из него кондиционный по содержанию мышьяка (не выше 2 %) золото-медный продукт. Разработанная технология разделения концентрата включала: сорбцию реагентов активированным

углем, измельчение, флотацию золота и меди в известковой среде эфиром ИНК с расходом 12 г/т, активацию медным купоросом арсенопирита и флотацию его бутиловым ксантогенатом. Для флотации сростков пирита с халькопиритом в контрольную операцию золото-медной флотации добавляли ксантогенат – 5 г/т. Эта технология обеспечила получение кондиционного золото-медного концентрата с содержанием золота 140 г/т, меди 13,8 % и мышьяка 1,9 %, а также товарного золото-мышьякового концентрата и предназначенного для цианирования золото-пиритного продукта.

В зарубежной практике при обогащении золотосодержащих руд цветных металлов в качестве собирателей чаще всего применяют дитиофосфаты в сочетании с ксантогенатом. Кроме того, используется высокоэффективный селективно действующий собиратель для золота орфом-0800 (реагент предложен США, его состав не расшифровывается) [36].

При селективной флотации свинцово-цинковых руд для повышения извлечения благородных металлов, связанных с рудными минералами, рекомендуется совместная подача бутилового аэрофлота и перекиси водорода в основную свинцовую флотацию.

При флотации полиметаллических руд улучшению флотируемости свободного золота (и одновременно галенита) способствует применение содово-известкового режима: последовательная обработка пульпы перед флотацией содой до рН 8,5, затем – известью до рН 9,5-9,8. Режим обеспечивает достаточно эффективное подавление пирита.

При наличии в хвостах сульфидной флотации золота, связанного с нерудной частью, рекомендуется его цианирование в процессе доизмельчения хвостов (расход цианида натрия 0,6 кг/т) с последующей сорбцией растворенного золота активированным углем и флотацией нагруженного сорбента. Получаемый концентрат, содержащий до 60 г/т золота, отправляется на металлургический завод. Аналогичная технология применима для извлечения золота из пиритных огарков.

Большое значение на флотацию золотосодержащих руд и, прежде всего, свободного золота оказывает тип флотационных машин. В обычной практике это машины механического и пневмомеханического типа. При флотации в них неудовлетворительно извлекаются крупные, тяжелые частицы, т.к. из-за интенсивного турбулентного движения пульпы возникают значительные силы, стремящиеся оторвать минеральную частицу от пузырька. Они действуют тем сильнее, чем крупнее и тяжелее минеральная частица. Действительно, в хвостах флотационных фабрик крупные частицы извлекаемых минералов и сростки с породообразующими минералами составляют значительную долю потерь ценных компонентов и, в первую очередь, благородных металлов. Анализ хвостов обогатительных фабрик показывает, что крупные частицы представлены золотосодержащим пиритом, сульфидами и теллуридами серебра в ассоциации с кварцем или гидроокислами железа [71].

Для снижения вышеназванных потерь весьма перспективным может быть использование комбинации машин пневматического типа с обычными флотационными машинами. Для извлечения грубозернистой фракции в первой стадии обогащения могут быть полезны пенная сепарация, машины колонного типа или флотоотсадка. Как правило, они не могут целиком заменить флотацию в машинах пневмомеханического или механического типа, т.к. только последние способны извлекать некоторые труднофлотируемые частицы.

2.3 Флотируемость золотосодержащих минералов

Широкую известность снискали теоретические разработки и практический вклад в обогащение полезных ископаемых ученых А.Н. Фрумкина, И.Н. Плаксина, С.И. Полькина, В.В. Дерягина, В.Н. Классена, Д.А. Шведова, М.А. Эйгелеса, О.С. Богданова, С.И. Митрофанова, И.А. Каковского, В.А. Глембоцкого, Р.Ш. Шафеева, В.А. Чантурия, А.А. Абрамова, Мелик-Гайказяна и многих других [82-89]. Несмотря на значительные теоретические

исследования в области флотации работы в этом направлении до сих пор не потеряли своей актуальности.

Современные исследования в области взаимодействия минералов с реагентами ведутся в нескольких направлениях:

- исследования явлений, происходящих на границе раздела твердой и жидкой фаз;

- исследования химического взаимодействия реагентов с твердой фазой;

- исследования слоя, образуемого реагентами на твердой фазе;

- исследования электрохимических явлений в жидкой фазе;

- изучение физико-химических процессов на границе раздела трех фаз;

- энергетический подход к прогнозу технологических параметров флотации, согласно которому процесс гидрофобизации минеральной поверхности рассмотрен как термодинамическая и отчасти механическая система [90-93]. При этом учитывается влияние на энергетические уровни минерала ширины смещения связи, адсорбции реагентов, ионной силы растворов и др.

Известно, что флотируемость золота во многом определяется его составом. В природном золоте содержатся десятки элементов-примесей, таких, как серебро, медь, свинец, висмут, железо, теллур, мышьяк, марганец и др. Наличие примесей снижает флотируемость золота, а также скорость его растворения при последующем цианировании.

Большое значение для технологии флотации имеет состояние поверхности золота [94-99]. Известно, что золото – мягкий металл, при измельчении в его поверхность могут вбиваться и затираться частицы пустой породы и примесных металлов. Золото с такими поверхностными покрытиями хуже флотируется по сравнению с золотом, обладающим чистой поверхностью. Кроме механического загрязнения поверхности золота на его флотируемость оказывают влияние природные поверхностные покрытия, образующиеся еще в месторождении. Это пленки ковеллина, галенита, каолинита, оксидов железа («ржавое золото»), марганца и некоторых других металлов.

Золото с покрытиями хуже флотируется. Кроме того, затрудняется его растворение при цианировании. Для устранения вредного влияния поверхностных покрытий применяют операцию оттирки перед флотацией.

Флотационные свойства свободного золота с чистой поверхностью изучены довольно полно в российских научно-исследовательских институтах (ЦНИГРИ, ИПКОН, Гинцветмет и др.)

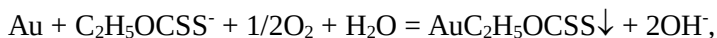
Основными реагентами – собирателями золота и золотосодержащих сульфидных минералов являются сульфгидрильные соединения: ксантогенаты, дитиофосфаты. Эти реагенты образуют с золотом прочные гидрофобные соединения (таблица 2.1). Если сравнивать произведения растворимости, то золото образует более прочные по сравнению с другими металлами соединения с собирателями, что предопределяет возможность химического закрепления и высокую флотационную способность благородного металла.

Таблица 2.1. Произведения растворимости соединений металлов с сульфгидрильными собирателями ($t = 25^{\circ}\text{C}$)

Соединение	Этил-ксантогенат	Диэтил-дитиофосфат	Диэтилдитио-карбамат
AuA	$2,5 \times 10^{-33}$	$6,0 \times 10^{-30}$	$2,3 \times 10^{-34}$
CuA	$4,6 \times 10^{-20}$	$1,1 \times 10^{-16}$	$6,5 \times 10^{-22}$
AgA	$4,4 \times 10^{-19}$	$1,4 \times 10^{-16}$	$4,4 \times 10^{-21}$
PbA	$1,7 \times 10^{-17}$	$7,5 \times 10^{-12}$	$1,4 \times 10^{-23}$
CoA ₂	$5,6 \times 10^{-13}$	-	-
NiA ₂	$1,4 \times 10^{-12}$	$1,7 \times 10^{-4}$	-
ZnA ₂	$4,9 \times 10^{-9}$	$1,5 \times 10^{-2}$	$8,6 \times 10^{-17}$
FeA ₂	$8,0 \times 10^{-8}$	-	-
FeA ₃	$1,0 \times 10^{-21}$	-	-
Примечание: А – анионы собирателя			

Для успешной флотации свободного золота необходимо обеспечить сравнительно высокую концентрацию растворенного кислорода и достаточную продолжительность перемешивания пульпы с ним в присутствии сульфгидрильных собирателей.

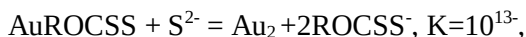
Роль растворенного в воде кислорода подтверждается термодинамической оценкой вероятности реакции образования ксантогената золота [85, 94]. Только в присутствии кислорода она вероятна, т.к. сопровождается убылью свободной энергии. В случае этилового ксантогената реакция выглядит следующим образом:



$$\Delta G^0 = -9531,48 \text{ кДж/моль}, K \cong 4 \cdot 10^{16}.$$

Следовательно, для успешной флотации свободного золота необходимо обеспечить сравнительно высокую концентрацию растворенного кислорода и достаточную продолжительность перемешивания пульпы в присутствии сульфгидрильных собирателей.

Свободное золото весьма чувствительно к присутствию в пульпе сульфид- и циан-ионов. Сернистый натрий и цианид являются подавителями его флотации, так как разрушают поверхностные гидрофобные соединения- ксантогенаты золота- в соответствии с реакциями:



При флотации сульфидных руд, в которых часть золота находится в свободном состоянии, возможно несоответствие режимов флотации сульфидных минералов и золота (применение извести, сернистого натрия, цианида, незначительная продолжительность флотации, низкая плотность пульпы, невысокая концентрация растворенного кислорода), что приводит к потерям свободного золота с хвостами флотации. Для уменьшения этих потерь рекомендуется собирать растворенное золото различными сорбентами, в том числе мелким активированным углем (КАД-молотый) при расходе 0,5 кг/м³ раствора.

Сульфгидрильные реагенты являются наиболее широко применяемыми в промышленности собирателями при флотации

золотосодержащих руд цветных металлов. Солидофильная группа, входящая в состав молекул этих реагентов, является ответственной за способность реагента к образованию прочных труднорастворимых соединений с катионами тяжелых цветных металлов. Углеводородная цепь определяет влияние реагента на гидрофобные свойства твердой поверхности. Усиление способности ксантогенатов к гидрофобизации поверхности и повышение их флотационной активности с ростом длины углеводородного радикала отмечались различными авторами [100, 101].

Применяемые в качестве собирателей соли ксантогеновых кислот не обеспечивают при флотации требуемой избирательности по отношению золоту. При флотации золота и медьсодержащих руд хорошо зарекомендовали себя как реагенты-собиратели эфиры изоникотиновой кислоты, обладающие более селективными свойствами по отношению к благородным металлам и ряду сульфидных минералов (халькопириту, арсенопириту, пириту и др.). Наибольшее применение при флотации получил изоамиловый эфир изоникотиновой кислоты (ИНК) как более селективнодействующий [80-81]. Хорошие пенообразующие свойства эфира позволяют использовать его с весьма незначительными добавками пенообразователя, а часто и вообще без последнего.

По мнению Шубова Л.Я., Иванкова С.И., Хана Г.А. [102, 103] основой совершенствования процесса флотации является внедрение новых, более эффективных флотационных реагентов и новых схем обогащения.

Обогатительные фабрики Казахстана, перерабатывающие минеральное сырье, используют в основном дорогостоящие реагенты зарубежного производства. Это, безусловно, снижает рентабельность предприятий.

Технологические свойства реагентов могут быть улучшены с помощью физических, химических и других методов – эмульгирования, электрохимического окисления, ультразвуковой, тепловой и бактериальной обработки,

смешивания разных реагентов, подачи реагента в парообразном состоянии или в виде аэрозоля и др.

В работе Глембоцкого В.А. [86] показана возможность применения ультразвука, магнитных полей и электрического тока при флотации золота.

Использование ультразвука может позволить при флотации золотосодержащих и других руд снять с поверхности золота и других минералов покрытия, например, гидрооксидов железа, диспергировать минералы с поверхности других минералов, разрушить адсорбционные слои собирателя на полезных компонентах, в результате чего последние теряют или снижают способность к флотации [104-107].

В работах Шафеева Р.Ш., Чантурии В.А. и др. установлено, что непосредственное воздействие электрического тока на растворы флотационных реагентов или пульпу в некоторых случаях может значительно улучшить результаты флотации [108-109].

Работами Классена В.И., Чантурии В.А., Шафеева Р.Ш., Зозули И.И., Мамакова М.А. и др. [110-113] установлено, что обработка электрическим током пульпы приводит к следующим явлениям:

- изменению окислительно-восстановительного потенциала жидкой фазы пульпы;

- образованию в пульпе высокодисперсных пузырьков, что приводит к насыщению жидкой фазы газами, в частности кислородом. Это ускоряет физико-химические процессы на поверхности минералов, протекающие с участием кислорода. Кроме того, мелкие пузырьки образуются преимущественно на поверхности гидрофобных минералов, что ускоряет прилипание последних к пузырькам флотационной крупности;

- появлению в пульпе атомарных кислорода и водорода, энергично воздействующих на поверхность минералов.

Известны различные способы интенсификации процесса флотации руд.

К числу которых относится модифицирование флотореагентов, применение комбинаций двух и более реагентов с близкими и различными свойствами (сильный и

слабый коллекторы, этиловый и бутиловый ксантогенаты; ионогенный и аполярный собиратели) [114 -118].

Значительным резервом новых дешевых и доступных флотореагентов являются органические азотсодержащие вещества (ОАВ), которые производятся в промышленных масштабах и широко используются в химической промышленности, медицине, сельском хозяйстве.

Повышение собирательных свойств сульфгидрильных реагентов эмульгированием, электрохимическим окислением, ультразвуковой обработкой и другими методами требует энергозатрат, связанных с аппаратурными переделами, реконструкцией и использованием дополнительной площади. В то же время существует и такой способ, как применение сочетания ксантогената с интенсифицирующими добавками, который исключает все эти значительные материальные затраты.

В последнее время показана технологическая эффективность применения сочетания сульфгидрильных собирателей с органическими соединениями, содержащими наряду с полярными и аполярные радикалы [119, 120].

Анализ патентно-литературных источников показал, что нет единого мнения о механизме взаимодействия ксантогената-собираателя в присутствии интенсифицирующих добавок – органических азотсодержащих веществ – с поверхностью сульфидных минералов. Механизм взаимодействия азотсодержащих органических соединений с минералами отождествляется с механизмом закрепления собирателя на поверхности сульфидов.

Согласно работам, Богданова О.С., Рябого В.И, Артамоновой Л.А. и др. [121-125] механизм закрепления сульфгидрильного собирателя и добавки органического азотсодержащего вещества (ОАВ) на поверхности минерала объясняется тем, что введение небольшого количества ОАВ способствует образованию разнолигандных комплексных соединений, которые значительно усиливают флотируемость сульфидов.

Выводы по 2 главе

Анализ научных работ по основным направлениям переработки труднообогатимых золотосодержащих руд позволяет сделать следующие выводы:

- для извлечения золота из упорных руд применяются, как правило, комбинированные схемы переработки, включающие гравитационное обогащение, флотацию, цианирование и др.;

- определяющим фактором выбора технологической схемы переработки руды и техногенного сырья является ее вещественный состав;

- флотацию самородного золота и золотосодержащих сульфидов проводят с использованием сульфидрильных собирателей-ксантогенатов, аэрофлотов, из пенообразователей наиболее распространены Т-80, сосновое масло, МИБК.

- в зарубежной практике основная группа селективных реагентов-собирателей представлена производными фосфорной кислоты (дитиофосфаты) и фосфониевой кислоты (аэрофины). Американской фирмой Cytek разработаны селективные реагенты на основе тионоксикарбаматов;

- в России, ЗАО «Квадрат Плюс» выпускаются промышленные партии селективных собирателей на основе дитиофосфатов серии БТФ, позволяющие регулировать качественно-количественные показатели флотации сульфидов цветных металлов;

- использование при флотации сульфидных золотосодержащих руд реагентов-модификаторов усиливает гидрофобизирующую способность минеральных частиц при их незначительной дозировке к традиционным реагентам-собирателям;

- имеются ограниченные сведения по механизму взаимодействия золота с флотореагентами по сравнению с литературными данными по теории флотации сульфидов цветных металлов;

- совершенствование схем обогащения упорной золотосодержащей руды основано на усилении гидрофобизирующей способности бутилового ксантогената, как основного собирателя золота и золотосодержащих минералов, благодаря применению реагентов-модификаторов.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКБАКАЙ

3.1 Минералогический состав руды месторождения Акбакай

Исследование сложных минеральных объектов, к числу которых относятся упорные золотосодержащие руды, возможно лишь комплексом современных физических методов, включающим высокоразрешающую оптическую и электронную микроскопию, рентгенографический, микронзондовый, ИК-спектроскопический анализы.

Минералогический состав руды месторождения Акбакай. Руда относится к сульфидному золото кварцевому типу с низким содержанием серебра [126-129]. Руда характеризуется поликомпонентным минеральным составом с преобладанием железосодержащих сульфидов - арсенопирита и пирита и практически не затронута процессами окисления. Основными носителями золота являются жильный кварц, арсенопирит и пирит. Текстура руды прожилковая, вкрапленная, массивная, полосчатая.

Минеральный состав исследуемой пробы руды изучен оптико-минералогическими методами (в иммерсионных жидкостях, полированных брикетах, аншлифах) с привлечением рентгенофазового полуколичественного анализа. Рентгенофазовый анализ на полуколичественной основе выполнен по дифрактограммам порошковых проб с применением метода равных навесок и искусственных смесей. Определялись количественные соотношения кристаллических фаз. Для основных фаз проводился расчет содержаний. Межплоскостные расстояния минералов, выявленные рентгенофазовым анализом, приведены в таблице 3.1, а дифрактограмма пробы на рисунке 3.1. Минеральный состав исследуемой пробы руды приведен в таблице 3.2.

Таблица 3.1. Параметры минералов по данным рентгенофазового анализа

D	I	Фаза	D	I	Фаза
13,3612	7	Серицит	2,8535	7	Полевой шпат
7,0869	6	Хлорит	2,5641	7	Полевой шпат
6,3819	5	Полевой шпат	2,5113	7	Полевой шпат
6,2710	5	Полевой шпат	2,4545	10	Кварц
4,9837	9	Серицит, мусковит	2,1264	10	Кварц
4,4808	7	Мусковит	1,8172	17	Кварц
4,2573	18	Кварц	1,6701	10	Кварц
4,0281	8	Полевой шпат	1,6559	9	Кварц
3,8696	6	Полевой шпат	1,6460	9	Полевой шпат.
3,7644	7	Полевой шпат	1,6460	9	Пол.шп.
3,6620	8	Полевой шпат	1,5407	12	Кварц
3,5338	7	Хлорит	1,4662	7	Пол.шп.
3,4841	8	Пол.шп.	1,4527	7	Кварц
3,3419	100	Кварц	1,3966	7	Пол.шп.
3,1876	19	Пол.шп.	1,3823	9	Кварц
3,1556	10	Пол.шп.			

Таблица 3.2. Минеральный состав руды Акбакайского месторождения

Минералы	Содержание, %
Арсенопирит	1,0
Пирит	1,5
Галенит	Редкие знаки
Антимонит	Редкие знаки
Сфалерит	Редкие знаки
Халькопирит	Редкие знаки
Кварц	64
Плагиоклаз	7
Калиевый полевой шпат	4

Кальцит	6
Мусковит	10
Хлорит	6

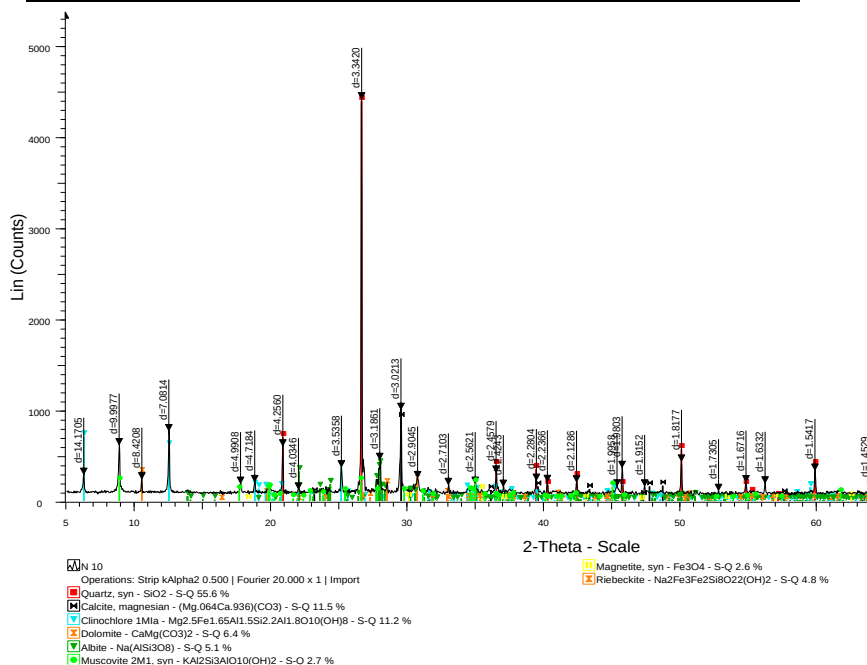


Рисунок 3.1. Дифрактограмма средней пробы руды

3.2 Формы, характер срastания и размеры минеральных образований

Арсенопирит встречается в виде изометрических катаклазированных кристаллов, сростков неправильной формы и образует вкрапленность, гнезда, прожилки. Трещины дробления заполнены нерудными минералами, реже антимонитом и в отдельных случаях самородным золотом. Арсенопирит наблюдается также в сростках с пиритом и сфалеритом. Преобладающий размер зерен изометрической формы от 0,01-

0,05 мм до 0,02-0,075 мм; зерен неправильной формы от 0,01 до 0,045 мм.

Пирит представлен кубическими кристалликами и неправильной формы зернами, вкрапленными в нерудной массе или находящимися в сростании со сфалеритом, арсенопиритом, халькопиритом. Основная масса зерен пирита катаклизирована. По трещинам дробления развиты тонкие прожилки или неправильной формы зерна золота, реже – халькопирита. Мощность таких прожилков от 0,002 мм до 0,025 мм.

Сфалерит и галенит образуют зерна неправильной формы. Они находятся в сростании с пиритом, арсенопиритом, реже халькопиритом или образуют самостоятельные выделения в нерудной массе. Они также заполняют тонкие трещины в катаклизированном пирите. Размеры зерен 0,002 – 0,045 мм.

Антимонит представлен зернами неправильной формы и прожилковидными выделениями в кварце, реже игольчатыми кристалликами. Зерна антимонита повсеместно активизированы включениями арсенопирита размером 0,002 – 0,025 мм. Размер зерен антимонита 0,005 – 0,1 мм.

Халькопирит находится в сростании со сфалеритом и пиритом или выполняет межзерновые промежутки в нерудной массе. Преимущественный размер зерен халькопирита 0,005 – 0,06 мм. Серебро в рудах присутствует в виде примеси в золоте, блеклой руде, теллуридов серебра.

Основной ценный металл – золото. Встречается в виде самородного золота. По размерности золото выделяется: тонкодисперсное (0,0001 – 0,001 мм), мелкое (0,07 – 0,001 мм) и единичные крупные выделения до 0,2 мм. Цвет золота – желтый.

3.3 Морфология и состав самородного золота

Морфология и состав самородного золота изучены с применением сканирующего электрозондового микроанализатора JСХА 733. По морфологии частиц и характеру поверхности отмечаются разновидности самородного золота:

- интерстициальные выделения, гнезда линзовидно-прожилковые скопления в кварце в виде коралловых, губчатых, комковатых, зернистых и древовидных форм (рисунок 3.2).
- шаровидные, каплевидные и округлые формы золотин в кварце (рисунок 3.3).
- гнезда и линзовидно-прожилковые скопления золота в кварце (рисунок 3.4).

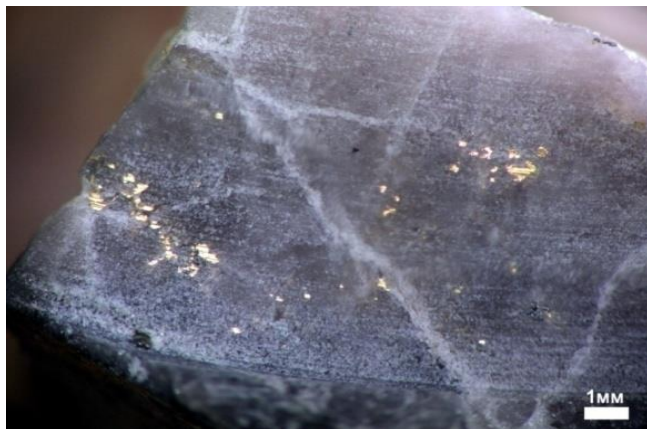


Рисунок 3.2. Вкрапленность золота в межзерновых полостях в кварце. Увеличение 11

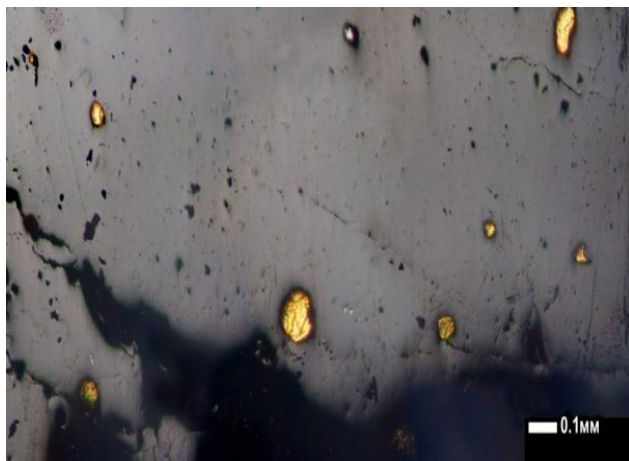


Рисунок 3.3. Шаровидные и каплевидные формы золотин и пирита в кварце. Аншлиф. Увеличение 70

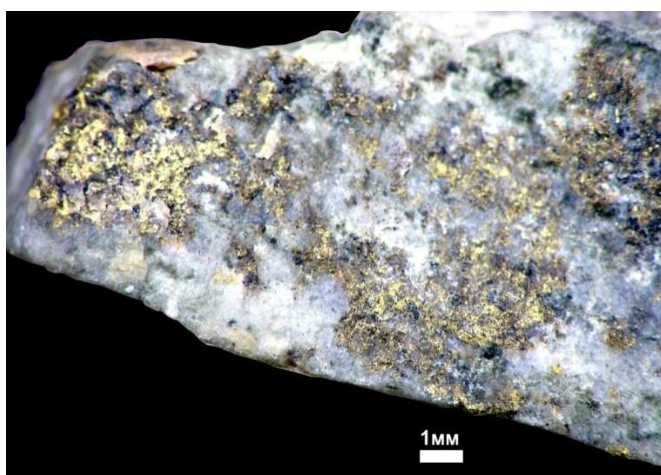


Рисунок 3.4. Гнезда и линзовидно-прожилковые скопления золота в кварце

Изучение внутреннего строения золотин в искусственно приготовленных аншлифах показывает наличие зонального

самородного золота. Это выражается в наличии различных по интенсивности полос, фиксируемых на фото искусственных аншлифов золотин при съемке на микрозонде в режиме обратно-рассеянных электронов. Низкопробное золото наблюдается в центральных частях золотин, а более высокопробное – на их периферии. Внутреннее строение золотин неоднородное и характеризуется присутствием включений: серебра, меди и сурьмы.

Комковатые, пластинчатые и губчатые формы золотин и их тонкая вкрапленность в сульфидах и во вмещающих породах предопределяют целесообразность использования стадияльной гравитационно-флотационной схемы извлечения золота из данного типа руды.

3.4 Исследование закономерностей распределения золота и мышьяка в узких фракциях плотности и крупности в дробленной золотосодержащей руде

С целью определения обогатимости исследуемой пробы золотосодержащей руды выполнен фракционный анализ, основанный на разделении по фракциям различной плотности.

Фракционному анализу подвергали различные классы крупности руды: 2,5-5,0 мм; 5,0-10,0 мм.

В качестве разделительной среды использовали тяжелую жидкость марки М-45, представляющую собой комплексную соль иодидов бария и кадмия (BaJ_2CdJ_2) с плотностью: 2650 кг/м³; 2750 кг/м³ и 2850 кг/м³.

Фракционирование дробленной руды с распределением золота и мышьяка в узких фракциях плотности и крупности было проведено на материале крупностью 2,5–5 мм и 5–10 мм (таблица 3.3). Выбор верхнего предела крупности в наших исследованиях обусловлен крупностью, при которой сростки минеральных зерен могут быть частично раскрыты не переизмельчаясь, а нижний – условиями грохочения и измельчения [130 -132].

Фракционный анализ дробленной руды класса 2,5 – 10,0 мм показывает, что основная масса пробы находится в диапазоне

плотностей 2650 – 2750 кг/м³ и составляет 41,64 %, фракция с плотностью менее 2650 кг/м³ составляет 48,90 %. Судя по диапазону плотностей и данным минералогического анализа легкие фракции представлены сростками кварца, альбита, анортита, кальцита.

Выход тяжелой фракции более 2850 кг/м³ составил 1,41 %, которая представлена сростками порообразующих минералов с арсенопиритом, пиритом, единичными знаками халькопирита, сфалерита.

Таблица 3.3 - Распределение фракций плотности в дробленной руде Акбайского месторождения

Плотность фракций, кг/м3	Выход, %			Содержание			Извлечение, %									
	от класса		от руды	Золо- та	золо- та	мышь- яка	серы	Золота		Мышьяка			Серы			
	частн.	сумм.						от клас- са	от руды	от клас- са	от руды	от клас- са	от клас- са			
														частн.	сумм.	частн.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
Класс 2,5 – 5,0 мм																
Менее 2650	53,34	53,34	11,67	2,5	0,096	0,22	15,93	15,93	5,0	15,66	15,66	3,53	46,99	46,99	11,48	
2650 – 2750	36,44	89,78	7,98	13,5	0,13	0,63	58,83	74,76	18,46	14,51	30,17	3,27	24,93	71,92	6,09	
2750 – 2850	8,08	97,86	1,77	11,8	1,60	1,77	11,38	86,14	3,57	39,62	69,79	8,93	15,55	87,47	3,8	
Более 2850	2,14	100,0	0,47	54,0	4,60	5,37	13,86	100,0	4,35	30,21	100,0	6,81	12,53	100,0	3,06	
Итого:	100,0	-	21,89	8,367	0,327	0,921	100,0	-	31,38	100,0	-	22,54	100,0	-	24,43	
Класс 5,0 – 10,0 мм																
Менее 2650	46,52	46,52	18,94	1,2	0,074	0,3	12,89	12,89	3,89	10,5	10,5	4,42	19,81	19,81	6,89	
2650 – 2750	44,44	90,96	18,09	6,7	0,24	0,78	68,79	81,68	20,76	32,53	43,03	13,69	49,17	68,98	17,1	
2750 – 2850	8,03	98,99	3,27	6,9	1,65	2,11	12,82	94,50	3,87	40,39	83,42	17,0	24,04	93,0	8,36	
Более 2850	1,01	100,0	0,41	23,6	5,4	4,90	5,50	100,0	1,66	16,58	100,0	6,98	7,00	100,0	2,43	
Итого:	100,0	-	40,71	4,327	0,328	0,705	100,0	-	30,18	100,0	-	42,09	100,0	-	34,78	

Продолжение таблицы 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Класс 2,5 – 10,0 мм															
Менее 2650	48,9	48,9	30,61	1,7	0,082	0,955	14,44	14,44	8,89	12,30	12,30	7,95	31,03	31,03	18,37
2650 – 2750	41,64	90,54	26,07	8,78	0,206	0,734	63,71	78,15	39,22	26,24	38,54	16,96	39,17	70,20	23,19
2750 – 2850	8,05	98,59	5,04	6,62	1,632	1,99	12,09	90,24	7,44	40,12	78,66	25,93	20,54	90,74	12,16
Более 2850	1,41	100,0	0,88	39,84	4,97	5,151	9,76	100,0	6,01	21,34	100,0	13,79	9,26	100,0	5,49
Итого:	100,0	-	62,60	5,74	0,327	0,780	100,0	-	59,89	100,0	-	64,63	100,0	-	59,21
0 – 2,5 мм	-	-	37,40	6,43	0,30	0,9	-	-	40,11	-	-	35,37	-	-	40,79
Исх. руда	-	-	100,0	6,0	0,31	0,82	-	-	100,0	-	-	100,0	-	-	100,0

Для определения применимости гравитационных методов обогащения существенное значение имеет оценка гравитационной обогатимости.

Критерием оценки гравитационной обогатимости по заданной плотности разделения является индекс обогатимости [133]:

$$I_0 = 100\gamma_{\text{л}} \gamma_{\text{т}} / [\rho_{\text{р}} (\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{т}}) - 50 (\gamma_{\text{л}} - \gamma_{\text{т}})],$$

где I_0 – индекс гравитационной обогатимости, $\gamma_{\text{л}}$ – выход фракции в диапазоне от плотности разделения до плотности, меньшей ее на 100 кг/м³, $\gamma_{\text{т}}$ – выход фракции в диапазоне от плотности разделения до плотности, большей ее на 100 кг/м³, $\rho_{\text{р}}$ – плотность разделения, кг/м³. Результаты расчета индекса гравитационной обогатимости по зависимости (1) приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4. Результаты расчета индекса гравитационной обогатимости

Плотность разделения, кг/м ³	Индекс гравитационной обогатимости
2650	0,85
2750	0,25
2850	0,043

Из анализа данных таблицы 3.4 следует, что при плотности разделения 2650 кг/м³ индекс гравитационной обогатимости составляет 0,85, что соответствует очень трудной гравитационной обогатимости, при плотности разделения 2750 кг/м³ – 0,25, что соответствует трудной гравитационной обогатимости, при плотности разделения 2850 кг/м³ – 0,043, что соответствует легкой гравитационной обогатимости. То есть, с повышением плотности разделения улучшается гравитационная обогатимость. Графическая зависимость индекса гравитационной обогатимости от плотности приведена на рисунке 3.5.

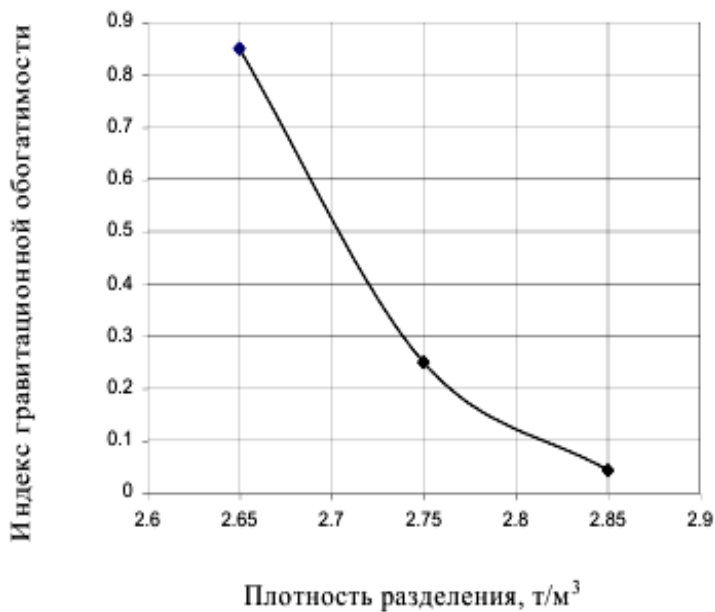
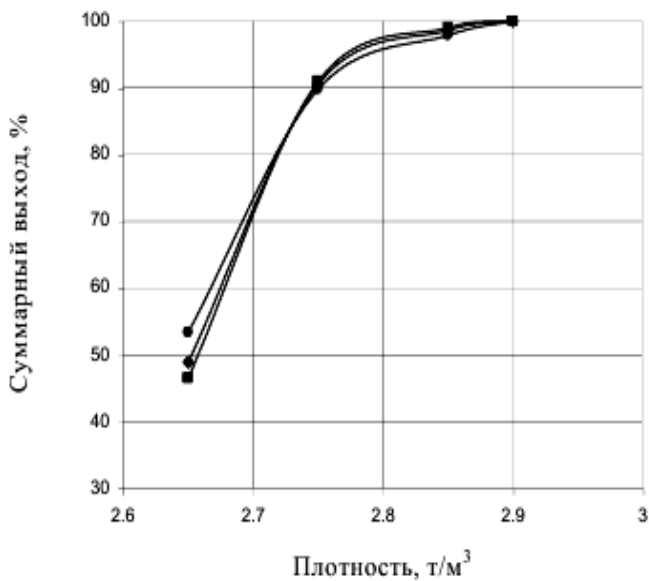


Рисунок 3.5. Зависимость индекса гравитационной обогатимости от плотности

На рисунке 3.6 показана зависимость суммарного выхода от плотности разделения



Обозначение кривых: 1 – класс 2,5 - 5,0 мм, 2 – класс 5,0 - 10,0 мм, 3 – класс 2,5 - 10,0 мм

Рисунок 3.6. Фракционный состав классов крупности

3.5 Гранулометрический состав дробленой золотосодержащей руды

Изучение гранулометрического состава дробленой золотосодержащей руды проведено методом ситового анализа, результаты которого приведены в таблице 3.5.

Таблица 3.5. Результаты гранулометрического анализа пробы руды жилы «Главная» Акбакайского месторождения, дробленной до 2,5 мм

Классы крупности, мм	Выход, %		Содержание золота, г/т	Распределение золота, %	
	част-ный	суммар-ный		част-ное	суммар-ное
1,25 – 2,5	15,29	15,29	4,7	11,94	11,94
0,8 – 1,25	25,51	40,8	5,1	21,63	33,56
0,56 – 0,8	12,89	53,69	9,6	20,58	54,15
0,4 – 0,56	8,34	62,03	5,3	7,35	61,5
0,3 – 0,4	6,58	68,61	8,6	9,41	70,91
0,2 – 0,3	7,69	76,3	4,4	5,63	76,54
0,15 – 0,2	3,72	80,02	7,4	4,58	81,12
0,1 – 0,15	5,42	85,44	5,0	4,51	85,63
0,074 – 0,1	2,98	88,42	7,6	3,77	89,4
0,05 – 0,074	2,92	91,34	7,0	3,4	92,8
0 – 0,05	8,66	100,0	5,0	7,2	100,0
Исходная руда	100,0	-	6,01	100,0	-

Данные таблицы 3.5 показывают, что при дроблении наблюдается значительный выход крупных классов, характерный для руд с повышенной твердостью. Так, например, суммарный выход классов 0,8–2,5 составил 40,8 %, а суммарный выход наиболее крупных классов 0,56–2,5 составил 53,69 %. В этих классах концентрируется 54,15 % всего золота руды.

Характерным также является малый выход класса менее 0,074 мм, составивший всего 11,58 %.

Распределение золота по классам крупности достаточно равномерное и пропорционально выходам классов крупности. Несколько обогащенными оказались только два класса: класс 0,56 - 0,8 с содержанием золота 9,6 г/т и класс 0,3 – 0,4 с содержанием золота 8,6 г/т.

Выводы по 3 главе

Изучение вещественного состава руды позволяет сделать следующие выводы:

Исследуемая руда содержит золота 6,0 г/т и относится к малосульфидному золото-кварцевому типу с бедным содержанием серебра. Руда характеризуется поликомпонентным минеральным составом с преобладанием железосодержащих сульфидов арсенопирита и пирита и практически не затронута процессами окисления.

Основными носителями золота являются арсенопирит, пирит и жильный кварц. Распределение золота в сульфидных минералах в руде неравномерное. В арсенопирите и пирите развито субмикроскопическое золото.

По морфологии частиц и характеру поверхности отмечаются разновидности самородного золота, интерстициальные выделения, гнезда, линзовидно-прожилковые скопления золотин в кварце в виде коралловых, губчатых, комковатых, зернистых и древовидных, шаровидных, каплевидных форм.

По результатам фракционного анализа дробленной руды рассчитан индекс гравитационной обогатимости, который позволяет отнести руду к категории труднообогатимых.

Фракционным анализом дробленной золотосодержащей руды обоснована невозможность применения предварительного обогащения в стадии среднего дробления.

Наличие в рудах тонкого и субмикроскопического золота и серебра, связанных с сульфидами, обуславливает упорность руды в технологическом отношении.

Рациональным анализом установлено, что в исследуемой руде, измельченной до крупности 100 % класса 0,1 мм, золото свободное и в сростках составляет 28,66 %, в кварце – 8,0 %. Значительная часть золота ассоциирована с сульфидами – 61,17 %, что требует весьма тонкого измельчения данной пробы руды.

Таким образом, результаты исследований по изучению вещественного состава упорной малосульфидной золотосодержащей руды новой жилы «Главная» месторождения «Акбакай» определяют целесообразность применения гравитационно-флотационной схемы переработки.

4 ВЛИЯНИЕ МОДИФИЦИРУЮЩЕЙ ДОБАВКИ БУТИЛПОЛИЭТИЛЕНПОЛИАМИНА НА ЗАКРЕПЛЕНИЕ БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА НА ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

В золотосодержащих рудах благородные металлы в значительной мере ассоциированы с сульфидами, поэтому повышение их извлечения связано с показателями флотации сульфидов. В связи с этим в данной главе рассматриваются процессы адсорбции собирателя в присутствии новой модифицирующей добавки бутилполиэтиленполиамиона (БПЭПА) как на поверхности самородного золота, так и сульфидных минералов.

4.1 Изменение поверхностного натяжения на границе фаз газ – жидкость в ходе сорбции флотореагентов на поверхности минералов

Органические азотсодержащие вещества (ОАВ), которые производятся в промышленных масштабах и широко используются в различных отраслях промышленности могут быть резервом дешевых и доступных флотореагентов [134, 135].

Известно, что аминсодержащие соединения способны образовывать разнолигандные комплексные соединения с катионами тяжелых цветных металлов. Одним из таких соединений является полиэтиленполиамин, в составе которого имеются первичные и вторичные амины, обладающие различной комплексообразующей способностью. Получение флотореагента, на основе полиэтиленполиамиона осуществляли алкилированием его аполярной группой.



В качестве алкилирующего агента был использован *n*-бутил-бромид, в качестве основания – гидроксид калия.

Исследована сорбция бутилового ксантогената (БКс) и его смеси с БПЭПА на поверхности частиц арсенопирита методом

измерения поверхностного натяжения на границе раздела вода – воздух до и после обработки реагентами.

В таблице 4.1 представлены значения поверхностного натяжения водных растворов БКс различной концентрации при в зависимости от pH среды.

Таблица 4.1. Изменение поверхностного натяжения водного раствора БКс в зависимости от его концентрации и pH среды

Концентрация бутилового ксантогената, %	Поверхностное натяжение, мН/м	pH среды
0,1	66,25	6
0,2	63,0	
0,3	62,5	
0,5	62,5	
0,1	66,5	8
0,2	65,3	
0,3	65,25	
0,5	65,0	
0,1	70,0	10
0,2	69,5	
0,3	68,9	
0,5	68,1	

Результаты измерений поверхностного натяжения на границе раздела вода – воздух до и после обработки реагентами указывают на то, что с увеличением pH среды способность БКс понижать поверхностное натяжение воды уменьшается. Из изотермы определена поверхностная активность ПАВ по Ребиндеру [136]: $G_{Re} = -(d\sigma/dC) \rightarrow 0$ и свободная энергия адсорбции ($\Delta_{ads}G^{\circ}_{298}$) БКс на границе раздела вода – воздух при $T = 298$ К.

Термодинамические параметры адсорбции БКс на границе раздела вода – воздух при различных pH среды и $T = 298$ К показывают что с увеличением pH среды поверхностная активность исследуемого ПАВ уменьшается, а свободная энергия адсорбции растет. Данное положение можно

объяснить увеличением диссоциации молекул БКс с повышением pH среды в результате гидрофильность молекул БКс увеличивается и приводит к понижению их поверхностной активности.

Проведены замеры поверхностного натяжения водных растворов БКс до и после агитации с арсенопиритом и пиритом.

На рисунке 4.1 представлены изотермы поверхностного натяжения водных растворов бутилового ксантогената, измеренные после агитации с мономинералом арсенопирита.

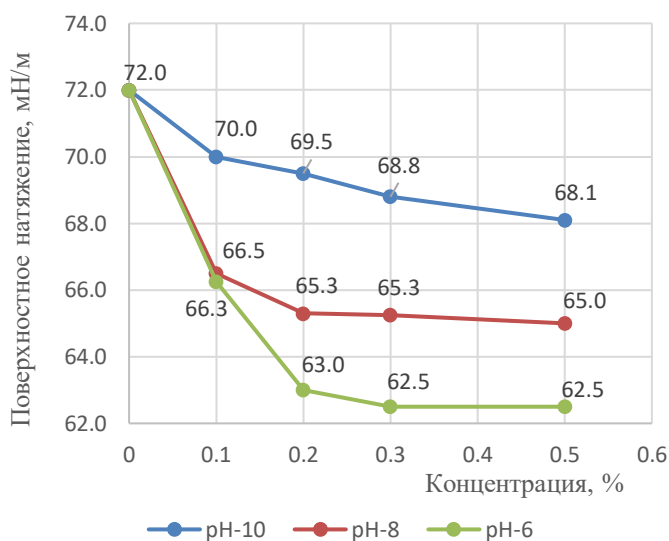


Рисунок 4.1. Изменение поверхностного натяжения водного раствора БКс в зависимости от его концентрации и pH среды

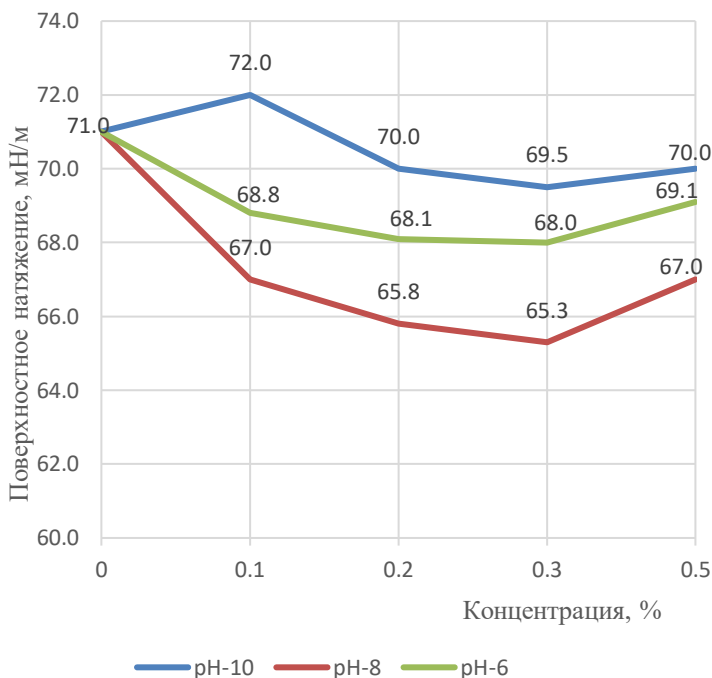


Рисунок 4.2. Изменение поверхностного натяжения водного раствора БКс в присутствии мономинерала арсенопирита в зависимости от его концентрации и pH среды

Оценивая значения поверхностного натяжения водных растворов БКс до и после агитации с арсенопиритом (рисунок 4.1 и рисунок 4.2) можно отметить, что значения поверхностного натяжения растворов БКс в присутствии минерала при соответствующих pH среды 6, 8, 10 всегда выше значений поверхностного натяжения водных растворов БКс в отсутствие арсенопирита. Это свидетельствует о сорбции молекул БКс на поверхности частиц минерала арсенопирита, в результате чего концентрация ПАВ на границе вода – воздух уменьшается

На основе изотерм поверхностного натяжения растворов после обработки минерала построены изотермы адсорбции БКс

на поверхности арсенопирита при различных рН среды (рисунок 4.3).

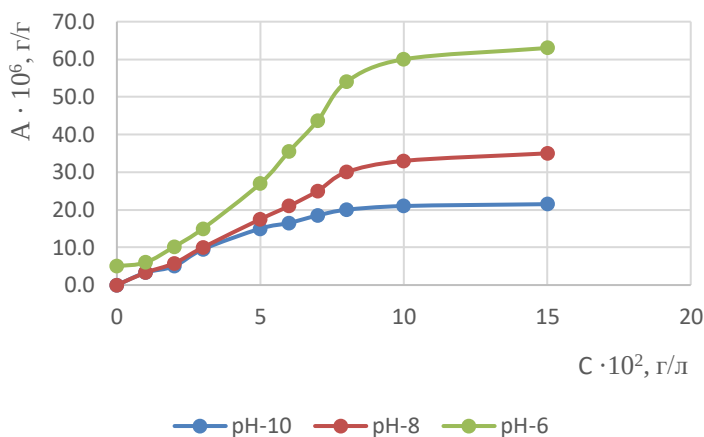


Рисунок 4.3. Изотерма адсорбции БКс на поверхности арсенопирита при различных рН среды

Как видно из рисунка 4.3, адсорбция БКс на поверхности арсенопирита происходит лучше в слабокислой среде, в которой молекулы БКс более сильно диссоциированы.

Таким образом, установлено, что поверхностная активность БКс зависит от рН среды. При этом в щелочной среде с ростом рН среды поверхностная активность БКс уменьшается.

4.2 Сорбция бутилового ксантогената и его смеси с бутилполиэтиленполиамином на поверхности минералов

С целью определения количества адсорбированного бутилового ксантогената и бутилового ксантогената в сочетании с БПЭПА были проведены эксперименты на мономинералах пирита, арсенопирита и золота [137]. На рисунках 4.4 - 4.6 приведены данные по адсорбции из водного раствора БКс и его смеси с БПЭПА на поверхности пирита, арсенопирита и золота.

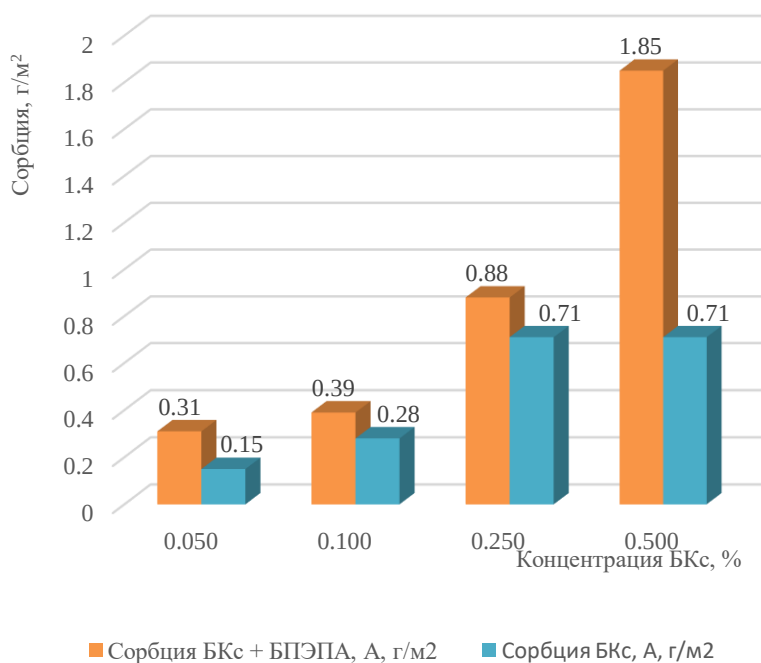


Рисунок 4.4. Сорбция БКс и его смеси с БПЭПА из водного раствора на поверхности пирита (расход БПЭПА - 10 г/т пирита, объем раствора - 50 мл, масса пирита - 1,0 г, $S_{уд}$ - 16,2 м²/кг)

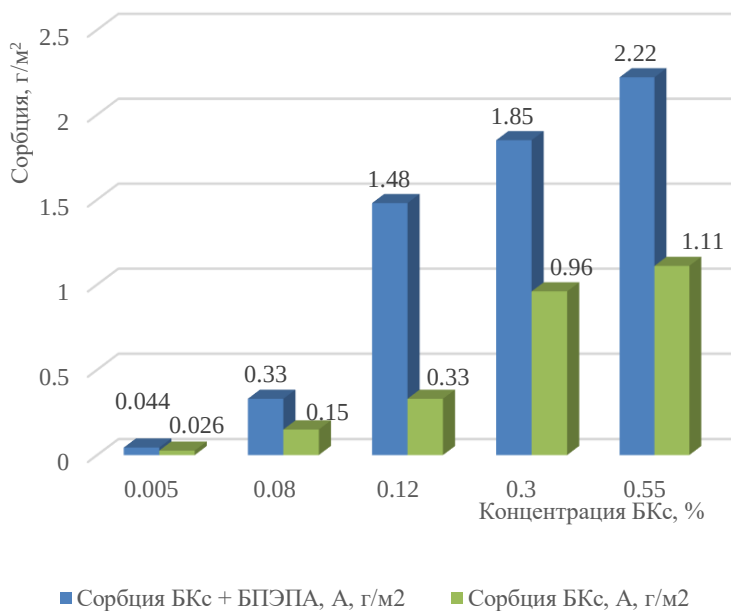


Рисунок 4.5. Сорбция БКс и его смеси с БПЭПА из водного раствора на поверхности арсенопирита (расход БПЭПА 10 г/т арсенопирита, объем раствора 50 мл, масса арсенопирита 1,0 г, $S_{уд} = 13,5 \text{ м}^2/\text{кг}$)

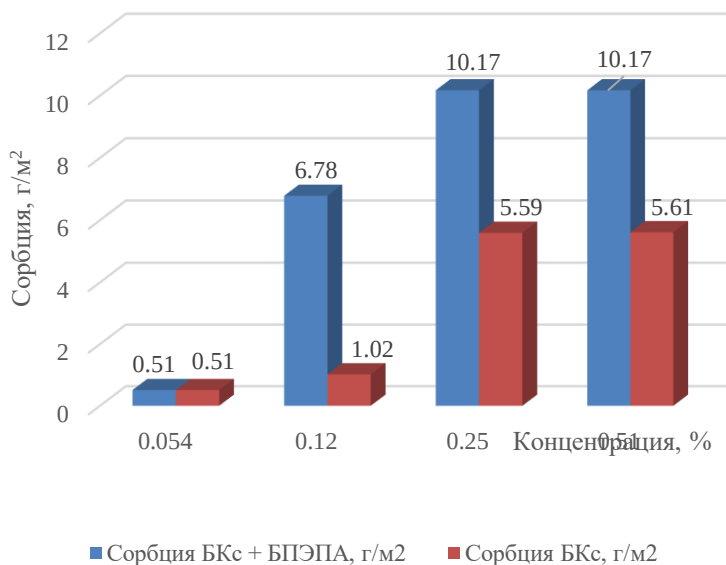


Рисунок 4.6. Сорбция БКс и его смеси с БПЭПА из водного раствора на поверхности самородного золота (объем раствора - 40 мл, масса золота - 0,142 г, Т - 293 К, $S_{уд.}$ - 1,18 м²/кг)

Данные рисунков 4.4 - 4.6 указывают на то, что с ростом концентрации БКс его адсорбция на поверхности минералов увеличивается. На значение адсорбции БКс на твердой поверхности минералов влияет присутствие БПЭПА. При добавлении БПЭПА в раствор бутилового ксантогената происходит увеличение адсорбции БКс на поверхности частиц пирита.

Величина адсорбции БКс на поверхности самородного золота существенно повышается с ростом его равновесной концентрации в растворе. В случае адсорбции смеси БКс – БПЭПА адсорбция базового реагента заметно увеличивается – с 5,61 г/м² до 10,17 г/м². Это можно объяснить тем, что самородное золото после окисления, наряду с образованием

ксантогената золота, также может вступить в координационную связь с первичной аминогруппой БПЭПА.

Полученные результаты экспериментов свидетельствуют о том, что при использовании бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА изученные мономинералы по адсорбционной способности можно расположить в следующий ряд: золото > пирит > арсенопирит.

4.3 Флотируемость мономинералов с бутиловым ксантогенатом и в сочетании с бутилполиэтиленполиамином

С целью изучения флотационной активности бутилового ксантогената в присутствии новой модифицирующей добавки (БПЭПА) проведены исследования мономинеральной флотации. Схема проведения опытов приведена на рисунке 4.7.

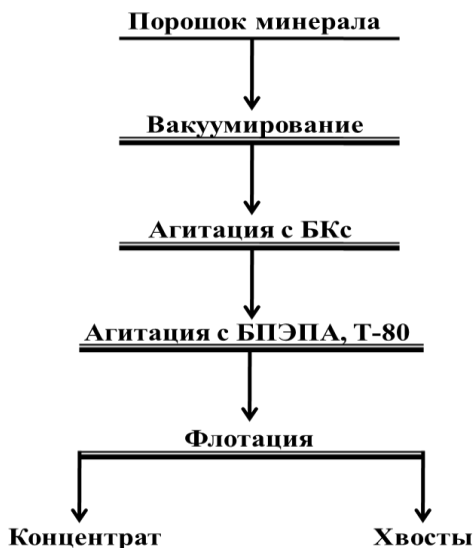


Рисунок 4.7. Схема проведения мономинеральной флотации

На рисунках 4.8 и 4.9 представлены зависимости степени извлечения мономинералов – пирита и арсенопирита от

концентрации БКс в присутствии и отсутствии БПЭПА, при pH - 9,3. Как видно из рисунков, кривые можно разделить условно на два участка: на первом участке (в области концентрации $C \leq 1$ г/л) происходит резкое увеличение степени извлечения минералов с ростом концентрации БКс, на втором участке (при концентрации $C > 1$ г/л) наблюдается незначительное повышение степени извлечения минералов.

Так, при флотации пирита на первом участке в узком интервале концентрации БКс степень извлечения увеличивается до 83 % в отсутствие БПЭПА и до 85 % в случае добавки БПЭПА.

При флотации арсенопирита на первом участке, в узком интервале концентрации БКс, степень извлечения увеличивается, до 65,5 % в отсутствие БПЭПА и до 67 % в случае добавки БПЭПА. При этом следует отметить, что при флотации пирита и арсенопирита добавка небольшого количества (с расчетом 8 г/т минерала) БПЭПА в пульпу совместно с БКс приводит к увеличению степени извлечения минералов до 2 %.

Согласно работам [138, 139] извлечение частиц указанных сульфидных минералов при пенной флотации с добавкой БКс обусловлено сорбцией молекул последнего на поверхности положительно заряженных частиц минералов пирита и арсенопирита. В результате этого происходит гидрофобизация поверхности и усиливается прилипание частиц минералов к пузырькам воздуха, что в конечном итоге приводит к увеличению степени извлечения минералов пирита и арсенопирита.

Повышение степени извлечения частиц указанных сульфидных минералов при добавлении в пульпу с БКс небольшого количества БПЭПА можно объяснить взаимодействием макромолекул полиамина с поверхностью частиц минералов и БКс.

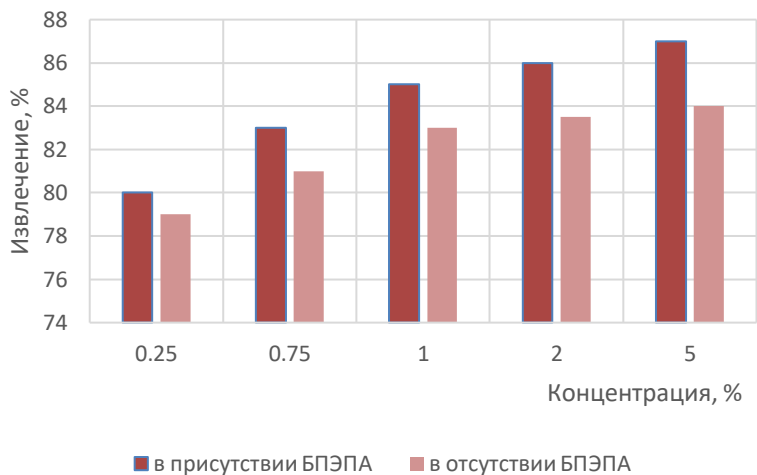


Рисунок 4.8. Зависимость извлечения пирита от концентрации бутилового ксантогената

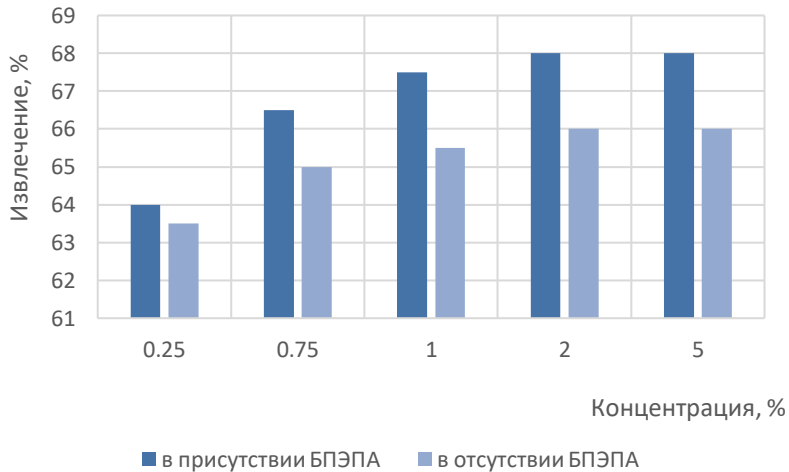


Рисунок 4.9. Зависимость извлечения арсенопирита от концентрации бутилового ксантогената

4.4 Исследования по определению силы отрыва пузырька от поверхности твердых частиц

Метод отрыва пузырька от поверхности твердого тела. Взаимодействие сил прикрепления твердых частиц к пузырькам связано с направлением и величиной равнодействующей сил между минеральной частицей и жидкостью на периметре контакта трех фаз жидкое – газ – твердое [140].

Нами определена сила отрыва пузырька воздуха от поверхности мономинералов пирита и арсенопирита в отсутствие и присутствии бутилового ксантогената, бутилполиэтиленполиамины и их смесей в зависимости от pH среды. Пузырек воздуха в этих экспериментах находился на поверхности отшлифованного минерала, погруженного в водный раствор реагента. После формирования трехфазного периметра смачивания пузырек отрывали с помощью торсионных весов, которые были соединены с держателем стальной нитью.

На рисунке 4.10 представлены результаты оценки гидрофобных свойств поверхности пирита и арсенопирита при различных значениях pH в присутствии отдельно бутилового ксантогената, бутилполиэтиленполиамины и в присутствии их смеси в соотношении 8:1.

Степень гидрофобности поверхности оценивали по величине силы отрыва пузырька воздуха, pH среды создавали с помощью известкового молока.

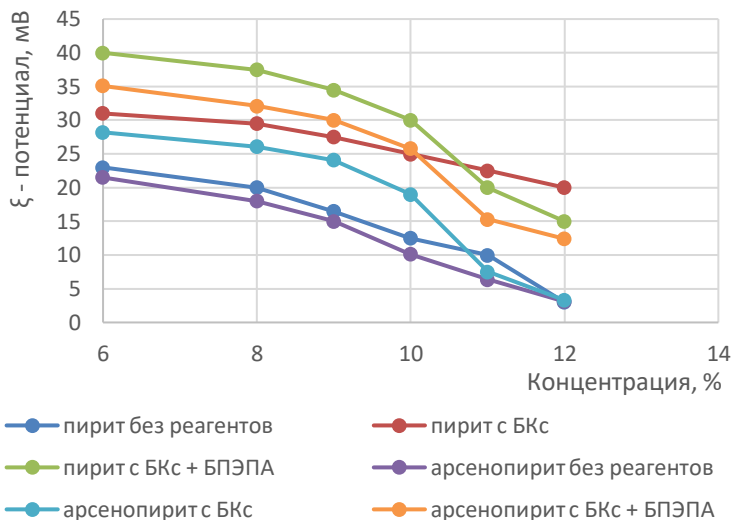


Рисунок 4.10. Изменение величины силы, необходимой для отрыва пузырька воздуха от поверхности пирита и арсенопирита, в зависимости от pH среды

Из рисунка 4.10 видно, что прочность закрепления смеси БКс с БПЭПА усиливается на поверхности минералов при всех значениях pH, а при pH 10,5 прилипание пузырька к поверхности прекращается. Следует отметить, что величина силы отрыва пузырька от поверхности пирита существенно больше, чем с поверхности арсенопирита.

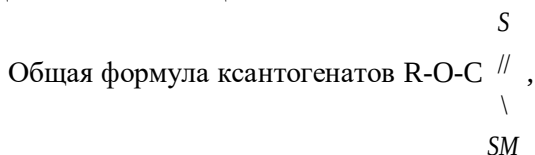
4.5 Образование поверхностных форм соединений бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА

ИК-спектроскопия является основным методом исследования поверхностных соединений на границе раздела твердое тело – жидкость. Известно, что добавление жидкого компонента затрудняет регистрацию ИК-спектров поверхностных соединений, особенно, если это жидкости, сильно поглощающие ИК-излучение. По этой причине многие исследователи перед съемкой спектров отделяли адсорбент с поверхностными соединениями от жидкой

фазы. Для исследования образцов применялась следующая методика: поверхность адсорбента тщательно полировалась и на неё наносился раствор адсорбата. Затем смоченная раствором адсорбата поверхность адсорбента подвергалась процессу испарения, в результате которого на поверхности образовывалась пленка адсорбата.

Исследование сорбированных форм соединений бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА на поверхности золота.

Исследованы ИК-спектры свободных форм бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА и их адсорбированных форм на поверхности золотой пластины (рисунки 4.11 - 4.15). Спектры исследованных образцов получены в области поглощения $1300 - 900 \text{ см}^{-1}$. Отнесение основных колебательных частот в ИК-спектрах бутилового ксантогената; бутилового ксантогената с БПЭПА; полированной поверхности золота, обработанной водным раствором бутилового ксантогената и раствором бутилового ксантогената с БПЭПА, сделано на основании известных литературных данных [141-143] и представлено в таблице 4.1



где М – катион одновалентного металла. В зависимости от числа атомов углерода в цепочке радикала различают этиловый, пропиловый, бутиловый и амиловый ксантогенаты. Следовательно, в ИК-спектрах следует ожидать поглощения валентных колебаний C - C, C - O, C = S, C - S и различного типа угловых плоскостных и неплоскостных деформаций, в которых участвуют эти связи.

В молекуле полиэтиленполиамина имеются связи C - C, C - N, N - N и соответствующие им деформационные колебания.

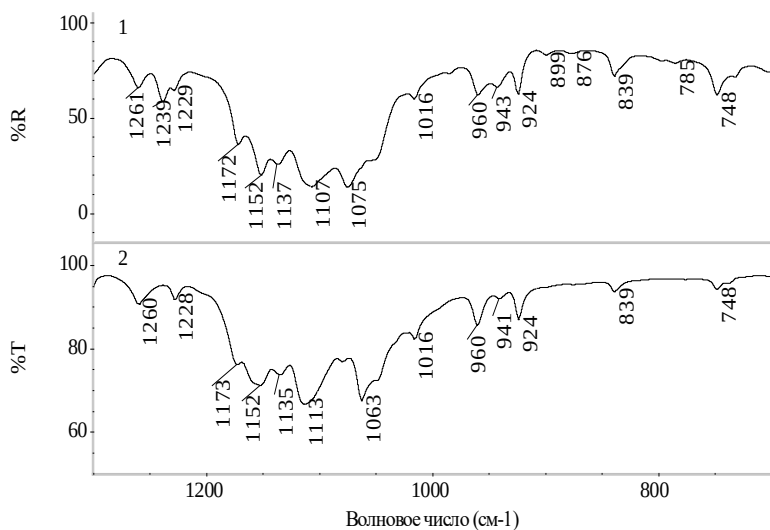
Чистая полированная пластинка золота, выступающая в качестве твердого адсорбента, в рассматриваемой области ИК излучение не поглощает (рисунок 4.11).

Следует отметить, что взятая для рассмотрения ИК область является недостаточно характеристичной и в ней наблюдается наложение большинства полос друг на друга, поэтому большее число полос в этой области имеет сложную валентно-деформационную природу.

Как видно из таблицы 4.1 наиболее надежно удалось идентифицировать в изученных спектрах лишь следующие полосы: антисимметричные валентные колебания $C - C$, $C = S$ связей, которые проявляются в области, в которой им не мешают соответствующие деформации. Соответствующие этим колебаниям частоты являются характеристичными. Полосы симметричных валентных колебаний этих связей, а также полосы валентных антисимметричных и симметричных колебаний связи $C - O$ наблюдаются в более низкочастотной области (ниже 1200 см^{-1}) и на них, как видно из рисунков спектров и таблиц, начинают накладываться деформационные колебания неплоскостной природы, т.е. крутильные и всерные.

Таблица 4.1. Колебательные частоты в ИК спектрах бутилового ксантогената, бутилового ксантогената с БПЭПА, полированной золотой пластины, обработанной водными растворами бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА, см⁻¹

Отнесение	Бутиловый ксантогенат	Бутиловый ксантогенат с БПЭПА	Полированная поверхность золота после обработки водным раствором бутилового ксантогената	Полированная поверхность золота после обработки водным раствором бутилового ксантогената с БПЭПА
$\nu^{as} (C-C)$	1261	1260	1268 1253	1259
$\nu^{as} (C=S)$	1239 1229 -	- 1228 -	- 1227 -	- 1228 1209
$\nu^{as} (C-O)$ + всерные и крутильные деформации групп CNH для образцов с БПЭПА	1172 1152 1137 -	1173 1152 1135 -	1166 - 1138 1128	1172 - 1137 -
$\nu^s (C-O)$ + всерные и крутильные деформации CH ₂ - и CH ₃ -групп	1107 - 1075 -	- 1113 - 1080	1100 1085 1062 -	- 1101 - 1062
$\nu^s (C=S)$ + $\delta (C-O)$ + всерные и крутильные деформации CCH- и S-C-S-групп	1016 960 943 924	1016 960 941 924	- - 941 927 -	1016 - - 960 924



1 — бутиловый ксантогенат, 2 — комплекс бутилового ксантогената с БПЭПА.

Рисунок 4.11. Инфракрасные спектры растворов флотореагентов

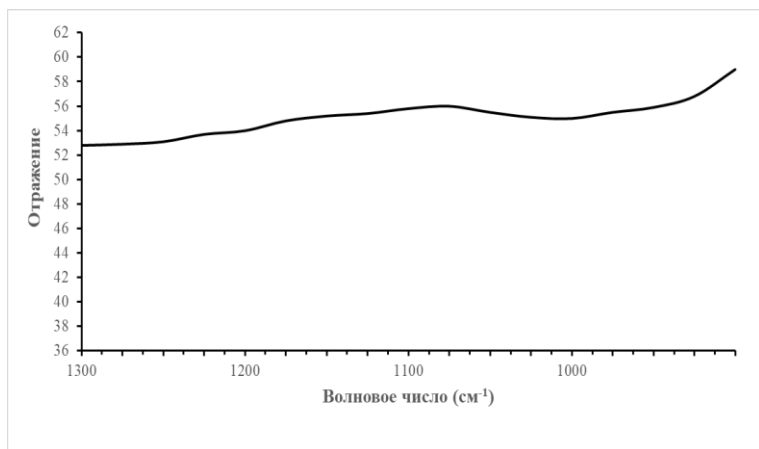


Рисунок 4.12. Инфракрасный спектр полированной поверхности золотой пластины

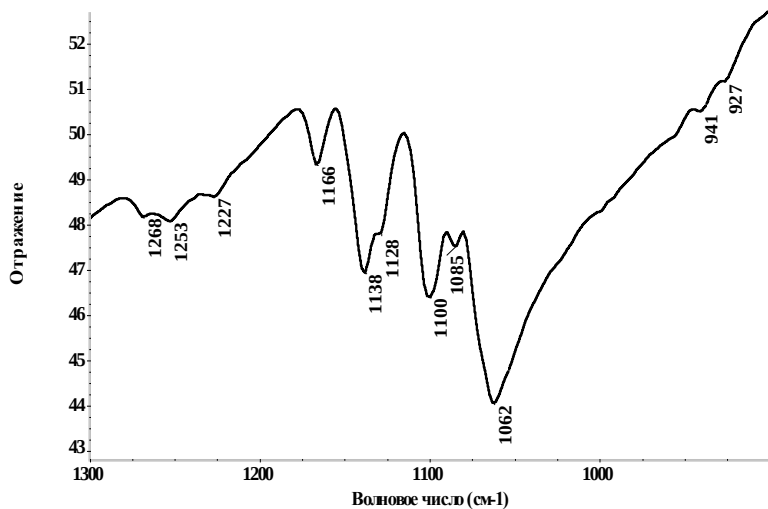


Рисунок 4.13. Инфракрасный спектр полированной поверхности золотой пластины, обработанной в водном растворе бутилового ксантогената

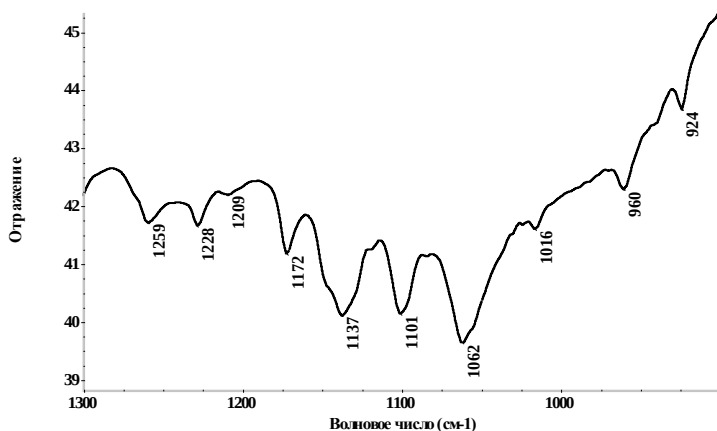
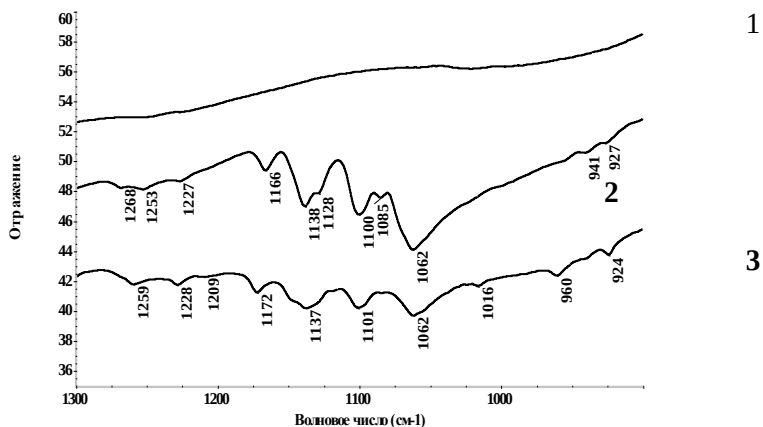


Рисунок 4.14. Инфракрасный спектр полированной поверхности золотой пластины, обработанной в водном растворе бутилового ксантогената и БПЭПА



1 – полированная поверхность золотой пластины; 2 – золотая пластина после обработки в водном растворе бутилового ксантогената; 3 – золотая пластина после обработки в водном растворе бутилового ксантогената и БПЭПА

Рисунок 4.15. Инфракрасные спектры полированной поверхности золотой пластины, обработанной раствором реагента

Из сравнения спектральной картины (рисунки 4.11 – 4.15) в области перечисленных характеристических колебаний видно, что при переходе к спектрам образцов бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА, осажденных на полированной поверхности золота, наблюдается заметное снижение интенсивности соответствующих полос поглощения. При этом во всех исследованных спектрах образцов после обработки реагентами наблюдается исчезновение высокочастотной компоненты при 1239 см^{-1} . Интенсивность полосы поглощения при $1229\text{ (}1227\text{)}\text{ см}^{-1}$ заметно уменьшается в спектрах золотых пластинок, обработанных бутиловым ксантогенатом и бутиловым ксантогенатом с БПЭПА. Новая полоса поглощения обнаружена при 1209 см^{-1} в спектре пластинки золота, обработанной водным раствором бутилового ксантогената с БПЭПА. Данный факт позволяет сделать

предположение, что взаимодействие полированной поверхности золота с различными формами ксантогената сопровождается процессом химической адсорбции, в результате которой образуется химическая связь. Причем эта связь носит, вероятно, донорно-акцепторный характер, так как образуется между донорным атомом серы, входящим в состав бутилового ксантогената, и вакантными d-орбиталями, имеющимися у атомов золота.

4.6 Исследование сорбированных форм соединений бутилового ксантогената и его смеси с БПЭПА на поверхности пирита

Исследованы ИК-спектры свободных форм бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА и их адсорбированных форм на поверхности пирита. Спектры исследованных образцов получены в области поглощения $1300-700\text{ см}^{-1}$ (рисунки 4.16-4.22). Отнесение основных колебательных частот в ИК-спектрах бутилового ксантогената, бутилового ксантогената с БПЭПА, полированной поверхности пирита, обработанной водным раствором бутилового ксантогената и раствором бутилового ксантогената с БПЭПА сделано на основании известных литературных данных [144] и представлено в таблице 4.2.

В спектре поверхностной пленки на образце пирита после его взаимодействия с бутиловым ксантогенатом наблюдаются полосы поглощения ксантогената железа при волновых числах $1020, 913, 835, 740\text{ см}^{-1}$ и диксантогената – при 1244 см^{-1} . Отмечается присутствие группы $[\text{SO}_4]^{2-} - 1121\text{ см}^{-1}$.

Таблица 4.2. Отнесение основных колебательных частот в ИК спектрах бутилового ксантогената, бутилового ксантогената с БПЭПА, полированной поверхности шлифа пирита, обработанной водными растворами бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА, см⁻¹

Отнесение	Бутиловый ксантогенат	Бутиловый ксантогенат с БПЭПА	Полированная поверхность пирита после обработки водным раствором бутилового ксантогената	Полированная поверхность пирита после обработки водным раствором бутилового ксантогената с БПЭПА
ν (C-C)	1260	1260	- 1244	- 1241
ν^{as} (C=S)	1239 1229 -	- 1228 -	- - -	- - 1212
ν^{as} (C-O) + всерные и крутильные деформации групп CNH для образцов с БПЭПА	1172 1152 1137	1173 - 1135	- - 1121	1173 1147 -
ν^{s} (C-O) + всерные и крутильные деформации CH ₂ - и CH ₃ -групп	1107 - 1075	1113 - 1063	- - -	- 1103 -
ν^{s} (C=S)+ δ (C-O) ⁺ всерные и крутильные деформации CSH- и S-C-S-групп	1016 960 943 924	1016 960 - 924	1020 - - 913	1014 959 - 924
Вибрационные колебания углеродного остова	839 748	839 748	835 740	836 749

Исследование ИК-спектра пирита после его взаимодействия с эмульсией бутилового ксантогената и БПЭПА показало наличие в сорбционном слое ксантогената железа: полосы при волновых числах 1014, 915, 836 с^{-1} , диксантогенида – 1241 см^{-1} и ксантогенат-бутилполиэтиленполиамины железа при волновых числах – 1103, 1212 см^{-1} .

Данные таблицы 4.9 позволяют резюмировать, что по положению характеристичных частот связи $\text{C} = \text{S}$, а также общему снижению интенсивности всех полос при переходе от спектров свободных реагентов – бутилового ксантогената и бутилового ксантогената с БПЭПА – к спектрам твердых поверхностей, обработанных ими, можно сделать заключение о том, что процесс адсорбции происходит и носит химический характер.

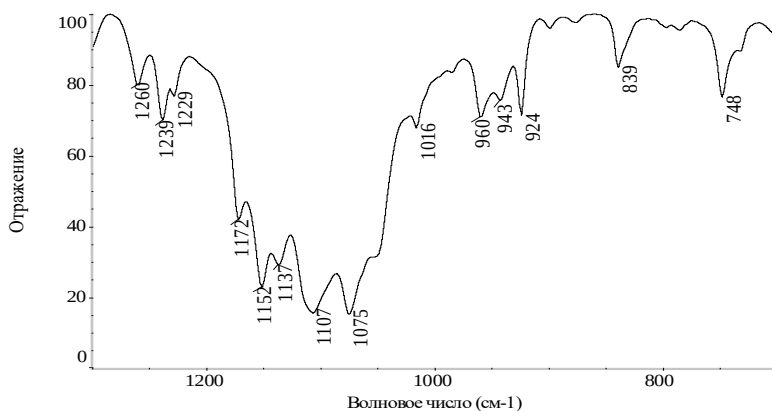


Рисунок 4.16. Инфракрасный спектр бутилового ксантогената

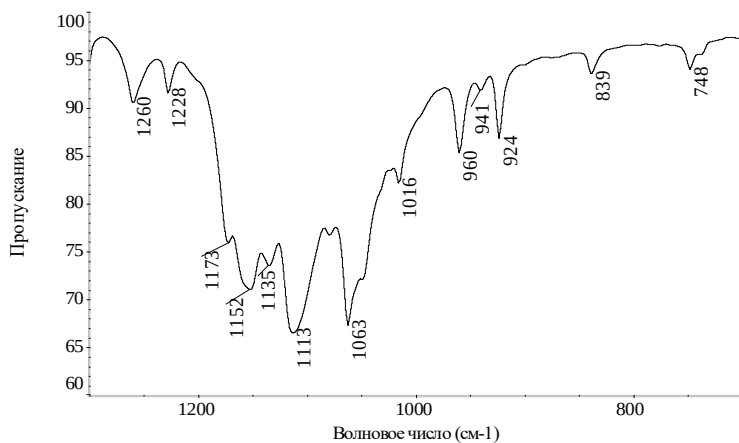
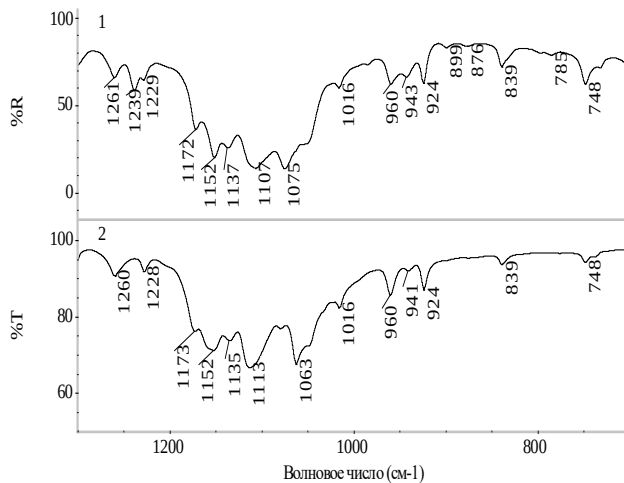


Рисунок 4.17. Инфракрасный спектр смеси
бутилового ксантогената с БПЭПА



1 – бутиловый ксантогенат; 2 – комплекс бутилового ксантогената с БПЭПА.

Рисунок 4.18. Инфракрасные спектры растворов реагентов

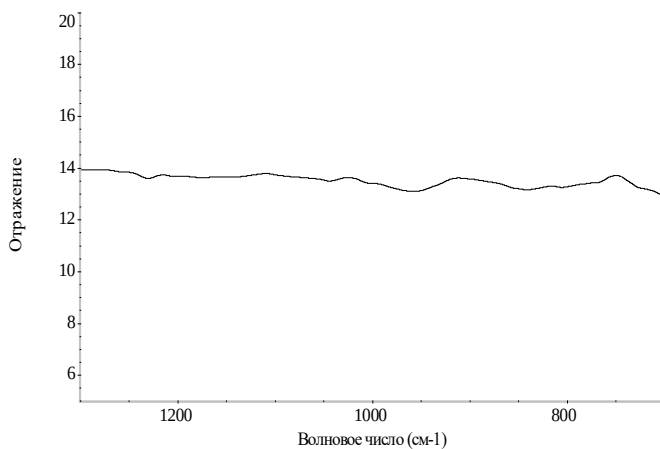


Рисунок 4.19. Инфракрасный спектр полированной поверхности пирита

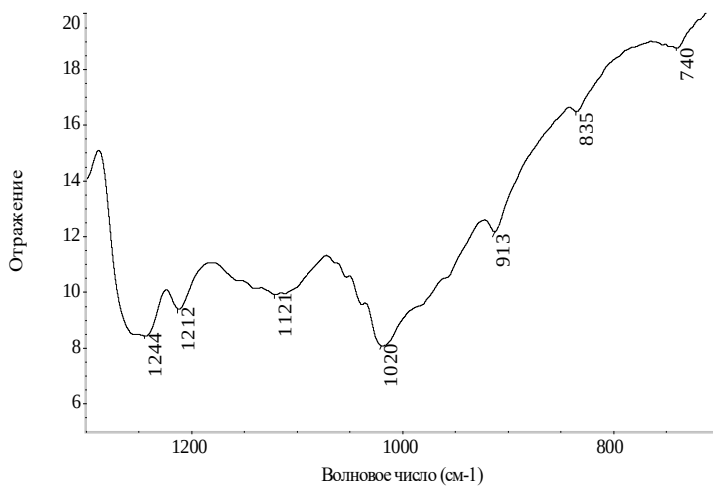


Рисунок 4.20. Инфракрасный спектр полированной поверхности пирита, обработанной в водном растворе бутилового ксантогената

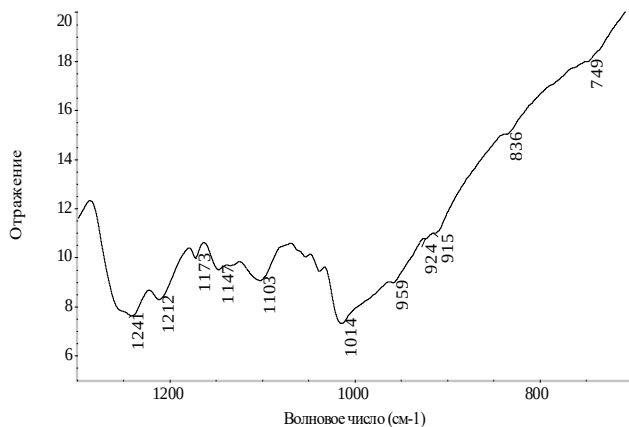
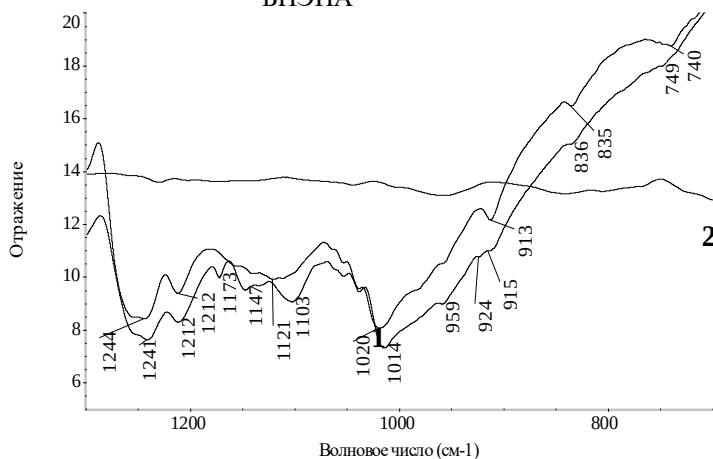


Рисунок 4.21. Инфракрасный спектр полированной поверхности пирита, обработанной в водном растворе бутилового ксантогената и БПЭПА



1 – полированная поверхность пирита; 2 – пирит после обработки в водном растворе бутилового ксантогената; 3 – пирит после обработки в водном растворе бутилового ксантогената и БПЭПА

Рисунок 4.22. Инфракрасные спектры пирита, обработанного раствором реагента

Таким образом, полученные данные позволяют сделать предположение, что взаимодействие полированной поверхности пирита с различными формами ксантогената сопровождается процессом химической адсорбции, в результате которой образуется химическая связь. Причем эта связь носит, скорее всего, донорно-акцепторный характер, так как образуется между донорным атомом серы, входящим в состав бутилового ксантогената, и вакантными d-орбиталями, имеющимися у атомов железа.

Микрофотографии образцов поверхности шлифа пирита показали наличие предполагаемой нами адсорбционной пленки БКс – БПЭПА железа (рисунки 4.23, 4.24). Образование такого комплекса определяет гидрофобизацию поверхности пирита.

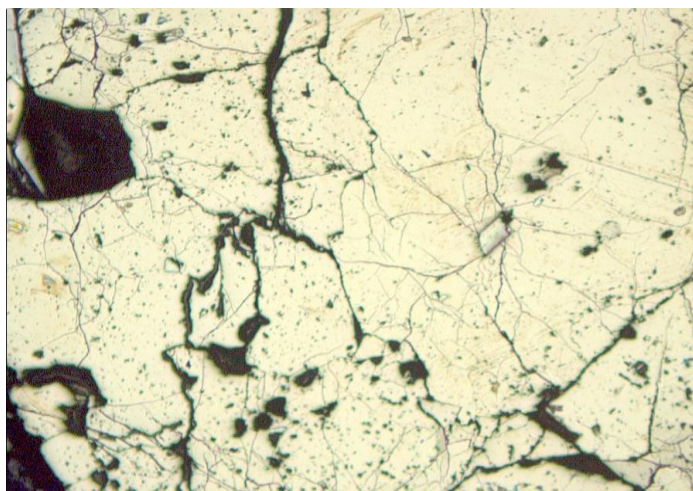


Рисунок 4.23. Шлиф пирита до обработки реагентами

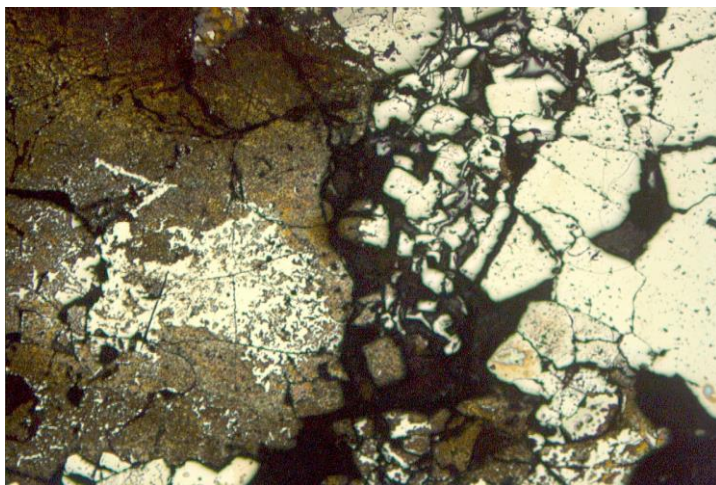
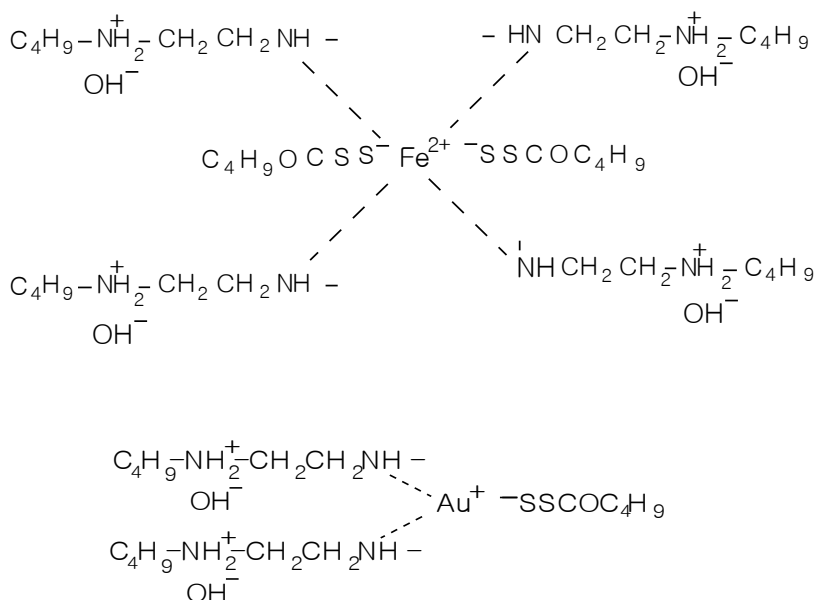


Рисунок 4.24. Шлиф пирита после обработки реагентами

Известно, что amino-имино-группы олигомера способны образовывать координационные связи с катионами d-металлов, такими, как Cu^{2+} , Co^{2+} , Ni^{2+} , Fe^{2+} , а также As^{3+} . На основании полученных нами сорбционных данных, измерения величины силы отрыва пузырька воздуха от поверхности минерала и результатов ИК-спектроскопии можно заключить, что при добавлении небольшого количества БПЭПА в пульпу сульфидных минералов с БКс происходит координационное связывание аминогруппы с ионами металлов, находящимися на поверхности частиц минералов, которые связаны с молекулами БКс по электростатическому механизму по схемам:



4.7 Исследование электрокинетического потенциала золотосодержащих минеральных зерен

Для определения вклада в сорбцию исследованных флотореагентов на частицах пирита и арсенопирита электростатических сил представляло интерес выяснить, как изменяется заряд или электрокинетический потенциал частиц этих минералов в отсутствие и присутствии бутилового ксантогената, БПЭПА и их смеси.

Эксперименты показали, что исходные минералы – пирит и арсенопирит имеют отрицательные ζ -потенциалы, равные минус 15 и минус 11 мВ, соответственно. После 10-минутного интенсивного перемешивания ζ -потенциалы становятся положительными плюс 46 и плюс 34 мВ, соответственно. Это можно объяснить тем, что после аэрации на поверхности минералов сульфид-ионы частично окисляются и потенциалопределяющими ионами становятся ионы железа (II).

На рисунках 4.25 и 4.26 представлены изменения электрокинетического потенциала мономинералов пирита и арсенопирита в зависимости от концентрации БКс и его смеси с БПЭПА.

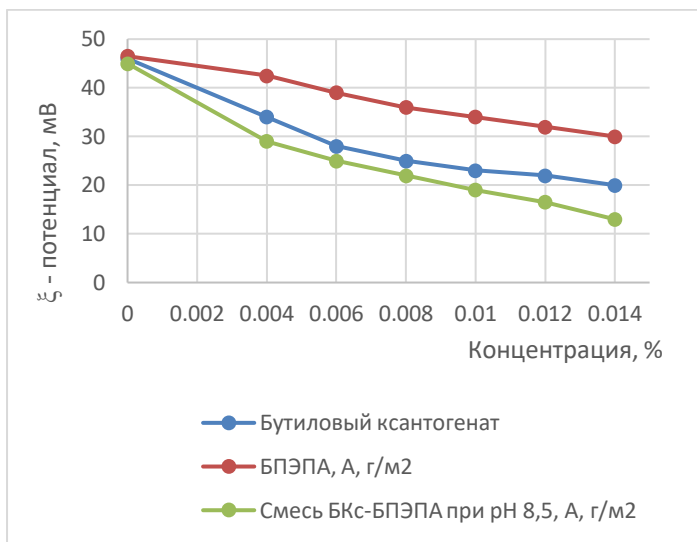


Рисунок 4.25. Изменение ξ -потенциала частиц пирита в присутствии различных флотореагентов

Как видно из рисунков, электрокинетический потенциал поверхности частиц арсенопирита больше чем у пирита. При добавлении БКс в суспензию минералов пирита и арсенопирита в обоих случаях наблюдается уменьшение значения электрокинетического потенциалов частиц. Такое уменьшение усиливается с ростом концентрации БКс.

Уменьшение электрокинетического потенциала минералов можно объяснить адсорбцией молекул бутилксантогената калия на поверхности частиц минералов.

Как известно [145], в ходе аэрации суспензий пирита и арсенопирита поверхности частиц минералов заряжаются

положительно. А молекулы БКс в воде в результате ионизации приобретают отрицательный заряд [90].

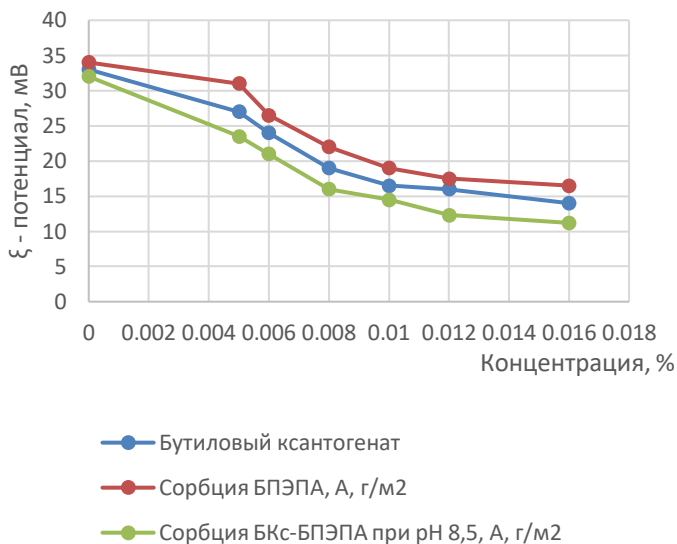


Рисунок 4.26. Изменение ξ -потенциала частиц арсенопирита в присутствии различных флотореагентов

Следовательно, можно предположить, что при добавлении БКс в суспензии указанных минералов происходит адсорбция молекул БКс на поверхности частиц минералов по электростатическому механизму. В результате этого поверхностные заряды частиц минералов блокируются и тем самым гидрофобность растет. Увеличение гидрофобности способствует росту флотуируемости частиц минералов при пенной флотации [146].

Добавление БПЭПА в систему минерал – БКс сопровождается дальнейшим уменьшением электрокинетического потенциала поверхности частиц.

Как видно из рисунков 4.25 – 4.26 все исследованные флотореагенты снижают электрокинетический потенциал частиц

пирита и арсенопирита. Снижение ζ -потенциала в результате сорбции бутилового ксантогената свидетельствует о формировании на поверхности частиц сорбционных слоев с иммобилизованной в них жидкостью за счет электростатического взаимодействия отрицательно заряженной полярной группы БКс с положительно заряженными ионами железа (II) на поверхности минералов.

Таким образом, можно заключить, что добавление небольшого количества БПЭПА к пульпе мономинералов с БКс приводит к росту степени извлечения частиц минералов – пирита и арсенопирита, что, вероятно, обусловлено координационным связыванием макромолекул полимера с поверхностью частиц минералов.

Выводы по 4 главе

Результаты физико-химических исследований, выполненных с целью установления влияния новой модифицирующей добавки на поверхностные процессы, имеющие место при флотации золота и золотосодержащих сульфидов, позволяют сформулировать следующие выводы:

- кривые поверхностного натяжения растворов БКс в присутствии минерала при соответствующих рН среды всегда лежат выше изотерм поверхностного натяжения водных растворов БКс в отсутствие арсенопирита, что свидетельствует об адсорбции молекул БКс на поверхности частиц минерала арсенопирита, в результате которой концентрация ПАВ на границе вода-воздух уменьшается;

- сорбция бутилового ксантогената на поверхности минералов арсенопирита, пирита и золота увеличивается с повышением концентрации реагента. На значение адсорбции бутилового концентрата на твердой поверхности золота, пирита и арсенопирита влияет присутствие БПЭПА;

- измерением силы отрыва пузырька воздуха от поверхности шлифов минералов установлено, что незначительная добавка бутилополиэтиленполиамины к собирателю при расходе 8,25 г/т

твердого увеличивает силу отрыва пузырька от поверхности пирита, арсенопирита в интервале рН от 6,0-9,5;

- флотацией мономинералов показано, что добавление небольшого количества БПЭПА в пульпу с бутиловым ксантогенатом приводит к росту степени извлечения минералов – пирита и арсенопирита на 3 – 5 %;

- ИК-спектроскопические исследования позволяют предположить, что взаимодействие полированной поверхности золота, пирита сопровождается процессом химической адсорбции. Образующаяся химическая связь носит донорно-акцепторный характер, так как образуется между донорным атомом серы, входящим в состав бутилового ксантогената, и вакантными d-орбиталями, имеющимися у золота и железа.

5 ИССЛЕДОВАНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКБАКАЙ

5.1 Подготовка пробы руды к исследованиям на обогатимость

Для проведения технологических исследований исходная руда готовилась по общепринятой методике, а именно дробилась до конечной крупности менее 2 мм, перемешивалась методом кольца и конуса (рисунок 5.1).

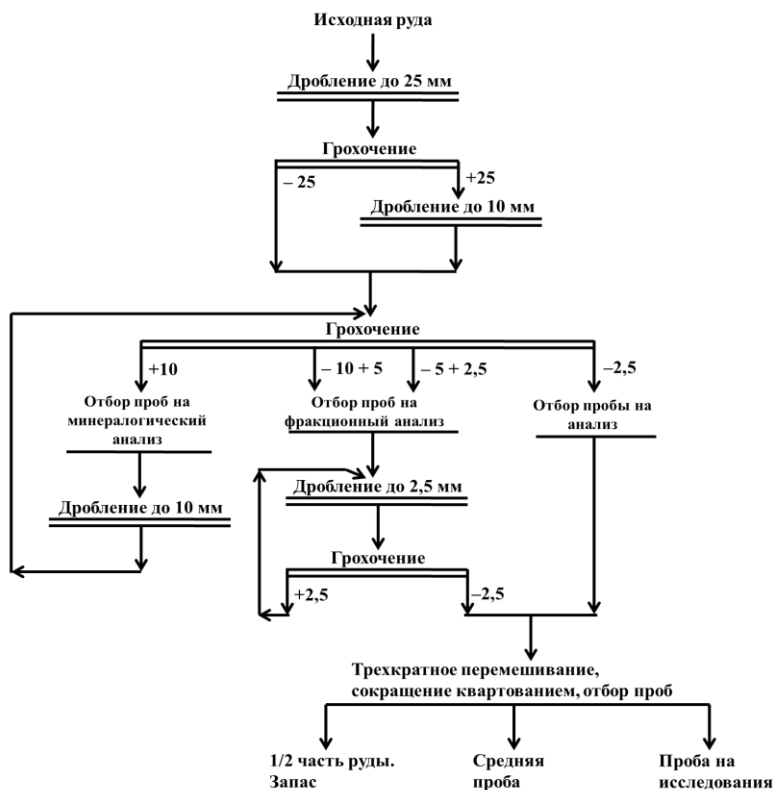


Рисунок 5.1. Схема разделки пробы руды

От общей массы руды весом 1500 кг были отобраны крупнокусковые образцы проб для проведения минералогического анализа и средняя проба руды для выполнения химического, спектрального, гранулометрического и других видов анализа.

Измельчение руды проводили в шаровых мельницах с поворотной осью объемом 7000 см³ при Т : Ж : Ш = 1 : 1 : 8. Тонина измельчения исходной золотосодержащей руды перед флотацией составляла 90-95 % класса менее 0,074 мм.

Гравитационный метод обогащения с выделением концентрата проводился на лабораторной отсадочной машине конструкции ЦНИГРИ.

5.2 Гранулометрическая характеристика технологической пробы и кинетика измельчения

С целью определения распределения золота по классам крупности был выполнен ситовый анализ исходной руды. Результаты ситового анализа руды крупностью менее 2,5 + 0 мм приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1. Результаты гранулометрического анализа пробы руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
-2,5+1,25	15,29	4,7	11,94
-1,25+0,8	25,51	5,1	21,63
-0,8+0,56	12,89	9,6	20,58
-0,56+0,4	8,34	5,3	7,35
-0,4+0,3	6,58	8,6	9,41
-0,3+0,2	7,69	4,4	5,63
-0,2+0,15	3,72	7,4	4,58
-0,15+0,1	5,42	5,0	4,51
-0,1+0,074	2,98	7,6	3,77
-0,074+0,050	2,92	7,0	3,40
-0,050+0	8,66	5,0	7,20
Исходная руда	100,0	6,0	100,0

В основу исследований обогатимости упорной золотосодержащей руды новой жилы месторождения Акбакай принята гравитационно- флотационная схема.

Схема обогащения предусматривает двухстадиальное измельчение с классификацией и промежуточное обогащение гравитационным методом – отсадкой, флотацию хвостов гравитации после доизмельчения до крупности 90 - 95 % класса минус 0,074 мм. Определена измельчаемость руды, кинетическая кривая приведена на рисунке 5.2.

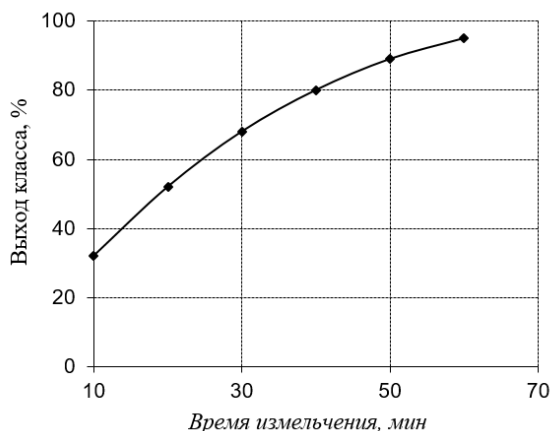


Рисунок 5.2. Кинетическая кривая измельчаемости руды по классу минус 0,074 мм

Кинетическая кривая измельчаемости руды свидетельствует о том, что исследуемая руда измельчается с показателями, характерными для кварцевой малосульфидной золотосодержащей руды.

5.3. Выбор нового реагента-модификатора

С целью выбора модифицирующей добавки проведены эксперименты по флотации золота и сульфидов на упорной золотосодержащей руде, содержащей золота 6,0 г/т, по схеме,

включающей измельчение до 90 – 95 % класса минус 0,074 мм, основную и контрольную флотации. Результаты флотации золота с бутиловым ксантогенатом, вспенивателем Т-80 в сочетании с модифицирующими добавками приведены в таблице 5.2.

В качестве и модифицирующих добавок испытаны азотсодержащие органические соединения: бутилполиэтилен-полиамин (БПЭПА), сополимер 2-акриламид-2 метилпропан-сульфоната натрия и винилового эфира (Na-АМС-ВЭМЭА) и сополимер 2-акриламид-2-метилпропансульфоната натрия и винилового эфира этиленгликоля (Н-АМС-ВБЭГ).

Таблица 5.2. Результаты флотации золота и сульфидов из руды с применением различных модифицирующих добавок

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	Условия опыта
Концентрат основной флотации	14,9	34,4	85,42	БПЭПА - 10 г/т; бутиловый ксантогенат - 180 г/т; Т-80 - 60 г/т
Концентрат контрольной флотации	8,4	4,02	5,63	
Хвосты контрольной флотации	76,7	0,7	8,95	
Исходная руда	100,0	6,0	100,0	
Концентрат основной флотации	13,7	35,4	80,92	Na-АМС-ВЭМЭА - 10 г/т; бутиловый ксантогенат - 180 г/т; Т-80 - 60 г/т
Концентрат контрольной флотации	7,8	4,6	5,98	

Хвосты контрольной флотации	78,5	1,0	13,1	Н-АМС-ВБЭ - 10 г; бутиловый ксантогенат - 180 г/т; Т-80 - 60 г/т
Исходная руда	100,0	6,0	100,0	
Концентрат основной флотации	12,1	37,3	75,23	
Концентрат контрольной флотации	7,3	4,9	5,96	
Хвосты контрольной флотации	80,6	1,4	18,81	
Исходная руда	100,0	6,0	100,0	бутиловый ксантогенат - 180 г/т; Т-80 - 60 г/т
Концентрат основной флотации	14,2	33,2	78,66	
Концентрат контрольной флотации	8,3	7,0	9,70	
Хвосты контрольной флотации	77,5	0,9	11,64	
Исходная руда	100,0	6,0	100,0	

Из данных таблицы 5.2 следует, что из пробы руды с содержанием золота 6 г/т получены наиболее лучшие показатели флотационного обогащения с применением модификатора БПЭПА – концентрат с содержанием золота 33,7 г/т при извлечении 85,16 %.

5.4 Гравитационное обогащение руды

С целью выделения свободного золота из исследуемой руды были проведены эксперименты по гравитационному обогащению на лабораторной отсадочной машине конструкции ЦНИГРИ (рисунок 5.3) по схеме, представленной на рисунке 5.4.



Рисунок 5.3. Лабораторная отсадочная машина



Рисунок 5.4. Схема проведения опытов по обогащению руды месторождения «Акбакай»

Наличие свободного золота в руде до 8 %, а также морфология зерен золотин - комковатые, шаровидные, пластинчатые и губчатые формы золотин и их тонкая вкрапленность в сульфидах и во вмещающих породах - определяют целесообразность использования стадийной гравитационно-флотационной схемы извлечения золота из данного типа руды.

Результаты гравитационного обогащения руды приведены в таблице 5.3.

Таблица 5.3. Результаты гравитационного обогащения пробы руды жилы «Главная» месторождения «Акбакай»

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, г/т
Концентрат гравитационный I	2,18	96,4	35,01
Концентрат гравитационный II	3,11	34,1	17,66
Объединенный гравитационный концентрат	5,29	59,71	52,67
Хвосты гравитационные	94,71	3,0	47,33
Исходная руда	100,0	6,0	100,0

По двухстадиальной схеме гравитационного обогащения из руды жилы «Главная» получен объединенный гравитационный концентрат с содержанием золота 59,71 г/т, при извлечении 52,67 %. Хвосты гравитационного обогащения с содержанием золота 3,0 г/т являются исходным питанием флотации золота.

5.5 Флотационное обогащение хвостов отсадочной машины

Целью флотации хвостов отсадочной машины, содержащих извлекаемое цианированием золото, является получение отвальных хвостов. Это позволяет подвергать цианированию относительно небольшое количество материала, исключая из процесса переработки пустую породу, что снижает затраты на обработку руд.

5.5.1 Планирование 2-х факторного эксперимента

Корректировка технологического режима флотации с целью определения оптимального соотношения БКс : БПЭПА, при котором извлечение золота в концентрат было бы максимальным, проведена с применением метода математического планирования эксперимента (метод крутого восхождения) [147, 148].

За основную целевую функцию было принято извлечение золота в концентрат. Матрица планирования 2-х факторного эксперимента приведена в таблицах 5.4 и 5.5.

Таблица 5.4. Матрица планирования 2-х факторного эксперимента

Показатели	Изучаемые факторы	
	Расход БКс, г/т	Расход БПЭПА, г/т
Основной уровень	200	18
Шаг варьирования	50	5
Верхний уровень	250	23
Нижний уровень	150	13

Таблица 5.5. Матрица планирования

Номера опытов	Расход БКс		Расход БПЭПА		Извлечение золота, %
	X ₁	г/т	X ₂	г/т	
1	-	150	-	15	85,6
2	+	250	-	15	73,5
3	-	150	+	23	73,0
4	+	250	+	23	83,5

Рассчитываем коэффициенты регрессии:

$$a_1 = \frac{-85,6 + 73,5 - 73,0 + 83,5}{4} = -0,4$$

$$a_2 = \frac{-85,6 - 73,5 + 73,0 + 83,5}{4} = -0,65,$$

где a_1 – характеризует влияние расхода бутилового ксантогената,

a_2 – характеризует влияние расхода бутилполиэтилен-полиамина,

4 – количество опытов.

Отсюда следует, что второй фактор влияет больше, чем первый $|0,65| > |0,4|$.

Знак минус перед коэффициентами a_1 и a_2 указывает на то, что первый и второй факторы нужно уменьшать от основного уровня. Для определения условий последующих опытов рассчитываем единичный шаг, который равен произведению коэффициентов на интервал варьирования. В нашем случае:

$$-0,4 \cdot 50 = -20$$

$$-0,65 \cdot 5 = -3,25$$

И тогда условия последующих опытов будут следующими (таблица 5.6).

Таблица 5.6. Условия опытов

Номера опытов	Расход БКс, г/т	Расход БПЭПА, г/т	Извлечение золота, %
5	200 - 20 = 180	18,0 - 3,25 = 14,75	84,5
6	180 - 20 = 160	14,75 - 3,25 = 11,5	85,1
7	160 - 20 = 140	11,5 - 3,25 = 8,25	85,7
8	140 - 20 = 120	8,25 - 3,25 = 5,0	82,0
9	120 - 20 = 100	5,0 - 3,25 = 1,75	80,5

Результаты экспериментов, проведенных по матрице планирования 2-х факторного эксперимента, показали, что в условиях опытов №6 и №7 извлечение золота достигает 85,1 и 85,7 %, соответственно. За оптимальный реагентный режим флотации принят режим опыта №7, при котором расход БКс

составил 140 г/т, расход БПЭПА – 8,25 г/т руды и расход вспенивателя Т-80 был постоянным – 60 г/т.

5.5.2 Кинетика флотационного обогащения хвостов отсадочной машины

Для определения скорости флотации можно использовать производную любого показателя флотации или функцию от него. Известно, что скорость флотации зависит от длительности процесса и характеризуется временем, необходимым для достижения определенного извлечения [149]

Воспользуемся оценкой скорости флотации производной по времени от функции извлечения $\ln[1 - \varepsilon(t)]^{-1}$. Находим коэффициент удельной скорости флотации $k = \ln \frac{1}{1 - \varepsilon}$, графическое изображение представлено на рисунке 5.5

$$k_1 = \ln \frac{1}{1 - 0,2} = \ln 1,25 = 0,23, \text{ при } t = 5$$

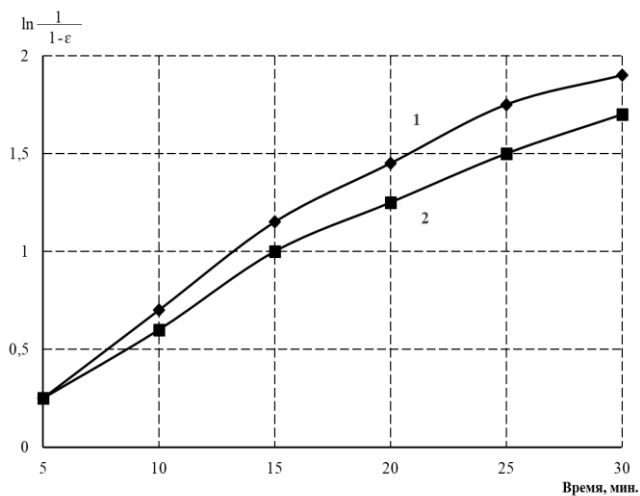
$$k_2 = \ln \frac{1}{1 - 0,5} = \ln \frac{1}{0,5} = 0,693, \text{ при } t = 10$$

$$k_3 = \ln \frac{1}{1 - 0,65} = \ln \frac{1}{0,35} = 1,05, \text{ при } t = 15$$

$$k_4 = \ln \frac{1}{1 - 0,75} = \ln \frac{1}{0,25} = 1,386, \text{ при } t = 20$$

$$k_5 = \ln \frac{1}{1 - 0,82} = \ln \frac{1}{0,18} = 1,714, \text{ при } t = 25$$

$$k_6 = \ln \frac{1}{1 - 0,85} = \ln \frac{1}{0,15} = 1,897, \text{ при } t = 30$$



1 – с добавкой БПЭПА, 2 – без добавки БПЭПА.

Рисунок 5.5. Зависимость извлечения золота от времени флотации

5.5.3 Флотационное обогащение хвостов отсадочной машины в замкнутом цикле

Эксперименты по флотационному извлечению золота проводились на хвостах гравитации в лабораторных флотомашинах объемом 3 литра. Результаты флотационных опытов в отсутствие и присутствии модифицирующей добавки БПЭПА приведены в таблице 5.7.

Таблица 5.7. Результаты флотационного извлечения золота в замкнутом цикле

Наименование продукта	Выход, %		Содержание золота, г/т	Извлечение, %		Условия опыта
	от операции	от руды		от операции	от руды	
Концентрат флотации	7,51	7,10	34,6	86,73	41,05	БКс - 140 г/т; БПЭПА - 8,25 г/т; Т-80 - 60 г/т; рН - 8,5
Хвосты флотации	92,49	87,61	0,43	13,27	6,28	
Исходное питание (хвосты гравитации)	100,0	94,71	3,0	100,0	47,33	
Концентрат флотации	7,89	7,47	30,55	80,35	38,05	БКс - 170 г/т; Т-80 - 60 г/т; рН - 8,5
Хвосты флотации	92,11	87,24	0,64	19,65	9,28	
Исходное питание (хвосты гравитации)	100,0	94,71	3,0	100,0	47,33	

Таким образом, в оптимальном режиме, установленном методом математического планирования экспериментов, в замкнутом цикле получен кондиционный флотационный

золотосодержащий концентрат, с содержанием золота 34,6 г/т, при извлечении 86,73 % от операции. Расход бутилового ксантогената в присутствии модифицирующей добавки БПЭПА сократился на 20 % [150 - 153].

5.6 Рекомендуемая технологическая схема и характеристика конечных продуктов обогащения

По результатам проведенных лабораторных исследований обогатимости упорной малосульфидной золотосодержащей руды новой жилы «Главная» месторождения Акбакай для ее переработки рекомендуется усовершенствовать гравитационно-флотационную схему изменением реагентного режима на основе применения модифицирующей добавки бутилполиэтилен-полиамин (рисунок 5.6). Сводные результаты гравитационно-флотационного обогащения руды приведены в таблице 5.8.

Таблица 5.8. Сводные результаты гравитационно-флотационного обогащения пробы руды жилы «Главная» месторождения «Акбакай»

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, г/т
Объединенный гравитационный концентрат	5,29	59,71	52,67
Флотационный концентрат	7,1	34,6	41,05
Общий золотосодержащий концентрат	12,39	45,32	93,72
Хвосты флотации	87,61	0,43	6,28
Исходная руда	100,0	6,0	100,0

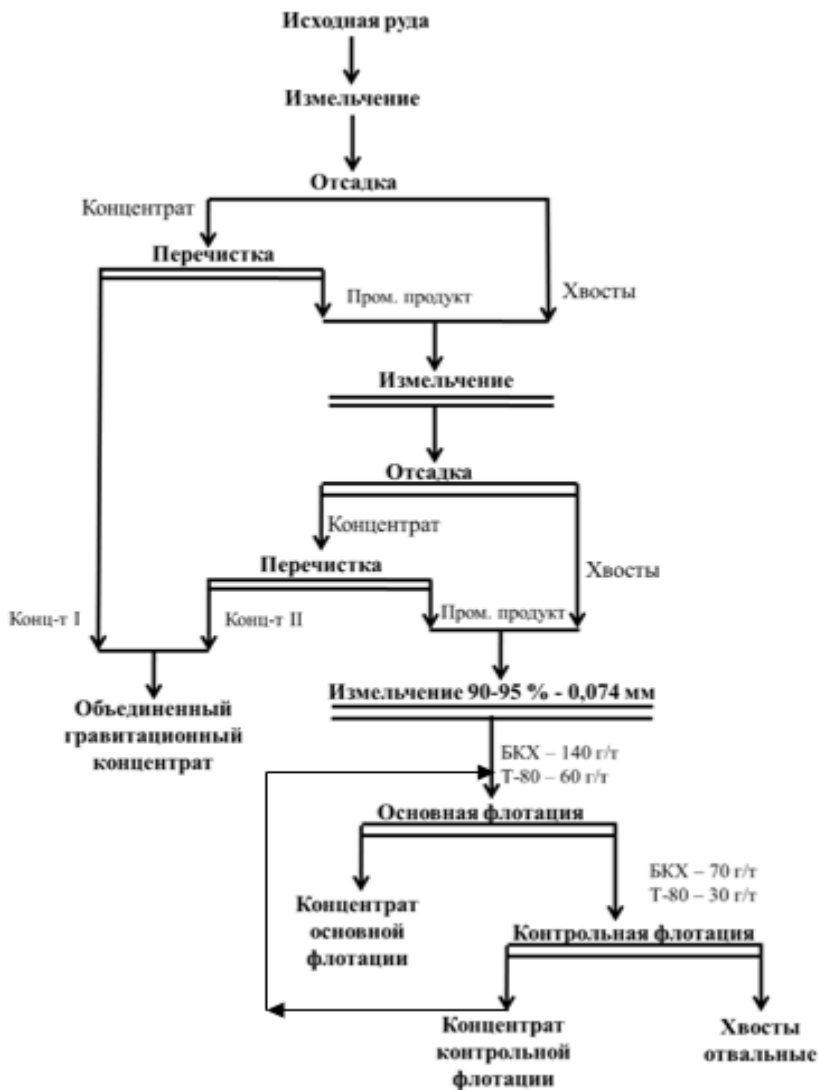


Рисунок 5.6. Рекомендуемая гравитационно-флотационная схема обогащения руды месторождения «Акбакай»

Данная схема обеспечивает получение следующих продуктов:

- объединенный гравитационный концентрат с содержанием золота 59,71 г/т, при извлечении 52,67 %, который согласно ТУ 98 РК 14-95 является кондиционным гравитационным золотосодержащим концентратом [154];

- золотосодержащий флотационный концентрат с содержанием золота 34,6 г/т, при извлечении 86,73 % от операции и от руды 41,05%, который согласно ТУ 98 РК 15-95 является кондиционным флотационным золотосодержащим концентратом [155];

- потери золота с хвостами составляют 6,28 %, при содержании 0,43 г/т руды.

Общее извлечение золота в объединенный концентрат с содержанием золота 45,32 г/т составило 93,72%.

Химический состав продуктов обогащения приведен в таблице 5.9.

Таблица 5.9. Химический состав концентратов

Содержание соединения, элемента, %	Химическая формула	Концентрат	
		Объединенный гравитационный концентрат	Флотационный концентрат
Кремнезем	SiO ₂	53,0	36,8
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	3,5 – 7	7 – 11
Оксид кальция	CaO	2,5 – 3,5	3 – 4
Оксид магния	MgO	1,5 – 3,0	3,0 – 3,5
Железо	Fe	10 – 15	7 – 12
Сера	S	5 – 7	6 – 9
Мышьяк	As	2 – 4	3 – 5
Медь	Cu	0,1	0,2
Свинец	Pb	0,1	0,1
Цинк	Zn	0,1	0,1 – 0,2
Оксид калия	K ₂ O	3,6	2 – 3,5
Оксид натрия	Na ₂ O	1,3	1,5 – 2,0

Выводы по 5 главе

На основе проведения лабораторных исследований разработана технология обогащения упорной золотосодержащей руды с применением нового реагента-модификатора, обеспечивающая получение высоких технологических показателей по извлечению золота в золотосодержащий концентрат.

По гравитационно-флотационной схеме обогащения упорной золотосодержащей руды с использованием бутилполиэтиленполиамины получены:

- объединенный гравитационный концентрат с содержанием золота 59,71 г/т, при извлечении 52,67 % от руды;
- флотационный золотосодержащий концентрат с содержанием золота 34,6 г/т, при извлечении 41,05 %.

Полученные золотосодержащие концентраты по содержанию вредных примесей соответствуют ТУ 98 РК 14-9, ТУ 98 РК 15-95.

Методом математического планирования экспериментов определены оптимальные условия флотации золота и золотосодержащих минералов с применением новой модифицирующей добавки.

Повышение технологических показателей обогащения руды достигается за счет введения в процесс флотации незначительного количества модифицирующей добавки БПЭПА – 8,25 г/т.

6 МЕХАНОАКТИВАЦИОННОЕ ВСКРЫТИЕ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА

Механоактивация при безреагентном вскрытии упорных продуктов обогащения проводится с целью увеличения дефектности кристаллической решетки золотоносного материала без нарушения его химического состава, поэтому время активации может снижаться до необходимого предела, определяемого по степени извлечения золота. Материалом для проведения экспериментов служили концентраты Акбакайской золотоизвлекательной фабрики. Постановка экспериментов на материале, практически не имеющем свободного золота, позволяет более наглядно оценить влияние сверхтонкого измельчения на вскрытие тонкодисперсного ассоциированного золота.

6.1 Химический и минералогический состав гравитационного и флотационного концентратов.

Химический и минералогический состав гравитационного и флотационного концентратов Акбакайской руды и характер золота в них представлены в таблицах 6.1-6.3. Содержание компонентов в концентратах колеблется в зависимости от минерального состава.

Таблица 6.1. Химический состав концентратов

Наименование компонента	Химическая формула	Содержание, %	
		гравитационный концентрат	флотационный концентрат
Кремнезем	SiO ₂	50	38
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	3,5 – 7,0	7 – 11
Оксид кальция	CaO	2,5 – 3,5	3 – 4
Оксид магния	MgO	1,5 – 3,0	3,0 – 3,5
Железо	Fe	10 – 15	7 – 12
Сера	S	5 – 7	6 – 9
Мышьяк	As	2 – 4	3 – 5
Медь	Cu	0,1	0,2

Свинец	Pb	0,1	0,1
Цинк	Zn	0,1	0,1 – 0,2
Оксид калия	K ₂ O	3,6	2,0 – 3,5
Оксид натрия	Na ₂ O	1,3	1,5 – 2,0

Таблица 6.2. Минеральный состав гравитационного и флотационного концентратов

Наименование минерала	Химическая формула	Содержание, %	
		гравитационный концентрат	флотационный концентрат
Пирит	FeS ₂	20 – 30	15 – 25
Арсенопирит	FeAsS	4,5 – 15,0	5 – 9
Антимонит	Sb ₂ S ₃	единичные знаки	0,3 – 0,7
Сфалерит	ZnS	0,1	0,3 – 0,7
Галенит	PbS	единичные знаки.	0,1
Глинозем	Al ₂ O ₃	3,5 – 7,0	7 – 11
Кремнезем	SiO ₂	40 – 50	55 – 60
Золото	Au	80 – 160	60 – 110
Серебро	Ag	40 – 60	35 – 40

Таблица 6.3. Фазовый состав золота в концентратах

Форма нахождения золота	Концентраты	
	гравитационный концентрат	флотационный концентрат
1. Свободное	60,0	23,2
2. В сростках	28,5	22,5
3. Ассоциированное в сульфидах	5,9	50,2
4. Ассоциированное в породных минералах	5,6	4,1

В гравитационном концентрате на долю свободного золота приходится 60 % от его содержания, во флотационном концентрате свободного золота – 23,2 % от его содержания. Размеры золотин в основной массе измеряются сотыми долями миллиметра: 0,03–0,05 мм, реже до 0,1 мм в гравитационном концентрате и 0,01–0,005 мм во флотационном. На долю

ассоциированного с сульфидами золота во флотоконцентрате приходится 50 % и более, в гравитационном – 5,9 % от его содержания.

С целью изучения распределения золота, серебра и мышьяка по классам крупности проведен ситовый анализ гравитационного и флотационного концентратов, результаты которого представлены в таблице 6.4.

Таблица 6.4. Распределение золота, серебра и мышьяка по классам крупности в концентратах

Классы крупности	Выход, %	Содержание			Распределение, %		
		Au, г/т	Ag, г/т	As, %	Au	Ag	As
Гравио-концентрат	100,0	85,1	23,1	1,84	100,0	100,0	100,0
+0,1	55,9	50,8	9,8	2,31	33,4	23,8	70,3
-0,1 +0,05	25,0	143,8	35,9	1,8	42,3	38,9	24,5
-0,05	19,1	108,3	45,1	0,5	24,3	37,3	5,20
Флото-концентрат	100,0	105,4	40,5	4,55	100,0	100,0	100,0
+0,1	5,10	81,4	38,0	2,60	3,94	4,70	2,91
-0,1 +0,05	35,10	180,1	54,5	3,30	59,98	56,74	25,50
-0,05	59,80	98,8	34,6	5,45	36,08	38,56	71,59

Минералогическим анализом установлено, что золото в классе +0,1 мм находится преимущественно в сростках с кварцем и сульфидами. Арсенопирит на 70 % концентрируется в этом классе и находится, главным образом, в сростках с пиритом.

В классе -0,1 +0,05 мм золото на 50 – 55 % находится в свободном виде. Крупность зерен золота в пределах 0,01 – 0,05 мм. Единичные зерна имеют размер 0,1 мм. Значительная часть золота находится в сростках с сульфидами и кварцем.

6.2 Прямое цианирование концентратов

Практика работы золотоизвлекательных фабрик показывает, что применение для переработки золотомышьяковых и золотопиритных руд гравитационно-флотационного обогащения с последующим цианированием флото- и гравитационных концентратов в отдельных случаях может дать положительный эффект.

Однако в большинстве случаев при переработке мышьяксодержащих сульфидных руд основная или существенная масса золота, которая тесно связана с пиритом и арсенопиритом, может быть извлечена из концентратов методом цианирования. Потери золота с хвостами цианирования флотационных концентратов довольно значительно, поэтому требуется усовершенствование гидрометаллургических способов переработки к указанным концентратам.

Применительно к рудам Акбакайского месторождения и продуктам их обогащения можно отметить следующее.

На рудах и продуктах обогащения Акбакайского месторождения различными организациями были проведены исследования по извлечению золота [156-158].

Все исследователи отмечают высокую упорность продуктов обогащения Акбакайской руды при цианировании. Наиболее упорным в цианистом процессе является золото, ассоциированное с сульфидами. Прямым цианированием упорного флотоконцентрата извлечение золота в раствор составляет 75 – 80 %, тогда как из гравитационного концентрата извлечение достигает 90 %.

Проведены исследования по извлечению золота цианированием из трех проб флотационных концентратов с содержанием золота 59,2 г/т; 79,1 г/т; 105,4 г/т и одной пробы гравитационного концентрата с содержанием золота 103 г/т. Результаты экспериментов приведены в таблицах 6.5-6.8.

Таблица 6.5. Результаты цианирования флотоконцентрата I

Условия и результаты опыта	Номера опытов					
	1	2	3	4	5	6
Крупность флотоконцентрата кл –74 мкм, %	78,93	78,93	78,93	78,93	78,93	78,93
Продолжительность цианирования, час	4	8	12	24	48	72
Расход KCN, кг/т	0,7	0,9	0,9	1,0	1,1	1,6
Содержание золота, г/т: в исходном в хвостах цианирования	59,2	59,2	59,2	59,2	59,2	59,2
	23,0	18,4	17,4	16,8	15,6	15,0
Извлечение золота в раствор, %	61,15	68,92	70,61	73,62	73,65	74,66

Как видно из таблицы 6.5 прямым цианированием при исходной крупности концентрата I после 72 часов агитации в раствор извлекается 74,66 % золота. Хвосты цианирования содержат до 15 г/т золота и более. Цианированием в тех же условиях пробы концентрата II (таблица 6.6) в раствор переходит 81,29 % золота, однако в хвостах содержание золота остается в пределах 15–16 г/т.

Таблица 6.6. Результаты цианирования флотоконцентрата II

Условия и результаты опыта	Номера опытов					
	1	2	3	4	5	6
Крупность доизмельчения по классу –50 мкм, %	98,3	98,3	98,3	98,3	98,3	98,3
Продолжительность цианирования, час	4	8	12	24	48	72
Расход KCN, кг/т	3,6	3,75	4,15	4,75	4,85	4,90
Содержание золота, г/т в исходном	79,1	79,1	79,1	79,1	79,1	79,1

в хвостах цианирования	26,0	22,4	18,9	17,5	16,2	14,8
Извлечение золота в раствор, %	67,13	71,68	76,11	77,88	79,52	81,29

После 72 часов цианирования флотоконцентрата III, доизмельченного до 96,8 % класса минус 50 мкм в раствор извлечено всего 66,41 % золота, при содержании его в хвостах цианирования 35,4 г/т (таблица 6.7).

Таблица 6.7. Результаты цианирования флотоконцентрата III

Условия и результаты опыта	Номера опытов					
	1	2	3	4	5	6
Крупность доизмельчения по классу –50 мкм, %	96,8	96,8	96,8	96,8	96,8	96,8
Продолжительность цианирования, час	4	8	12	24	48	72
Расход KCN, кг/т	0,30	0,525	0,92	2,25	3,30	4,10
Содержание золота, г/т:						
в исходном	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4
в хвостах цианирования	82,4	80,0	77,8	70,4	41,8	35,4
Извлечение золота в раствор, %	21,82	24,10	26,19	33,21	60,34	66,41

Извлечение золота при цианировании гравитационного концентрата значительно выше, чем флотационного концентрата. Так, например, цианированием гравиоконцентрата исходной крупности (около 1 мм) извлекается в раствор 86,99 % золота (таблица 6.8). Доизмельчение гравиоконцентрата до –50 мкм повышает извлечение золота в раствор до 93,3 %, при содержании его в хвостах цианирования 6,9 г/т.

Таблица 6.8. Результаты цианирования гравитационного концентрата

Условия и результаты	Номера опытов					
	1	2	3	4	5	6
Крупность доизмельчения в % по классу -74 мкм (оп. 1,2,3) и -50 мкм (опыты 5, 6)	40,5	78,4	93,8	95,2	70,0	97,9
Номинальная крупность, мкм	320	146,3	79,7	64,4	124,6	38,6
Продолжительность цианирования, час	48	48	48	48	48	48
Расход KCN, кг/т	2,0	2,3	2,4	2,4	2,75	2,90
Содержание золота, г/т:						
в исходном	103,0	103,0	103,0	103,0	103,0	103,0
в хвостах цианирования	13,4	8,4	8,0	7,8	7,9	6,9
Извлечение золота в раствор, %	86,99	91,84	92,23	92,24	92,62	93,30

Таким образом, результаты проведенных исследований свидетельствуют о высокой упорности золота флотоконцентратов, что объясняется наличием значительного количества тонкодисперсного, ассоциированного с сульфидами золота. Для вскрытия такого золота необходимо проводить тонкое или сверхтонкое измельчение.

6.3 Механоактивационное измельчение флотоконцентрата и его цианирование

Вскрытие упорного золота может быть достигнуто механоактивационным измельчением флотационного концентрата III перед дальнейшим цианированием.

Механоактивация как при сухом, так и мокром вскрытии упорного золота преследует цель увеличения дефектности кристаллической решетки золотоносного материала, включенного в пирите и арсенопирите, т.е. обеспечение условий проникновения выщелачивающего раствора внутрь вмещающего золота рудообразующего сульфидного агрегата.

Механоактивационное измельчение проводилось в реакционном стакане виброизмельчителя. Измельчение осуществлялось стальной шаровой смесью – 40 % шары диаметром 20 мм, 30 % - диаметром 15 мм и 20 % - диаметром 10 мм. Масса шаровой смеси составляла 1100 граммов. Реактор позволяет проводить механоактивацию 50-ти граммовых навесок материала, как сухим, так и мокрым методом. Крупность механоактивации оценивалась по содержанию в измельченном материале класса минус 10 мкм. Содержание этого класса определялось методом седиментационного анализа. Взаимосвязь выхода класса крупности -10 мкм от продолжительности механоактивации флотоконцентрата приведена на рисунке 6.1.

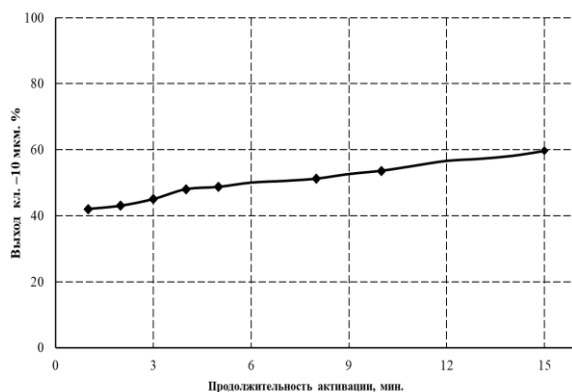


Рисунок 6.1. Зависимость выхода класса крупности минус 10 мкм от продолжительности активации

Схема проведения экспериментов по цианированию флотоконцентрата III представлена на рисунке 6.2. Результаты экспериментов сухой механоактивации и цианирования концентрата приведены в таблице 6.9.

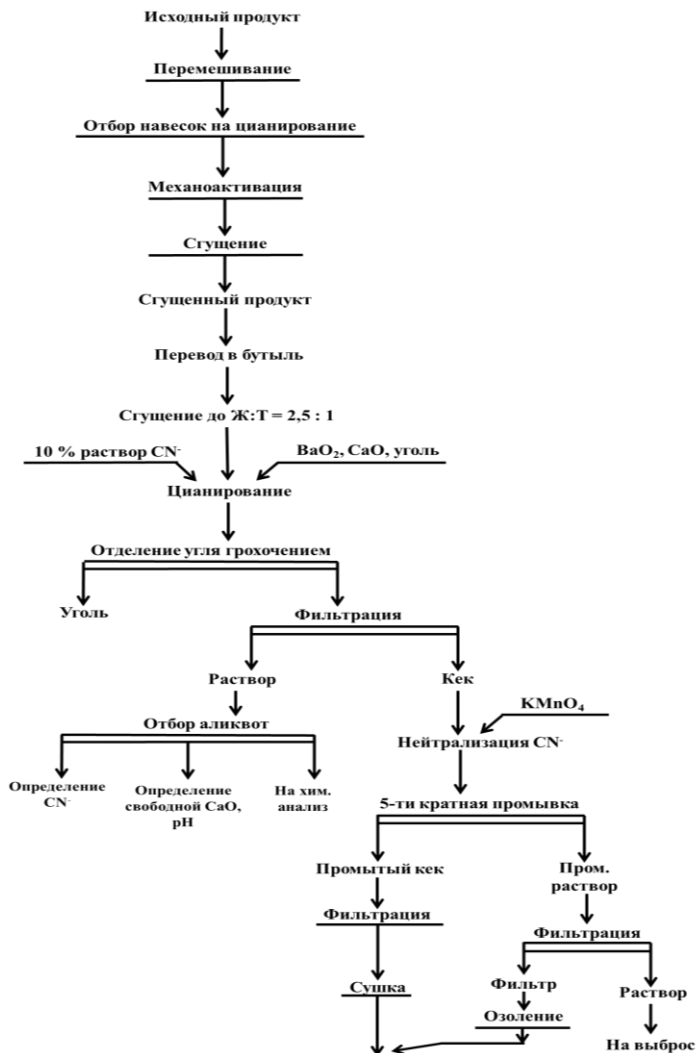


Рисунок 6.2. Схема цианирования золота

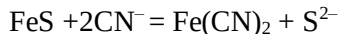
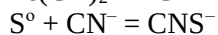
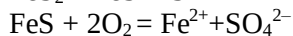
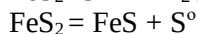
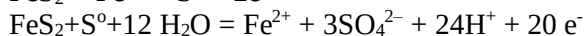
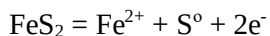
Таблица 6.9. Результаты опытов по сорбционному цианированию флотоконцентрата III после механоактивационного измельчения

Условия и Результаты	Номера опытов								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Продолжительность активации, мин	0	1	2	3	4	5	7,5	10	15
Содержание класса 10 мкм, %	41,4	42,8	43,0	44,1	46,3	49,06	50,04	53,6	59,6
Отношение Ж:Т в цианировании	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1
Концентрация KCN, % начальная	0,44	0,44	0,44	0,44	0,44	0,44	0,44	0,44	0,44
конечная	0,185	0,058	0,055	0,05	0,058	0,05	0,05	0,05	0,05
Содержание золота, г/т в исходном продукте	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4	105,4
в хвостах сорбции	35,6	25,0	19,8	19,2	18,4	17,6	16,0	15,6	13,4
Извлечение золота, % по содержанию в хвостах	66,22	76,28	81,21	81,78	82,54	83,30	84,82	85,20	87,28
по балансу золота в опытах	-	77,68	80,98	81,49	81,80	83,76	81,15	83,98	85,98

Отмечается закономерное снижение содержания золота в хвостах цианирования с увеличением тонины помола концентрата. Наиболее высокие показатели получены при измельчении концентрата до 59,6 % класса -10 мкм, что соответствует крупности измельчения -30 мкм. При этих условиях извлечение золота в раствор составило 87,28 %, а содержание его в хвостах цианирования – 13,4 г/т.

Таким образом, постановка экспериментов на флотационном концентрате позволила оценить эффективность влияния механоактивационного измельчения на вскрытие тонкодисперсного ассоциированного золота. Установлено снижение содержания золота в хвостах цианирования с увеличением тонины помола концентрата. Наиболее высокие показатели процесса цианирования получены при измельчении флотационного концентрата до 59,6 % класса мельче 10 мкм, что соответствует крупности измельчения 98 % класса –30 мкм. Максимальное извлечение золота в раствор в вышеуказанных условиях составило 87,28 %, содержание его в хвостах цианирования – 13,4 г/т.

Известно, что в системе Fe–H₂O–S возможно протекание различных реакций разложения и окисления пирита и арсенопирита [159]. Укажем лишь некоторые из них:



По результатам экспериментов можно сделать заключение, что при механоактивации происходит деструкция сульфидов с образованием растворимых в цианистых растворах соединений железа, вероятнее всего, пирротина и серы, которые способствуют образованию ферроцианидов и роданидов, что и обуславливает высокий расход цианида.

7 ИССЛЕДОВАНИЯ НА ОБОГАТИМОСТЬ ТЕХНОГЕННОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Интенсивное развитие горно-металлургической отрасли в прошлом веке привело к формированию огромного количества отходов производства: вскрышные породы, хвосты обогатительных фабрик, шлаки и шламы металлургических предприятий, промышленные стоки и забалансовые руды.

В техногенном минеральном сырье содержание ценных компонентов иногда может превышать их концентрацию в первичных рудах.

Интерес к переработке техногенного золотосодержащего сырья обусловлен двумя основными причинами: более низкой себестоимостью получения благородных металлов в сравнении с обогащением руд, поскольку из технологической схемы переработки исключаются дорогостоящие операции (добыча, дробление, грохочение, измельчение) и возрастающими требованиями к охране окружающей среды и недропользованию – техногенные отходы являются источником загрязнения воздушного бассейна и водоемов, а также изъятия из оборота плодородных земель в районах добычи и переработки сырья. В промышленно развитых странах техногенное сырье интенсивно используется и практически полностью утилизируется.

Технологические свойства золота в техногенном сырье существенно отличаются от золота в рудном сырье. В процессе хранения золотосодержащих хвостов золотоизвлекательных фабрик в хвостохранилищах происходят существенные геохимические изменения исходного техногенного сырья.

Техногенное сырье является труднообогатимым, так как полезные минералы в нем находятся в тонкодисперсной форме и их поверхностные свойства изменены, что затрудняет процесс концентрирования. Гранулометрический состав характеризуется высоким содержанием ультрадисперсных частиц с размером менее 10 мкм, обладающих развитой удельной поверхностью.

Разработкой технологий переработки техногенного сырья активно занимаются во всех странах – производителях золота.

В Канаде фирмой «ERG Resources Lnc.» проводится переработка хвостов для извлечения золота на фабрике «Timmins». Технология переработки включает размыв песков, флотационное обогащение золота и цианирование с использованием процесса «уголь в пульпе». Среднее извлечение золота – 45 %.

Обогащительная фабрика для извлечения золота из лежалых хвостов построена на руднике «Crown Mines» (ЮАР). Технологическая схема включает гидроциклонирование и флотацию крупнозернистой части. Извлечение золота составляет 45 % [160].

В Австралии фирма «ЕРОСК» завершено строительство новой фабрики для переработки хвостов рудника «Bonii» (Новый Южный Уэльс). Извлечение золота в концентрат составляет 50 % [36].

Проводятся исследования по извлечению золота из хвостов обогащения на Алмалыкской медной фабрике (Узбекистан), Красноуральской обогащательной фабрике и Бурибаевской обогащательной фабрике (Россия), где предусматривается использование гравитационных и флотационных методов обогащения. В России реализуются технологии извлечения золота из хвостов на Артемовской ЗИФ, Полярнинском ГОКе, обогащательной фабрике имени Белова, на трех ЗИФ АО «Южуралзолото».

Одним из путей решения проблемы переработки отвальных хвостов является создание технологии переработки техногенного сырья на основе использования гравитационного оборудования.

Традиционные технологии обогащения золотосодержащего сырья с применением гравитационных методов позволяют достаточно эффективно извлекать золото «гравитационной крупности» (+0,25мм), тогда как мелкое золото (-0,25 мм) и тонкое (-0,1 мм) извлекается неудовлетворительно. При обогащении высокоглинистых золотосодержащих руд, содержащих преимущественно мелкое и тонкое золото (до 60-90 %), потери золота составляют от 15 до 40-50 % и более. Применение центробежных сепараторов обеспечивает практически полное извлечение россыпного золота из песков вплоть до крупности зерен его 0,1 (0,15) мм.

В ЮАР для выделения свободного золота из тонкоизмельченных руд Витватерсранда (ЮАР) исследовали центробежные концентраторы, подобные барабанным концентраторам Джонсона. При работе центробежного концентратора в открытом цикле он обеспечивает 90 %-ное извлечение золота при высокой степени обогащения.

В некоторых случаях гравитационными способами целесообразно извлекать золотосодержащий пирит, серебросодержащий галенит и другие тяжелые металлы. На канадской фабрике «Эфтон» в цикле второй стадии измельчения отсадкой, помимо золота, извлекают самородную медь. Концентрат отсадки доизмельчают и перецищают на трехдечных столах: готовый концентрат содержит 85 % меди с извлечением от руды 30 % [161].

Таким образом, основной проблемой при переработке техногенного сырья с использованием традиционных приёмов является низкое извлечение металлов, поэтому исследования, направленные на повышение эффективности извлечения золота из хвостов обогащения, являются актуальными.

7.1 Изучение вещественного состава хвостов сорбционного выщелачивания месторождения Акбакай

Важным резервом минерально-сырьевой базы Республики Казахстан по золоту может быть техногенное сырьё – лежалые хвосты золотоизвлекательных фабрик (Акбакай, Кумысты, Прибалхашье, Жолымбет), переработка которых по традиционной технологии нерациональна. Сложный вещественный состав сырья, разнообразие форм и крупности содержащегося в нем золота обуславливают необходимость применения нетрадиционных технологий извлечения благородных металлов [162, 163].

Главным фактором, определяющим возможность вовлечения в переработку техногенного золотосодержащего сырья (хвосты обогащения и цианирования, бедные вскрышные породы), является разработка и внедрение эффективных в экономическом и экологическом отношении технологий, позволяющих доизвлечь благородный металл.

Исследования и практика работы золотоизвлекательных фабрик, как в Казахстане, так и за рубежом, показали, что руды каждого месторождения, а иногда отдельные участки одного и того же месторождения, отличаются специфическим вещественным и минеральным составом. Традиционные технологические процессы вскрытия упорных руд и продуктов их обогащения не всегда учитывают особенности поведения всех ценных компонентов и, в особенности золота, из-за чего не достигается его высокое извлечение.

Основным критерием технологической оценки упорных в отношении золота руд и продуктов их обогащения является форма нахождения золота и характер его связи с основными сульфидами, а также содержание мышьяка и других вредных примесей. Наличие весьма тонкодисперсного (коллоидно дисперсного) золота крупностью менее 0,00001 мм (0,01 мкм) в пирите и арсенопирите делает неэффективным применение обычных методов гидрометаллургии. Количество такого золота может достигать относительно больших величин. Во флотационном концентрате Акбакайской золотоизвлекательной фабрики количество тонкодисперсного ассоциированного золота составляет до 20 % и более от его общего содержания, тогда как в гравитационном концентрате – около 4 %.

Хвосты сорбции завода Доре представляют собой материал, измельченный до крупности менее 50 мкм с содержанием золота 7,1 г/т.

По данным минералогического и рентгенофазового анализов проба представлена следующими основными минералами, %: кварц – 57,8; слюды – 10,0; хлорит – 7,1; кальцит – 6,3; калиевый полевой шпат – 2,4; плагиоклаз – 4,8; пирит – 2,69; арсенопирит – 5,2.

Для разделения хвостов сорбции завода Доре на узкие классы крупности 0 – 10, 10 – 20, 20 – 30, 30 – 40 и +40 мкм проведен седиментационный анализ методом отмучивания без предварительной стабилизации пульпы, т.е. без введения реагентов, повышающих устойчивость пульпы и мешающих шламовым частицам соединиться.

При среднем содержании золота в хвостах сорбции 7,1 г/т отмечается пониженное содержание его в классе крупнее 0,074 мм (1,33 г/т) и в классе мельче 5 мкм до 1 г/т.

Это свидетельствует о целесообразности выделения наиболее мелких зерен, содержание которых составляет около 20 %, в начале процесса переработки хвостов завода Доре. При этом потери золота составляют примерно 5 %.

По данным химического анализа хвосты сорбции содержат, %: SiO_2 – 68,0; Al_2O_3 – 9,53; CaO – 3,84; Fe_2O_3 – 3,53 и прочее (таблица 7.1).

Таблица 7.1. Результаты химического анализа хвостов сорбционного выщелачивания

Наименование элементов и соединений	Химическая формула	Содержание, %
Оксид кремния	SiO_2	68,00
Оксид алюминия	Al_2O_3	9,53
Оксид кальция	CaO	3,84
Оксид железа (III)	Fe_2O_3	3,53
Оксид калия	K_2O	2,88
Оксид углерода (IV)	CO_2	2,55
Оксид магния	MgO	1,74
Оксид железа (II)	FeO	1,64
Сера общая	$\text{S}_{\text{общ}}$	1,37
Оксид титана	TiO_2	1,00
Мышьяк	As	0,88
Оксид натрия	Na_2O	0,69
Оксид фосфора (V)	P_2O_5	0,12
Свинец	Pb	0,083
Оксид марганца (IV)	MnO_2	0,06
Сурьма	Sb	0,05
Цинк	Zn	0,04
Медь	Cu	0,015
Золото, г/т	Au	7,1
Серебро, г/т	Ag	3,02

Изучение закономерностей распределения минеральных зерен в узких фракциях плотности и крупности в хвостов сорбционного выщелачивания. Потери золота в хвостах сорбции обусловлены очень тонкой и эмульсионной вкрапленностью золота. Поэтому является целесообразным исследование распределения золота в узких фракциях крупности и плотности. С этой целью были выделены узкие классы крупности методом седиментационного разделения тонких частиц для дальнейшего разделения их в узких фракциях плотности.

Фракционный анализ узких классов хвостов сорбции крупностью: 0 – 10 мкм, 10 – 20 мкм, 20 – 30 мкм, 30 – 40 мкм, +40 мкм проводился в тяжелой жидкости марки М–45 – растворе комплексной соли иодидов бария и кадмия ($\text{BaJ}_2, \text{CdJ}_2$) с плотностью 2800 кг/м^3 и 3000 кг/м^3 , жидкости Клеричи – растворе муравьино-малоновокислового таллия ($\text{CH}_2(\text{COOTl})_2\text{HCOOTl}$) с плотностью 4000 кг/м^3 (таблица 7.2).

Таблица 7.2. Фракционный состав хвостов хвостов сорбционного выщелачивания

Плотность фракции, кг/м³	Выход, %		Содер жание, Au, г/т	Распределение Au, %	
	от класса	от исходных хвостов		от класса	от исходных хвостов
0 – 10 мкм					
Менее 2800	84,45	34,53	1,6	36,96	7,99
Более 2800	15,55	6,36	14,81	63,04	13,64
Итого	100	40,89	3,65	100	21,63
Менее 3000	85,54	34,98	1,4	35,13	7,6
Более 3000	14,46	5,91	15,3	64,87	14,03
Итого	100	40,89	3,41	100	21,63
Менее 4000	92,39	37,78	1,6	43,36	9,38
Более 4000	7,61	3,11	25,38	56,64	12,25
Итого	100	40,89	3,41	100	21,63
10 – 20 мкм					
Менее 2800	61,72	10,66	0,37	2,84	0,57
Более 2800	38,28	6,62	20,4	97,16	19,59
Итого	100	17,28	8,04	100	20,16

Менее 3000	74,86	12,93	0,8	7,44	1,5
Более 3000	25,14	4,35	29,6	92,56	18,66
<i>Итого</i>	100	17,28	8,05	100	20,16
Менее 4000	81,23	14,03	1,6	16,76	3,38
Более 4000	18,77	3,25	34,3	83,24	16,78
<i>Итого</i>	100	17,28	7,75	100	20,16
20 – 30 мкм					
Менее 2800	58,78	5,75	0,8	3,71	0,57
Более 2800	41,22	4,03	29,6	96,29	14,82
<i>Итого</i>	100	9,78	12,66	100	15,39
Менее 3000	70,29	6,87	1,4	9,13	1,41
Более 3000	29,71	2,91	32,9	90,87	13,98
<i>Итого</i>	100	9,78	10,77	100	15,39
Менее 4000	80,0	7,82	2,2	16,20	2,49
Более 4000	20,0	1,96	45,4	83,80	12,90
<i>Итого</i>	100	9,78	10,86	100	15,39
30 – 40 мкм					
Менее 2800	56,74	5,93	0,8	3,05	0,69
Более 2800	43,26	4,53	33,3	96,95	21,86
<i>Итого</i>	100	10,46	14,87	100	22,55
Менее 3000	65,19	6,82	0,8	3,26	0,74
Более 3000	34,81	3,64	44,4	96,74	21,81
<i>Итого</i>	100	10,46	15,97	100	22,55
Менее 4000	72,92	7,63	2,0	10,62	2,40
Более 4000	27,08	2,83	45,4	89,38	20,15
<i>Итого</i>	100	10,46	13,74	100	22,55
+ 40 мкм					
Менее 2800	87,66	18,92	1,0	17,12	3,47
Более 2800	12,34	2,67	34,3	82,88	16,8
<i>Итого</i>	100	21,59	5,12	100	20,27
Менее 3000	89,58	19,34	1,2	16,59	3,36
Более 3000	10,42	2,25	51,85	83,41	16,91
<i>Итого</i>	100	21,59	6,48	100	20,27
Менее 4000	91,55	19,77	4,0	49,97	10,13
Более 4000	8,45	1,82	43,5	50,03	10,14
<i>Итого</i>	100	21,59	7,33	100	20,27

На рисунке 7.1 отражены результаты фракционного анализа хвостов сорбции.

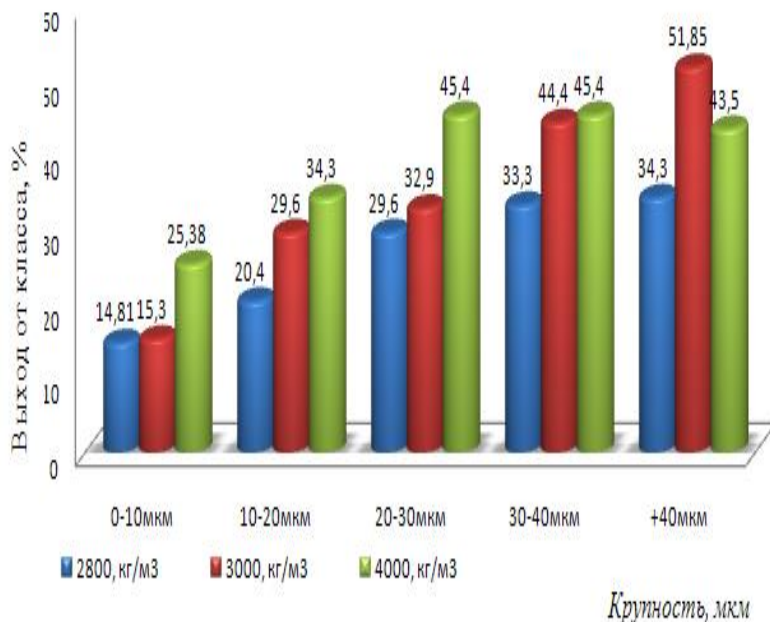


Рисунок 7.1. Содержание золота в различных фракциях плотности

Анализ фракционного состава показывает, что с повышением плотности разделения выход легкой фракции увеличивается, а выход тяжелой фракции уменьшается. При этом содержание золота значительно увеличивается в тяжелой фракции: при плотности разделения 2800 кг/м³ составляет в среднем около 26,5 г/т, а при плотности 3000 кг/т – до 35 г/т.

7.2. Определение влияния сверхтонкого измельчения на расход растворителя при выщелачивании хвостов сорбции акбакайского месторождения

Разработана технология сверхтонкого измельчения концентратов Тасеевского и Дарасунского месторождений (РФ) до крупности 0,020 мм с последующим сорбционным цианированием,

позволяющая повысить извлечение золота на 10-25 % [164].

Изменение технологических свойств (реакционной способности) тонкодисперсных фракций достигается в результате динамической перестройки и разрыхления структуры измельчаемого материала. Изменения энергетического состояния вещества в процессе измельчения называют эффектом механоактивации. Согласно современным физическим представлениям механоактивация – это одна из форм автовозбуждения активности вещества на стадии спонтанного разрушения (саморазрушения) нагруженного твердого тела [165,166]. При этом уровень механоактивации определяется видом механизма и режима разрушения, изменяющими глубину разупорядочения структуры измельченного материала.

Эффект от применения данного технического приема может быть усилен за счет протекания при данном способе измельчения различных механохимических процессов, способствующих разрушению кристаллической решетки сульфидов и освобождению связанного с ними дисперсного золота. Однако эти же механохимические процессы могут вызвать серьезные проблемы как в цикле цианирования, так и при последующей химической очистке сточных вод и хвостов гидрометаллургического процесса в связи с образованием большого количества примесей, переходящих в цианистые растворы и вызывающих повышенный расход растворителя. NaCN. Данный факт в сочетании с высокими энергетическими затратами может сделать процесс «сверхтонкого» помола сульфидных материалов неприемлемым как с технологической, так и с экологической точки зрения [23].

Сверхтонкое измельчение хвостов сорбции завода Доре с целью вскрытия тонкодисперсного золота проводил[с]ь в планетарной мономельнице марки «Pulverisette 6» производства Германия. Крупность механоактивации оценивалась по содержанию в измельченном материале класса -10 мкм. Содержание этого класса при изучении измельчаемости определялось методом седиментационного анализа. Кинетика измельчения роликом и шаровой смесью приведена на рисунке 7.2

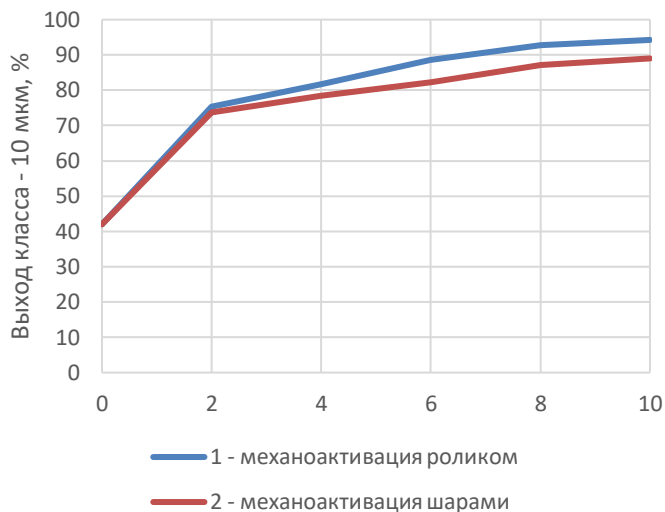


Рисунок 7.2. Зависимость выхода класса -10 мкм от продолжительности и вида измельчающего агента

Выделение сверхтонких минеральных зерен (классы крупности 0 – 10; 10 – 20; 20 – 30; 30 – 40 мкм) проводилось седиментационным анализом. Эти классы крупности были получены при различном времени активационного измельчения: 2, 4, 6, 8, 10, 12 мин. Результаты исследований приведены в таблице 7.3.

В результате исследований получены закономерности гранулометрического состава при различной продолжительности активационного измельчения и распределением золота в мелкодисперсных классах.

Таблица 7.3. Результаты дисперсионного анализа хвостов сорбции завода Доре после активационного измельчения

Время вибрационной активации, мин.	Крупность классов, мкм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
2	30 – 40	6,95	7,1	7,30
	20 – 30	5,68	10,6	8,92
	10 – 20	12,0	9,45	16,80
	0 - 10	75,37	6,0	66,98
	ИТОГО:	100	6,75	100
4	30 – 40	5,45	8,2	6,59
	20 – 30	3,90	9,1	5,23
	10 – 20	8,93	8,4	11,06
	0 - 10	81,72	6,4	77,12
	ИТОГО:	100	6,73	100
6	20 – 30	4,62	11,1	7,86
	10 – 20	6,87	10,2	10,74
	0 - 10	88,51	6,0	81,40
	ИТОГО:	100	6,97	100
8	20 – 30	3,01	8,4	3,76
	10 – 20	4,16	12,7	7,86
	0 - 10	92,83	6,4	88,38
	ИТОГО:	100	6,63	100
10	20 – 30	2,43	8,1	3,11
	10 – 20	3,32	8,6	4,51
	0 - 10	94,25	6,25	92,38
	ИТОГО:	100	6,32	100
12	20 – 30	3,05	8,2	3,53
	10 – 20	3,41	8,2	3,95
	0 - 10	93,54	7,0	92,52
	ИТОГО:	100	7,07	100

В результате проведенных исследований установлены закономерности гранулометрического состава при различной продолжительности активационного измельчения.

С увеличением времени активационного измельчения с 2 до 12 мин. выход класса крупности 0 – 10 мкм увеличился с 75,37

до 94,25 %. Для более крупных классов (10 – 20, 20 – 30, 30 – 40 мкм) наблюдается прямая зависимость: уменьшение выхода классов крупности с увеличением времени активационного измельчения (рисунок 7.3).

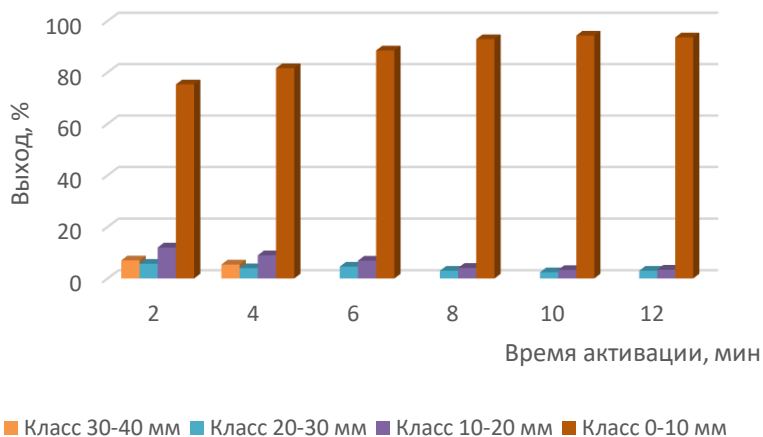


Рисунок 7.3. Зависимость выхода классов крупности от времени активации

Так, для класса 10 – 20 мкм с увеличением времени активационного измельчения с 2 до 12 мин. выход уменьшился с 12 до 3,32 %, а для класса 20 – 30 мкм – с 5,68 до 2,43 %.

Механоактивация хвостов завода Доре оказывает положительный эффект, хотя и незначительный, уже при времени активации 2 мин. За 24 часа цианирования активированного продукта в раствор перешло 8,18 % всего золота, содержащегося в исходном продукте (7,1 г/т). Дальнейшее увеличение продолжительности механоактивации до 12 мин. (94,25 % класса меньше 10 мкм в активированном продукте) позволило повысить извлечение золота в раствор до 41,18 %. В опытах наблюдалось постепенное снижение содержания золота в хвостах цианирования с увеличением продолжительности механоактивации. Следует отметить увеличивающийся расход цианида с увеличением тонины помола. Влияние фактора продолжительности механоактивации на расход цианида представлено в таблице 7.4.

Таблица 7.4. Влияние продолжительности активации хвостов завода Доре на расход цианида

Условия и результаты	Номера опытов					
	1	2	3	4	5	6
Продолжительность активации, мин.	2	4	6	8	10	12
Содержание класса –10 мкм, %	75,37	81,72	88,51	92,83	93,54	94,25
Продолжительность цианирования, час	24	24	24	24	24	24
Навеска продукта в опыт, г	50	50	50	50	50	50
Отношение Ж : К в цианировании	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1
Концентрация KCN, %						
начальная	0,33	0,33	0,33	0,33	0,33	0,33
конечная	0,035	0,025	0,005	0,005	>0,005	>0,005
Расход KCN, кг/т	6,10	6,10	6,50	6,50	6,60	6,60
Расход в опыт:						
CaO, кг/т	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
BaO ₂ , г	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Активированный уголь, г	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:						
в исходном	6,97	6,97	6,97	6,97	6,97	6,97
в хвостах цианирования	6,4	5,45	5,45	5,0	4,5	4,1
Извлечение золота в раствор, %	8,18	21,81	21,81	28,26	35,44	41,18

Из результатов таблицы 7.4 следует, что при 6-ти минутной активации хвостов сорбционного выщелачивания концентрация цианида в растворе понижается до 0,005 %, что указывает на влияние сверхтонкого измельчения материала на количественный переход золота в раствор, при этом содержание золота в хвостах цианирования снижается до 4,0 г/т. Результаты экспериментов по изучению влияния продолжительности цианирования механоактивированного в течение 12 мин. исходного продукта подтверждают вывод о постепенном снижении содержания золота в

хвостах цианирования в зависимости от продолжительности агитации.

7.3 Оработка технологических параметров выщелачивания сверхтонкоизмельченных хвостов сорбционного выщелачивания в укрупнено-лабораторных условиях

Механоактивация при безреагентном вскрытии упорных продуктов обогащения способствует увеличению дефектности кристаллической решетки золотоносного материала без нарушения его химического состава, поэтому время активации может снижаться до необходимого предела, определяемого по степени извлечения золота. Материалом для выполнения экспериментов служили хвосты сорбции завода Доре (смесь гравитационного и флотационного концентратов, измельченных до 91,53 % класса меньше 0,074 мм). Содержание класса -10 мкм в исходном материале составило 40,58 %. Проведение экспериментов на материале, практически не имеющем свободного золота, позволяет более наглядно оценить влияние сверхтонкого измельчения на вскрытие тонкодисперсного ассоциированного золота. В опытах реализована схема сверхтонкого измельчения с последующим цианированием.

На рисунках 7.4 и 7.5 приведены результаты экспериментов по изучению влияния продолжительности цианирования механоактивированного в течение 12 мин. исходного продукта.

Полученные данные показывают постепенное снижение содержания золота в хвостах цианирования в зависимости от продолжительности выщелачивания. Наиболее низкое содержание золота в хвостах цианирования достигнуто после 48-ми часового цианирования (1,02 г/т) после добавления перед последними 6-ю часами агитации пероксида бария. Это свидетельствует о дефиците кислорода в цианистом растворе, который расходуется на реакции взаимодействия с продуктами деструкции сульфидов. При постановке опытов в лабораторных условиях оценить дефицит кислорода в процессе опыта и провести

необходимую коррекцию расхода пероксида бария в опыт не представлялось возможным.

В приведенных данных отмечается повышенный расход цианида при увеличении продолжительности цианирования. Уже после 6-ти часовой агитации расход цианида составил 5,45 кг/т и увеличился до 13,97 кг/т через 24 часа. При дальнейшем увеличении продолжительности цианирования расход цианида стабилизировался и составил 13,9 – 14,1 кг/т исходного продукта.

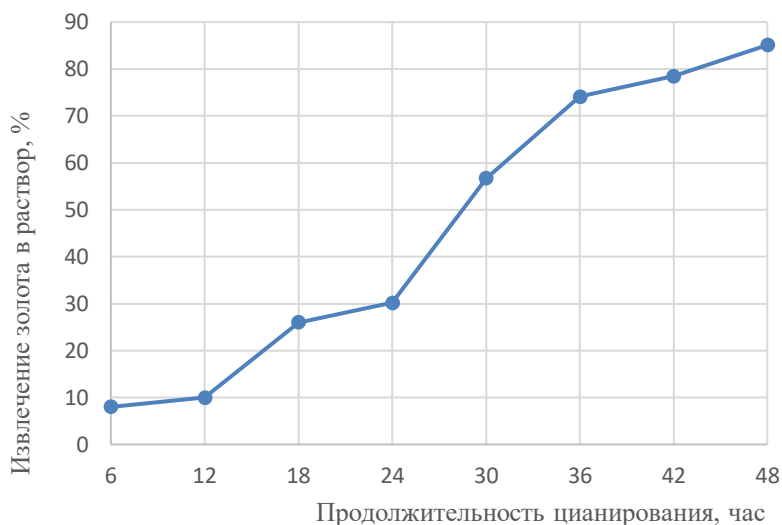


Рисунок 7.4. Влияние продолжительности цианирования на извлечение золота в раствор

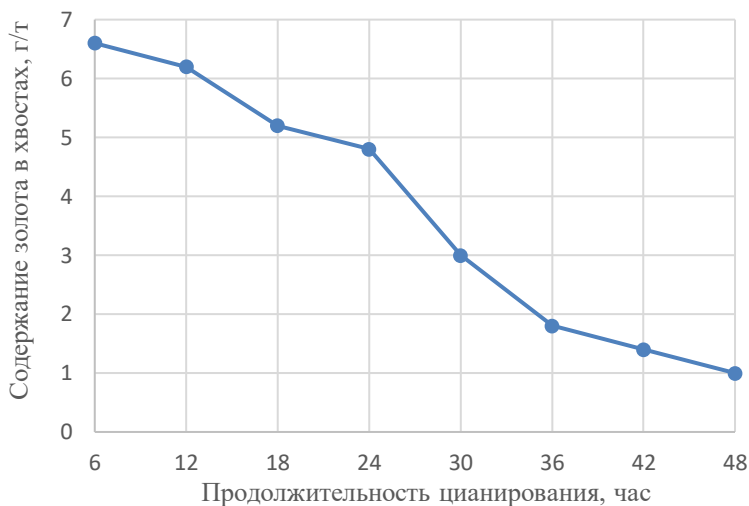


Рисунок 7.5. Зависимость содержания золота в кеке от продолжительности цианирования

Таким образом, применение механоактивационного измельчения для хвостов сорбции Акбакайского завода Доре приводит к вскрытию тонкодисперсного золота, которое, хотя и медленно, но растворяется при последующем цианировании. Крупность измельчения, оцениваемая по содержанию класса меньше 10 мкм, должна составлять 93 – 94 % класса 10 мкм. Получение хвостов цианирования с содержанием золота 1,02 г/т достигнуто после 12 минутной механоактивации и продолжительности выщелачивания не менее 48 часов. Извлечение золота в раствор составило 85,36 %.

7.4 Определение влияния предварительной ультразвуковой обработки на эффективность выщелачивания хвостов сорбции Акбакайского месторождения

Исследовано влияние предварительной ультразвуковой обработки на эффективность выщелачивания хвостов сорбции Акбакайского месторождения.

Использование ультразвука в технологии флотации связано с рядом специфических явлений, сопровождающихся распространением ультразвуковых колебаний в жидких средах.

Ультразвуковая обработка позволяет очищать поверхность рудных частиц от всевозможных минеральных покрытий. В работе [167] была показана возможность ультразвуковой очистки минералов от оксидов железа.

Кавитационная обработка является одним из электрофизических и электрохимических методов обработки материалов, жидкостей, пульп и т. д. и может быть использована в качестве инновационного метода интенсификации различных процессов [168].

Основные сепарационные процессы обогащения минерального сырья проводятся в жидкой среде. Ультразвуковое воздействие в жидкой фазе основано на возникновении кавитации. Некоторые эффекты кавитации используются при диспергировании, очистке поверхностей минералов от нежелательных примесей и плёнок, для усиления контрастности свойств минералов и т. д. В первую очередь диспергируются минералы осадочного происхождения, что используется для раскрытия сростков и агрегатов, содержащих золото. Из сульфидных минералов в сростании с золотом встречаются пирит, арсенопирит, пирротин, халькопирит и др., из несulfидных — чаще всего кварц, а также оксиды железа, барит, карбонатные минералы, углистые сланцы. Значительная часть тонкого золота при измельчении руд до обычной для фабрик крупности не вскрывается и остается в сростках с минералами-носителями.

На основе различия воздействия ультразвука по отношению к отдельным минералам, можно рассчитать время, необходимое для проведения дезинтеграции методом селективного разрушения «слабого» компонента. Освобождение (или вскрытие) золота из сростков и агрегатов позволит извлечь его в последующем.

Исследование по определению влияния предварительной ультразвуковой обработки на эффективность выщелачивания хвостов сорбции Акбакайского месторождения проводили на установке в ТОО «КРИЦ – НТК» (г.Степногорск).

Предварительной ультразвуковой обработке подвергались навески общей массой 1,0 кг, при Т:Ж = 1:3. Пульпа после ультразвуковой обработки при различном времени с интервалом 5 мин. подвергалась цианидному выщелачиванию.

Цианирование хвостов сорбции после ультразвуковой обработки проводилось в закрытых склянках, установленных на перемешивателе. В качестве окислителя использовался пероксид бария (BaO_2) в количестве 0,5–1,0 г на 100 г исходного продукта. Необходимая щелочность создавалась добавлением извести (CaO) активности 94 %.

Для вскрытия золота необходима предварительная подготовка материала со снятием пленок и обнажением тонкодисперсных вкраплений самородного золота. Применение ультразвука позволяет добиться наибольшего диспергирования материала, ускорения последующего седиментационного разделения и более полного выделения тонких классов, в том числе самородного золота.

В проведении экспериментов для ультразвуковой обработки материала хвостов обогащения применялся ультразвуковой генератор марки УЗГ 3-0.4, являющийся источником электрической энергии ультразвуковой частоты с подключенной к нему ванной, в которой обрабатывался исследуемый материал. При этом выдерживались следующие параметры: мощность генератора, кВт: выходная 0,4; потребляемая 1.1. Напряжение, В: выходное регулируемое 200; питающее сетевое 220.

Частота питающей сети – 50 Гц; частота генератора, регулируемая в ванне, – 19 кГц.

В таблице 7.5 приведены результаты выщелачивания хвостов сорбции после ультразвуковой обработки в течение 15 мин. при частоте 19 000 Гц.

Таблица 7.5. Результаты выщелачивания хвостов сорбции после ультразвуковой обработки

Условия и результаты \ Номера опытов	0	1	2	3	4
Продолжительность ультразвуковой обработки, мин.	0	2,5	5	10	15
Содержание класса –20 мкм, %	30,24	35,37	51,72	55,51	60,83
Продолжительность цианирования, час.	36	36	36	36	36
Навеска продукта в опыт, г.	1000	1000	1000	1000	1000
Отношение Ж: Т в цианировании	2:1	2 : 1	2 : 1	2 : 1	2 : 1
Концентрация KCN, %					
начальная	0,33	0,33	0,33	0,33	0,33
конечная	0,03	0,035	0,025	0,005	0,005
Расход KCN, кг/т	6,15	6,10	6,10	6,50	6,50
Расход в опыт:					
CaO, кг/т	15	15	15	15	15
BaO ₂ , г	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Активированный уголь, г	10	10	10	10	10
Содержание золота, г/т:					
в исходном	7,01	7,01	7,01	7,01	7,01
в хвостах цианирования	3,98	3,84	3,66	3,51	3,29
Извлечение золота в раствор, %	43,18	45,18	47,81	49,92	52,93

Результаты выщелачивания золота из хвостов сорбции после предварительной ультразвуковой обработки показывают повышение извлечения золота в раствор с 43,18 % (без применения ультразвука) до 52,93 %, что на 9,75 % выше показателей выщелачивания в базовом опыте. Повышение извлечения золота в раствор связано с освобождением (вскрытием) золота из сростков и агрегатов.

7.5 Исследования на обогатимость лежалых хвостов Кумыстинского месторождения

Установление форм нахождения золота в лежалых хвостах флотационного обогащения руд Кумыстинского месторождения. Исследование минерального состава золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты производилось оптико-минералогическими методами (в иммерсионных жидкостях, полированных брикетах, аншлифах) с привлечением рентгенофазового полуколичественного анализа, выполненного на аппарате D8 Advance (BRUKER), излучение α -Cu, напряжение на трубке 40/40.

Дифрактограмма пробы хвостов Кумыстинского месторождения представлена на рисунке 7.6.

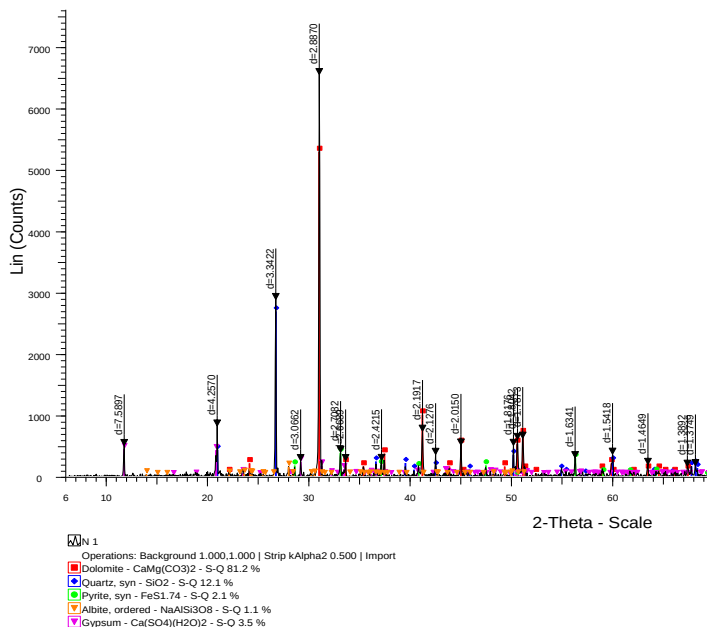


Рисунок 7.6. Дифрактограмма хвостов месторождения Кумысты

Результаты рентгенофазового анализа золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты приведены в таблице 7.6.

Таблица 7.6. Результаты рентгенофазового анализа золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты

Соединение	Формула	Содержание, %
Доломит	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	81,2
Кварц	SiO_2	12,1
Пирит	$\text{FeS}_{1,74}$	2,1
Гипс	$\text{Ca}(\text{SO}_4)(\text{H}_2\text{O})_2$	3,5
Альбит	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	1,1

По данным рентгенофазового анализа лежалых хвостов показали в пробе присутствуют: доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, кварц SiO_2 , пирит $\text{FeS}_{1,74}$, гипс $\text{Ca}(\text{SO}_4)(\text{H}_2\text{O})_2$ и альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$.

Проведен атомно-эмиссионный качественный спектральный анализ хвостов месторождения Кумысты на дифракционном спектрографе ДФС-13.

Результаты атомно-эмиссионного спектрального анализа показали присутствие в пробах хвостов в большом количестве Fe, Si, Al, Mg и Ca, приблизительно 1,5 г/т Au и 0,003 г/т Ag, интенсивные линии Ti, Mn, а также незначительное количество Cu, Zn, Pb, Sb и As и других примесей.

Минералогический анализ пробы золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты проведен с использованием микроскопа МИН-8 (проходящий свет) и инвертированного микроскопа Deica (отраженный свет). В пробе хвостов минералогическим анализом были определены следующие минералы:

- кварц $\alpha\text{-SiO}_2$ – бесцветный, анизотропный, оптически одноосный положительный $O(+)$ с показателем преломления $N \sim 1,545$;

- кальцит CaCO_3 – бесцветный, анизотропный, оптически одноосный отрицательный $O(-)$ с показателем преломления $N_e \sim 1,480$, $N_o \sim 1,654$;

- минерал группы полевых шпатов альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ – бесцветный, анизотропный, оптически двуосный отрицательный $2V(-)$ с показателем преломления $N \sim 1,520$;

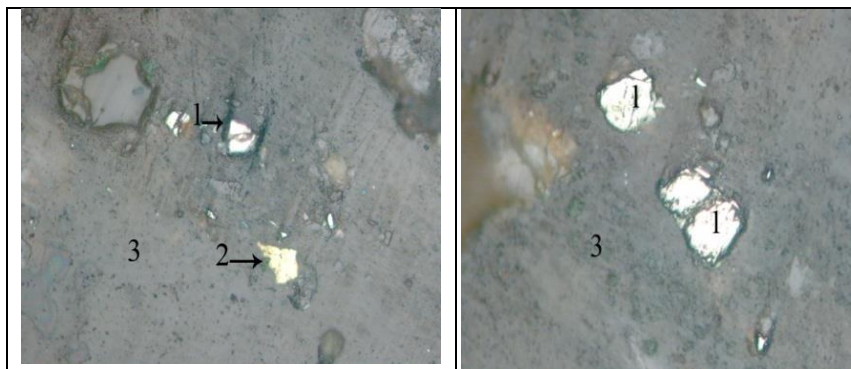
- гидроксиды железа;

- мусковит тонкодисперсный $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_8$;

- доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ – бесцветный, анизотропный, оптически одноосный, отрицательный $O(-)$ с показателем преломления $N_e \sim 1,502$, $N_o \sim 1,679$.

- сфалерит ZnS – бесцветный, изотропный с показателем преломления $N \sim 2,34$.

В отраженном свете в полированном шлифе золотосодержащих хвостов определены следующие минералы: пирит FeS_2 – латунно-желтого цвета, халькопирит CuFeS_2 (рисунок 7.7).



1 - пирит FeS_2 ; 2 - халькопирит CuFeS_2 ; 3 – полистирол

Рисунок 7.7. Результаты минералогического анализа
лежалых хвостов месторождения Кумысты

Результаты химического анализа пробы хвостов месторождения Кумысты представлены в таблице 7.7. По данным химического анализа проба содержит, %: Au - 2,3 г/т; Ag - 2,75 г/т; Fe_2O_3 - 16,45; Si - 0,49; SiO_2 - 25,6; Al_2O_3 - 14,90.

Таблица 7.7. Результаты химического анализа хвостов месторождения Кумысты

Наименование продукта	Содержание, %									
	Au, г/т	Ag, г/т	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CaO	MgO	Cu	K_2O	Na_2O
Исходные лежалые хвосты	2,2	2,7	14,9	25,6	16,5	17,0	11,6	0,47	3,5	3,1

Растровая электронная микроскопия и микроанализ золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты. Пробы хвостов исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Пробы образцов размещались на двусторонней клейкой электропроводящей углеродной ленте фирмы NISSHIN EM Co. LTD.

Для исключения разлета частиц внутри микроанализатора эти частицы закреплялись на ленте путем получения неплотной «дорожки» порошка таким образом, чтобы каждая частица прикреплялась по отдельности без образования так называемых «монолитных» участков и без их сплошного закрепления. Все держатели монтировались на большой предметный стол микроанализатора под приблизительно одинаковый отступ от среза держателей. Таким образом, создавались одинаковые экспериментальные условия наблюдения и измерения всех образцов.

В связи с тем, что исследуемые порошки имеют недостаточную электропроводность, на них накапливается заряд от электронного пучка. Этот факт приводит к появлению эффектов размазывания изображения и для снижения этого эффекта основная часть РЭМ-снимков производилась в режиме обратнорассеянных электронов (COMPO), который минимизирует ухудшение разрешения и дает более качественные изображения таких порошков по сравнению с режимом наблюдений съемки во вторичных изображениях (SEI).

Во всех случаях наблюдения и накопления данных был выбран ток пучка порядка 10 нА, отвечающий достаточной скорости накопления данных. На рисунке 7.8 показаны примеры РЭМ изображений частиц хвостов месторождения Кумысты, представляющие собой монолитные и агломерированные частицы, а также мелкодисперсные частицы микронного масштаба.

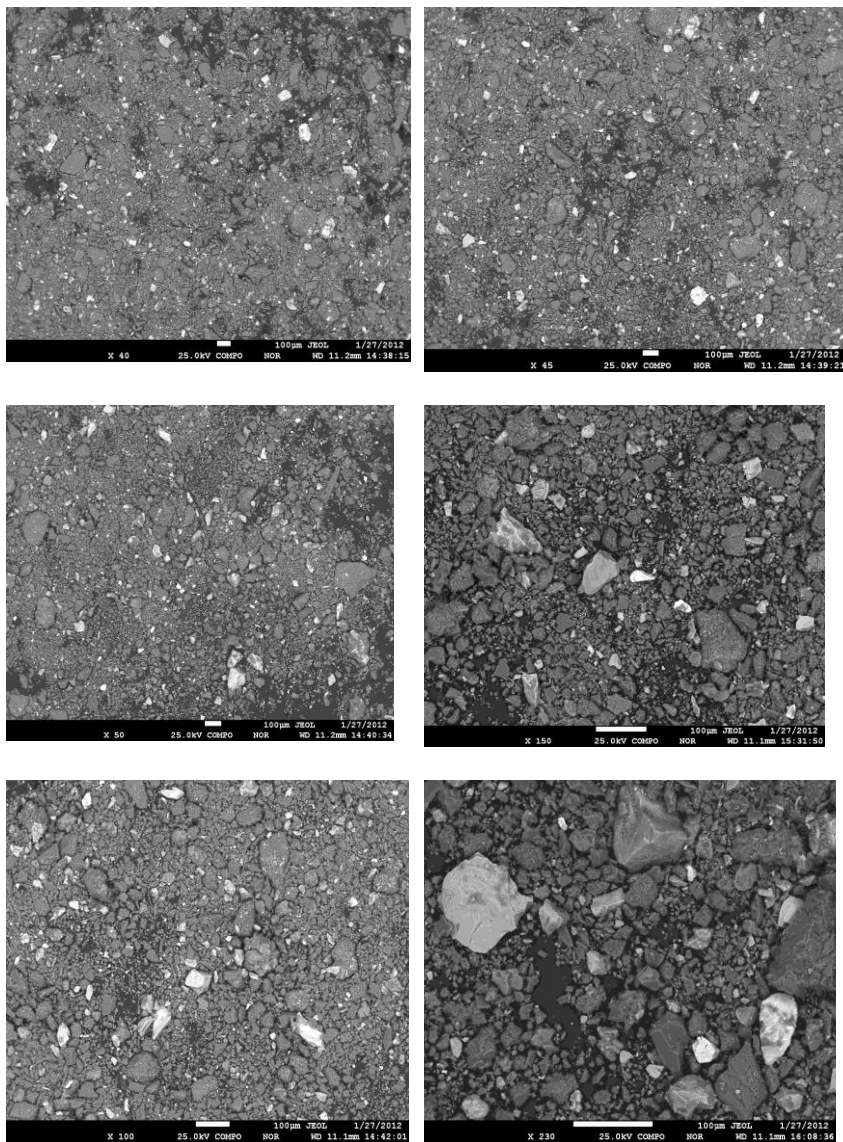
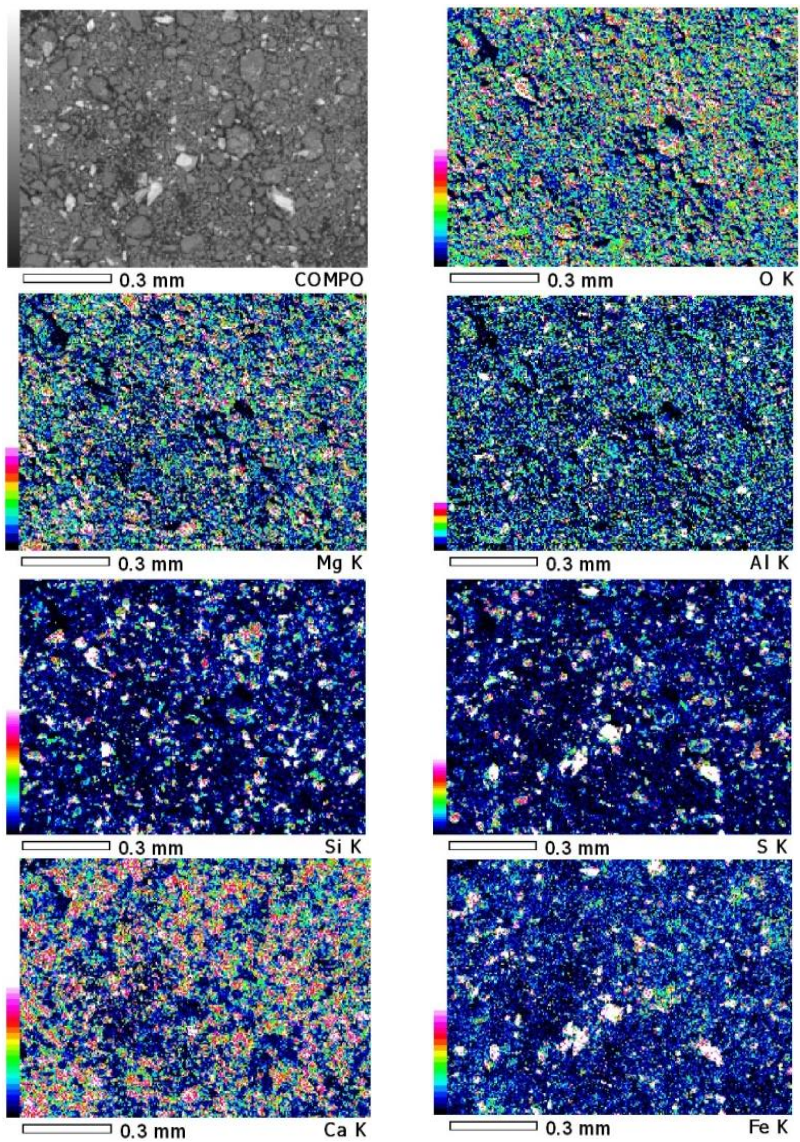


Рисунок 7.8. Примеры РЭМ изображений частиц золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты



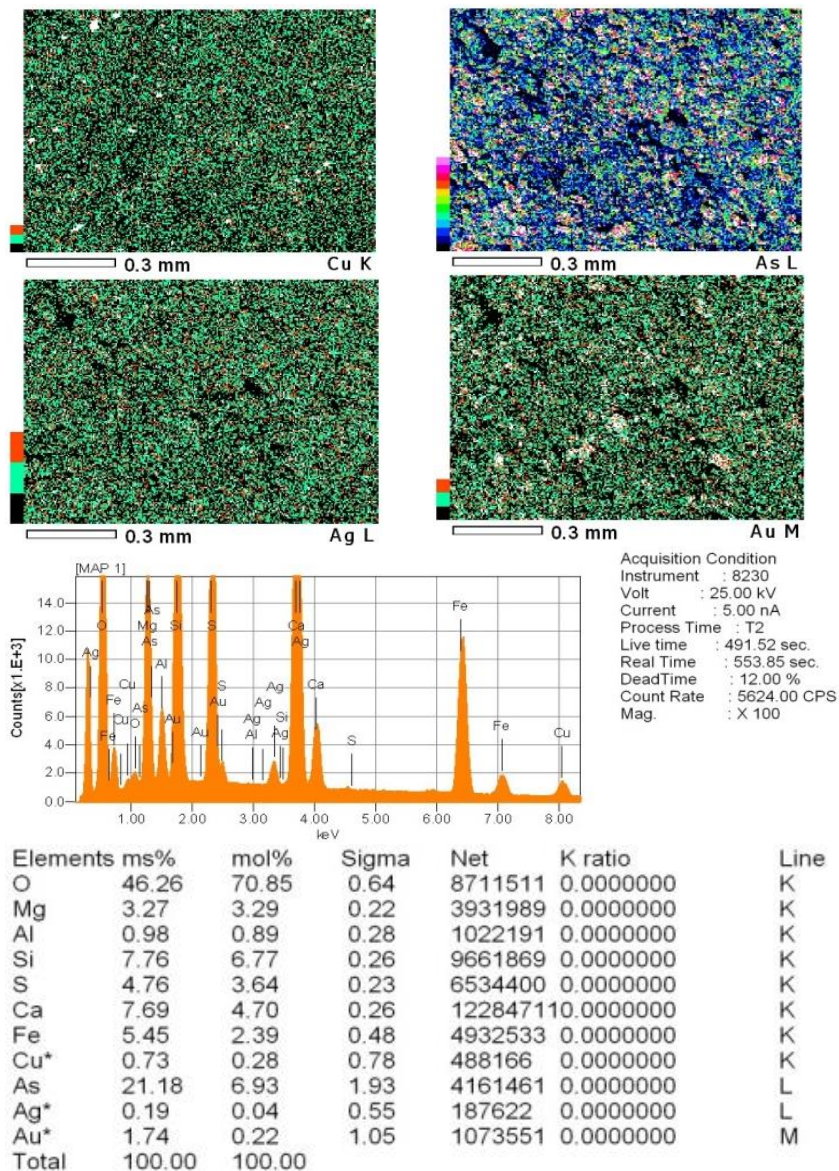


Рисунок 7.9. Микроанализ с площади пробы хвостов месторождения Кумысты (увеличение x100)

На рисунке 7.9 приведены результаты энергодисперсионной спектроскопии (ЭДС-анализа) «с площади» исследованного образца золотосодержащих хвостов при увеличении $\times 100$, которые позволяют оценивать концентрацию элементов на поверхности пробы. Как видно из данных ЭДС-анализа, в пробе хвостов месторождения Кумысты присутствуют мелкие частицы микронного масштаба, на фоне которых видны неправильной формы зерна, представляющие собой сульфидные и окисленные соединения железа, кремния, мышьяка, сурьмы, меди, алюминия, магния и кальция, содержащие включения золота и серебра.

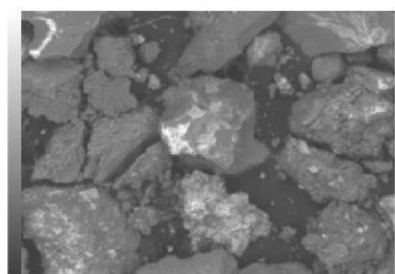
Для определения гранулометрического состава материала проведен ситовый анализ хвостов месторождения Кумысты, результаты которого приведены в таблице 7.8.

Пробы различных классов крупности (пробы № 1-5) хвостов флотационного обогащения были исследованы с применением растровой электронной микроскопии.

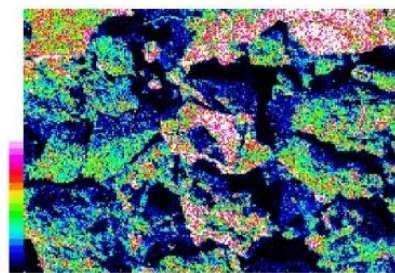
Таблица 7.8. Результаты ситового анализа хвостов месторождения Кумысты и распределение золота по классам крупности

№ про-бы	Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
1	+0,2	2,42	1,16	1,22
2	-0,2+0,1	6,23	1, 1	3,14
3	-0,1+0,071	17,4	1,5	12,34
4	-0,071+0,045	13,25	1,5	9,40
5	-0,045+0	60,7	2,6	73,9
	ИТОГО	100	2,2	100

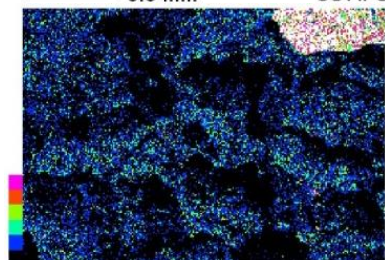
Результаты ЭДС-анализа «с площади» проб № 1-5 хвостов месторождения Кумысты (при увеличении $\times 100$), приведенные на рисунках 7.10-7.14, показывают распределение примесей в данных пробах.



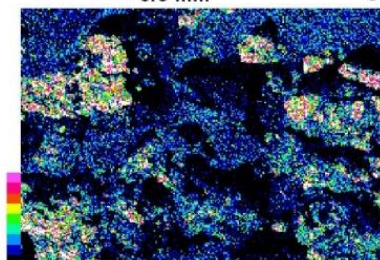
0.3 mm COMPO



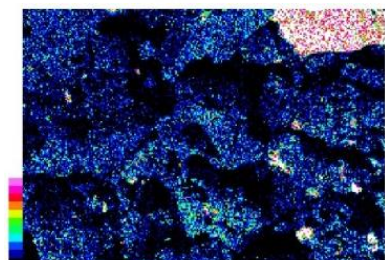
0.3 mm O K



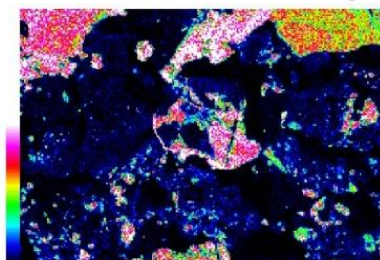
0.3 mm Na K



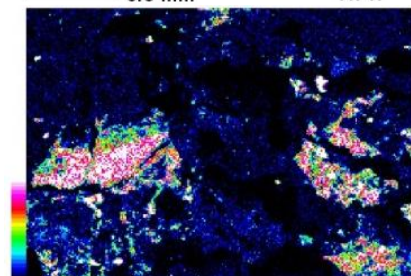
0.3 mm Mg K



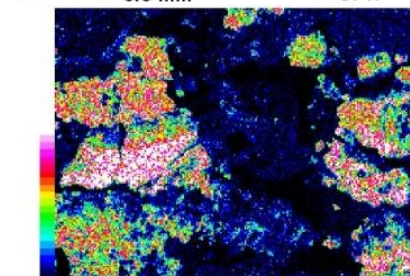
0.3 mm Al K



0.3 mm Si K



0.3 mm S K



0.3 mm Ca

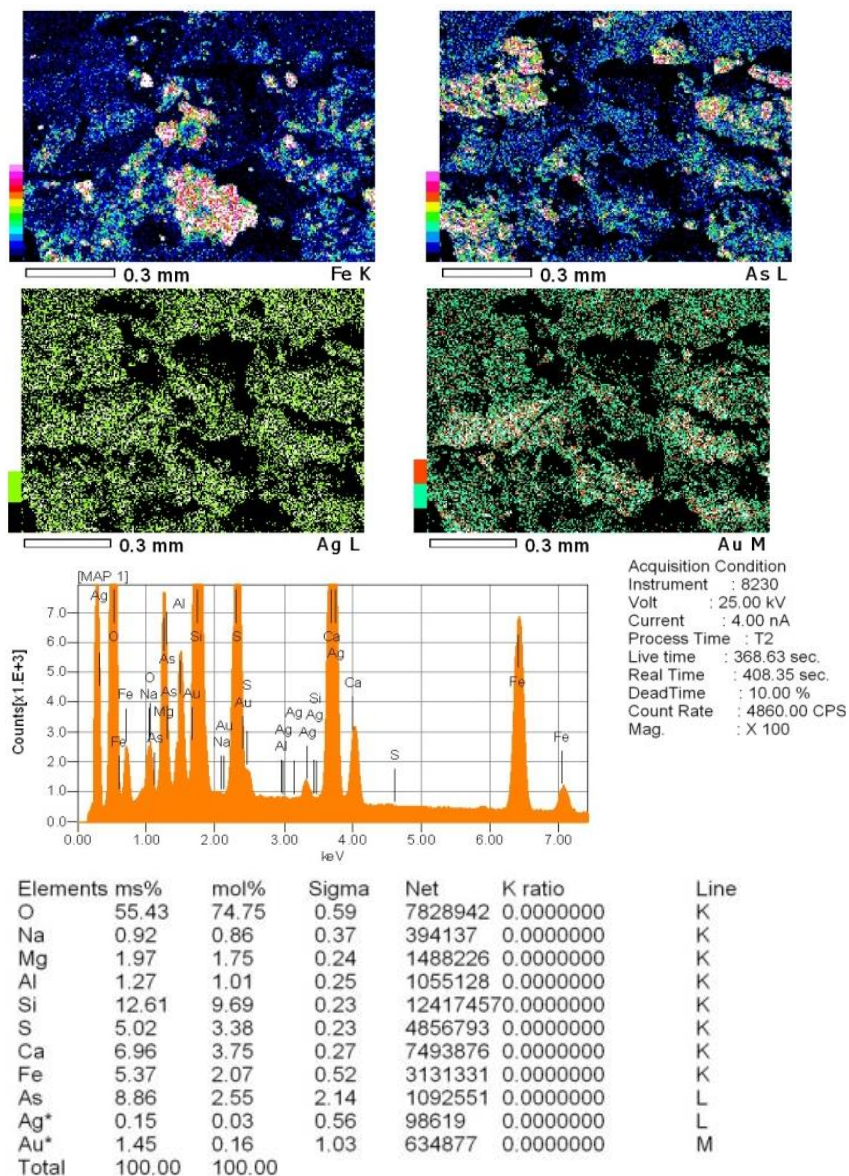
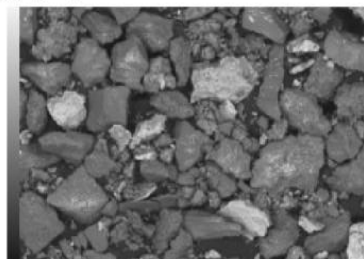


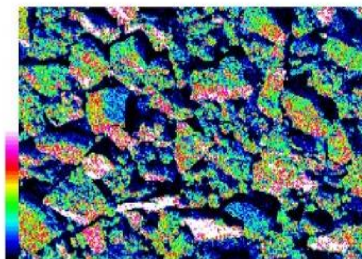
Рисунок 7.10. Микроанализ с площади пробы № 1 (увеличение 100)

MAP 1



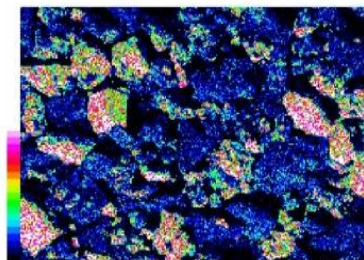
0.3 mm

COMPO



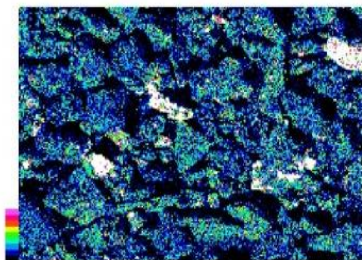
0.3 mm

O K



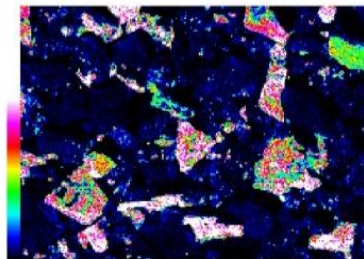
0.3 mm

Mg K



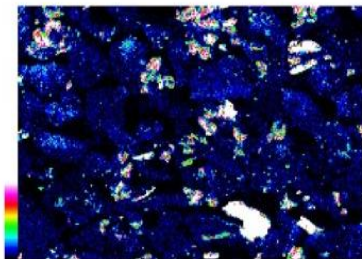
0.3 mm

Al K



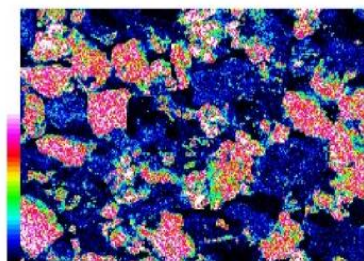
0.3 mm

Si K



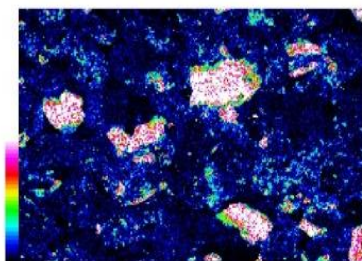
0.3 mm

S K



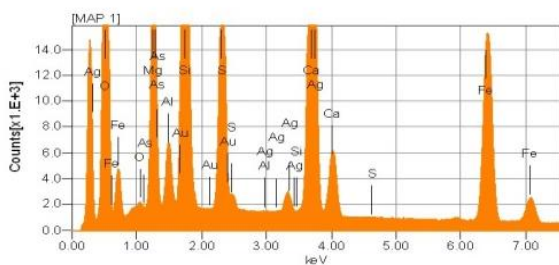
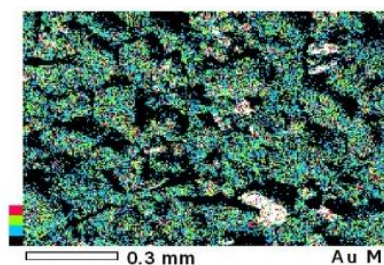
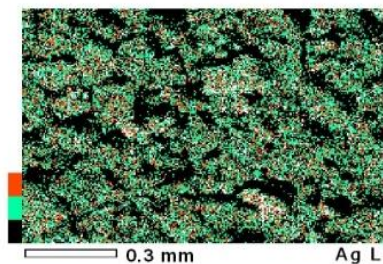
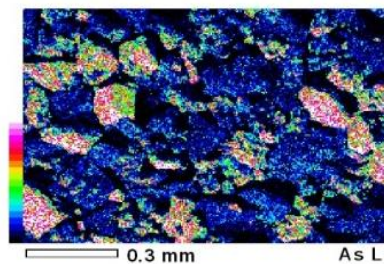
0.3 mm

Ca K



0.3 mm

Fe K

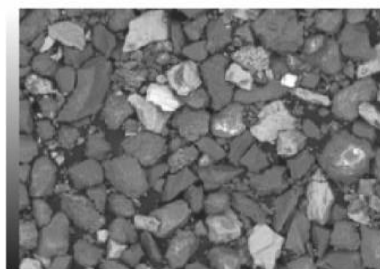


Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 7.10 nA
Process Time : T2
Live time : 491.52 sec.
Real Time : 555.75 sec.
DeadTime : 12.00 %
Count Rate : 5500.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	51.16	73.10	0.56	126756350.0000000		K
Mg	3.13	2.95	0.21	4477203.00000000		K
Al*	0.74	0.62	0.25	1019601.00000000		K
Si	11.20	9.11	0.23	185165110.0000000		K
S	3.65	2.60	0.21	6276740.0000000K		
Ca	7.49	4.27	0.24	148110480.0000000		K
Fe	6.44	2.64	0.46	7015047.00000000		K
As	14.92	4.55	1.88	3480890.00000000		L
Ag*	0.17	0.04	0.51	212727.00000000		L
Au*	1.10	0.13	0.97	848419.00000000		M
Total	100.00	100.00				

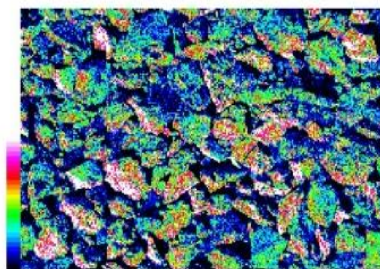
Рисунок 7.11. Микроанализ с площади пробы № 2
(увеличение x100)

MAP 1



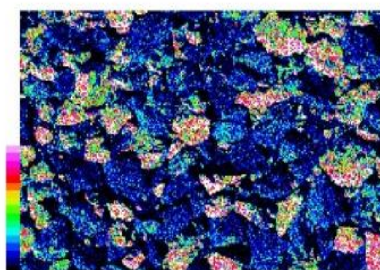
0.3 mm

COMPO



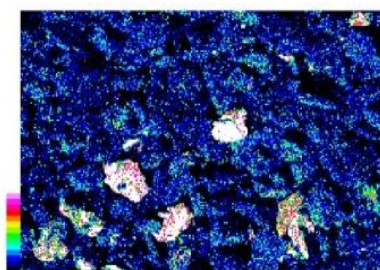
0.3 mm

O K



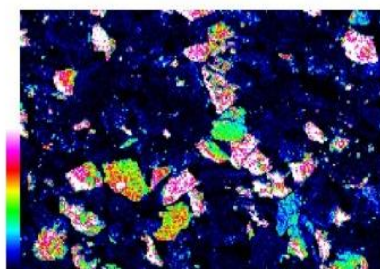
0.3 mm

Mg K



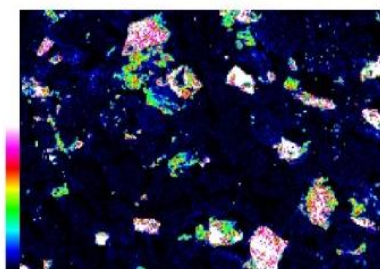
0.3 mm

Al K



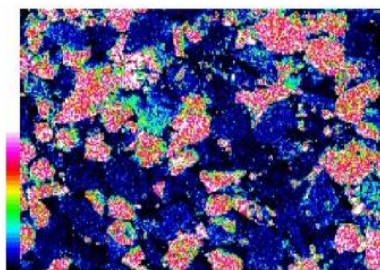
0.3 mm

Si K



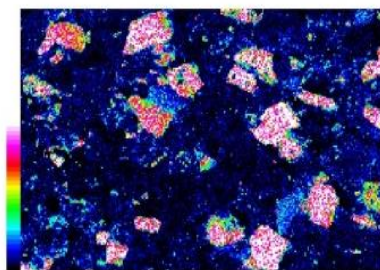
0.3 mm

S K



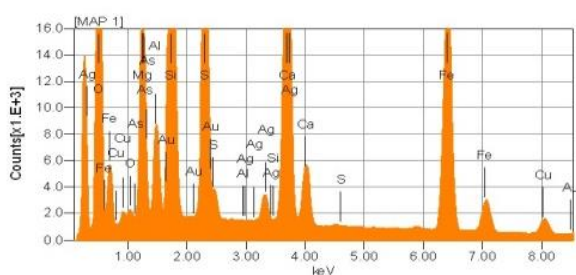
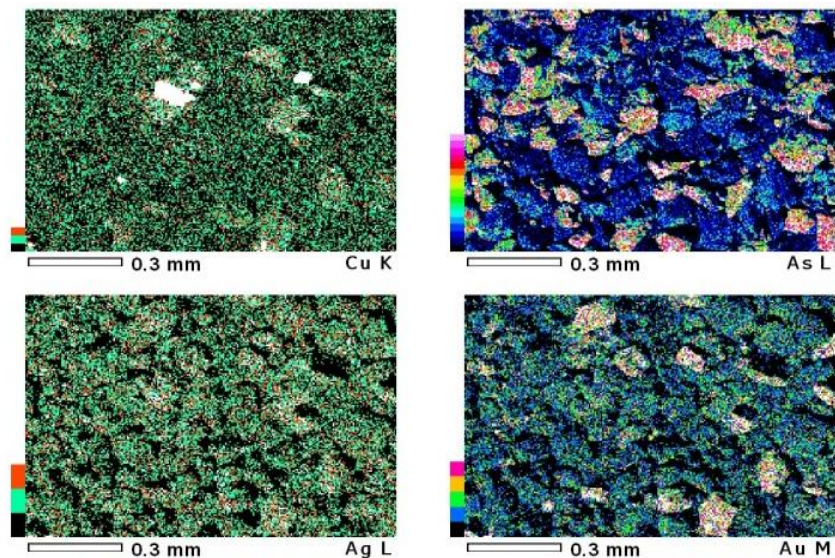
0.3 mm

Ca K



0.3 mm

Fe K

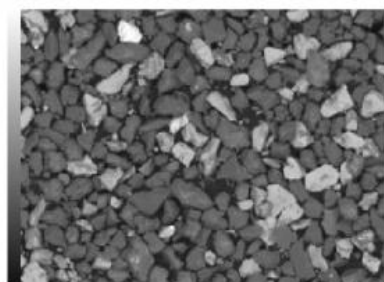


Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 6.00 nA
Process Time : T2
Live time : 491.52 sec.
Real Time : 557.48 sec.
DeadTime : 12.00 %
Count Rate : 7491.00 CPS
Mag. : X 100

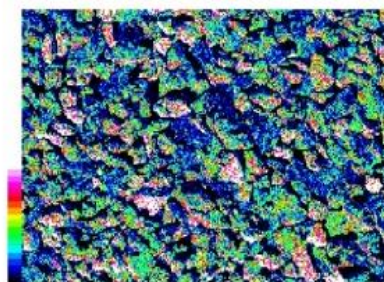
Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	46.09	69.44	0.58	9167284	0.0000000	K
Mg	3.03	3.00	0.21	3581929	0.0000000	K
Al*	1.11	0.99	0.25	1264929	0.0000000	K
Si	9.89	8.48	0.23	133841600	0.0000000	K
S	6.31	4.75	0.21	9034525	0.0000000	K
Ca	6.87	4.13	0.25	112158750	0.0000000	K
Fe	8.24	3.56	0.46	7529059	0.0000000	K
Cu*	0.75	0.28	0.78	486217	0.0000000	K
As	15.91	5.12	1.88	3076453	0.0000000	L
Ag*	0.15	0.03	0.52	148602	0.0000000	L
Au*	1.65	0.20	0.97	1059797	0.0000000	M
Total	100.00	100.00				

Рисунок 7.12. Микроанализ с площади пробы № 3
(увеличение x100)

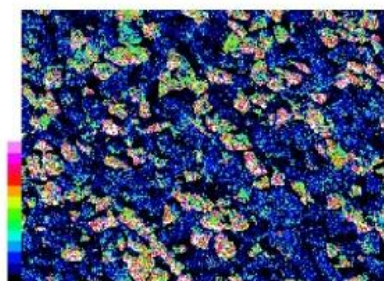
MAP 1



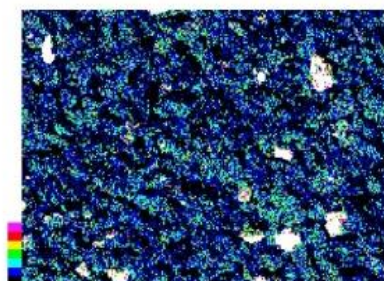
0.3 mm COMPO



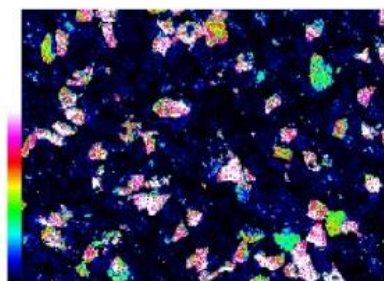
0.3 mm O K



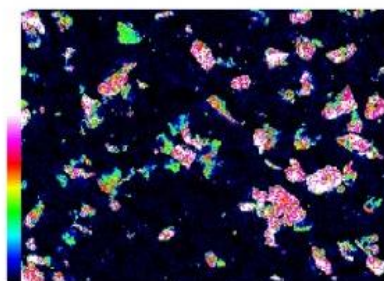
0.3 mm Mg K



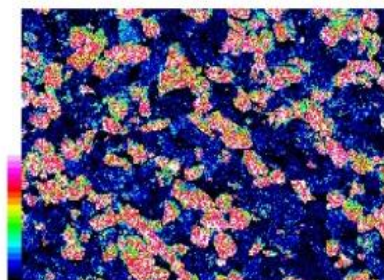
0.3 mm Al K



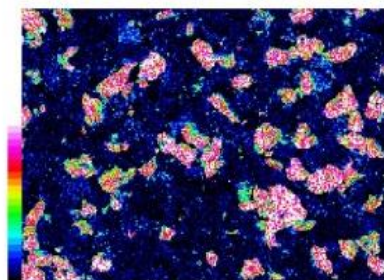
0.3 mm Si K



0.3 mm S K



0.3 mm Ca K



0.3 mm Fe K

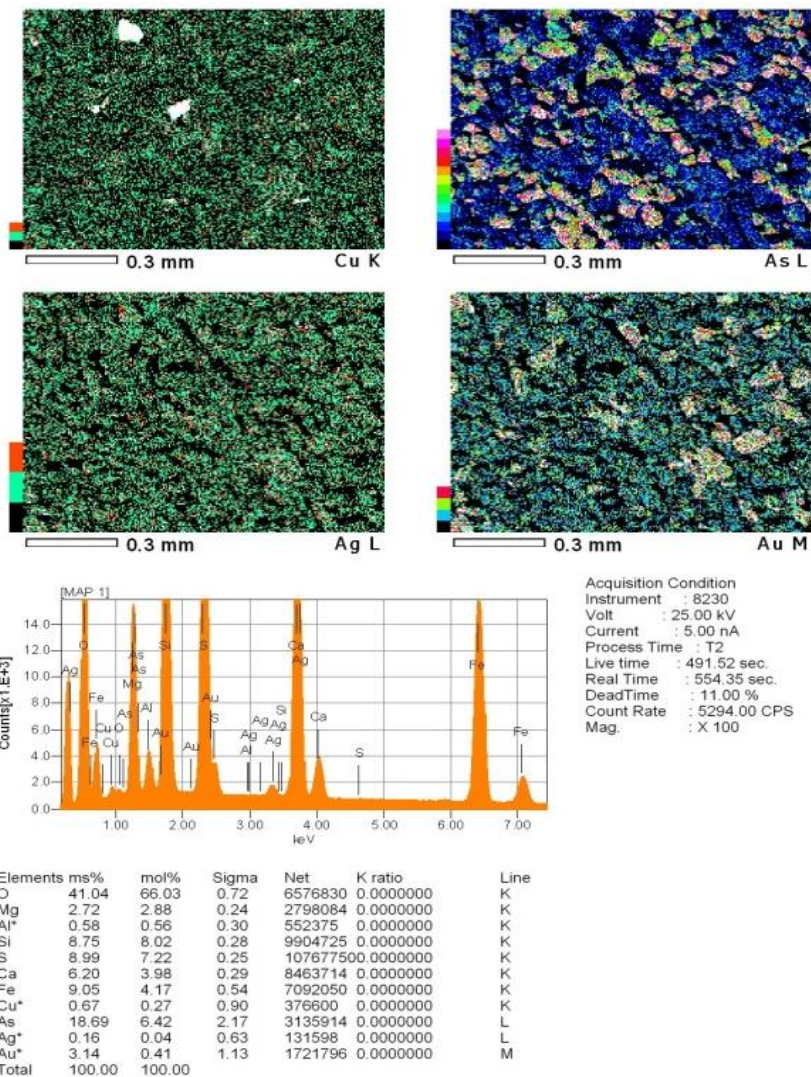
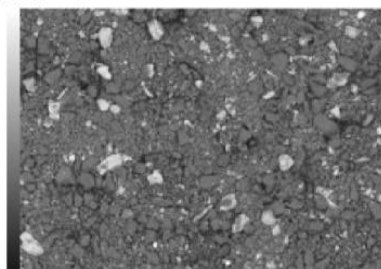


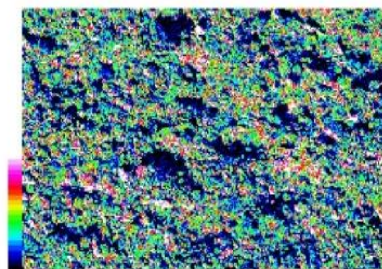
Рисунок 7.13. Микроанализ с площади пробы № 4
(увеличение 100)

MAP 1



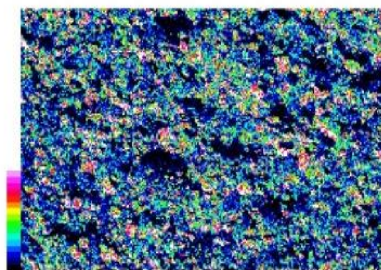
0.3 mm

COMPO



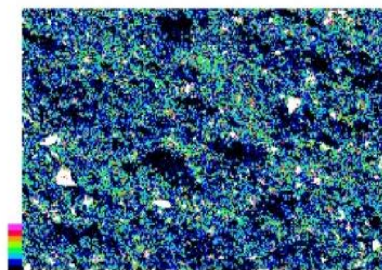
0.3 mm

O K



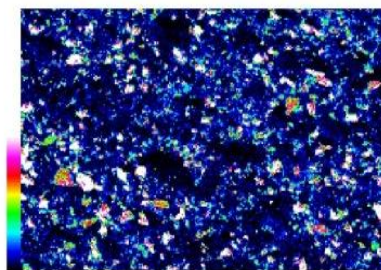
0.3 mm

Mg K



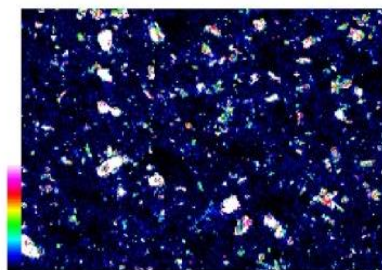
0.3 mm

Al K



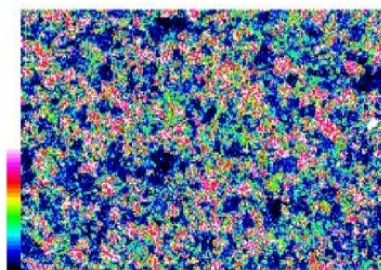
0.3 mm

Si K



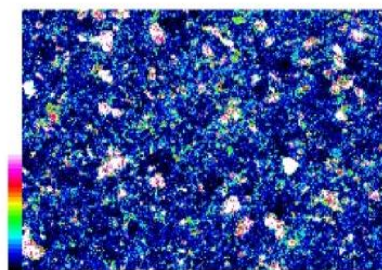
0.3 mm

S K



0.3 mm

Ca K



0.3 mm

Fe K

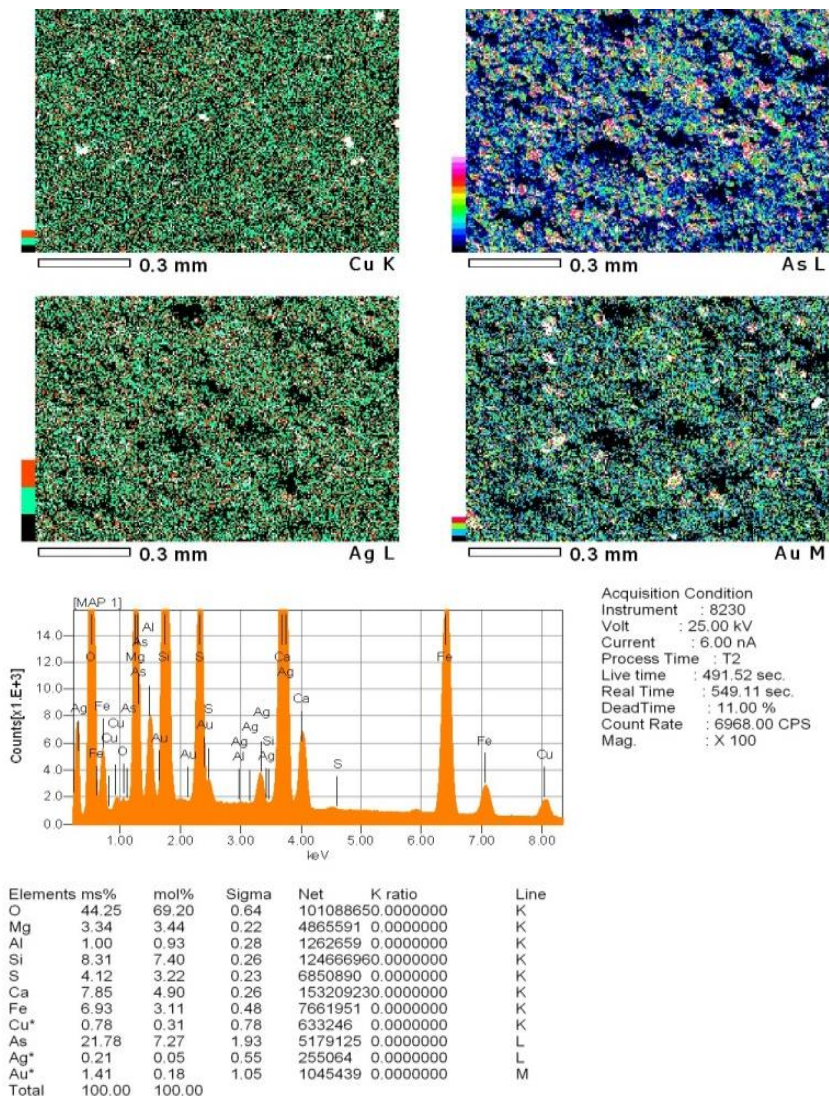


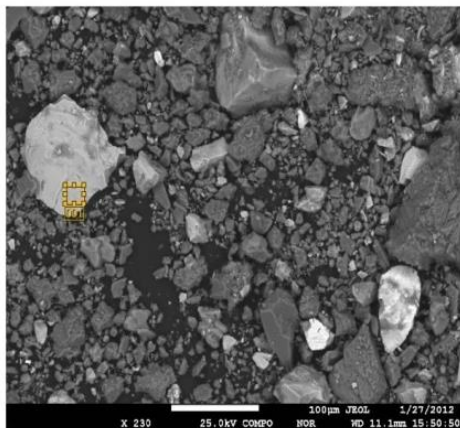
Рисунок 7.14. Микроанализ с площади пробы № 5
(увеличение x100)

Полученные данные ЭДС-анализа (рисунки 7.10-7.14) показали, что наибольшее содержание золота обнаружено в пробе № 4 (класс $-0,071+0,045$ мм), которое составляет 3,14 %. В остальных пробах содержание золота находится в пределах 1,10-1,65 %.

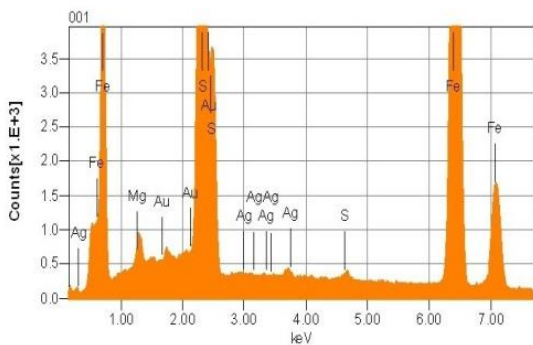
В пробе № 4 наблюдаются также максимальные концентрации по сравнению с другими пробами: железа – 9,05 %, мышьяка – 18,69 %, серы – 8,99 %. Тем не менее, в данной пробе содержится меньше по сравнению с другими классами крупности кремния – 8,75 %, магния – 2,72 %, алюминия – 0,58 % и кислорода – 41,02 %.

Отмеченные различия, вероятно, можно объяснить тем, что в классе крупности $-0,071+0,045$ мм присутствует большее количество пирита FeS_2 и арсенопирита FeAsS , содержащих включения золота, чем в других классах крупности. В то же время в данном классе содержится меньше пустой породы, представленной доломитом и кварцем.

С целью идентификации минералов, содержащихся в лежалых хвостах месторождения Кумысты, проведены исследования с помощью энергодисперсионной спектроскопии (ЭДС-анализа) «в точке» электронного зонда. Результаты ЭДС-анализа приведены на рисунках 7.15-7.24.



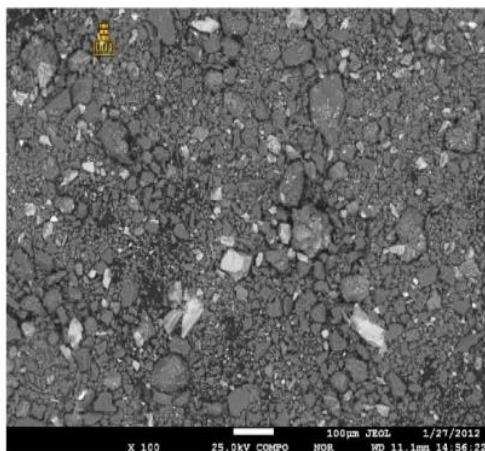
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 230
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



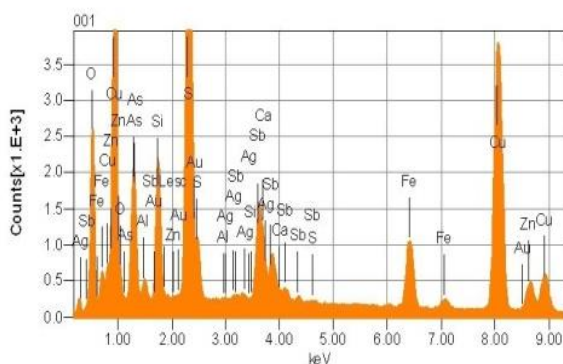
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 7.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.00 sec.
Real Time : 64.18 sec.
DeadTime : 22.00 %
Count Rate : 19875.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
Mg	nd	nd				K
S	57.72	70.86	0.98	413673	0.4870988	K
Fe	36.09	25.43	2.07	149256	0.3187885	K
Ag	nd	nd				L
Au*	18.58	3.71	3.50	74809	0.1485285	M
Total	112.39	100.00				

Рисунок 7.15. ЭДС-анализ пирита



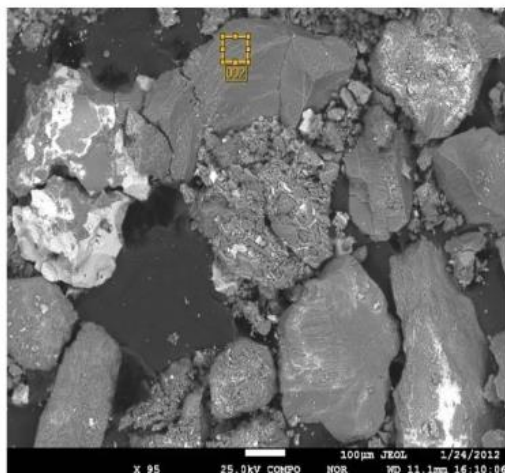
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 100
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



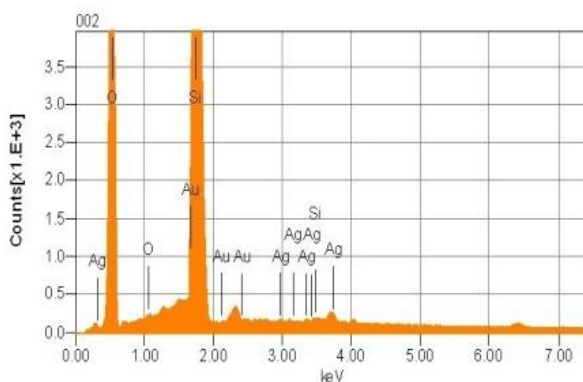
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 5.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.08 sec.
Real Time : 59.96 sec.
DeadTime : 17.00 %
Count Rate : 10699.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	18.51	42.61	1.90	11160	0.1215659	K
Al*	0.61	0.83	0.51	2015	0.0023407	K
Si	3.07	4.03	0.45	12636	0.0156037	K
S	19.75	22.68	0.43	87400	0.1527502	K
Ca*	2.45	2.25	0.57	11999	0.0228637	K
Fe	3.81	2.51	0.78	11366	0.0360331	K
Cu	24.44	14.16	1.40	48670	0.2288965	K
Zn	3.39	1.91	1.69	5936	0.0326717	K
As	9.66	4.75	1.25	17056	0.0387484	L
Ag*	0.14	0.05	1.07	401	0.0009348	L
Sb	8.98	2.72	1.67	22961	0.0755347	L
Au*	8.11	1.52	1.80	17322	0.0510450	M
Total	102.91	100.00				

Рисунок 7.16. ЭДС-анализ халькопирита



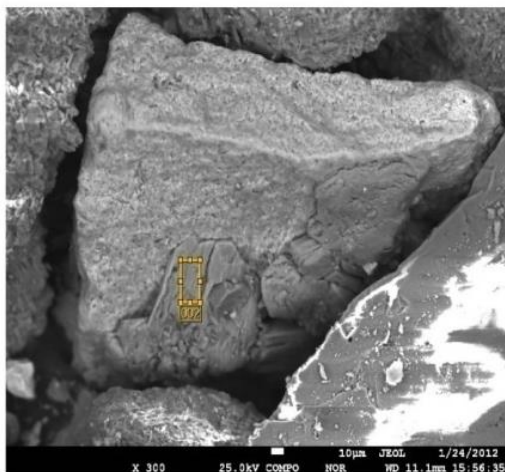
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 95
Date : 2012/01/24
Pixel : 1280 x 960



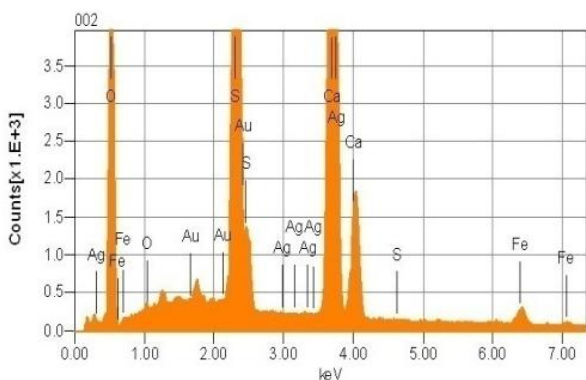
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 2.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.01 sec.
Real Time : 59.18 sec.
DeadTime : 16.00 %
Count Rate : 9853.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	55.69	73.89	2.07	62770	0.5438261	K
Si	34.52	26.09	0.49	265625	0.2609042	K
Ag*	0.09	0.02	1.65	353	0.0006548	L
Au	nd	nd				M
Total	90.30	100.00				

Рисунок 7.17. ЭДС-анализ кварца



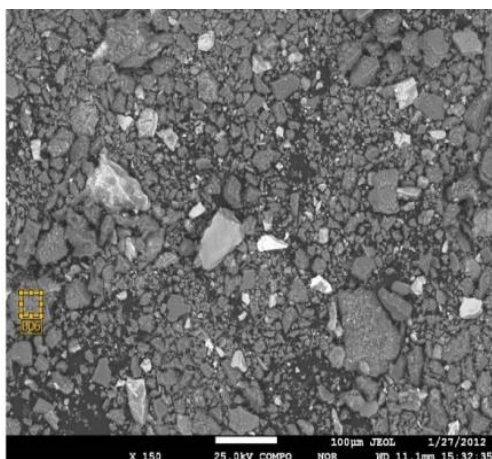
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 300
Date : 2012/01/24
Pixel : 1280 x 960



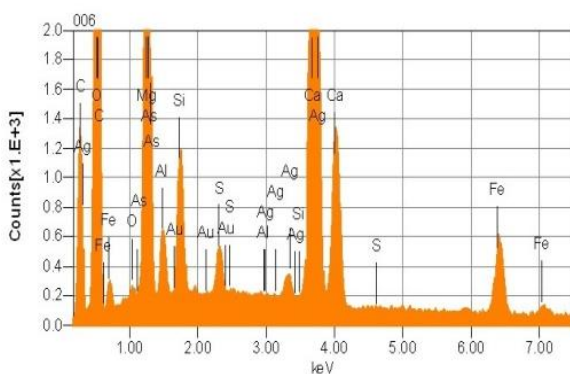
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 4.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.03 sec.
Real Time : 59.30 sec.
DeadTime : 16.00 %
Count Rate : 11455.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	70.18	75.64	3.47	36155	0.3058868	K
S	25.11	13.50	0.43	173979	0.2361686	K
Ca	22.71	9.77	0.57	143674	0.2126349	K
Fe*	0.92	0.29	1.09	3114	0.0076686	K
Ag*	0.40	0.06	1.23	1578	0.0028564	L
Au*	8.49	0.74	1.71	29908	0.0684543	M
Total	127.81	100.00				

Рисунок 7.18. ЭДС-анализ гипса



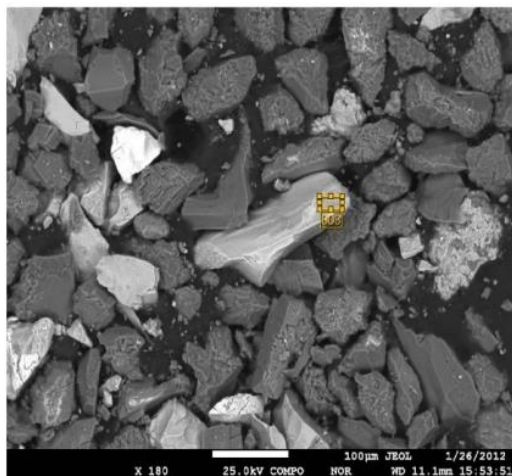
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 150
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



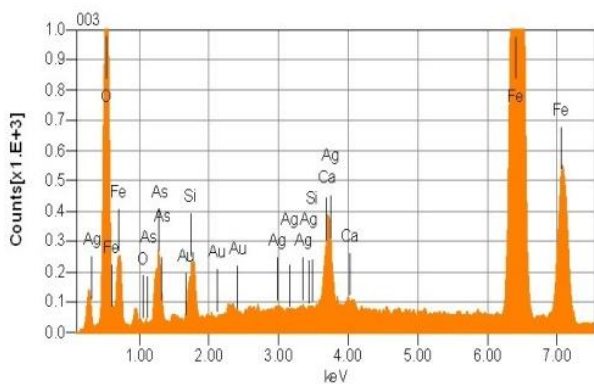
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 3.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.02 sec.
Real Time : 57.39 sec.
DeadTime : 13.00 %
Count Rate : 7385.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
C*	7.50	14.88	2.36	2914	0.0137109	K
O	45.90	68.36	1.29	37775	0.2627074	K
Mg	5.65	5.53	0.25	32585	0.0256371	K
Al	0.30	0.26	0.28	1648	0.0012223	K
Si	0.95	0.81	0.25	6443	0.0050796	K
S*	0.34	0.26	0.23	2712	0.0030261	K
Ca	10.50	6.24	0.25	89194	0.1085114	K
Fe	1.36	0.58	0.50	5948	0.0120391	K
As	9.46	3.01	0.55	35377	0.0513148	L
Ag*	0.17	0.04	0.53	965	0.0014364	L
Au*	0.25	0.03	1.01	872	0.0016414	M
Total	82.38	100.00				

Рисунок 7.19. ЭДС-анализ доломита



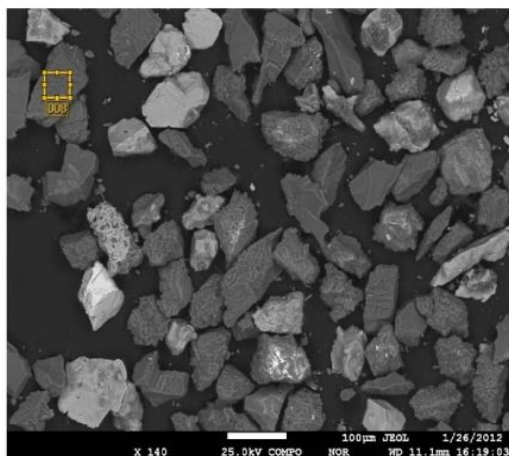
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 180
Date : 2012/01/26
Pixel : 1280 x 960



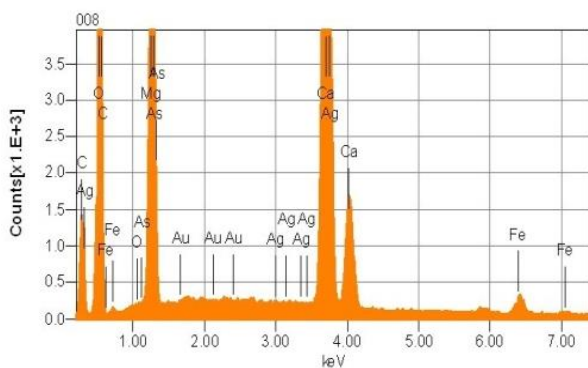
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 2.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.03 sec.
Real Time : 55.39 sec.
DeadTime : 10.00 %
Count Rate : 3048.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	12.36	60.26	0.65	8745	0.1521904	K
Si	0.51	1.40	0.30	1268	0.0025012	K
Ca	0.78	1.52	0.26	2796	0.0085112	K
Fe	25.09	35.04	0.50	46817	0.2371379	K
As	1.64	1.71	0.96	1515	0.0055005	L
Ag*	0.09	0.07	0.56	207	0.0007702	L
Au	nd	nd				M
Total	40.48	100.00				

Рисунок 7.20. ЭДС-анализ гидроксида железа



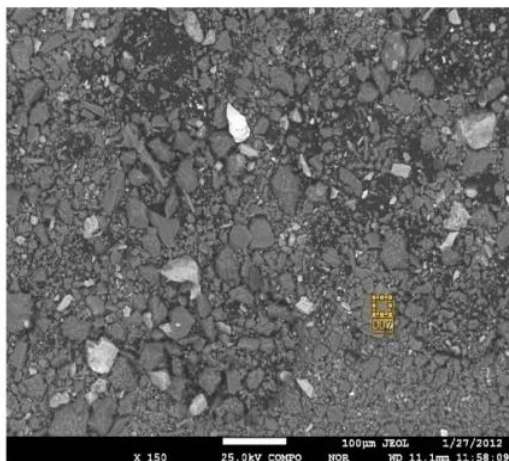
Volt : 25.00 kV
 Mag. : x 140
 Date : 2012/01/26
 Pixel : 1280 x 960



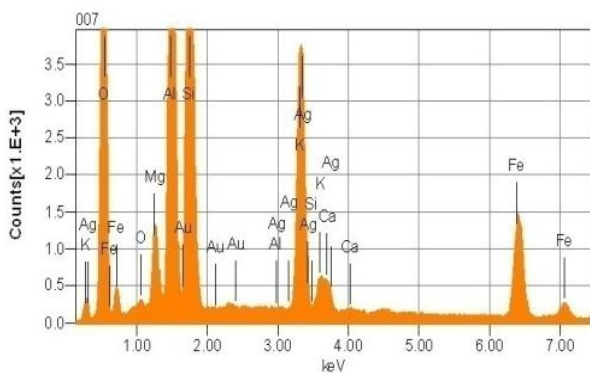
Acquisition Condition
 Instrument : 8230
 Volt : 25.00 kV
 Current : 6.00 nA
 Process Time : T3
 Live time : 50.00 sec.
 Real Time : 57.82 sec.
 DeadTime : 13.00 %
 Count Rate : 8181.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
C	8.39	15.70	2.72	3382	0.0159634	K
O	47.05	66.10	1.75	34044	0.2375377	K
Mg	6.91	6.39	0.29	40492	0.0319616	K
Ca	14.23	7.98	0.30	121085	0.1477916	K
Fe*	0.65	0.26	0.59	2819	0.0057254	K
As	11.72	3.52	0.64	44505	0.0647657	L
Ag*	0.27	0.06	0.62	1520	0.0022691	L
Au*	0.03	0.00	1.14	123	0.0002316	M
Total	89.25	100.00				

Рисунок 7.21. ЭДС-анализ кальцита



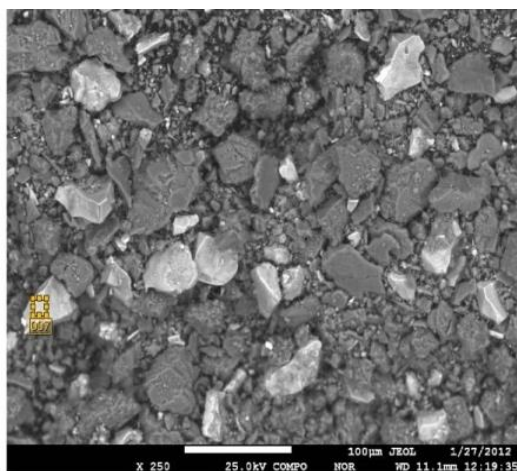
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 150
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



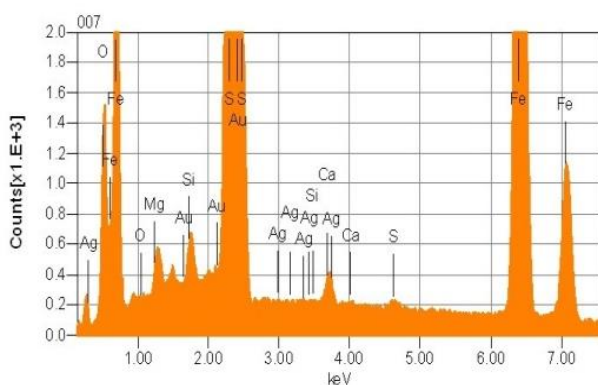
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 5.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.01 sec.
Real Time : 59.57 sec.
DeadTime : 16.00 %
Count Rate : 9495.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	47.75	70.81	1.44	47514	0.3894269	K
Mg	1.26	1.23	0.39	6195	0.0057440	K
Al	11.96	10.52	0.33	76972	0.0672751	K
Si	13.65	11.53	0.38	84275	0.0783088	K
K	5.39	3.27	0.41	36520	0.0548534	K
Ca*	0.60	0.36	0.45	3922	0.0056227	K
Fe	4.89	2.08	0.82	17404	0.0415141	K
Ag*	0.94	0.21	0.90	4072	0.0071413	L
Au*	0.02	0.00	1.72	60	0.0001323	M
Total	86.46	100.00				

Рисунок 7.22. ЭДС-анализ мусковита



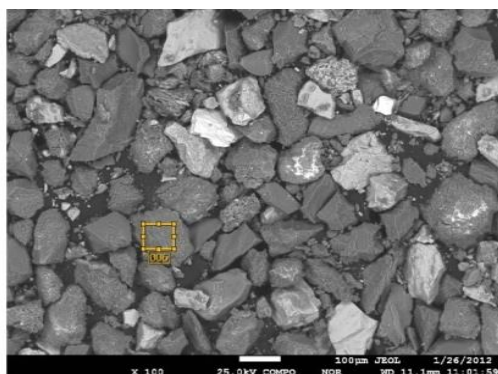
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 250
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



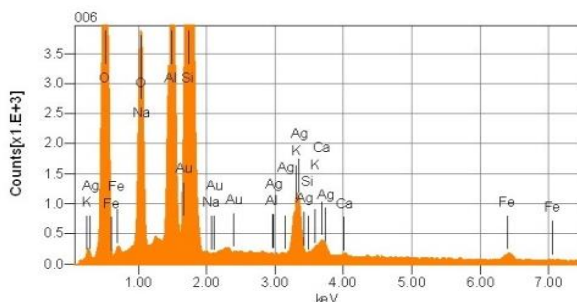
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 5.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.03 sec.
Real Time : 61.33 sec.
DeadTime : 18.00 %
Count Rate : 12769.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	13.87	25.64	5.39	6408	0.0707267	K
Mg*	0.12	0.15	1.02	405	0.0005056	K
Si*	0.48	0.51	0.76	2561	0.0032050	K
S	55.40	51.10	0.87	265396	0.4699602	K
Ca*	0.43	0.32	1.16	1881	0.0036321	K
Fe*	37.01	19.60	1.86	101233	0.3251613	K
Ag*	0.01	0.00	2.70	22	0.0000526	L
Au*	17.81	2.67	3.19	46770	0.1396453	M
Total	125.13	100.00				

Рисунок 7.23. ЭДС-анализ сульфата железа



Volt : 25.00 kV
Mag. : x 100
Date : 2012/01/26
Pixel : 1280 x 960



Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 5.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.02 sec.
Real Time : 60.05 sec.
DeadTime : 17.00 %
Count Rate : 10569.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	69.07	72.72	1.84	83388	0.7060374	K
Na	7.49	5.49	0.94	22001	0.0431658	K
Al	7.90	4.93	0.53	49001	0.0442427	K
Si	26.40	15.83	0.55	173223	0.1662768	K
K	1.61	0.70	0.67	10367	0.0160850	K
Ca*	0.36	0.15	0.70	2346	0.0034750	K
Fe*	0.43	0.13	1.33	1465	0.0036094	K
Ag*	0.35	0.05	1.49	1449	0.0026258	L
Au*	0.01	0.00	2.85	34	0.0000789	M
Total	113.63	100.00				

Рисунок 7.24. ЭДС-анализ альбита

В пробе золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты согласно данным растровэлектронно-микроскопических исследований наиболее вероятными соединениями являются: пирит FeS_2 , халькопирит CuFeS_2 , кварц SiO_2 , кальцит CaCO_3 , альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$, мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_8$, доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, гипс

$\text{Ca}(\text{SO}_4)(\text{H}_2\text{O})_2$, окисленные соединения железа (гидроксиды, сульфаты и карбонаты).

По данным ЭДС-анализа в лежалых хвостах месторождения Кумысты золото присутствует в сульфидных минералах (пирите и халькопирите) и сульфате железа, содержание золота в которых составляет до 18,58 масс. % (рисунки 7.15, 7.16, 7.18 и 7.23). Практически отсутствует золото в кварце, альбите, мусковите и кальците. Небольшие вкрапления золота обнаружены в составе доломита и гипса, в которых содержится около 0,2-0,3 масс. % Au.

Результаты ЭДС-анализа лежалых хвостов показывают небольшое содержание серебра во многих сульфидных и окисленных минералах. В составе пирита, халькопирита и доломита содержится мышьяк, в некоторых минералах присутствует сурьма.

Таким образом, результаты изучения вещественного состава проб лежалых хвостов Кумыстинского месторождения позволяют сделать вывод, что материал участка хвостохранилища может служить источником дополнительного получения золота.

Исследование сложных минеральных объектов, к числу которых относятся упорные золотосодержащие руды и техногенное сырье, возможно лишь комплексом современных физических методов, включающих высокоразрешающую оптическую и электронную микроскопию, рентгенографический, микрозондовый, ИК-спектроскопический анализы.

Исследуемая проба хвостов Кумыстинского месторождения содержит: золота ~ 2,1-2,3 г/т, меди - 0,46 %. Хвосты характеризуются поликомпонентным минеральным составом с преобладанием доломита, кварца.

Наличие в пробе лежалых хвостов окисленных соединений железа свидетельствует о том, что присутствующие в хвостах сульфидные минералы (пирит, халькопирит) были окислены с образованием оксидов, гидроксидов, сульфатов и карбонатов железа в результате продолжительного воздействия климатических условий.

Основными носителями золота являются арсенопирит, пирит и сульфат железа. Распределение золота в классах крупности неравномерное. Наличие в хвостах тонкого и субмикроскопического золота и серебра, связанных с сульфидами, обуславливает

упорность исследуемого сырья в технологическом отношении. Таким образом, результаты исследований по изучению вещественного состава лежалых хвостов месторождения Кумысты предопределяют целесообразность применения гравитационно-флотационной схемы переработки.

Для определения применимости гравитационных методов обогащения существенное значение имеет их оценка по заданной плотности разделения.

Фракционный анализ. Для разделения в тяжелой жидкости исследуемые хвосты Кумыстинского месторождения были рассеяны на узкие классы крупности: 0–50, 50–71, 71–100, 100–200, и +200 мкм. Результаты ситового анализа и распределение золота по классам крупности хвостов Кумыстинского месторождения приведены в таблице 7.9.

При среднем содержании золота в хвостах сорбции 2,2 г/т отмечается пониженное содержание его в классе крупнее 100 – 200 мкм (1,0 г/т) и повышенное содержание в классе в классе мельче 5 мкм (до 2,5 г/т).

Таблица 7.9. Результаты ситового анализа и распределение золота по классам крупности хвостов месторождения Кумысты

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
+0,2	2,42	1,9	2,2
-0,2+0,1	6,23	1,3	3,84
-0,1+0,071	17,4	1,5	12,5
0,071+0,05	13,25	1,4	8,8
-0,05+0	60,7	2,5	72,3
ИТОГО	100	2,1	100

Анализ таблицы 7.9 показывает, что при расчетном содержании золота в пробе 2,1 г/т колебания его содержания по классам крупности составило 1,3–2,5 г/т. В классе -0,05+0 мм содержание золота составило 2,5 г/т, при выходе класса 60,7 % в нем сосредотачивается 72,3 % всего золота.

Выход наиболее тонкоизмельченной части хвостов (класс -50 мкм) составил 60,7 % с содержанием золота 2,5 г/т. В эту фракцию переходит 72,3 % всего золота хвостов. Вероятно, потери золота обусловлены очень тонкой и эмульсионной вкрапленностью полезного компонента.

Фракционный анализ узких классов хвостов проводился в тяжелой жидкости марки М-45 – растворе комплексной соли иодидов бария и кадмия ($BaJ_2 \cdot CdJ_2$) с плотностью 2800 кг/м³ и 3000 кг/м³, жидкости Клеричи – растворе муравьино-малоновокислового таллия ($CH_2(COOTl)_2 \cdot HCOOTl$) с плотностью 4000 кг/м³. Результаты фракционного анализа представлены в таблице 7.10.

Таблица 7.10. Фракционный состав золотосодержащих хвостов месторождения Кумысты

Плотность фракции, кг/м ³	Выход, %		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %	
	от класса	от исходных хвостов		от класса	от исходных хвостов
1	2	3	4	5	6
0 – 50 мкм					
Менее 2800	84,45	54,3	0,52	18,3	13,5
Более 2800	15,55	6,4	12,6	81,7	60,4
<i>Итого</i>	100	60,7	2,4	100	73,9
Менее 3000	89,54	18,52	1,12	41,88	30,95
Более 3000	10,46	1,71	13,3	58,12	42,95
<i>Итого</i>	100	60,7	2,4	100	73,9
Менее 4000	93,0	18,81	1,44	55,9	41,3
Более 4000	7,0	1,42	15,1	44,1	32,6
<i>Итого</i>	100,0	60,7	2,5	100	73,9
50 – 74 мкм					
Менее 2800	61,72	8,18	0,8	20,5	1,9
Более 2800	38,28	5,07	5,0	79,5	7,5
<i>Итого</i>	100	13,25	2,4	100,0	9,4
Менее 3000	74,86	9,92	0,8	24,96	2,34
Более 3000	25,14	3,33	7,16	75,04	7,06
<i>Итого</i>	100	13,25	2,4	100,0	9,40

1	2	3	4	5	6
Менее 4000	94	12,45	1,6	62,56	5,88
Более 4000	6,0	0,8	15,0	37,44	3,52
<i>Итого</i>	100	13,25	1,4	100	9,40
74 – 100 МКМ					
Менее 2800	73,2	12,73	0,3	14,85	1,83
Более 2800	26,8	4,67	4,7	85,15	10,51
<i>Итого</i>	100	17,4	1,47	100	12,34
Менее 3000	83	14,44	0,43	24,7	3,04
Более 3000	17	2,96	6,9	75,3	9,3
<i>Итого</i>	100	17,4	1,4	100	12,34
Менее 4000	88,0	15,31	1,0	62,5	7,71
Более 4000	12,0	2,09	4,4	37,5	4,63
<i>Итого</i>	100	17,4	1,5	100	12,34
100 – 200 МКМ					
Менее 2800	90,0	5,60	0,4	36,73	1,15
Более 2800	10,0	0,63	6,5	63,27	1,99
<i>Итого</i>	100	6,23	1,0	100	3,14
Менее 3000	90,9	5,66	0,5	40,62	1,27
Более 3000	9,1	0,57	7,3	59,48	1,87
<i>Итого</i>	100	6,23	1,1	100	3,14
Менее 4000	92,92	5,78	0,5	42,44	1,33
Более 4000	7,08	0,45	8,9	57,56	1,81
<i>Итого</i>	100	6,23	1,1	100	3,14
+ 200 МКМ					
Менее 2800	90,0	2,18	1,3	65,73	0,8
Более 2800	10,0	0,24	6,1	34,27	0,42
<i>Итого</i>	100	2,42	1,78	100,0	1,22
Менее 3000	90,2	2,18	1,1	54,65	0,66
Более 3000	9,8	0,24	8,4	45,35	0,56
<i>Итого</i>	100	2,42	1,81	100,0	1,22
Менее 4000	92,92	2,25	1,3	65,65	0,8
Более 4000	7,08	0,17	9,0	34,35	0,42
<i>Итого</i>	100	2,42	1,84	100,0	1,22

Результаты фракционного анализа показывают, что делением в тяжелой жидкости классов крупности 0 – 50 и 50 – 74 мкм получены тяжелые фракции с содержанием золота до 15,1 г/т, при извлечении 44,1 % и 37,44 %, соответственно.

При делении в тяжелой жидкости классов крупности: 74 – 100; 100 – 200 и + 200 мкм получены тяжелые фракции с содержанием золота от 4,4 до 8,9 г/т при извлечении от 34,35 % до 57,56 %. С повышением крупности содержание золота в тяжелой фракции понижается, что свидетельствует о тонкой вкрапленности полезного компонента.

Таким образом, результаты фракционного анализа хвостов Кумыстинского месторождения определяют возможность получения более обогащенного продукта при невысоких технологических показателях.

Обогащение на концентрационном столе. Тестовые опыты по обогащению хвостов месторождения Кумысты гравитационным методом проведены на концентрационном столе марки СКО-0,5. Результаты опытов по обогащению хвостов месторождения Кумысты на концентрационном столе представлены в таблице 7.11.

Таблица 7.11. Тестовые опыты по обогащению хвостов Кумыстинского месторождения на концентрационном столе

Продукты	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Концентрат стола	3,93	13,72	26,83
Хвосты конц. стола	96,07	1,53	73,17
Хвосты исходные	100,0	2,01	100,0

Данные проведенных исследований показали, что обогащение хвостов на концентрационном столе позволило получить концентрат с содержанием золота 13,72 г/т, при извлечении 26,83 %.

Обогащение на центробежном сепараторе. Обогащению на центробежном сепараторе подвергалась навеска общей массой 2 кг. На концентраторе Кнелсона (лабораторный вариант с диаметром ротора 3 дюйма) обогащалась навеска без предварительного

обесшламливания. Результаты проведенного опыта приведены в таблице 7.12.

Таблица 7.12. Результаты по обогащению хвостов Кумыстинского месторождения на центробежном концентраторе

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Концентрат	4,2	14,1	29,18
Хвосты концентратора	95,8	1,50	70,82
Лежалые хвосты	100,0	2,03	100,0

Обогащением лежалых хвостов на центробежном концентраторе достигнуто более высокое извлечение золота в концентрат. При выходе первичного концентрата 4,2 % с содержанием золота 14,1 г/т извлечение составило 29,18 %.

Исследование на обогатимость лежалых хвостов Кумыстинского месторождения по гравитационно-флотационной технологии. Проверка возможности получения золотосодержащего концентрата из лежалых хвостов Кумыстинского месторождения проводилась на центробежном сепараторе ТОО «КРИЦ НТК».

Аппараты ТОО «КРИЦ НТК» периодического действия, их основным рабочим органом является чаша с двойными стенками, на внутренней поверхности которой расположены горизонтальные рифли. Рудный материал в виде пульпы (питание) подается сверху по трубе во вращающуюся чашу. Пульпа под действием центробежных сил прижимается к стенкам и поднимается вверх перпендикулярно к рифлям.

Тяжелые рудные минералы при этом задерживаются рифлями, а легкие с водным потоком выносятся за пределы чаши - в слив (хвосты). Чтобы рифли не забивались породными частицами, а задерживали и производили концентрацию частиц свободного самородного золота и золотосодержащих минералов, в межрифлевое пространство под определенным давлением подается дополнительная разрыхляющая вода из простеночного пространства

рабочей чаши. В результате этого между рифлями создается подвижный слой, в котором тяжелые рудные минералы в виду их повышенного удельного веса постепенно проникают к стенкам чаши, накапливаясь там и вытесняя более легкие породные частицы.

Указанная конструктивная особенность позволяет аппарату работать без разгрузки концентрата, до полного заполнения рудными минералами межрифлевого пространства. Центробежный гидроконцентратор имеет высокую скорость вращения чаши, что приводит к значительному воздействию центробежных сил на твердые частицы в пульпе, больше на тяжелые минералы, чем легкие.

Совместное воздействие центробежных сил и струй разрыхляющей воды (или воздуха), подаваемых через отверстия в чашу, приводит к тому, что при обогащении, главными критериями, влияющими на эффективность разделения, являются: окружная скорость вращения, вязкость пульпы, количество разрыхляющей воды, удельный вес минералов, их форма, размерность и т.п.

Обогащению на центробежном сепараторе подвергались хвосты общей массой 5 кг. На концентраторе Кнельсона (лабораторный вариант с диаметром ротора 3 дюйма) обогащалась навеска без предварительного обесшламливания. В процессе обогащения получены следующие показатели: выход концентрата от 2,78 до 4,9 %, извлечение золота в гравииоконцентрат составило от 25,75 до 35,67 %, в среднем 30,0 %.

Содержание золота в концентрате колебалось от 14,5 до 23,17 г/т при содержании золота в исследуемом продукте от 2,0 до 2,3 г/т. Содержание золота в хвостах обогащения составило от 1,4 до 1,53 г/т.

Оптимальные результаты обогащения на центробежном сепараторе золотосодержащих хвостов в лабораторных условиях приведены в таблице 7.13. Флотация проводилась по схеме, представленной на рисунке 7.25.

Таблица 7.13. Результаты по обогащению хвостов Кумыстинского месторождения на центробежном концентраторе

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение от руды, %	
		Аи, г/т	Си, %	Аи	Си
Концентрат	3,2	19,1	1,0	27,2	6,53
Хвосты концентратора	96,8	1,69	0,473	72,8	93,47
Итого:	100,0	2,25	0,49	100,0	100,0

Таким образом, обогащением лежалых хвостов на центробежном концентраторе получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 19,1 г/т, извлечение составило 27,2 %.



Рисунок 7.25. Схема гравитационно-флотационного обогащения хвостов Кумыстинского месторождения

Хвосты центробежного сепаратора с содержанием золота 1,69 г/т и меди 0,473 % являются исходным материалом для флотационного обогащения. Результаты флотационного обогащения хвостов центробежного сепаратора представлены в таблице 7.14.

Таблица 7.14. Результаты флотационного обогащения хвостов центробежного сепаратора

Наименование продуктов	Выход, %		Содержание металлов		Извлечение от операции, %		Извлечение от исходных хвостов, %	
	от опера- ции	от исх. хвостов	Au, г/т	Cu, %	Au	Cu	Au	Cu
Концентрат 1	13,8	13,36	7,4	2,5	60,22	72,52	43,75	67,77
Концентрат 2	6,06	5,87	3,2	1,1	11,43	14,0	8,32	13,1
Хвосты флотации	80,14	77,57	0,6	0,08	28,35	13,48	20,64	12,6
Итого: (хвосты центро- бежного сепаратора)	100	96,8	1,69	0,47	100	100	72,8	93,47

В опытах по дофлотации хвостов центробежного сепаратора было предусмотрено обязательное доизмельчение по классу минус 0,045 мм, а для активации поверхности сульфидных зерен – применение медного купороса.

Режим I-ой основной флотации:

1) Крупность исходного материала 85-90 % класса -0,074 мм.

2) Расход реагентов:

- медный купорос – 100 г/т;
- бутиловый ксантогенат – 80 г/т;
- Т-80 – 60 г/т.

3) Продолжительность флотации:

I- основная флотация – 15 мин.

Режим II-ой основной флотации:

1) Крупность исходного материала 90-95% класса - 0,045 +0 мм.

2) Расход реагентов:

- медный купорос – 50 г/т;

- бутиловый ксантогенат – 40 г/т;

- Т-80 – 30 г/т.

3) Продолжительность флотации:

II- основная флотация – 15 мин.

Сводные результаты гравитационно-флотационного обогащения лежалых хвостов Кумыстинского месторождения представлены в таблице 7.15.

Таблица 7.15. Сводные результаты гравитационно-флотационного обогащения лежалых хвостов месторождения Кумысты

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение от исходных хвостов, %	
		Аи, г/т	Си, %	Аи	Си
Концентрат центробежного сепаратора	3,2	19,1	1,0	27,04	6,5
Флотационный концентрат 1	13,36	7,4	2,5	43,75	67,77
Флотационный концентрат 2	5,87	3,2	1,1	8,31	13,1
<i>Объединенный концентрат</i>	22,43	8,0	1,92	79,1	87,37
Хвосты флотации	77,57	0,6	0,08	20,9	12,63
Итого: лежалые хвосты	100,0	2,25	0,49	100	100

Флотационное дообогащение хвостов центробежного сепаратора при определенных условиях обеспечивает более высокое извлечение золота и меди в объединенный концентрат из лежалых хвостов. Полученный объединенный концентрат с содержанием золота 8,0 г/т и 1,92 % меди при извлечении 79,1 % и 87,37 %, соответственно, является пригодным для дальнейшей переработки металлургическим или гидрометаллургическим методами с получением золота и меди.

Исследование на обогатимость лежалых хвостов Кумыстинского месторождения по флотационной технологии. Исследования по флотации проводились на стандартном лабораторном оборудовании: шаровая мельница размером 200х300 мм, флотомшины типа «Механобр» объемом камер 1,0; 0,75; 0,5 и 0,25 л. Флотация хвостов осуществлялась при естественном значении pH 8,0-8,6.

Известно, что при флотации золотосодержащих руд пирит и арсенопирит хорошо флотируются при pH 8,0. Флотируемость свободного золота в кислой среде хуже, чем в нейтральной. В качестве собирателя применяли сочетание бутилового ксантогената и диэтилтионокарбомата, вспениватель - Т-80, в качестве активатора пирита и арсенопирита применялся медный купорос.

Схема обогащения предусматривает измельчение с классификацией до крупности 90-95 % класса минус 0,074 мм с последующей флотацией сульфидов, измельчение хвостов флотации до крупности 70-75 % по классу минус 0,045+0 мм и последующую флотацию сульфидных минералов.

В процессе определения оптимального режима флотации установлено, что с повышением тонины помола хвостов до крупности 70-75 % класса минус 0,045+0 мм снижается содержание золота в хвостах флотации до 0,6 г/т и меди 0,08 %. Результаты флотационного обогащения хвостов Кумыстинского месторождения представлены в таблице 7.16.

Таблица 7.16. Результаты флотационного обогащения хвостов месторождения Кумысты

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение от руды, %	
		Аи, г/т	Си, %	Аи	Си
Флотационный концентрат 1	10,8	8,5	3,0	44,3	67,5
Флотационный концентрат 2	9,1	7,4	0,8	32,5	15,2
<i>Объединенный концентрат</i>	<i>19,9</i>	<i>8,0</i>	<i>2,0</i>	<i>76,8</i>	<i>83,3</i>
Хвосты флотации	80,1	0,6	0,1	23,2	17,3
Итого	100,0	2,07	0,48	100,0	100,0

Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности применения флотационного метода обогащения для хвостов Кумыстинского месторождения. Объединенный флотоконцентрат с содержанием золота 8,0 г/т и меди 2,0 % может быть направлен на плавку. Полученные отходы дообогащения хвостов Кумыстинского месторождения были исследованы на возможность получения строительной керамики.

Оценка отходов дообогащения хвостов Кумыстинского месторождения в качестве сырья для получения строительной керамики. Проблема утилизации промышленных отходов приобретает все большее значение. Одно из перспективных направлений решения этой задачи - применение в технологии строительных материалов отходов различных отраслей промышленности, в том числе горно-металлургической. В частности, при обогащении золотосодержащих руд Кумыстинского месторождения образуется значительное количество не востребуемых отходов, загрязняющих окружающую среду.

Вовлечение указанных отходов в сферу производства строительных материалов позволит комплексно использовать природные ресурсы данного региона и получать новый вид материалоемкой товарной продукции.

Изучена проба отходов обогащения хвостов Кумыстинского месторождения в качестве сырья для получения строительной керамики. Проба отходов обогащения хвостов была представлена рыжеватым порошком фракции менее 0,063 мм.

Изучен химико-минералогический состав отходов и проведены оценочные технологические работы по получению фасадных и половых керамических плиток из указанного сырья.

Химический анализ пробы отходов показал, что они содержат в основном оксиды кальция, магния и кремния (таблица 7.17). Все остальные компоненты отходов являются примесными. Рыжеватый оттенок отходам придают железосодержащие примеси.

Таблица 7.17. Химический состав использованных материалов

Материал	Содержание оксидов, масс. %								
	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂	ппп
Отходы обогащения	17,7	11,6	1,63	16,45	17,0				35,6
Глина легкоплавкая	53,6	3,1	10,2	6,6	8,7	3,3	3,2	0,6	10,7
Песок кварцевый	71,3	2,1	13,9	2,7	1,7	3,1	3,5	0,6	1,1

Минералогический состав отходов изучен с помощью термического, микроскопического и рентгенофазового методов анализа.

Термический анализ был осуществлен на приборе «DERIVATOGRAPH Q – 1000». Нагрев пробы велся со скоростью 10 °С/мин в воздушной атмосфере до 1000 °С. Величина навески составляла 0,87 г. Микроскопическое изучение пробы произведено на микроскопе МИН – 8, рентгенофазовый анализ проведен на дифрактометре D8 ADVANCE.

Использованный комплекс методов анализа пробы показал, что главными минералами отходов обогащения хвостов Кумыстинского месторождения являются карбонаты (74-75 %), и в меньшем количестве присутствуют кварц (7,9 %) и оксид железа Fe₂O₃ (9,1 %). Кроме указанных минералов в пробе присутствуют в небольшом

количестве гипс – $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, оксалат кальция CaC_2O_4 , кальцит CaCO_3 , сидерит (FeCO_3), мусковит $\text{KAl}_2(\text{OH})_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}$.

Карбонаты в пробе присутствуют в виде доломита двух разновидностей: традиционного – $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ и ферродоломита $\text{CaFe}(\text{CO}_3)_2$. Показатель светопреломления $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ - $N_o = 1,68$; $N_e = 1,50$. На дифрактограмме это соединение идентифицируется по характерным для него линиям - 2,89; 2,67; 2,19; 1,80; 1,79. Показатель светопреломления ферродоломита $\text{CaFe}(\text{CO}_3)_2$ немного выше традиционного и составляет $N_o = 1,76$; $N_e = 1,55$, вследствие вхождения в состав доломита катионов железа. Оба минерала образуют непрерывный ряд твердых растворов и цвет может меняться от прозрачного до коричневого.

На кривой ДТА пробы (рисунок 7.26) отмечены эндотермические эффекты с максимальным развитием при 169, 560, 658, 768, 858, 1009, 1062 °С. Эндотермические эффекты на кривой ДТА в области температур 100-200 °С иллюстрируют проявление поэтапной дегидратации гипса, наличие которого идентифицируется характерными для него линиями на дифрактограмме (7,6; 4,26; 3,06).

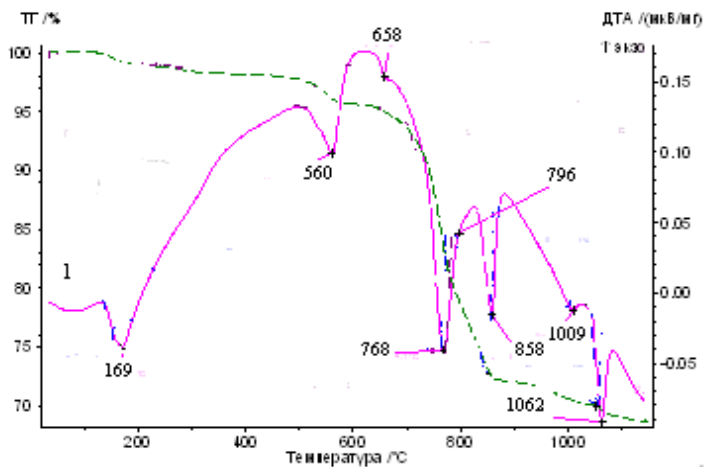


Рисунок 7.26. Дериватограмма пробы отходов обогащения Кумыстинского месторождения

Термические эффекты, проявившиеся в области температур 500-900 °С, могут отражать одновременно протекание нескольких процессов. В этом интервале температур происходит разложение карбонатов: магнезита, доломита, кальцита, сидерита, а также инверсия кварца и дегидратация железосодержащих минералов, присутствующих в сырье.

Эндотермические эффекты в интервале 900-1100 °С можно отнести к разрушению кристаллических структур кальцита и обыкновенной роговой обманки с одновременным удалением группы ОН⁻.

Таким образом, исследованиями установлено, что отходы обогащения хвостов Кумыстинского месторождения представлены в основном карбонатами: доломитом, содержащим в своем составе катионы железа. Примесными являются кальцит, гипс, гидроксиды железа, кварц, оксалаты кальция.

Для получения строительной керамики (фасадных и половых плиток) традиционно используют высокопластичные и пластичные глины. Изделия на основе глинистых материалов в процессе обжига имеют малую величину усадки, вследствие формирования основной фазы муллита, образование которого происходит с увеличением объема, компенсирующего усадку керамической массы в целом.

Повышенное количество карбонатных фаз в керамических массах оказывает отрицательное влияние при производстве строительной керамики, так как разложение их в процессе обжига вызывает значительные потери массы, увеличивая тем самым усадку изделий, что является нежелательным фактором. Кроме того, разложение карбонатов, в частности доломита приводит к образованию высокотемпературных оксидов магния и кальция, которые повышают температуру обжига керамических изделий, что повышает их пористость и водопоглощение и делает экономически не целесообразным использование такого вида сырья.

Однако, известны работы [20-22], в которых приведены положительные результаты получения строительной керамики с использованием легкоплавких глин и пород, содержащих

повышенное количество карбонатных и кальцийсодержащих минералов.

Для снижения температуры спекания и компенсации усадки керамической массы в данной работе были использованы (кроме отходов) также легкоплавкая глина и кварцевый песок с химическим составом, приведенным в таблице 7.19.

Легкоплавкая глина. Основным компонентом легкоплавкой глины является оксид кремния, в меньшем количестве содержатся оксиды алюминия, кальция и железа. Оксид кремния присутствует в глине в виде минерала кварца – SiO_2 , идентифицирующийся характерными для него линиями – (4,26; 3,35; 2,45; 2,27; 1,98) на дифрактограмме. Присутствие его подтверждается наличием на термограмме эндотермического эффекта при 570 °С, связанного с инверсией кварца ($\alpha \rightarrow \beta$).

На кривой ДТА, полученной в ходе остывания пробы, зафиксирован обратный ему экзотермический эффект при 560 °С. Содержание каолинита - $\text{Al}_2[\text{OH}]_4\{\text{Si}_2\text{O}_5\}$ в пробе незначительно (7,09; 4,98; 3,53). На термограмме отмечен незначительный эндотермический эффект при 570 °С, появляющийся при выделении конституционной воды из каолинита при нагревании пробы.

В пробе присутствует значительное количество альбита - $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ (6,4; 4,02; 3,67; 3,48; 3,19; 2,56; 2,48; 2,46; 1,87). В виде примесей присутствуют гидросиликат кальция - $\text{Ca}_5(\text{SiO}_4)_2(\text{OH})_2$, слюда - $\text{KAl}_2[\text{OH}]_2\{\text{AlSi}_3\text{O}_{10}\}$, карбонаты - кальцит, CaCO_3 , анкерит - $\text{Ca}(\text{Fe,Mg})(\text{CO}_3)_2$.

Присутствие в сырье альбита и других примесей, являющимися плавнями для керамической массы, позволит снизить температуру обжига керамических изделий из отходов обогащения золотосодержащих руд.

Кварцевый песок. По данным рентгенофазового анализа в пробе содержится (масс.%): кварц SiO_2 – 65,5; альбит- $\text{Na}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$ – 17,3; ортоклаз $\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$ - 12,5; клинохлор $\text{Mg}_5(\text{Fe,Al})(\text{OH})_8 \text{Si}_3\text{AlO}_{10}$ – 3,4; гематит Fe_2O_3 - 1,2.

Термический анализ пробы подтвердил, что основным компонентом является кварц. На кривой ДТА четко фиксируется

эндотермический эффект с низкой интенсивностью и максимальным развитием при 540 °С, отражающий инверсию кварца.

Эндотермический эффект с экстремумом при 825 °С, имеющий «отражение» на кривой ДТА, полученной в ходе охлаждения пробы, в виде экзотермического эффекта с пиком при 815 °С, может означать процесс плавления щелочесодержащих минералов - альбита и ортоклаза. Плавный подъем кривой ДТА, начинающийся после 200 °С и сопровождающийся таким же плавным снижением массы навески, является характерным признаком наличия органической примеси в пробе.

Проведены исследования с целью использования отходов обогащения золотосодержащих руд в качестве сырья для получения строительной керамики, в частности, для получения фасадной плитки и плитки для настила полов.

В керамической промышленности существуют различные технологические схемы подготовки исходных материалов для получения изделий: полусухой, пластический и шликерный способы подготовки. Каждый способ имеет свои преимущества и недостатки.

Так как отходы обогащения представлены тонкоизмельченным материалом, был применен оценочный полусухой способ подготовки сырья с целью получения пресспорошка. Пресспорошок заданного состава получали совместным вибропомолом помолом смеси компонентов до фракции менее 0,063 мм.

В качестве связки для получения формовочной шихты использовали раствор лигносульфоната технического плотностью 1,23 г/см³. Формование керамических образцов производили прессованием на гидравлическом прессе при удельном давлении прессования 20 Н/мм². Отформованные образцы просушивали в комнатных условиях 24 часа, затем обжигали в интервале 900-1300 °С для определения оптимальной температуры обжига и технических свойств (таблица 7.18).

Таблица 7.18. Состав и свойства керамических образцов из отходов обогащения Кумыстинского месторождения

№	Состав шихты, мас. %	Темпе- ратура обжига, °С	Свойства керамических образцов			
			Линей- ная усадка, %	Откры- тая порис- тость, %	Кажу- щаяся плот- ность, г/см ³	Водо- погло- щение, %
1	Отход- 60, песок кварцевый 20, глина легко-плавкая - 20	1200 (1 час)	-12,1	26,4	2,1	12,8
2	Отходы - 60, песок кварцевый 10, глина легкоплавкая - 30	1200 (1 час)	-9,1	43,5	1,8	23,5
3	Отходы - 40, песок кварцевый 10, глина легко-плавкая - 50	1200 (1 час)	-15,2	1,27	2,5	0,5
4	Отходы - 50, песок кварцевый 10, глина легкоплавкая - 40	1200 (1 час)	-12,7	25,0	2,1	13,5
5	Отходы - 50, глина легкоплавкая-50	1200 (1 час)	-12,1	25,0	13,5	11,6
6	Отходы - 60, песок кварцевый 40	1300 (1 час)	-15,6	16,2	2,5	5,4

Керамические образцы на основе отходов, обожженные в интервале 900-1150 °С, имели рыхлую высокопористую структуру. Показатели пористости и водопоглощения, характеризующие водопроницаемость образцов, определить не удалось. Спекание керамических образцов происходило в интервале 1200-1300 °С, причем образцы некоторых составов, обожженные при 1300 °С, имели незначительные признаки оплавления, то есть обжиг керамики указанных составов необходимо производить в узком интервале температур 1200-1250 °С.

Минимальным показателем водопоглощения обладают составы 3 (0,5 %) и 6 (5,4 %) (таблица 7.18). Согласно требованиям ГОСТа

13996-77 водопоглощение облицовочной керамики не должно превышать 10 %. В процессе обжига образцы керамики претерпевают значительные линейные изменения (усадку) от 9 до 15 %, что является отрицательным фактом в производстве керамических материалов.

Данные таблицы 7.18 показывают, что керамические образцы составов 3 и 6 по показателям водопоглощения удовлетворяют требованиям ГОСТ 6787-53 на облицовочные плитки, однако, они имеют высокие показатели линейной усадки. Для снижения усадки керамики возможно применение предварительного обжига сырья, или введение в состав шихты компонентов, формирующих в процессе термообработки керамической массы малоусадочные фазы.

7.6 Исследования на обогатимость лежалых хвостов Прибалхашской фабрики

В хвостохранилище Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики «АБС – Балхаш» в настоящее время складировано значительное количество хвостов флотационного обогащения с содержанием золота до 2,2 г/т. Материал участка хвостохранилища может служить источником дополнительного получения золота.

Разделка пробы. Проба лежалых хвостов Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики представлена измельченным материалом крупностью менее 0,3 мм с невысоким содержанием шламистой фракции крупностью мельче 50 мкм.

Отмывка тяжелой фракции хвостов имела целью установить наличие несфлоторовавшихся сульфидов и свободных золотин. На отмывку было взято 0,5 кг хвостов и в результате отмывки получено около 1 г тяжелой фракции. При просмотре под биноклем отмечено, что свободное золото отсутствует, а промытая фракция состоит на 50-60 % из мелких зерен сульфидов, в основном пирита, и зерен породных минералов.

Эти данные и данные распределения золота по классам крупности свидетельствуют о том, что исследуемая проба хвостов представляет труднообогатимый материал для гравитационного обогащения, поскольку основная часть золота ассоциирована в

породных минералах и не может быть достаточно полно извлечена флотацией.

Установление форм нахождения золота в лежах хвостах Прибалхашской обогатительной фабрики.

Для исследования вещественного состава хвостов Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики наряду с оптическими методами исследования применялись рентгенофазовый, электронно-зондовый.

В отобранной головной пробе содержание золота составило 2,2 г/т. Насыпная плотность хвостов флотации, определенная свободной насыпкой в тарированный сосуд, составила 1500 кг/м³.

По данным минералогического и рентгенофазового анализов проба представлена следующими основными минералами, %: кварц – 59,8; слюды – 9,0; хлорит – 5,1; кальцит – 7,3; калиевый полевой шпат – 2,4; плагиоклаз – 4,8; пирит – 2,69; арсенопирит – 5,2.

С целью определения форм включений золота в хвостах был выполнен рациональный анализ, приведенный в таблице 7.19.

Таблица 7.19. Рациональный анализ форм включений золота в исследуемых хвостах обогащения Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики

Характер вкраплений золота	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
В сростках, извлекаемое цианированием	1,34	61,17
Покрытое оболочками, освобождаемое для цианирования предварительной обработкой руды HCl	0,1	4,54
В сульфидах, растворяемое в «царской водке»	0,3	13,29
В кварце	0,46	21,0
Исходная руда	2,2	100,0

Из анализа таблицы 7.19 следует, что в исследуемой пробе хвостов золото в сростках составляет 61,17 %, в кварце – 21,0 %. Незначительная часть золота ассоциирована с сульфидами – 13,29 %. Часть пробы хвостов Прибалхашской золото-

извлекательной фабрики была подвергнута ситовому анализу с определением содержания золота по классам крупности. Результаты ситового анализа представлены в таблице 7.20.

Таблица 7.20. Результаты ситового анализа и распределение золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
-0,40+0,30	3,96	5,3	9,39
-0,30+0,20	12,34	2,0	11,05
-0,20+0,15	20,51	2,0	18,36
-0,15+0,10	19,78	1,8	15,93
-0,10+0,074	12,80	2,0	11,46
-0,074+0,05	10,38	2,6	12,08
-0,05+0	20,23	2,4	21,73
<i>Всего</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

Анализ таблицы 7.20 показывает, что золото в пробе хвостов по классам крупности распределено довольно равномерно. При расчетном содержании золота в пробе 2,23 г/т колебания его содержания по классам крупности составило 1,8-2,4 г/т, и только в классе +0,3 мм содержание золота составило 5,3 г/т. При выходе класса 3,96 % в нем сосредотачивается 9,30 % золота.

Выход наиболее тонкоизмельченной части хвостов (класс -50 мкм) составил 20,23 % с содержанием золота 2,4 г/т. В эту фракцию хвостов переходит 21,73 % золота.

Отмывка тяжелой фракции хвостов Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики имела целью установить наличие несфлотировавшихся сульфидов и свободных золотин.

На отмывку было взято 0,5 кг хвостов и в результате отмывки получено около 1 г тяжелой фракции. При просмотре под биноклем отмечено, что свободное золото отсутствует, а

промытая фракция состоит на 50-60 % из мелких зерен сульфидов, в основном пирита, и зерен породных минералов.

Эти данные и данные распределения золота по классам крупности, а также результаты рационального анализа свидетельствуют о том, что исследуемая проба хвостов представляет труднообогатимый материал для гравитационного обогащения, поскольку основная часть золота ассоциирована в породных минералах и не может быть достаточно полно извлечена флотацией.

Гравитационное обогащение. В лабораторных условиях были испытаны следующие методы гравитационного обогащения: обогащение отсадкой, обогащение на винтовом концентраторе, обогащение на концентрационном столе, обогащение на центробежном концентраторе Кнельсона.

При обогащении отсадкой и на концентрационном столе проба предварительно обесшламливалась в лабораторном гидроциклоне диаметром 50 мм. Был принят режим обесшламливания, результаты которого представлены в таблице 7.21.

Таблица 7.21. Результаты по обесшламливанию хвостов Прибалхашской фабрики в гидроциклоне

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Масса золота, г	Распределение золота, %
Шламы	13,5	2,5	0,3375	15,34
Пески	86,5	2,15	1,8598	84,66
<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>2,1973</i>	<i>100,0</i>

Обогащение отсадкой. Опыт по отсадке проведен на навеске хвостов массой 6 кг. Предварительным обесшламливанием в гидроциклоне было выделено 13,5 % шламов, которые после опыта объединялись с хвостами отсадки. Опыт проводился в отсадочной двухкамерной машине с размерами отсадочного решета 80x120 мм (0,0096 м²).

В качестве постели использовалась буровая дробь размером 4-6 мм. Толщина постели составляла – 30 мм. Удельная нагрузка

поддерживалась на уровне 120 кг/ч на одно решето, что соответствовало удельной нагрузке 12,5 т/м²·ч. Расход подрешетной воды составлял 3,8 л/мин. Результаты опыта представлены в таблице 7.22.

Таблица 7.22. Результаты опыта по отсадке хвостов Прибалхашской фабрики

Продукты	Выход %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Концентрат отсадки	7,90	4,0	14,70
Хвосты отсадки + шламы	92,10	2,0	85,30
Исходная	100,0	2,2	100,0

Результаты опыта по обогащению отсадкой показывают, что в гравитационный концентрат при выходе его 7,9 % извлеклось всего 14,7 % всего золота. Содержание золота в таком концентрате составило 4,0 г/т.

Для увеличения содержания золота в обогащенной части концентрат отсадки был перечищен на концентрационном столе. Результаты опыта по перечистке концентрата представлены в таблице 7.23.

Таблица 7.23. Результаты опыта по перечистке отсадочного концентрата на концентрационном столе

Продукты	Выход, %		Содержани е золота, г/т	Распределение золота, %	
	от операции	от исходного к- та отсадки		от операции	от исходного к-та отсадки
Концентрат стола	14,3	1,13	9,4	33,6	4,94
Хвосты стола	85,7	6,77	3,1	66,4	9,76
<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>7,90</i>	<i>4,0</i>	<i>100,0</i>	<i>14,70</i>

Таким образом, обогащение отсадкой хвостов флотации Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики не позволяет получить удовлетворительные результаты по извлечению золота в гравитационный концентрат и не может быть рекомендовано в качестве основного процесса.

Обогащение на концентрационном столе. Обогащению на концентрационном столе подвергалась обесшламленная навеска хвостов общей массой 3 кг (таблица 7.24). Из таблицы 7.24 видно, что обогащением песковой части хвостов флотации Прибалхашской золотоизвлекательной фабрики на концентрационном столе можно выделить около 4 % концентрата с содержанием золота 8,6 г/т при извлечении 15,65 % по балансу золота в опыте.

Таблица 7.24. Результаты опыта по обогащению хвостов Прибалхашской фабрики на концентрационном столе

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Концентрат стола	3,93	8,6	15,65
Хвосты стола + шламы	96,07	1,90	84,35
<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

Обогащение на винтовом сепараторе. Опыт проведен на лабораторном винтовом сепараторе на навеске исследуемой пробы хвостов флотации массой 10 кг.

Характеристики винтового сепаратора: диаметр спирали 250 мм, шаг спирали 110 мм, ширина желоба спирали 100 мм. Навеска хвостов распульповывалась до содержания твердого 35 % и пропускалась со скоростью 70 кг/ч по твердому. Дополнительная подача воды составляла 2,4 л/мин. Общая плотность пульпы на сепараторе составляла 20 % твердого. Результаты опыта приведены в таблице 7.25.

Таблица 7.25. Результаты опыта по обогащению хвостов Прибалхашской фабрики на винтовом сепараторе

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Концентрат сепаратора	2,91	13,4	17,45
Хвосты сепаратора	97,09	1,90	82,55
<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

Из таблицы 7.25 видно, что обогащением на винтовом сепараторе можно выделить 2,91 % обогащенного по золоту продукта с содержанием золота 13,4 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 17,45 %.

Обогащение в центробежном сепараторе Кнельсона. На концентраторе Кнельсона (лабораторный вариант с диаметром ротора 3 дюйма) обогащалась навеска массой 2 кг без предварительного обесшламливания. Результаты опыта приведены в таблице 7.26.

Обогащением хвостов флотационного обогащения на центробежном концентраторе Кнельсона достигнуто извлечение золота в концентрат 21,85 %, что несколько выше чем при обогащении на концентрационном столе, отсадке и винтовом сепараторе. При выходе первичного концентрата 3,7 % с содержанием золота 13,1 г/т извлечение составило 21,85 %.

Таблица 7.26. Результаты опыта по обогащению хвостов Прибалхашской фабрики на концентраторе Кнельсона

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Концентрат	3,70	13,1	21,85
Хвосты концентратора	96,30	1,80	77,97
<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

В таблицах 7.27 и 7.28 представлены результаты опытов по обогащению доизмельченных хвостов флотации на винтовом сепараторе и концентраторе Кнелльсона.

Таблица 7.27. Результаты опытов по обогащению доизмельченных хвостов флотации Прибалхашской фабрики на винтовом сепараторе

Крупность доизмельчения по классу -0,074 мм, %	Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, % золота,
30,21	Концентрат	4,65	14,2	30,21
	Хвосты сепаратора	95,35	1,60	69,79
	<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>
80,30	Концентрат	4,02	16,9	30,88
	Хвосты сепаратора	95,98	1,60	69,12
	<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

Таблица 7.28. Результаты опытов по обогащению доизмельченных хвостов флотации Прибалхашской фабрики на концентраторе Кнелльсона

Крупность по классу -0,074 мм,	Продукты	Выход, %	Распределение золота, %	Распределение золота, %
61,8	Концентрат	3,62	18,5	30,28
	Хвосты конц-ра	96,38	1,6	69,72
	<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>
81,8	Концентрат	3,18	24,8	35,19
	Хвосты конц-ра	96,82	1,56	64,81
	<i>Итого</i>	<i>100,0</i>	<i>2,2</i>	<i>100,0</i>

Данные таблиц 7.27 и 7.28 свидетельствуют о дораскрытии части золота при доизмельчении. На винтовом сепараторе извлечение золота в концентраты повысилось до 30-30,88 %. Были получены концентраты с содержанием золота 14,2-16,9 г/т при их выходе 4,02-4,65 %.

На концентраторе Кнельсона извлечение золота наиболее высоким (35,19 %) оказалось при обогащении доизмельченных до 80,3 % класса -0,074 мм хвостов флотации. При выходе концентрата 3,18 % содержание золота в нем достигло 24,80 г/т.

Таким образом, гравитационный метод обогащения хвостов Прибалхашской фабрики позволяет получить концентрат с содержанием золота 16,9 г/т при извлечении 30,88 % на винтовом сепараторе и на центробежном концентраторе Кнельсона - концентрат с содержанием золота 24,8 г/т при извлечении 35,19 %. Основываясь на результатах проведенных исследований по гравитационному обогащению хвостов Прибалхашской фабрики можно выделить следующие выводы:

Установление оптимальных технологических параметров извлечения золота в условиях цианидного выщелачивания лежалых хвостов Прибалхашской фабрики. Цианирование исходных хвостов флотации Прибалхашской фабрики проводилось в закрытых склянках. В этом случае активному перемешиванию подвергаются как легкие, так и тяжелые фракции руды (золотосодержащие сульфиды). В качестве окислителя в этом случае используется пероксид бария в количестве 0,5-1,0 г на 100 г продукта. Необходимая щелочность пульпы создается добавлением извести (CaO). В соответствии с принятой методикой постановка опытов заключалась в следующем.

В склянку объемом 1000 мл³ загружались хвосты флотации, реагенты и необходимое количество активного угля. После этого заливался раствор KCN и пульпа агитировалась расчетное время.

По окончании опыта пульпа отстаивалась, от нее отбирался аликвот, и в нем определялись остаточные содержания KCN и извести. Насыщенный уголь отделялся от пульпы на сетке. Пульпа нейтрализовывалась перманганатом калия и промывалась. Твердая фаза подсушивалась и в ней определялось пробирным анализом остаточное содержание золота. Насыщенный уголь озолялся, в золе

пробирным анализом определялось содержание золота. Результаты проведенных опытов представлены в таблице 7.29.

Таблица 7.29. Влияние продолжительности цианирования хвостов Прибалхашской фабрики на извлечение золота

Показатель	Продолжительность цианирования, ч					
	4	8	12	15	20	24
Отношение Ж:Т	1,5:1	1,5:1	1,5:1	1,5:1	1,5:1	1,5:1
Концентрация KCN, %:						
- начальная	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065
- конечная	0,060	0,055	0,055	0,055	0,055	0,050
Расход KCN, кг/т	0,075	0,15	0,15	0,15	0,15	0,225
Расход CaO, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Расход BaO ₂ , г	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Расход активного угля, г	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Содержание золота, г/т:						
- в исходном продукте	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
- в хвостах сорбции	0,8	0,6	0,5	0,5	0,5	0,45
Извлечение золота в раствор, %	63,64	72,73	77,27	77,27	77,27	79,55

Из данной таблицы видно, что золото достаточно полно растворяется в агитационном процессе. За 12-15 часов в раствор переходит около 77 % всего золота, при содержании его в хвостах сорбции 0,5 г/т после 15 часов цианирования. Расход цианида невелик и составил 0,15 кг/т.

Доизмельчение в цианистых растворах. Извлечение растворенного золота из цианистых растворов наиболее целесообразно проводить по технологии «уголь в пульпе», то есть сорбировать золотоцианистый комплекс активным углем. По этой технологии работает Приозерская золотоизвлекательная фабрика, где и можно наладить переработку лежалых хвостов обогащения Прибалхашской ЗИФ.

Условием осуществления вышеназванного варианта является необходимость загружать рудный материал в процесс крупностью 95-97 % класса -0,15 мм. В то же время из данных таблицы следует, что содержание в исходных лежалых хвостах класса -0,15 мм составляет 63,19 %, а крупность верхнего класса составляет более 0,3 мм. Доизмельчение такого материала наиболее рационально проводить в цианистых растворах, что будет способствовать сокращению длительности выщелачивания пульпы.

Для подбора необходимой продолжительности доизмельчения в лабораторных условиях были поставлены опыты по доизмельчению навесок лежалых хвостов в цианистых растворах массой по 0,5 кг и установлено, что для получения продукта крупностью 95 % класса -0,15 мм требуется доизмельчать лежалые хвосты в течение 20 минут. Плотность пульпы в мельнице - 50 % твердого. Результаты проведенных опытов приведены в таблице 7.30.

Дополнительное цианирование доизмельченного продукта в течение 6 часов в присутствии сорбента позволяет получить содержание золота в хвостах 0.6 г/т, общее извлечение золота в цианистый раствор составило 72,73 %.

В таблицах 7.30 и 7.31 представлены результаты по определению оптимальной продолжительности сорбционного цианирования доизмельченных лежалых хвостов. Крупность доизмельчения – 67,80 % класса -0,074 мм. Плотность пульпы при цианировании поддерживали 40 % твердого. Конечное значение pH раствора – 10,7.

Таблица 7.30. Результаты опытов по извлечению золота в цианистый раствор при доизмельчении хвостов Прибалхашской фабрики и дополнительном цианировании

Показатель	№ опыта			
	1	2	3	4
Крупность доизмельчения, % класса -0,074 мм	43,95	53,25	61,35	67,80
Продолжительность дополнительного цианирования, ч	6	6	6	6

Плотность пульпы при цианировании, % твердого	40	40	40	40
Концентрация KCN, %:				
доизмельчение:				
- начальная	0,060	0,060	0,060	0,060
- конечная	0,050	0,045	0,040	0,040
цианирование:				
- начальная	0,055	0,055	0,055	0,055
- конечная	0,035	0,035	0,035	0,035
Расход KCN, кг/т:				
- при доизмельчении	0,1	0,15	0,2	0,2
- при цианировании	0,3	0,3	0,3	0,3
Общий расход KCN, кг/т	0,4	0,45	0,5	0,5
Содержание золота, г/т:				
- в исходном продукте	2,2	2,2	2,2	2,2
- в твердой фазе после доизмельчения	1,9	1,6	1,2	1,1
- в хвостах цианирования	0,9	0,8	0,7	0,6
Извлечение золота в раствор, %:				
- при доизмельчении	13,64	27,27	45,45	50,00
- при цианировании	45,45	36,36	22,73	22,73
Общее извлечение золота в раствор, %	59,09	63,63	68,18	72,73

Таблица 7.31. Результаты цианирования лежалых хвостов Прибалхашской фабрики после доизмельчения в цианистом растворе

Показатель	Продолжительность цианирования, ч					
	2	4	6	8	10	12
Концентрация KCN, %:						
- начальная	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
- конечная	0,05	0,045	0,045	0,045	0,045	0,045

Расход KCN, кг/т	0,15	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225
Расход CaO, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Расход активного угля, г	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Содержание золота, г/т:						
- в исходном продукте	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
- в твердой фазе после доизмельчения	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
- в хвостах сорбции	1,0	0,7	0,6	0,5	0,55	0,5
Растворяется золота, %:						
- при доизмельчении	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0
- при цианировании	4,55	18,18	22,73	27,27	25,0	27,27
Общее извлечение золота в раствор, %	51,55	68,18	72,73	77,27	75,0	77,27

Данные таблицы показывают, что необходимая дополнительная продолжительность цианирования и сорбции составляет более 6,0 часов. При этих условиях содержание золота составляет 0,5-0,55 г/т, а общее извлечение в раствор достигает 75-77,27 %.

Таким образом, результаты проведенных исследований по установлению оптимальных технологических параметров извлечения золота в условиях цианидного выщелачивания лежалых хвостов показывают, что при агитационном цианировании за 12 часов в раствор переходит 77,2 % золота при содержании его в хвостах цианирования 0,5 г/т. Расход цианида невелик и составил 0,15 кг/т. Доизмельчение лежалых хвостов в цианистых растворах позволяет перевести в раствор до 50 % золота и сократить

последующее сорбционное цианирование до 6 часов. Общее извлечение золота в раствор при этом составляет 77,27 % при его содержании в хвостах сорбции 0,5-0,55 г/т. Крупность доизмельчения лежалых хвостов должна составлять 67,8 % по классу -0,074 мм.

Рекомендуемая технологическая схема комбинированной технологии извлечения золота из лежалых хвостов Прибалхашской фабрики. Распределение золота по классам крупности, а также результаты рационального анализа свидетельствуют о том, что хвосты Прибалхашской фабрики представляют труднообогатимый материал для гравитационного обогащения, поскольку основная часть золота ассоциирована в породных минералах и не может быть достаточно полно извлечена флотацией. Наиболее приемлемым методом извлечения золота из хвостов обогатительной фабрики является гидрометаллургический метод.

Выщелачивание доизмельченных лежалых хвостов Прибалхашской фабрики в цианистых растворах позволяет перевести в раствор до 77,27 % золота и сократить последующее сорбционное цианирование до 8 часов, при его содержании в хвостах сорбции 0,5-0,55 г/т. Крупность доизмельчения лежалых хвостов при этом должна составлять 94-95 % по классу -0,15 мм.

Основываясь на результатах проведенных исследований по цианированию хвостов Прибалхашской фабрики можно выделить следующие выводы:

- для переработки хвостов флотации Прибалхашской фабрики наиболее целесообразно проводить агитационное цианирование по технологии «уголь в пульпе», согласно которой золотоцианистый комплекс сорбируется активным углем, при этом за 12-15 часов в раствор переходит около 77 % золота;

- доизмельчение лежалых хвостов в цианистых растворах позволяет перевести в раствор до 77,27 % золота и сократить последующее сорбционное цианирование до 6 часов.

7.7 Исследование на обогатимость лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет

Ресурсный потенциал техногенных золотосодержащих объектов на территории Казахстана очень велик, и его рациональное использование будет способствовать дальнейшей стабилизации рудной базы золотоперерабатывающей промышленности [1].

Важнейшим преимуществом техногенных отвалов является готовность продукта непосредственно к обогащению (руды уже подняты из недр, промыты и дезинтегрированы). Другой не менее важный аспект проблемы «тонкого золота» состоит в том, что огромное количество техногенных отвалов, накопившихся за многие десятилетия, становятся рентабельными благодаря новым технологическим возможностям и росту цен на золото. Техногенное сырье является технологически сложным и требует особого подхода и поиска новых технологических решений.

Используемые в настоящее время технологии интенсификации позволяют получать недоизвлеченное золото из техногенного сырья, в частности из самых мелких классов и из упорных форм сырья [2].

Проведены исследования возможности получения золотосодержащего концентрата из лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет.

Хвосты флотационного обогащения, получаемые в процессе флотации золотосодержащей руды на обогатительной фабрике Жолымбет с бедным содержанием серебра представляют собой продукт обычно с содержанием золота 1,35 г/т.

Для определения фазового состава пробы хвостов флотации был проведен ее рентгенофазовый анализ (РФА), выполненный на приборе дифрактометр ДРОН-4 с Cu -излучением, β -фильтр. Дифрактограмма пробы хвостов приведена на рисунке 1. По данным РФА в пробе определены следующие минералы: кварц, серицит, хлорит, полевошпат, мусковит и сульфиды (рисунок 7.27)

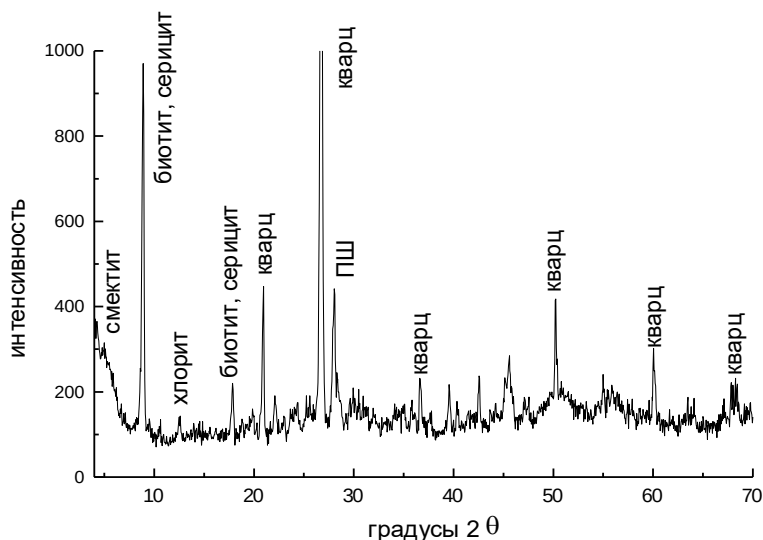


Рисунок 7.27. Дифрактограмма лежалых хвостов флотации обогатительной фабрики Жолымбет

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет, приведенные в таблице 7.32. получены при использовании рентгенофлуоресцентного волнодисперсионного спектрометра Axios фирмы «Panalytical» (Голландия). Обработка спектрограмм проводилась с помощью программного обеспечения Super Q (Omnian 37).

Изучение распределения золота по классам крупности данной пробы лежалых хвостов ЗИФ проводилось путем рассева навески массой в 1 кг в стандартном наборе сит и дисперсионным анализом классов мельче 50 мкм. Результаты ситового и дисперсионного анализов представлены в таблице 7.33.

Таблица 7.32. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа хвостов обогатительной фабрики Жолымбет

Химический элемент	Содержание, %	Химический элемент	Содержание, %
O	37,195	Cr	0,037
Na	0,976	Mn	0,091
Mg	2,131	Fe	5,293
Al	7,022	Co	0,013
Si	23,273	Ni	0,013
P	0,055	Cu	0,044
S	0,257	Zn	0,013
Cl	0,064	Sr	0,014
K	0,993	Zr	0,005
Ca	3,908	Pb	0,018
Ti	0,355		

Таблица 7.33. Распределение золота по классам крупности хвостов обогатительной фабрики Жолымбет

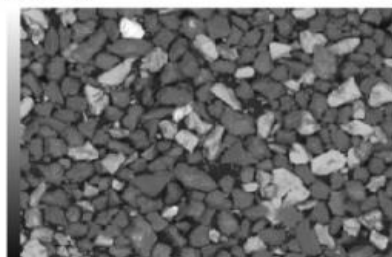
Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
+ 0,2	10,39	4,5	36,24
- 0,2 + 0,1	16,22	1,22	15,34
- 0,1 + 0,07	21,26	1,18	19,45
- 0,07 + 0,05	8,76	1,82	12,36
- 0,05 + 0,02	17,17	0,74	9,85
-0,02+0,01	24,63	0,34	6,5
-0,01+0	1,57	0,22	0,26
Итого:	100,0	1,29	100,0

Анализ распределения золота по классам крупности указывает на то, что основное золото распределено по классам крупности +0,2; -0,2+0,1; 0,1+0,07; -0,07+0,05 мм. Например, в классе крупности +0,2 мм содержание золота составило 4,5 г/т, при выходе 10,39% в нем сосредоточено до 36,24 % золота. В классах крупности -0,2+0,1; 0,1+0,07; -0,07+0,05 мм содержание золота составляет от 1,18 до

1,82 г/т. В классе $-0,05+0$ мм сосредотачивается 16,61 % золота, при выходе 43,37% с содержанием в нем 0,58 г/т.

Продукты ситового анализа пробы лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Пробы образцов размещались на двусторонней клейкой электропроводящей углеродной ленте фирмы NISSHIN EM Co. LTD. Результаты энергодисперсионной спектроскопии (ЭДС - анализа) «с площади» класса крупности $-0,071+0,05$ мм (при увеличении $\times 100$), приведены на рисунке 7.28, которые позволяют оценивать концентрацию элементов на поверхности. Основная часть РЭМ-снимков производилась в режиме обратнорассеянных электронов (СОМРО), который минимизирует ухудшение разрешения и дает более качественные изображения таких порошков по сравнению с режимом наблюдений съемки во вторичных изображениях (SEI). При проведении ЭДС-анализа был выбран ток пучка порядка 10 нА, отвечающий достаточной скорости накопления данных.

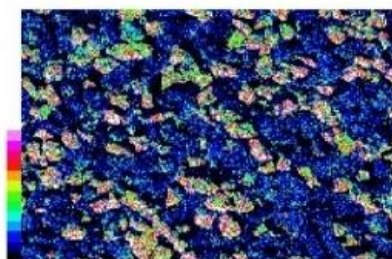
MAP 1



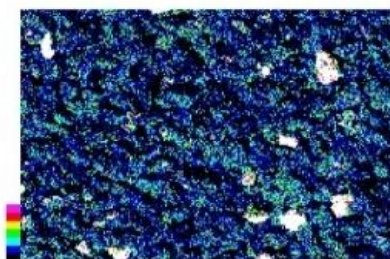
COMPO



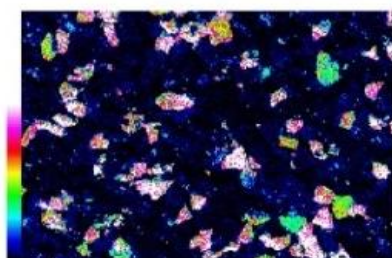
O K



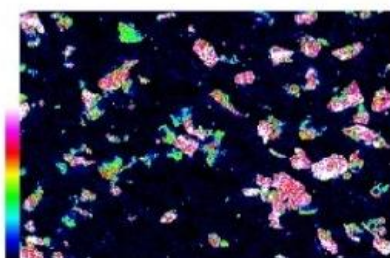
Mg K



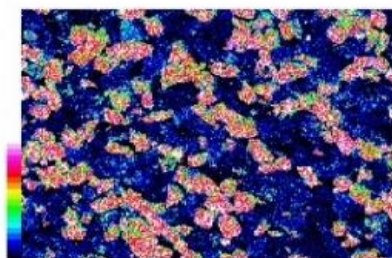
Al K



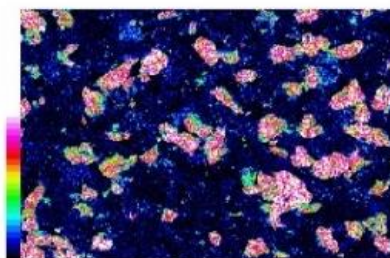
Si K



S K



Ca K



Fe K

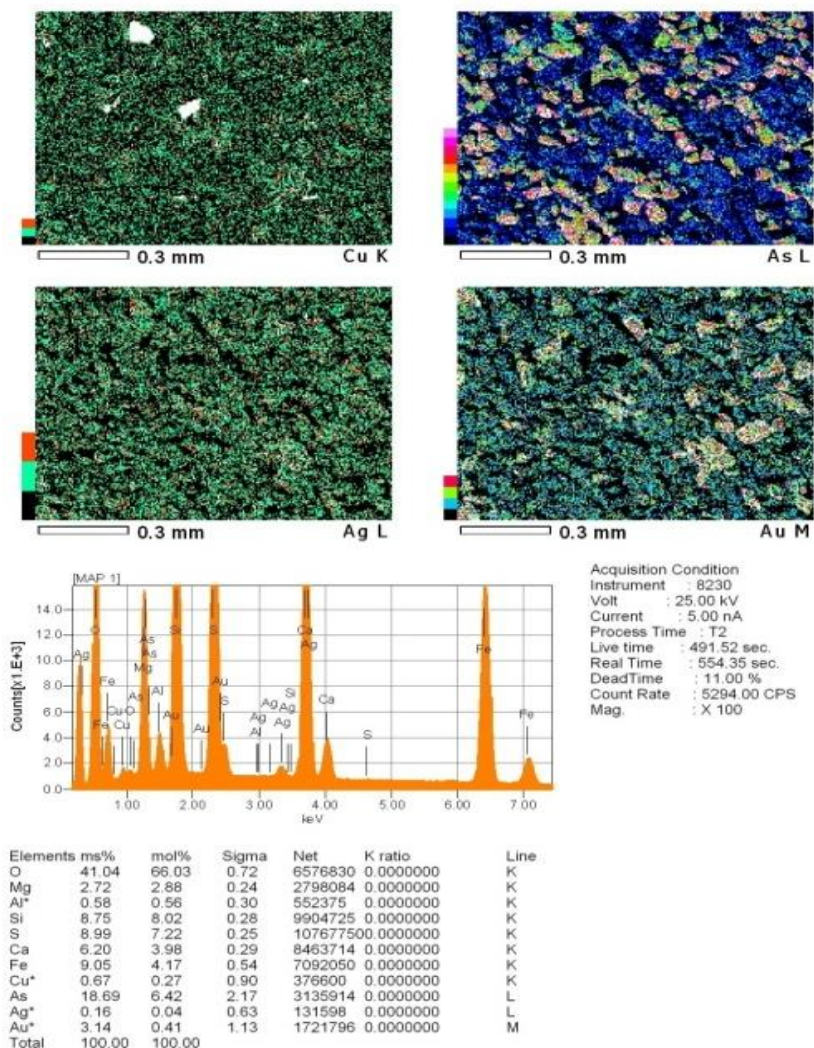
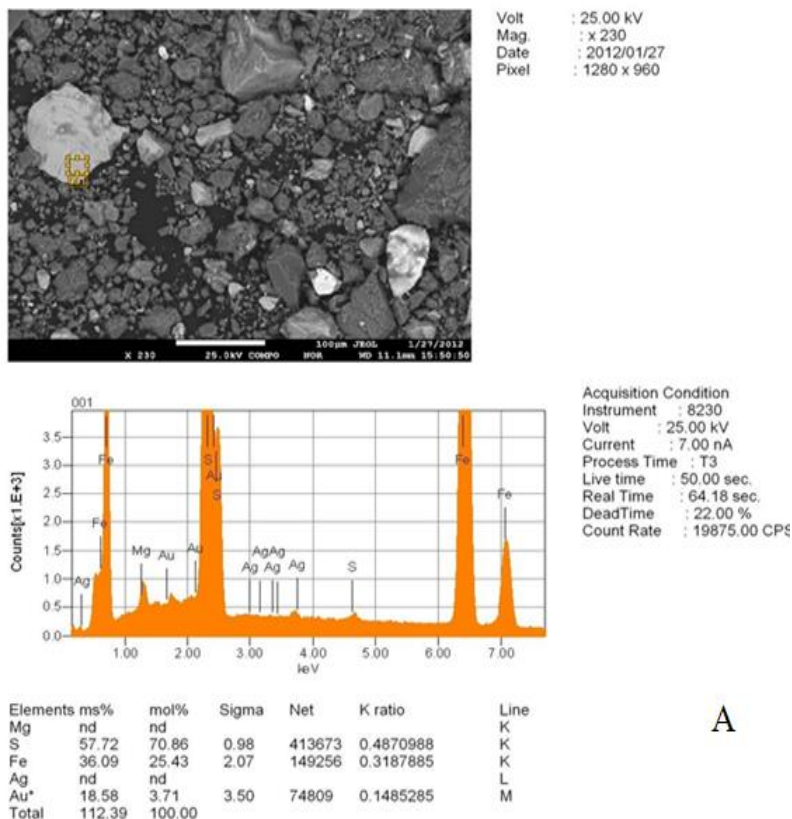


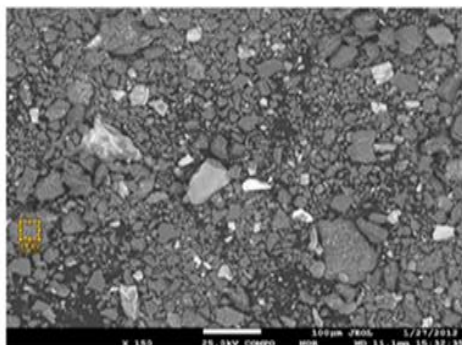
Рисунок 7.28. Микроанализ с площади пробы класса крупности - $0,071 \pm 0,05$ мм (увеличение x100)

Полученные данные ЭДС-анализа показали, что наибольшее содержание золота отмечено в пробе класса -0,071+0,05 мм, которое составляет 3,14 масс. %. В остальных классах крупности содержание золота находится в пределах 1,10-1,65 масс. %. В пробе класса крупности -0,071+0,05 мм наблюдаются также максимальные концентрации железа – 9,05 масс. %, мышьяка – 18,69 масс. %, серы – 8,99 масс. % по сравнению с другими классами крупности.

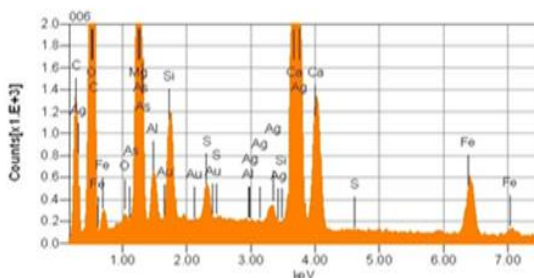
С целью диагностики минералов, содержащихся в лежалых хвостах, проведены исследования с помощью ЭДС-анализа «в точке» электронного зонда, результаты которых приведены на рисунке 7.29.



A



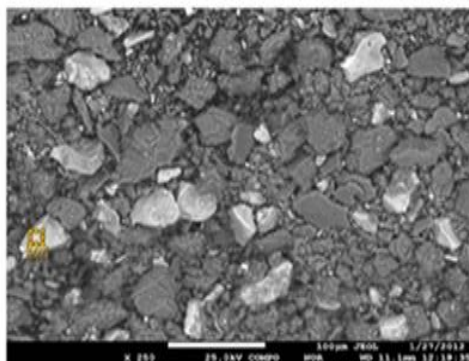
Volt : 25.00 kV
Mag. : x 150
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



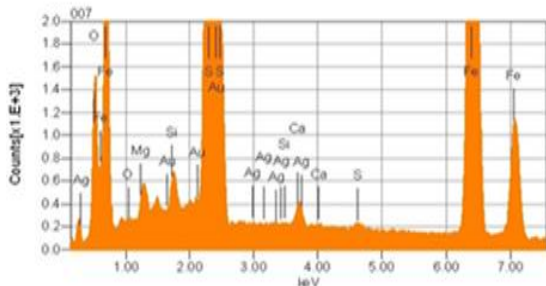
Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 3.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.02 sec.
Real Time : 57.39 sec.
DeadTime : 13.00 %
Count Rate : 7385.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
C*	7.50	14.88	2.36	2914	0.0137109	K
O	45.90	68.36	1.29	37775	0.2627074	K
Mg	5.65	5.53	0.25	32585	0.0256371	K
Al	0.30	0.26	0.28	1648	0.0012223	K
Si	0.95	0.81	0.25	6443	0.0050796	K
S*	0.34	0.26	0.23	2712	0.0030261	K
Ca	10.50	6.24	0.25	89194	0.1085114	K
Fe	1.36	0.58	0.50	5948	0.0120391	K
As	9.46	3.01	0.55	35377	0.0513148	L
Ag*	0.17	0.04	0.53	965	0.0014364	L
Au*	0.25	0.03	1.01	872	0.0016414	M
Total	82.38	100.00				

B



Volt : 25.00 kV
Mag : x 250
Date : 2012/01/27
Pixel : 1280 x 960



Acquisition Condition
Instrument : 8230
Volt : 25.00 kV
Current : 5.00 nA
Process Time : T3
Live time : 50.03 sec.
Real Time : 61.33 sec.
DeadTime : 18.00 %
Count Rate : 12769.00 CPS

Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	13.87	25.64	5.39	6408	0.0707267	K
Mg*	0.12	0.15	1.02	405	0.0005056	K
Si*	0.48	0.51	0.76	2561	0.0032050	K
S	55.40	51.10	0.87	265396	0.4699602	K
Ca*	0.43	0.32	1.16	1881	0.0036321	K
Fe*	37.01	19.60	1.86	101233	0.3251613	K
Ag*	0.01	0.00	2.70	22	0.0000526	L
Au*	17.81	2.67	3.19	46770	0.1396453	M
Total	125.13	100.00				

C

A – анализ пирита; B – анализ доломита; C – анализ сульфата железа

Рисунок 7.29. Результаты ЭДС-анализа

Согласно данным ЭДС-анализа наиболее вероятными соединениями в исследуемой пробе хвостов являются: пирит FeS_2 , кварц SiO_2 , кальцит CaCO_3 , альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$, мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_8$, доломит $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, окисленные соединения железа (гидроксиды, сульфаты и карбонаты). По данным ЭДС – анализа отмечено содержание золота в пирите, сульфате железа и

доломите: 18,5 масс. %, 17,81 масс.% и 0,2-0,3 масс. % (рисунок 7.27), соответственно.

Полученные результаты ЭДС-анализа подтверждены оптико-минералогическими исследованиями пирита в аншлифе изготовленного из тяжелой фракции продукта обогащения. Золото – субмикроскопическое (0,001-0,005 мм и мельче) вкрапления только в крупных агрегатах пирита. Форма изометричная (сферическая и каплевидная), несколько вытянутая. Значительная их часть выкрошена при полировании, и поэтому в пирите видны ямки-углубления соответствующих размеров (рисунок 7.30).

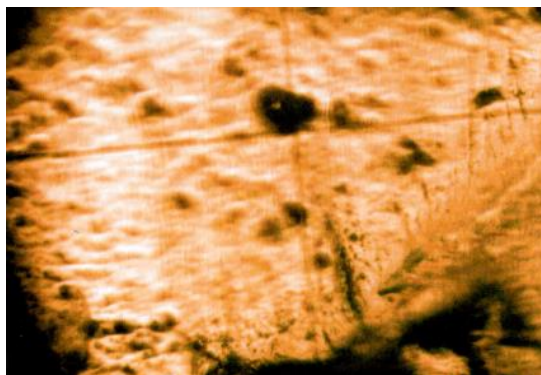


Рисунок 7.30. Часть зерна золота (светлая точка), сохранившаяся в самой крупной ямке (черного цвета).
Увеличение $\times 750$

Наличие в исследуемой пробе лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет окисленных соединений железа свидетельствует о том, что присутствующие в хвостах сульфидные минералы (пирит, халькопирит) были окислены с образованием оксидов, гидроксидов, сульфатов и карбонатов железа в результате продолжительного воздействия климатических условий.

Предварительное обогащение гравитационным или флотационным методом могут позволить сократить массу продукта на цианирование, что снижает эксплуатационные затраты на переработку техногенного сырья.

Гравитационные методы обогащения широко применяются в качестве основных методов извлечения благородных металлов, а также в качестве дополнения к флотации, цианированию или амальгамации [3-5]. Опыты по гравитационному обогащению были выполнены на лабораторном центробежном сепараторе KNELSON (лабораторный вариант с диаметром ротора 3 дюйма). Обогащению на центробежном сепараторе подвергалась проба хвостов общей массой 5 кг. В процессе обогащения получены следующие показатели: выход концентрата от 2,78 до 4,9 %, извлечение золота в гравеоконцентрат составило от 25,75 до 35,67 %, в среднем 30,0 %. Содержание золота в концентрате колебалось от 14,5 до 23,17 г/т при содержании золота в исследуемом продукте от 2,0 до 2,3 г/т. Содержание золота в хвостах центробежного сепаратора составило от 1,4 до 1,53 г/т. Полученные результаты указывают на то, что золото в исследуемой пробе тонкое и поэтому получение гравитационным методом отвалных хвостов содержанием Au ниже 0,6 г/т не представляется возможным.

Для извлечения тонкого золота целесообразно применить флотационный метод обогащения со стадийным измельчением [6-7].

Режимные параметры стадийной флотации были следующими:

1. крупность измельчения хвостов I-ой контрольной флотации 85-90,0% класса мельче 0,074 мм.

2. Режим основной флотации:

- продолжительность флотации -10 минут;
- расход медного купороса – 200 г/т;
- расход ксантогената -150 г/т;
- расход Т-80 - 60 г/т;
- расход бут. аэрофлота -50 г/т.

3. Режим I-ой контрольной флотации:

- продолжительность флотации – 15 минут;
- расход медного купороса – 100 г/т;
- расход ксантогената – 80 г/т;
- расход Т-80 - 30 г/т;
- расход бут. аэрофлота - 25 г/т.

4. Режим II-ой контрольной флотации:

- продолжительность флотации – 20 минут;
- расход медного купороса – 200 г/т;
- расход ксантогената - 150 г/т;
- расход Т-80 -36 г/т;
- расход бут. аэрофлота - 50 г/т.

Схема проведения экспериментов по флотационному обогащению хвостов обогатительной фабрики Жолымбет представлена на рисунке 7.31, технологические показатели обогащения в таблице 7.34.

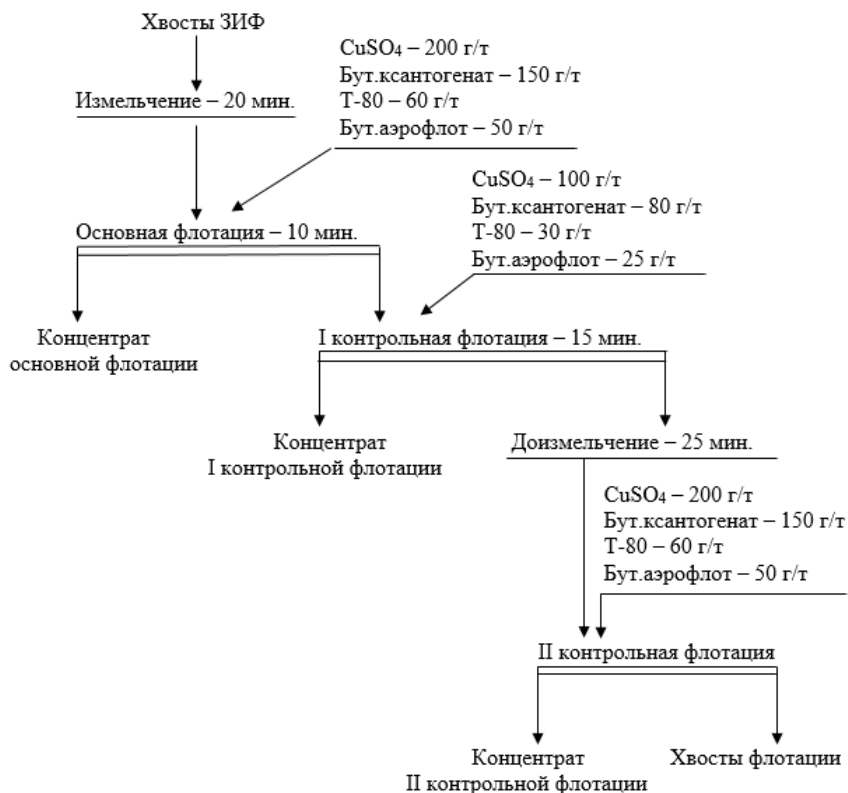


Рисунок 7.31. Схема проведения экспериментов по флотационному обогащению хвостов обогатительной фабрики Жолымбет

Таблица 7.34. Технологические показатели флотационного обогащения хвостов обогатительной фабрики Жолымбет

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение, %
Конц-т основной флотации	1,84	19,7	28,14
Конц-т I контр.флотации	2,02	10,5	16,46
Конц-т II контр.флотации	11,81	3,9	35,75
<i>Объединенный концентрат</i>	<i>15,67</i>	<i>6,6</i>	<i>80,35</i>
Хвосты II контр.флотации	84,33	0,3	19,65
ИТОГО	100,0	1,29	100,0

Получение отвальных хвостов с содержанием золота 0,3 г/т возможно по схеме обогащения, включающей доизмельчение до крупности 80-85% класса мельче 0,074 мм, основную и контрольную флотации, доизмельчение хвостов контрольной флотации с последующей флотацией.

Таким образом, полученные результаты флотационного обогащения лежалых золотосодержащих хвостов обогатительной фабрики Жолымбет показывают возможность получения флотационного концентрата с содержанием золота 6,6 г/т, при выходе 15,67 %, который не являясь кондиционным, позволяет подвергать цианированию относительно небольшую его массу, что в результате снижает эксплуатационные затраты на переработку золотосодержащего концентрата.

Выводы по 7 главе

Проведены исследования на обогатимость техногенного золотосодержащего сырья на примере лежалых хвостов флотации месторождения Акбакай, обогатительных фабрик Кумысты, Прибалхашское и Жолымбет.

Хвосты флотационного обогащения, образующиеся в процессе флотации малосульфидной золотокварцевой руды месторождения Акбакай, представляют собой продукт с содержанием золота 1,91 г/т. Проведенные исследования по гравитационному обогащению золотосодержащих хвостов флотации месторождения Акбакай на лабораторном обогатительном оборудовании дали следующие результаты. Извлечение золота при гравитационном обогащении составило: на отсадочной машине – 27,92 %, винтовом сепараторе – 21,13 %, мягком шлюзе – 16,1 %, концентрационном столе – 31,4 %, и в центробежном сепараторе – 37,18 % (класс -0,28+0,020 мм) и 58,1 % (класс -0,020+0 мм).

Изучен процесс выщелачивания золотосодержащих хвостов обогащения Акбакай цианидными щелочными растворами, содержащими 1 г/дм³ NaCN, при Т:Ж = 1:1,5, извлечение золота составило 56,52 %.

Исследовано сорбционное выщелачивание лежалых хвостов флотационного обогащения Акбакай с использованием активированного угля: извлечение золота в раствор равно 62,52 % при продолжительности выщелачивания – 20 часов, при этом извлечение при сорбции золота на активированный уголь составляет 100 %.

По результатам исследований установлено, что исследуемая проба хвостов Кумыстинского месторождения содержит из ценных компонентов золота ~ 2,1-2,3г/т, меди 0,46 %. Хвосты характеризуются поликомпонентным минеральным составом с преобладанием доломита, кварца. Наличие окисленных соединений железа свидетельствует о том, что присутствующие в хвостах сульфидные минералы (пирит, халькопирит) были окислены с образованием оксидов, гидроксидов, сульфатов и карбонатов железа в результате продолжительного воздействия климатических условий. Основными носителями золота являются арсенопирит, пирит и сульфат железа. Полученные результаты исследований по

изучению вещественного состава лежалых хвостов месторождения Кумысты определяют целесообразность применения гравитационно-флотационной или прямой флотационной схемы переработки.

Проведены укрупненные испытания обогащения хвостов Кумыстинского месторождения по гравитационно-флотационной схеме в г. Степногорск, ТОО НТЦ-КРИЦ. Гравитационно-флотационная схема, включающая центробежную сепарацию и флотационное дообогащение хвостов центробежного сепаратора, при определенных условиях обеспечивает более высокое извлечение золота и меди в объединенный концентрат из лежалых хвостов. По предложенной гравитационно-флотационной схеме обогащения получен объединенный концентрат с содержанием золота 8,0 г/т и 1,92 % меди при извлечении 79,1 % и 87,37 % соответственно, который является пригодным для дальнейшей переработки пирометаллургическим или гидрометаллургическим методами с получением золота и меди.

Проведены исследования по определению применимости отходов дообогащения лежалых хвостов месторождения Кумысты для производства керамической плитки и получены облицовочные образцы плиток, которые по показателям водопоглощения удовлетворяют требованиям ГОСТ 6787-53 на облицовочные плитки, однако они имеют высокие показатели линейной усадки. Для снижения усадки керамики возможно применение предварительного обжига сырья, или введение в состав шихты компонентов, формирующих в процессе термообработки керамической массы малоусадочные фазы.

Проба лежалых хвостов Прибалхашской фабрики содержит из ценных компонентов золота ~ 2,3 г/т, Материал участка хвостохранилища может служить источником дополнительного получения золота. Хвосты содержат, %: кварц – 59,8; слюды – 9,0; хлорит – 5,1; кальцит – 7,3; калиевый полевой шпат – 2,4; и сульфиды. Золото в пробе хвостов по классам крупности распределено довольно равномерно. Распределение золота по классам крупности, а также результаты рационального анализа свидетельствуют о том, что хвосты Прибалхашской фабрики представляют труднообогатимый материал для гравитационного

обогащения, поскольку основная часть золота ассоциирована в породных минералах и не может быть достаточно полно извлечена флотацией.

Обогащением на концентрате Кнелсона из хвостов Прибалхашской фабрики получен концентрат с содержанием золота 24,8 г/т, при извлечении 35,19 %.

Выщелачивание доизмельченных лежалых хвостов Прибалхашской фабрики в цианистых растворах позволяет перевести в раствор до 77,27 % золота и сократить последующее сорбционное цианирование до 6 часов, при его содержании в хвостах сорбции 0,5-0,55 г/т. Крупность доизмельчения лежалых хвостов при этом должна составлять 94-95 % по классу -0,15 мм.

Проведены исследования возможности получения золотосодержащего концентрата из лежалых хвостов обогатительной фабрики Жолымбет. По данным рентгенофазового анализа в исходной пробе хвостов идентифицированы следующие минералы: кварц, серицит, хлорит, полевошпат, мусковит и сульфиды. Наличие в пробе лежалых хвостов окисленных соединений железа свидетельствует о том, что присутствующие в хвостах сульфидные минералы (пирит, халькопирит) были окислены с образованием оксидов, гидроксидов, сульфатов и карбонатов железа в результате продолжительного воздействия климатических условий. Приведены результаты стадийного флотационного обогащения золотосодержащих хвостов и показана возможность получения концентрата с содержанием золота 6,6 г/т, при выходе 15,67 %, который не является кондиционным, но позволяет подвергать цианированию относительно небольшую массу флотационного концентрата, что снижает эксплуатационные затраты на переработку золотосодержащего концентрата.

При освоении отвальных хвостов месторождений Акбакай, Кумысты, Прибалхашской, Жолымбетской фабрик разработанные технологии позволят доизвлечь золото и повысить комплексность использования сырья за счет использования нерудной составляющей в качестве основного компонента строительных материалов, а также улучшить состояние экологии в местах добычи золотосодержащих руд.

ЛИТЕРАТУРА

1. Мировой рынок золота / Электронный ресурс, режим доступа: <https://goldinrussia.ru/ru/ru/investizii-v-zoloto/o-zolote> (дата обращения: 26.01.2022)
2. Рынок золота / Электронный ресурс, режим доступа: 2020 https://www.metalresearch.ru/gold_market.html (дата обращения: 26.01.2022)
3. Рынок золота / Электронный ресурс, режим доступа: https://www.ugmk.com/analytics/surveys_major_markets/precious-metals (дата обращения: 26.01.2022)
4. Верхозин С.С. Золотодобывающая промышленность Казахстана. <https://zolotodb.ru/article/11194>
5. Петровская Н.В. Самородное золото. М., Наука, 1973. 348 с.
6. Самые крупные золотые самородки в мире. <https://knowhow.pp.ua/biggets-gold-nuggets/>
7. Моисеенко В.Г. Наногеохимия золота // Труды симпозиума. Владивосток, 2008. - С. 6–25.
8. Паддефат Р. Химия золота. М., Мир, 1982. – 360 с.
9. Обзор золотодобывающей отрасли России по итогам 2019 – первого полугодия 2020 года. https://assets.ey.com/content/dam/ey-sites/ey-com/ru_ru/topics/mining-metals/ey-gold-surveys/ey-gold-survey-2020.pdf
10. Жаутиков Т.М. Главнейшие геолого-промышленные типы месторождений золота // Доклады АН РК, 1992, №5. – С. 47–54.
11. Беспаяев Х.А., В.А. Глоба, Абишев В.М., Гуляева Н.Я. Месторождения золота Казахстана // Справочник. Алматы, 1996. – 112 с.
12. Высоцкий Э.А. и др. Геология металлических полезных ископаемых//Учебное пособие для студентов вузов. Минск «Тетра Системс», 2006. – С. 228–236.
13. Старостин В.И., Игнатов П.А. Геология полезных ископаемых. М.: Мир, 2006. – 37 с.
14. Месторождение Акбакай (сайт Комитета геологии и недропользования). <http://info.geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazakhstana/tverdye-poleznyie-iskopaemye/item/>

15. Геологические инновации: методы, технологии, практика. - Изд. Комитета геологии и недропользования МЭМР РК. - Алматы, 2001. - 148 с.
16. Даукеев С. Ж. Анализ и прогноз развития минерально-сырьевого комплекса Республики Казахстан // Минеральные ресурсы Казахстана. 1994. № 2. С 3-8.
17. Полезные ископаемые Казахстана. Объяснительная записка к карте полезных ископаемых Казахстана масштаба 1:1000000. - Кокшетау: Комитет геологии и недропользования МЭМР РК, 2002. - 188 с.
18. Свойства, потребление и производство основных видов минерального сырья. - Кокшетау: Комитет геологии и недропользования МЭМР РК, 2003. - 252 с.
19. Сырьевая база свинца и цинка, меди, золота Казахстана: тез. докл. совещ. в Комитете геологии и недропользования МЭМР РК. - Алматы, 2002. - 102 с.
20. Аналитический обзор инвестиционных возможностей Казахстана по отраслям. - Кокшетау: изд. Комитета геологии и недропользования МЭМР РК, 2003. - 142 с.
21. Минерагеническая карта Казахстана масштаба 1:1000000. Объяснительная записка. - Комитет геологии и недропользования МЭМР РК. - Алматы: Астана, 2007. - 180 с.
22. Материалы 1-го Казахстанского Международного конгресса по минеральным ресурсам и металлургии «Astana Minerals & Metallurgy-2010». <https://nomad.su/?a=3-201007010040>
23. Лодейщиков В.В. Цианирование и экология // Золотодобыча. 2008. №113. С. 3-7.
24. Лодейщиков В. В. Углерод в золотосодержащих рудах и его влияние на процесс цианирования // Золотодобыча. 2008. № 116. С. 8-12.
25. Патент РФ. 2210608 Способ извлечения благородных металлов из упорных сульфидных материалов / Л.К. Чучалин, Ф.П. Дергалина, Б.Д. Соловьёв и др.; заявл. 09.10.2001; опубл. 20.08.2003, Бюл. №23.
26. Верхотуров, М.В. Обогащение золота: Учебное пособие / М.В. Верхотуров. - Красноярск: Изд. ГАЦМиЗ, 1998. - 128 с

27. Зайцева М.Л. Исследование сорбционных свойств углистых веществ при цианировании золотых руд / М.Л. Зайцева, М.Д. Ивановский, Н.К. Ларина // Цветные металлы. 1973. №1. С. 77-79.

28. Коростышевский Н.Б. Изучение сорбционных свойств углесодержащих компонентов золотых руд и возможность их подавления в процессе цианирования / Н.Б. Коростышевский, М.Л. Рабинович, В.И. Слесарева // Сборник трудов ВНИИ-1, Магадан. 1961. Т.29. С. 397-408.

29. Фридман И.Д. Исследование сорбционных свойств природных углеродистых веществ в процессе цианирования / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари, Н.Н. Демина // Журнал прикладной химии, 1980. Т.53. №9. С. 1985-1990.

30. Фридман И.Д. О переработке углесодержащих серебряно-мышьяковых концентратов / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари // Цветные металлы, 1982. № 6. С. 78-82.

31. Фридман И.Д. Влияние углеродистых веществ, содержащихся в рудах, на процесс цианирования / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари, Н.Н. Демина // Цветные металлы, 1979. №9. С. 104-106.

32. Фридман И.Д. Преимущества бактериального выщелачивания при переработке углеродсодержащих золото-сурьяно-мышьяковых концентратов / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари // Цветные металлы, 1985. №1. С. 93-96.

33. Бочаров В.А., Абрютин Д.В. Технология золотосодержащих руд. - Москва: Изд. Дом МИМиС, 2011. 420 с.

34. Бочаров В.А., Чантурия Е.Л., Игнаткина В.А. Обогащение сульфидно-окисленных руд с фракционным выделением минералов цветных и благородных металлов // Обогащение руд, 2002, №6, с. 8-11.

35. Sedelnikova, G., Kim, D., Ibragimova, N. Recovery gold from refractory old sulfide tailings using heap bio-oxidation // IMPC 2016 - 28th International Mineral Processing Congress, 2016, 2016-September.

36. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). 1990. 416 с

37. Даукеев С.Ж., Проблемы освоения минеральных ресурсов // Горный журнал. - 2000. - №6. - С. 199-201.

38. Кустов А.М., Иноземцев С.Б., Канцель А.В., Мазуркевич П.А. Сортировка и технологическая селекция руд Мурунтау // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ. - Том 2. - М., 2003. - С.92-94.

39. Новиков В.В., Еремин А.М., Руднев С.В., Федянин С.Н. Сортировка и сепарация золотосодержащих руд месторождения Кокпатас // Материалы IV- конгресса обогатителей стран СНГ. Том 2. - М., 2003. - С. 90-92.

40. Седельникова Г.В., Крылова Г.С., Чантурия В.А., Ананьев П.П. Повышение эффективности переработки золоторудного сырья на основе применения нетрадиционных технологий // Сб. трудов VI Международной конференции «Золотодобывающая промышленность России. Проблемы и перспективы». - С.128-131.

41. Компания СЕТСО. Новое оборудование на рынке стран СНГ для гравитационного обогащения руд и песков // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ. - Том 2. – Москва, 2003. - С.134-136.

42. Прокопьев С.А., Тихонов П.С., Горяинова Д.И., Матвеева Л.Ф. Опыт использования винтовых аппаратов для поиска и разведки россыпных месторождений золота. // Материалы IV конгресса обогатителей стран СНГ. - Том 2. – Москва, 2003. - С.146-148.

43. Поляков В.М. Опыт использования центробежных классификаторов MELF для получения тонкодисперсных материалов // Материалы IV конгресса обогатителей стран СНГ. Том 2. – Москва, 2003. - С.148-150.

44. Инновационный патент РК 23686 Центробежный сепаратор / Морозов Ю.П, Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Игнатьев М.М. Афанасьев А.И., Абдыкирова Г.Ж., Фалей Е.А. заявл.11.06.2010; опубл. 15.02.2011, Бюл. №2. (МПК:В03В 5/32, В04В 1/08)

<https://kzpatents.com/5-ip23686-centrobeznyjj-separator.html>

45. Кулигин В.Я. Разработка угольно-масляной технологии извлечения золота из рудного россыпного и техногенного сырья Забайкалья // Материалы межрегиональной научно-технической конференции, посвященной 40-летию ЗабНИИ. - 2001. - С.300-303.

46. Минеев Г.Г. Биометаллургия золота. – М., 1989. - 159 с.

47. Юдина И.Н., Ким Д.Х., Костюкова О.Н. Технология переработки упорных мышьяковистых золотосодержащих концентратов с использованием бактериального выщелачивания // Труды ин-та ЦНИИГРИ – М., 1975. -Вып.121. - С.58-62.

48. Абдрашитова С.А. Роль гетеротрофных бактерий в установлении и окислении элементов с переменной валентностью: автореф...докт.биол. наук: Ташкент, 1992.

49. Седельникова Г.В., Савари Е.Е., Ким Д.Х. Использование биотехнологии - перспективный путь вовлечения в эксплуатацию месторождений с упорными рудами золота // Горный журнал. 2006. № 10. С. 52-57.

50. Камалов М.Р., Канаев А.Т., Хамуда Р.А. Биотехнология доизвлечения золота из хвостов цианирования с помощью *Aciditobacillus Ferroox Idans* // Биотехнология. Теория и практика. – 2008. - № 2. С. 94-100.

51. Емельянов Ю.Е., Шкетова Л.Е., Михайлова А.Н., Копылова Н.В., Богородский А.В. Биохимическое выщелачивание упорных золотосодержащих продуктов // Известия вузов. Прикладная химия и биотехнология. - 2012. - № 1 (2). - С. 83-87.

52. Kanayev, A.T., Bulaev, A.G., Semenchenko, G.V., Kanayeva, Z.K., Shilmanova, A.A. Biooxidation of gold-bearing sulfide ore and subsequent biological treatment of cyanidation residues // Applied Biochemistry and Microbiology. – 2016. - 52(4). - С. 397-405.

53. Седельникова Г.В., Романчук А.И., Крылова Г.С., Савари Е.Е. Новые методы переработки руд благородных металлов // Материалы IV конгресса обогатителей стран СНГ. - Т.1. - М., 2003. - С. 69-70.

54. Справочник под редакцией Караганова В.В., Ушкенова Б.С. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития. - Алматы, 2002. - 288 с.

55. Гудков С.С., Дружина Г.Я., Татаринов А.П., ОАО «Иргиредмет». Итоги освоения технологии кучного выщелачивания в золотодобывающей промышленности России // Золотодобыча, №88, март 2006 г.

56. Собенников Р.М., Минеева Т.С. Промышленный опыт извлечения золота из руд методом кучного выщелачивания в России и за рубежом // В сборнике: Переработка природного и техногенного

сырья. Сборник научных трудов студентов, магистрантов, аспирантов и молодых ученых Института высоких технологий. Иркутск, 2019. С. 67-70.

57. Шипнигов А.А., Минеева Т.С. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд // В сборнике: Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов. Материалы X Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. 2020. С. 80-82.

58. Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Кондратьева Т.Ф. Переработка сульфидных концентратов и промпродуктов, содержащих золото и цветные металлы, с применением интенсивной биогидрометаллургии // Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения 2013», 16-19 сентября 2013, Томск. 2013. С. 281-284.

59. Котляр Ю.А. Металлургия благородных металлов / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. М.: МИСИС: Руда и металлы, 2005. Т.2. 392 с.

60. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. Т.1. 342 с.

61. Авдонин Г.И. Геотехнологические характеристики основных промышленных типов россыпных месторождений золота // Подземное выщелачивание урана, золота и других металлов. Т.2. Золото. / Г.И. Авдонин, Г.А. Колпаков М.: РиМ, 2005. 222 с.

62. Скважинное подземное выщелачивание золота. Под редакцией М.И. Фазлуллина, Издательство «Винпресс», Москва 2017 г.

63. А.Ф. Панченко, О.Д. Хмельницкая, В.В. Лодейщиков, В.М.Муллов, О.Н.Ланчакова, В.А.Асалханов, Т.Э. Видусов. Промышленные испытания технологии подземного выщелачивания золота из окисленных руд Маминского месторождения // Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья: Сб.науч.тр., посв. 130-летию института «Иргиредмет». Иркутск, 2001. - С. 232–248.

64. <https://www.kazzinc.com/rus/o-proizvodstve/predpriyatiya/ao-altyntau-kokshetau>]
65. Никулин А.И., Файкин В.И. Комбинированная стадияльная технологическая схема обогащения тонковкрапленных золото-мышьяковых руд Труды института ЦНИИГРИ – М., 1984. - Вып.194. - С.3-7.
66. Тимошенко А.С., Филимонов Н.В., Сафонова Р.Г. Технологические свойства кварцевых малосульфидных золото-серебряных руд одного из месторождений // Труды института ЦНИИГРИ – М., 1984. - Вып.194. - С.15-19
67. Никулин А.И., Костюкова О.Н., Семишина Р.А., Тимошенко А.С. Разработка технологии комплексного извлечения ценных металлов из золото- полиметаллических руд // Труды Института ЦНИИГРИ – М., 1972. - Вып.102. - С.24-31.
68. Фишман М.А., Зеленов В.И. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Т.5. Извлечение золота и алмазов из руд и россыпей. - М.: Недра, 1967. - 253 с.
69. Андреев Л.И., Анищенко Н.М., Попова В.С. Использование бутилмочевины в качестве собирателя при флотации благородных металлов // Флотационные реагенты. - М.: Наука, 1986. - С.123-124.
70. Зеленов В.И. Комбинированная флотация руд благородных металлов // Комбинированные методы обогащения при комплексной переработке минерального сырья. - М.: Наука, 1977.
71. Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова М.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. - М.: Недра, 1974. - С. 314-319.
72. Mining Chemicals, Handbook, Copyright 1986, American Cyanamid Company.
73. Quntanar C., Palominos M. Rejection of pyriteв Congress (IMPC 2014), Santiago, Oct. 20–24, 2014. Chap. 6, Santiago, 2014, pp. 32–39.
74. Рябой В. И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. – 2011. – № 2. – С. 49–53.
75. Рябой В. И., Шепета Е. Д., Кротов В. П., Голиков В. В. Новые диалкилдитиофосфаты для флотации Си, Аи и серебро-содержащих руд // Обогащение руд. – 2014. – № 1. – С. 29–33.
76. Чантурия В. А., Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Недосекина

Т. В. Исследование флотационной активности новых собирателей для флотации золотосодержащих руд сульфидных минералов / Материалы научно-практической конференции. Новые технологии в науке о Земле и горном деле. – Нальчик. 2011. – С. 94–99.

77. Чантурия В. А., Недосекина Т. В., Гапчич А. О. Повышение селективности процесса флотации на основе применения новых реагентов-собирателей // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 6. – С. 106–115.

78. Игнаткина В. А., Бочаров В. А. Схемы флотации сульфидов цветных металлов на основе использования сочетания собирателей // Горный журнал. – 2010. – № 12. – С. 58–64.

79. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хачатрян Л. С. Проблемы разделения минеральных комплексов при переработке массивных упорных руд цветных металлов // Цветные металлы. – 2014. – № 5. – С. 16–23.

80. Зеленов В.И. Комбинированная флотация руд благородных металлов // Комбинированные методы обогащения при комплексной переработке минерального сырья. - М.: Наука, 1977.

81. Зеленов В.И., Ключева Н.Д., Эльберт А.М. Изучение некоторых физико-химических характеристик алкилэфиров ИНК для флотации золота // Труды ЦНИИГРИ. - Выпуск 115. - 1974. - С.34-37.

82. Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. - М: Metallurgizdat, 1958. 366 с.

83. Абрамов А.А. Проблемы теории флотации и пути их решения // Цветные металлы. - 2001. - №9-10.

84. Абрамов А.А. Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. М.: Недра, 1978. - С.280.

85. Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К. Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. - М.: Недра, 1990. - 365 с.

86. Глембоцкий В.А. Основы физикохимии флотационных процессов. - М.: Недра, 1980. - 343 с.

87. Каковский И.А. Флотация самородных металлов // Труды III научно-практической сессии «Механообр». - 1955. - 237 с.

88. Авдохин В.М., Абрамов А.А. Окисление сульфидных минералов в процессах обогащения. - М.: Недра, 1989. - 232 с.
89. Мелик-Гайказян В.И., Емельянова Н.П., Юшина Т.И. Методы решения задач теории и практики флотации / Учебное пособие. - М.: Горная книга, 2013. - 363 с.
90. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - М.: Недра, 1984. - 291 с.
91. Зеленев В.И. Новый реагент для флотации золота и меди // Цветные металлы, 1973. - № 6.
92. Яворская Е.В., Зеленев В.И., Эльберт А.М. Авторское свидетельство №306679 «Бюллетень изобретений и товарных знаков». - 1972. - №8.
93. Шубов Л.Я., Иванова С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Кн.1. - М. Недра, 1990. - 400 с.
94. Абрамов А.А., Леонов С.Б., Сорокин М.М. Химия флотационных систем. - М.: Недра, 1982. - 421 с.
95. Дуденков С.В., Шубов Л.Я., Глазунов Л.А. Основы теории и практика применения флотационных реагентов. - М.: Недра, 1969. - 289 с.
96. Зеленев В.И., Эльберт А.М. О возможности использования ультразвука, магнитных полей и электрического тока при флотации // Сб. научн. трудов ЦНИИГРИ. Обогащение, гидрометаллургия и методы анализа руд благородных и цветных металлов. Вып.102. - Москва, 1972. - С. 151-157.
97. Кирилов О.Д. К вопросу о возможности применения ультразвука в процессах обогащения полезных ископаемых. В кн. «Физика и физико-химический анализ» Тр. МИЦМИЗ. - №30. - Вып.№1. - Москва, 1957.
98. Стадниченко А.И., Кошечев С.В., Боронин А.И. Окисление поверхности массивного золота и исследование методом рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии состояний кислорода в составе оксидных слоев // Вестник Московского университета. Серия 2. Химия. - 2007. - Т.47. - С.418-426.
99. В.А. Чантурия, Т.А. Иванова, Е.В. Копорулина. Методика оценки эффективности взаимодействия флотационных реагентов с золотосодержащим пиритом. // Цветные металлы. 2010. №8.

100. Шафеев Р.Ш., Сальников М.А., Чантурия В.А. и др. Промышленные испытания метода предварительной электрохимической обработки ксантогената перед подачей в процессе флотации // Цветная металлургия. 1970. № 8. С. 24-25.
101. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации. Учеб. пособие. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2010. – 409 с.
102. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Кн.1. - М. Недра, 1990. - 400 с.
103. Хан Г.А., Л.И. Габриелова, Н.С. Власова. Флотационные реагенты и их применение. – М.: Недра, 1986. – 270 с.
104. Кирилов О.Д. К вопросу о возможности применения ультразвука в процессах обогащения полезных ископаемых. В кн. «Физика и физико-химический анализ». Тр. МИЦМИЗ. - №30. - Вып. №1. – Москва, 1957.
105. Ревнивцев В.И., Дмитриев Ю. Г. Ультразвуковое обогащение минералов, покрытых поверхностными загрязняющими примесями // Сб. докладов IV ежегодной научно-технической конференции «Применение ультразвука в машиностроении». - М.: ЦИТИАМ, 1963.
106. Шутов В. Д., Кац М. Я., Баранов В. В. Применение ультразвука при минералогическом анализе осадочных пород // Изв. АН СССР. Сер. геологическая. 1961. № 4.
107. Черных С.И., Рыбакова О.И., Лебедев Н.М., Жирнова Т.И. К вопросу изучения влияния ультразвука, магнитных полей и электрического тока на флотацию золота // Цветная металлургия. - № 6, 2003., с. 15.
108. Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А., Стуруа Р.И. и др. Промышленные испытания электровосстановления флотационной пульпы на Белоусовской обогатительной фабрике // Цветная металлургия. 1970. № 8. С. 22-24.
109. Чантурия В.А., Шафеев Р.Ш. Химия поверхностных явлений при флотации. М.: Недра, 1977. - 191 с.
110. Классен В.И., Мокроусов В. А. Введение в теорию флотации. - М.: Гос.гортехиздат, 1959. - 134 с.

111. Чантурия В.А., Теплякова М.В., Дмитриева И.Л. Влияние электрохимической обработки минеральной суспензии сульфидов меди, цинка и железа на межфазное распределение сульфидрильного собирателя // Новые эффективные методы обогащения полезных ископаемых. М.: ИПКОН АН СССР, 1978. С. 13-18.

112. Зозуля И. И. Об интенсификации флотационного процесса сульфидных минералов // Изв. АН СССР, ОТН. – М., 1953. - №7.

113. Мамаков М. А., Авакумов М. И. Лабораторная электрофлотационная машина // Изв. АН Молд. ССР, сер. физ-техн. и матем. наук. - Кишинев, 1969. - №2.

114. Конев В.А. Флотация сульфидов. - М.: Недра, 1985. - 262 с.

115. Turysbekov, D., Tussupbayev, N., Semushkina, L., Narbekova S., Kaldybaeva, Z., Mambetaliyeva, A. Effect of the water-air emulsion size of the foaming agent solution on the non-ferrous metal minerals flotation ability // *Metalurgija*, 2021, 60(3-4), Pp. 395–398

116. Semushkina, L., Kenzhaliyev, B., Turisbekov, D., Tussupbayev, N., Narbekov, S. About a possibility of processing of technogenic waste with use of the new equipment and flotoreagent // *International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM*, 2017, 17(43), P. 3–10.

117. Tusupbaev, N.K., Rulev, N.N., Semushkina, L.V., Narbekova, S.M. Intensification of flotation of technogenic gold-containing raw materials with the application of a modified foamer *Obogashchenie Rud*, 2019, 2019 (2), Pp. 15–19

118. Turysbekov D.K., Rulyov N.N., Semushkina L.V., Narbekova, S.M. Increasing the efficiency of enrichment of gold-bearing ore by using combined microflotation // *Tsvetnye Metally*, 2018, (8), P. 13-18.

119. Tusupbaev, N., Semushkina, L. New flotation agents for the beneficiation of polymetallic sulphide ores // *11th International Multidisciplinary Scientific Geoconference and EXPO - Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection, SGEM 2011*, 2011, 1, с. 1139–1146

120. Semushkina L., Tussupbayev N., Yerzhanova Z., Bekturganov N. Next generation flotation agents for the concentration of complex copper-lead ores // *26th International Mineral Processing Congress*,

IMPC 2012: Innovative Processing for Sustainable Growth - Conference Proceedings, 2012, P. 5556–5566.

121. Богданов О.С., Гольман А.М., Каковский И.А. Физико-химические основы теории флотации. - М.: Наука, 1983. - 456 с.

122. Леонов С.Б., Белькова О.Н. О целесообразности использования органических азотсодержащих веществ в процессе флотации. В кн. Физические и химические основы переработки минерального сырья. - М., Наука, 1982.

123. Артамонова Л. А., Богданов О.С., Емельянов М.Ф. и др. Некоторые новые направления в области исследования химических и физических основ флотации. В кн.: Современное состояние и перспективы развития теории флотации. - М.: Наука, 1979. - С.133-146.

124. Рябой В. И., Шендерович В. А., Кретов В. П. Применение аэрофлотов при флотации руд // Обогащение руд. - 2005. - № 6.

125. Григорьев А.А. Производство флотореагентов // Катализ и нефтехимия, 2001, №9–10. - С.53-59.

126. Отчет «Оказание техпомощи в освоении технологии обогащения на фабрике Акбакайского ГОКА». - Алматы, 1992.

127. Рабочий проект опытно-промышленного участка кучного выщелачивания забалансовых руд месторождения «Карьерное – Акбакай». - Т. 2. - Алматы: НИИПромтехнологии, 1992.

128. Отчет «Исследование закономерности распределения зерен с различной крупностью и плотностью в дробленной руде и распределение цветных и благородных металлов в узких фракциях плотности и крупности». - Алматы, 2003.

129. <http://info.geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazakhstana/tverdye-poleznye-iskopaemye/item/>

130. Отчет «Исследование закономерности распределения зерен с различной крупностью и плотностью в дробленной руде и распределение цветных и благородных металлов в узких фракциях плотности и крупности» (промежуточный). - Алматы, 2003.

131. Кенжалиев Б.К., Бектурганов Н.С., Райвич И.Д., Барменшинова М.Б., Биттеев А.Б., Шаутонов М.Р., Сажин Ю.Г., Оспанбеков Т.О., Абдыкирова Г.Ж. Анализ гравитационной обогатимости дробленной золотосодержащей руды // Материалы Международной научно-технической конференции «Научные

основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья». - Екатеринбург, 2003. – С. 115-119.

132 Кенжалиев Б.К., Биттеев А.Б., Игнатъев М.М., Абдыкирова Г.Ж., Фетисова Р.П., Сажин Ю.Г. Технология переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов // Комплексное использование минерального сырья. - Алматы, 2004. - №4. - С.12-15.

133 Райвич И.Д. Отсадка крупнокусковых руд. - М.: Недра, 1988. - 176 с.

134. Недосекина Т.В., Гапчич А.О. Выбор селективных собирателей для золота // Материалы VIII Конгресса обогатителей стран СНГ, 2011.

135 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1981. - 321 с.

136. Беккер Х. Органикум. - М.: Мир, 1992. - Т.2.

137. Абдыкирова Г.Ж., Тусупбаев Н.К., Кенжалиев Б.К., Бектурганов Н.С., Биттеев А.Б., Абдиев К.Ж., Фетисова Р.П., Аманжолова Л.У. Влияние азотсодержащей интенсифицирующей добавки на поверхностные и флотационные свойства мономинералов золотосодержащей руды // Материалы Международной конференции. Абишевские чтения-2006. - Караганда, 2006.

138. Попов И.В., Топтыгина Н.С., Кубарев А.Д., Куляшев Ю.Г. Изучение электродсорбции ксантогената с поверхности коллективного медно-свинцового концентрата Зыряновской фабрики методом ИК-спектроскопии // Сб. трудов «Обогащение полезных ископаемых». - Новосибирск, 1975. - С.66-75.

139. Леонов С.Б., Комогорцев Б.В. Водные растворы бутилового ксантогената калия, диксантогенида и их взаимодействие с сульфидными минералами. - Иркутск, 1969.

140. Мелик-Гайказян В.И., Абрамов А.А., Рубинштейн Ю.Б., Авдохин В.М., Соложенкин П.М. Методы исследования флотационного процесса. - М.: Недра, 1990. - 301 с.

141 Бахшиев Н.Г. Спектроскопия межмолекулярных взаимодействий. - Л.: Наука. - 1972. - 265 с.

142 Киселев А.В. Инфракрасные спектры поверхностных соединений и адсорбированных веществ. – М.: Наука. – 1972. – с.500.

143. Накамото К. ИК спектры и спектры КР неорганических и координационных соединений. – М.: Мир. – 1991. – С. 536.

144. Наканиси К. Инфракрасные спектры и строение органических соединений. – М.: Мир, 1965. – 216 с.

145. Абрамзон А.А. Поверхностно-активные вещества. Свойства и применение. 2-изд. – Л.: Химия, 1981. – 304 с.

146. Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Федоров А.А. Некоторые особенности взаимодействия сульфгидрильных собирателей класса ксантогенатов и дитиокарбаматов с пиритом и арсенопиритом // Цветные металлы. – 2000. – № 5. – С. 12-15.

147 Щупов Л.П. Прикладные методы в обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра, 1972. – 168 с

148. Козин В.З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1984. – 112 с.

149. Рубинштейн Ю. Б., Филиппов Ю. А. Кинетика флотации. – М.: Недра, 1980. – 350 с

150. Абдыкирова Г.Ж. Влияние интенсифицирующей добавки на флотацию золота из труднообогатимой золотосодержащей руды. Комплексное использование минерального сырья. 2005. №1.

151. Абдыкирова Г.Ж., Тусупбаев Н.К., Фетисова Р.П., Мухамедилова А.М., Сулейменова У.Я., Влияние активизирующей добавки на флотируемость мономинералов золотосодержащей руды. //Сборник материалов VII конгресс обогатителей стран СНГ, Москва, 28-30 марта 2009 г. –С.165-166.

152. Абдыкирова Г.Ж., Тусупбаев Н.К., Кенжалиев Б.К., Бектурганов Н.С., Биттеев А.Б., Абдиев К.Ж., Фетисова Р.П., Аманжолова Л.У. Влияние азотсодержащей интенсифицирующей добавки на поверхностные и флотационные свойства мономинералов золотосодержащей руды // Метериалы Международной конференции. Абишевские чтения-2006. – Караганда, 2006.

153. Предпатент РК 17736. Способ флотации золота / Тусупбаев Н. К. Биттеев А. Б., Сейткалиева Н. Ж., Хусаин С. Х.,

Абдыкирова Г. Ж., Абдиев К. Ж., Шайхутдинов Е. М., Фетисова Р. П. МПК: B03D 1/016, C22B 11/00. Оpubл. 15.09.2006

154. ТУ 98 РК 14-95. Концентрат гравитационный золотосодержащий.

155. ТУ 98 РК 15-95. Концентрат флотационный золотосодержащий.

156. Сажин Ю.Г., Кенжалиев Б.К., Биттеев А.Б., Абдыкирова Г.Ж., Фетисова Р.П. Влияние механоактивационного измельчения на вскрытие тонкодисперсного золота // Комплексное использование минерального сырья. - 2005. - №6. - С.9-11.

157. Кенжалиев Б.К., Бектурганов Н.С., Райвич И.Д., Барменшинова М.Б., Биттеев А.Б., Шаутенов М.Р., Сажин Ю.Г., Оспанбеков Т.О., Абдыкирова Г.Ж. Анализ гравитационной обогатимости дробленной золотосодержащей руды // Материалы Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья». - Екатеринбург, 2003. - С. 115-119.

158. Предпатент РК 16837. Способ переработки упорных золотосодержащих руд / Кенжалиев Б.К. Семенченко Г.В., Абдыкирова Г.Ж., Темирова С.С., Койжанова А.К., Беркинбаева А.Н., C22B 11/08, C22B 11/00. Оpubл. 16.01.2006

159. Химическая энциклопедия / Редкол.: Кнунянц И.Л. и др. – М.: Советская энциклопедия, 1990. - Т. 2. - 671 с.

160. Janisch P.R. Gold in South Africa //J. S. Art. Min. Metall. – 1986. – V. 86, № 8. – P.273-316.

161. Курков А.В., Ануфриева С.И. Информационно-аналитические материалы: Мировые достижения развития методов, техники и технологий переработки минерального сырья. Серия: Обогащение минерального сырья. Москва. ВИМС. 2020. 55 с.

162. Белобородов В.И., Федотов К.В. Обогащение золотосодержащих песков с высоким содержанием глинистых минералов // Горный журнал. – 1998. – № 5. – С. 50-53.

163. Енбаев И.А., Руднев Б.П., Шамин А.А. Переработка отвальных хвостов фабрик и нетрадиционного сырья с применением эффективных обогатительных процессов. - М.: Недра, 1998. - 60 с.

164. А.И. Трубачев, А.Г. Секисов, А.Ю. Лавров. Ассоциации минералов и элементов в рудах и продуктах обогащения Восточно-

Забайкальских месторождений цветных и благородных металлов // Известия Сибирского отделения Секции наук о Земле РАЕН № 3 (56) 2016. С. 44-56.

165. Бовенко В.Н., Горобец Л.Ж. Влияние плотности энергии разрушения на механоактивационную способность диспергированных продуктов // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископаемых. – 1988. - № 1. - С. 44-49.

166. Горобец Л.Ж. Развитие научных основ измельчения твердых полезных ископаемых. Автореферат дисс. д-ра техн. наук: НГУ: Днепр-ск. – 2004. -35 с.

167. Черных С. И., Рыбакова О. И., Лебедев Н. М., Жирнова Т. И. К вопросу изучения влияния ультразвука, магнитных полей и электрического тока на флотацию золота. - (ФГУП «Институт «ГИНЦВЕТМЕТ», ЧГТУ, ООО «Александра-Плюс»). -// Цветная металлургия № 6, 2003 г., с. 15

168. Макавецкас А.Р., Башлыкова Т.В., Пахомова Г.А., Филиппов В.И., Лебедев Н.М. Влияние кавитации на технологические свойства рудного и нерудного минерального сырья //Цветные металлы. - 2007. - №3 – С. 87-91

УДК 622.32

ББК 33.36

A13

Г.Ж. АБДЫКИРОВА

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО
УПОРНОГО РУДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

ISBN 978-601-323-366-6



ISBN 978-601-323-366-6

