

Товарищество с ограниченной ответственностью «КазГидроМедь»

На правах рукописи



СИНЯНСКАЯ ОЛЬГА МИХАЙЛОВНА

**РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ
ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД
ЖЕЗКАЗГАНСКОГО РЕГИОНА**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук
Юн Александр Борисович

Караганда – 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛОВ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД	10
1.1 Сырьевая база медной отрасли Республики Казахстан	10
1.2 Характеристика отвала смешанных медных руд месторождения Таскора ...	20
1.3 Современное состояние и основные направления переработки смешанных медных руд.....	25
1.4 Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд.....	36
1.5 Цели, задачи и методы исследования	53
ГЛАВА 2 РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД	55
2.1 Методика проведения исследований технологии переработки смешанных руд.....	55
2.2 Исследование вещественного состава отвальной медной руды	60
2.3 Факторы, влияющие на процессы комбинированной переработки смешанных медных руд.....	67
2.4 Условия и механизм сульфатно-аммонийного выщелачивания.....	70
Выводы по главе 2.....	75
ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ РУД	77
3.1 Оценка влияния степени дезинтеграции руды на показатели флотации	77
3.2 Исследование процессов флотационного обогащения смешанной медной руды	82
3.3 Изучение условий и режимов выщелачивания отвальной руды	92
3.4 Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальной медной руды и обоснование ее параметров	100
3.5 Исследование параметров извлечения меди из продуктивных растворов выщелачивания.....	105
Выводы по главе 3.....	114
ГЛАВА 4 ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ФЛОТАЦИОННО-ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД.....	118

4.1 Результаты опытно-промышленной апробации технологии.....	118
4.2 Оценка технико-экономической эффективности технологических решений.....	123
Выводы по главе 4.....	129
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	131
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	135
Приложение А	152
Приложение Б.....	153
Приложение В.....	170

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Для медной отрасли Республики Казахстан характерно истощение традиционной минерально-сырьевой базы цветных металлов, в том числе меди, сокращение балансовых запасов руд и накопление значительных запасов меди в техногенных минеральных образованиях горно-обогатительных и металлургических предприятий в виде отвалов бедных, некондиционных руд, вскрышных пород с рудной минерализацией, хвостов обогащения, отходов металлургического производства, оставление потерь в ранее разработанных участках недр как богатых, так и бедных окисленных и смешанных руд в целиках, локальных рудных телах, в зонах обрушения. Развитие рудной базы медной отрасли в современных условиях связывается не только с введением в эксплуатацию новых месторождений, но и с активным вовлечением в переработку низкосортного техногенного медьсодержащего сырья. Смешанные руды, заскладированные в отвалах на большинстве медных месторождений, являются наиболее сложными для переработки и характеризуются низким уровнем извлечения меди.

В Жезказганском регионе одним из типичных перспективных техногенных объектов, благоприятным для скорейшего вовлечения в эффективную переработку, является отвал заскладированных смешанных медных руд от разработки месторождения Таскора. В отвале находится около 2 млн т попутно добытых в период проведения вскрышных работ окисленных руд верхнего горизонта месторождения со средним содержанием меди 1,01% и запасами меди 20 тыс. т. Низкое извлечение меди, не превышающее 52% при флотационном обогащении руды, определило условное отнесение ее к забалансовой, при содержании меди, соответствующем принятым кондициям. Особенности вещественного состава забалансовых руд, в которых рудная минерализация представлена сульфидными и окисленными минералами меди приблизительно в равных количествах, не позволяют перерабатывать их только флотацией или кучным выщелачиванием без потери около половины меди. Актуальной научной и практической задачей расширения сырьевой базы меди в Жезказганском

регионе является разработка и обоснование параметров комбинированной технологии переработки смешанных медных руд для вовлечения в эффективную промышленную эксплуатацию запасов, находящихся в отвалах, на примере отвала месторождения Таскора.

Цель работы – разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения Таскора для вовлечения их в эффективную промышленную эксплуатацию.

Идея работы состоит в том, что особенности вещественного состава смешанных медных руд, заскладированных в отвале, заключающиеся в присутствии меди в сульфидной и окисленной формах практически в равных количествах, и значительного количества кислоторастворимых карбонатов в составе породообразующих минералов, предопределили перспективы применения для их переработки комбинирования флотационного обогащения и сульфатно-аммонийного выщелачивания с подачей растворителя на стадию мокрого измельчения смешанных руд перед флотацией.

Объект исследования – технологии переработки смешанных медных руд.

Предмет исследования – закономерности флотационного обогащения, сульфатно-аммонийного выщелачивания руды и сорбционно-электролитической переработки продуктивных растворов для разработки комбинированной технологии переработки смешанных медных руд.

Методы исследования. В работе применен комплексный метод исследований, который включал: анализ отечественного и зарубежного опыта по эффективной переработке смешанных медных руд и технологиям утилизации отвалов некондиционного медьсодержащего сырья, химические, физико-химические, минералогические методы анализа руды, технологические исследования методами флотации, выщелачивания, сорбции, электролиза, полупромышленные испытания разработанной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанной медной руды на

непрерывной опытно-промышленной установке, технико-экономические расчеты со статистической обработкой всех получаемых результатов.

Положения, выносимые на защиту:

1. Установленные особенности вещественного состава заскладированных смешанных руд зоны окисления медного месторождения Таскора: нахождение минералов меди в количестве 47% в виде вторичных сульфидов, 6% в виде первичных сульфидов и 47% – в окисленной форме, определяют низкие флотационные свойства руды и показатели извлечения меди при флотационном обогащении не более 50%.

2. Переработка смешанной медной руды по схеме сульфидной медной флотации обеспечивает переход основной части меди в сульфидной форме (более 90%) и малой доли меди в окисленной форме (менее 10%) в медный концентрат с потерей основной массы окисленных минералов меди и небольшой доли сульфидных минералов в хвостах флотации.

3. Введение комплексообразующего реагента сульфата аммония в цикл измельчения смешанной медной руды при поддержании постоянной концентрации его в жидкой фазе 133 г/дм^3 позволяет перевести свыше 30% меди в жидкую фазу для последующей переработки продуктивного медьсодержащего раствора по схеме «сорбция-десорбция-электролиз».

4. Комбинированная технология переработки смешанных медных руд, включающая выщелачивание окисленных минералов меди сульфатом аммония в процессе измельчения руды, направляемой на флотационное извлечение сульфидов меди в кондиционный медный концентрат с последующей переработкой отделяемого от продуктов флотационного обогащения продуктивного медьсодержащего раствора сорбцией и электролизом до катодной меди, обеспечивает суммарное извлечение меди свыше 87% в товарные продукты – медный концентрат и катодную медь.

Научная новизна работы:

1. Теоретически обоснована и экспериментально подтверждена возможность вовлечения в эффективную промышленную переработку

техногенного сырья в виде ранее не эксплуатировавшихся труднообогатимых смешанных медных руд из отвалов по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии.

2. Разработан механизм двухстадиального сульфатно-аммонийного выщелачивания смешанной медной руды, заключающийся в механотермоактивации руды и реагента в процессе измельчения и образовании на первой стадии при гидролизе сульфата аммония аммиака водного и серной кислоты, которая способствует переходу катионов меди (II) из кристаллической решетки окисленных минералов меди в раствор в виде сульфата меди, а на второй стадии – во взаимодействии окисленных минералов меди с избытком аммиака водного в присутствии сульфата меди с образованием водорастворимых катионных тетрааквааммиакатов меди (II) со стабильной внешней анионной сферой в виде карбоната, гидроксида и сульфата.

3. Обоснованы режим и параметры комбинированной технологии переработки смешанной медной руды по схеме сульфатно-аммонийного выщелачивания в цикле измельчения, флотационного обогащения и сорбционной переработки продуктивных растворов выщелачивания: измельчение руды до 85% класса $-0,071$ мм с использованием в качестве жидкой фазы оборотных растворов с концентрацией сульфата аммония 133 г/дм^3 , флотация измельченной руды при расходе ксантогената 60 г/т , пенообразователя 35 г/т , pH среды $7,6$ ед. по схеме основной, контрольной флотации и двух перечистных операций медного концентрата, сорбция меди из медьсодержащего раствора на катионите Lewatit TP 209 XL, десорбция меди с насыщенного катионита обезмеженным электролитом, поступающем с электролиза меди, электролиз насыщенного до концентрации меди $45-50 \text{ г/дм}^3$ медного электролита при плотности тока $250-300 \text{ А/м}^2$ и напряжении на ванне $2,0-2,5 \text{ В}$.

Практическая значимость работы состоит в разработке комбинированной технологии переработки смешанных медных руд и обосновании ее параметров для вовлечения в эффективную эксплуатацию отвала месторождения Таскора. Реализация технологии позволит извлечь из отвала месторождения Таскора порядка 87% меди, то есть $17,7$ тыс. т, при сроке окупаемости инвестиций 1 год.

Достоверность результатов исследований, выводов и технологических рекомендаций была обеспечена представительностью и надежностью исходных данных, полученных с использованием в исследованиях современного сертифицированного оборудования и апробированных методик, и подтверждена сопоставимостью результатов экспериментальных лабораторных исследований и опытно-промышленной апробации разработанных технологических решений по переработке смешанных медных руд.

Реализация результатов работы. Разработанная комбинированная технология апробирована при проведении полупромышленных испытаний в условиях научно-исследовательского центра инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь», полученные в ходе которых данные использованы при составлении технологического регламента на проектирование цеха по переработке смешанных медных руд отвала Таскора по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии.

Личный вклад автора состоит в изучении вещественного состава и технологических свойств смешанной медной руды, установлении закономерностей флотационного обогащения и сульфатно-аммонийного выщелачивания руды, сорбционно-электролитической переработки продуктивных растворов и обосновании параметров этих процессов, в обосновании механизма выщелачивания смешанной медной руды при измельчении ее совместно с сульфатом аммония, апробации результатов при опытно-промышленных испытаниях технологии, разработке технологических рекомендаций, подготовке научных статей к публикации.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на: 25-м Всемирном Горном Конгрессе (Астана, 2018), международной научно-практической конференции Абишевские чтения-2016 (Алматы, 2016), научно-практической конференции «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование» (СПб, 2018), международной научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» (Алматы, 2018), X международной научно-

технической конференции «Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу» (Магнитогорск, 2019).

Публикации. Основные положения диссертации опубликованы в 11 научных работах, из них 3 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК при Министерстве науки и высшего образования РФ, 2 статьи в изданиях, индексируемых в международной базе цитирования Scopus, 6 – в прочих изданиях.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, изложенных на 172 страницах машинописного текста, содержит 33 рисунка, 42 таблицы, 3 приложения и библиографический список из 151 наименования.

ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛОВ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД

1.1 Сырьевая база медной отрасли Республики Казахстан

Традиционно в Республике Казахстан (РК) большое влияние на формирование макроэкономических показателей хозяйственной деятельности оказывает ее горно-металлургический комплекс [82]. По данным Комитета по статистике Министерства национальной экономики Республики Казахстан доля горно-металлургического комплекса (без учета добычи нефти и газа) по отношению к совокупному объему промышленного производства в стране составляет 28,4%, из которых на горнодобывающую промышленность приходится 10,1%, а на металлургическую – 18,3%. На долю отрасли приходится около 12 % ВВП РК по данным 2016 г. (без учета нефти и газа) и 23% экспорта [22]. Динамика развития горно-металлургической промышленности имеет тенденцию к росту: за период 2012-2016 гг. совокупный объем производства в горно-металлургической отрасли вырос в 1,5 раза. Устойчивое развитие горно-металлургического комплекса является основой конкурентных преимуществ Казахстана на мировом рынке сырья и готовой продукции в условиях глобальных вызовов, что подтверждено государственной задачей [17, 39].

Наибольшую долю в составе продукции горнодобывающей промышленности занимает добыча руд цветных металлов, в 2016 г. ее удельный вес достиг 40% (рис. 1.1) [22]. Благодаря этому Казахстан занимает сильные позиции на мировом рынке цветных металлов: 9-е место в мире по запасам меди, 11-е место по добыче и 7-е место по производству рафинированной меди [24, 62, 81, 82]. Доля республики в мировом производстве меди составляет 2,3 % [12]. Руды цветных металлов Казахстана отличаются высоким качеством: усть-каменогорский цинк, балхашская и жезказганская медь зарегистрированы в качестве эталонов на Лондонской бирже цветных металлов [62].

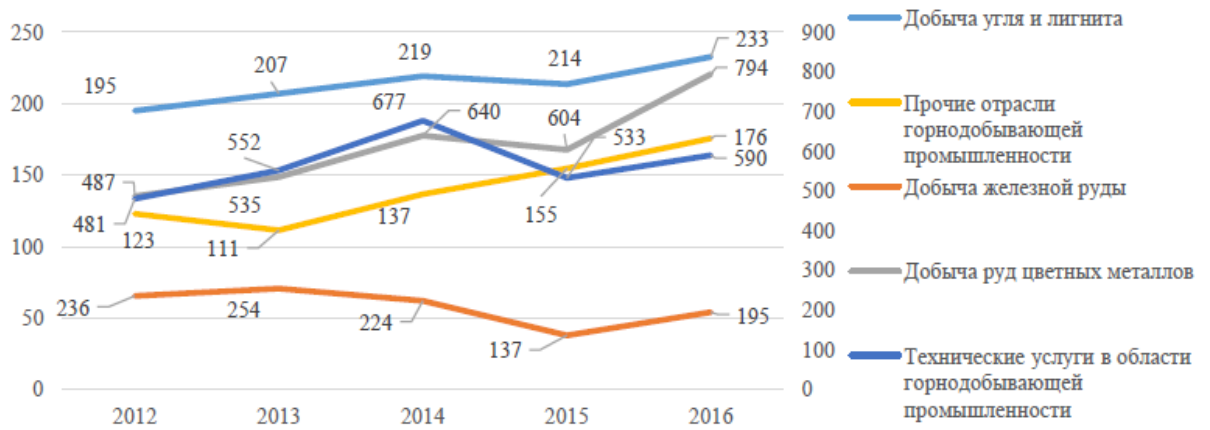


Рисунок 1.1 – Динамика добычи в горнодобывающей промышленности Республики Казахстан по видам деятельности в 2012-2016 гг., в млрд тенге

Республика Казахстан является традиционно медной страной и эта отрасль является инвестиционно привлекательной. В горнорудном секторе самым приоритетным направлением инвестирования недропользования является добыча и производство урана – \$ 869,4 млн, на втором месте стоит производство меди – \$ 781,1 млн в 2016 г. [67]. Добыча меди в Казахстане, в том числе и получение меди в концентрате, производство рафинированной меди, поступательно растут (таблица 1.1) [79].

Таблица 1.1 – Добыча медных руд и производство меди в Казахстане
в 2011-2015 гг.

Добыча медных и медно-цинковых руд, тыс. т						Производство меди и изделий из нее, тыс. т					
	2011	2012	2013	2014	2015		2011	2012	2013	2014	2015
руды медные	34 396,1	38 905,8	41 291,3	38 368,9	42 420,1	медь черновая	303	302, 18	269, 22	214	309, 35
концентраты медные	1 862,3	4 524,0	6 935,3	9 377,8	9 433,8	медь рафинированная необработанная, нелегированная	338, 52	367, 16	352, 06	294, 8	394, 64
руды медно-цинковые	4 192,2	4 828,2	5 560,9	5 457,7	5 044,6	проволока медная	32,3	24,3	12,3	12,8	8,2
медь в медном концентрате	405,3	419,2	440,3	458,8	458,1						

Эксплуатируются преимущественно месторождения медистых песчаников, медно-порфировые и колчеданно - полиметаллические [81]. В 2017 г. добыча медных руд в Казахстане составила почти 78,5 млн т и 5,77 млн т руд медно-цинковых [79]. Из них 26 млн т добыто в Карагандинской области, 28,5 млн т – в Павлодарской и 18,3 млн т – в Восточно-Казахстанской областях. Всего было произведено 10,5 млн т медного концентрата и 408435 т рафинированной меди [79]. Производство рафинированной меди сосредоточено главным образом в Карагандинской области: в 2017 г. произведено 314730 т, и в Восточно-Казахстанской области, соответственно, 79651 т [79].

Основными потребителями меди в мире являются строительство и высокотехнологичные отрасли промышленности, а ожидание появления новых областей применения меди и прогнозы производителей в отношении развития мирового рынка меди приводят к увеличению объемов вновь вводимых мощностей [124]. Мировой спрос на рафинированную медь растет и в 2017 г. составил 24,4 млн т по данным UBS Global Researched. Глобальный рост населения, продолжающаяся урбанизация требуют значительных инвестиций в инфраструктуру, основным сырьем для которой по-прежнему является медь. Наблюдаемый в последние годы рост цен на медь на Лондонской бирже металлов (London Metal Exchange, LME) показывает целесообразность и дальнейшего вложения средств в развитие медной отрасли, в том числе и в Республике Казахстан.

Крупнейшие производители меди в Казахстане – «Казахмыс» (добыча 0,23 млн т в 2016 г., виды товарной продукции медь, цинк), «Kaz Minerals» (0,18 млн т, товарная продукция медь), «Казцинк» (0,5 млн т, товарная продукция цинк, свинец, медь, алюминий) [25].

Достоверно разведанные запасы меди в Казахстане оцениваются примерно в 36,6 млн т [45]. Обеспеченность горнодобывающих предприятий подготовленными к эксплуатации запасами меди невелика и составляет ориентировочно 25-30 лет. Основной объем балансовых запасов и месторождений меди [39] сосредоточен в Восточном и Центральном Казахстане, при этом

большая их часть заключена в бедных медно-порфировых месторождениях. Резервом для укрепления минерально-сырьевой базы является ряд колчеданно-полиметаллических месторождений на востоке республики (Артемьевское, Космурун, Акбастау и др.). В Центральном Казахстане подготовлено к эксплуатации медно-порфировое месторождение Нурказган с рудами высокого качества, в Южном Казахстане – медное месторождение Шатырколь, а в Жезказганском горнорудном районе – одно из крупнейших в стране месторождений Жаман-Айбат [39]. Значительным потенциалом обладают также месторождения медно-порфирового типа, такие как Актогай, Айдарлы, Коксай и Бозшакольское [39]. Вовлечение этих месторождений в отработку было связано, прежде всего, с решением технологических проблем, позволяющих вести рентабельную отработку низкосортных руд.

Основные проекты роста корпорации «Kaz Minerals» – это проекты разработки месторождений Бозшаколь и Актогай. Полная проектная мощность обогатительных фабрик Бозшакольского ГОКа составит 30 млн т руды в год [25]. Срок эксплуатации рудника – более 40 лет, содержанием меди в руде – 0,36%. Объем производства в первые 10 лет составит 100 тыс. т меди в катодном эквиваленте и 120 тыс. унций золота в концентрате в год [25]. Запасы меди на месторождении Актогай оценены в 5,8 млн т меди и 115 тыс. т молибдена. Срок эксплуатации рудника Актогай составит более 50 лет, содержание меди в окисленной руде 0,37% и 0,33% – в сульфидной руде. Годовая мощность обогатительной фабрики по переработке сульфидной руды составит 25 млн т [25]. Операционные затраты месторождения Актогай являются конкурентными среди международных медедобывающих проектов. Объем производства в первые 10 лет составит 90 тыс. т меди в катодном эквиваленте из сульфидной руды и 15 тыс. т [25] катодной меди из окисленной руды. Медное производство Группы «Kaz Minerals» в ближайшие годы ожидается в диапазоне 270-300 тыс. т [84].

Крупнейшей корпорацией, осуществляющей добычу медьсодержащих руд на территории Казахстана, и входящей в первую десятку медных компаний мира, является ТОО «Корпорация «Казахмыс», которой в 2017 г. было произведено

233,77 тыс. т меди в катодном эквиваленте [38]. На эту компанию приходится около 85% выпускаемого в стране медного концентрата и 90% рафинированной меди. Главной сырьевой базой ТОО «Корпорация Казахмыс» по-прежнему остается Жезказганское месторождение. Однако, за многолетний период интенсивной отработки месторождения произошло количественное и качественное истощение минерально-сырьевой базы и основная часть балансовых запасов Жезказганского месторождения на сегодняшний день отработана. К 1980-1990 гг. содержание меди в руде снизилось до 1,08%, сейчас фабрики работают с рудой, содержащей 0,7 - 0,8% меди) Поэтому в качестве резерва восполнения сырьевой базы ПО «Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» рассматриваются забалансовые запасы действующих рудников, включая [117] смешанные руды в зонах обрушения, в нарушенных опорных целиках, в охранных целиках, в выклинках рудных тел, и накопленные техногенные образования, представленные бедными окисленными и смешанными рудами в рудных отвалах и отходами обогащения руд в хвостохранилищах [117].

На балансе ТОО «Корпорация Казахмыс» на сегодняшний день находится в техногенных образованиях более 2 млрд т бедных руд и горных пород, более 870 млн т хвостов обогащения и 21 млн т [25] шлаковых отвалов двух медеплавильных заводов в городах Балхаш и Жезказган, а суммарное количество меди в техногенных минеральных образованиях оценивается порядка 4 млн т [59]. Компанией намечен курс на вовлечение в переработку забалансового сырья: проводится поиск инвесторов, активно проводятся исследования по переработке окисленных руд месторождений Конырат, Шатырколь, Жайсан. Для вовлечения в переработку вскрышных пород, забалансовых и окисленных руд необходимо проводить научные, технологические исследования, разрабатывать и внедрять новые технологии добычи и переработки с учетом имеющегося мирового опыта.

Существенное истощение минерально-сырьевой базы, сокращение балансовых запасов руд и одновременно нахождение значительных запасов металлов в техногенных минеральных образованиях являются характерными тенденциями для многих горнодобывающих предприятий страны. При этом практически на всех меднорудных предприятиях имеется в значительных объемах

нетрадиционное минеральное сырье в виде отвалов бедных и забалансовых руд с низким содержанием металлов, в качестве потерь в недрах месторождений оставлены как богатые, так и бедные руды в виде целиков, отдельных локальных рудных тел, в закладочном массиве, в зонах обрушения, в неразработанных минерализованных зонах ранее некондиционных руд, которые в соответствии с горнотехническими условиями эксплуатации месторождений или из-за низких содержаний полезных компонентов не отрабатывались. Кроме того, накоплены огромные количества отходов горно-обогажительного и металлургического производств. Запасы ценных компонентов в таких техногенно-минеральных образованиях исчисляется десятками тысяч тонн цветных, редких и благородных металлов и в настоящее время практически не используются. Объемы забалансовых руд в отвалах, в виде окисленных и смешанных руд в зонах окисления, в недрах и накопленных на поверхности техногенных образованиях на крупных месторождениях меди в Казахстане, являются значимыми потенциальными ресурсами для восполнения минерально-сырьевой базы меднорудной отрасли при переработке их комплексными технологиями обогащения и выщелачивания (табл. 1.2).

Таблица 1.2 – Сырьевая база для развития физико-химической геотехнологии на медных месторождениях Казахстана [108]

Месторождение, объект выщелачивания	Основные минералы меди, прочие рудные минералы	Количество руды, млн. т	Массовая доля меди, %	Запасы меди, тыс. т
Коунрадское (медно-порфировое). Отвалы окисленных забалансовых руд: №9, 10 №6, 7 №5	Малахит, халькозин, ковеллин, халькопирит, брошантит, хризоколла, тенорит, куприт, азурит, самородная медь	14,1 12,2 ~50	0,32 0,14 0,2	45,2 17,5 ~100
Отвалы сульфидных забалансовых руд №1, 2	Ковеллин+халькозин, халькопирит, малахит, борнит+пирротин+блеклая руда	24,6	0,27	77,3
Текущая добыча и запасы в карьере забалансовой сульфидной руды	Халькопирит, ковеллин, халькозин, малахит, азурит, борнит+пирротин+блеклая руда	59,5	0,25	149
		Σ160,4		Σ389

Продолжение табл. 1.2

Месторождение, объект выщелачивания	Основные минералы меди, прочие рудные минералы	Количество руды, млн. т	Массовая доля меди, %	Запасы меди, тыс. т
Бозшагольское (медно- порфировое) Забалансовые окисленные и смешанные руды	Атакамит, малахит, азурит, хризоколлa, халькопирит, халькозин, ковеллин, куприт	38,6	0,23	89
Актогайское (медно- порфировое) Руды зоны окисления	Хризоколлa, малахит, халькопирит, халькозин, борнит, куприт, халькантит	90	0,35	315
Жезказганское (медистые песчаники) Породные отвалы, содержащие забалансовые окисленные, смешанные и сульфидные руды Златоуст-Беловского и Анненского карьеров	Малахит, азурит, халькозин, борнит, халькопирит, гематит, магнетит, пирит	370	0,2-0,7	1665
Флексурные зоны, содержащие забалансовые окисленные, смешанные и сульфидные руды	Халькозин, борнит, халькопирит, малахит, азурит, гематит, пирит	65% от всех запасов месторож- дения	0,5-0,6	
Потери балансовых сульфидных руд	Халькозин, борнит, халькопирит	Подземные потери 4,5 млн т в год	0,67	
Николаевское (медно- колчеданное) Забалансовые окисленные и смешанные руды (отвал №7)	Халькантит, цинкит, хризоколлa, малахит, азурит, халькозин, ковеллин, халькопирит, куприт, гетит, ярозит, лимонит	0,75	0,44	3,3
Забалансовые сульфидные руды (отвал №9)	Халькозин, ковеллин, халькопирит, сфалерит,	0,838	0,36	3,0
Отвал балансовых метаколлоидных руд	вюрцит, пирит, галенит, марказит	0,235	1,86	5,15

По данным [79] на горнорудных предприятиях Казахстана в отвалах и хвостохранилищах находится более 20 млрд т техногенного минерального сырья, и ежегодно накапливается около 1 млрд т. Отходы обогатительных фабрик и

металлургических заводов требуют [25] формирования специальных инженерных сооружений для хранения техногенного сырья, а сами отходы содержат не только полезные, но и вредные компоненты, которые оказывают негативное влияние на окружающую среду.

Вопросы рационального и комплексного использования сформированной техногенной минерально-сырьевой базы приобретают для медной отрасли Республики Казахстан первостепенное значение, что подразумевает повышение полноты освоения запасов эксплуатируемых месторождений, снижение потерь, как при добыче, так и при переработке минерального сырья, решение вопросов утилизации накопленного в отвалах забалансовых руд, хвостохранилищах, шлакоотвалах техногенного минерального сырья. Проблема представляется актуальной не только с точки зрения расширения сырьевой базы металлургической и химической промышленности, увеличения добычи и выпуска металлов, но и с позиции ликвидации отвалов, высвобождения значительных площадей общественно полезных земель, охраны окружающей среды [51, 107]. Это обусловлено тем, что отвалы забалансовых и некондиционных руд, минерализованных горных пород, отработанные месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, мышьяка и других металлов [108].

Для пополнения минерально-сырьевой базы меди в РК в последние годы были исследованы окисленные и смешанные медные руды более 15-ти месторождений: Актогай, Коунрад, Бенкала, Нурказган, Шатыркуль, Карчига, Таскора, Борлы, Аяк-Коджан, Бозшаколь, Байтемир, Бесчоку, Жезказган, Вавилонское. Разработаны гидрометаллургические технологии извлечения меди из забалансовых, окисленных медных руд с применением методов выщелачивания, экстракции – электролиза, обеспечивающих высокое извлечение меди в высокосортную товарную продукцию – катодную медь высокой чистоты с содержанием меди 99,99%. Результаты научно-исследовательских работ по кучному выщелачиванию, полученные в Восточном научно-исследовательском

горно-металлургическом институте цветных металлов – филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИЦветмет», начиная с 1997 г., используются при составлении ТЭО и разработке регламентов на проектирование [52], и уже легли в основу целого ряда металлургических проектов по кучному выщелачиванию [52] меди в Казахстане.

К числу реализованных в последние годы в проектных решениях комбинированных технологий относятся крупные проекты эксплуатации отвалов окисленных руд месторождения Коунрад, кучного выщелачивания окисленных руд карьерной крупности на месторождениях Актогай и Бозшаколь, кучного выщелачивание дробленной руды на месторождениях Аяк-Коджан, Ай [98]. В 2012 г. был запущен гидрометаллургический завод [92] в ТОО «KazCopper» по переработке смешанных медных руд месторождения Бенкала, проектной мощностью 7 тыс. т по катодной меди в год, а в 2014 г. введен в эксплуатацию экстракционный завод производительностью 2,5 тыс. т катодной меди в год на месторождении Аяк-Коджан, построенный ТОО «Eurasia Copper Operating» [98]. На месторождении Актогай (KAZ Minerals PLC) переработка окисленной руды по технологии кучного выщелачивания, жидкостной экстракции и электролиза (SX/EW) началась в IV квартале 2015 г. В 2016 г. уже было получено 18,1 тыс. т катодной меди на комплексе по переработке окисленной руды. Общая себестоимость переработки окисленной руды на Актогае оценена в 110-130 центов США/фунт [84].

Переработка отвалов, накопившихся в процессе деятельности Коунрадского рудника, производится по технологии кучное выщелачивание – жидкостная экстракция – электролиз. Традиционная для мира технология SW-EX в Казахстане впервые была использована на проекте Коунрад. Общее количество меди в отвалах оценивается в 587 тыс. т, из них извлекаемой меди – около 240 тыс. т. [75]. Для переработки растворов выщелачивания в 2008 г. был введен в эксплуатацию опытный завод, производительностью 200 кг катодной меди в сутки [50]. Готовой продукцией являются медные катоды марок М00к и М0к. Завод по производству катодной меди ТОО «Медная компания Коунрад» (пос. Коунрад, Карагандинская обл.), работающий по технологии SW-EX на

окисленных, смешанных и сульфидных рудах отвалов коунрадского рудника, был введен в строй по Карте индустриализации в 2012 г., совместно с британской компанией Central Metals Asia и вышел на проектную мощность 10 тыс. т катодной меди в год запуска. В 2016 г. производство меди на Коунраде выросло с 12 тыс. т до 14 тыс. т. Перспективной сырьевой площадкой проекта являются Западные отвалы, строительство которой было завершено в 2016 г. с объемом капитальных затрат \$13,5 млн [75].

Вовлечение в эксплуатацию техногенной сырьевой базы имеет важное социальное, экономическое и экологическое значение для Жезказганского региона, где накоплены миллиардные объемы техногенных георесурсов в целиках, зонах обрушений, в отвалах вскрышных пород, пород от проходки подземных горных выработок, в отвалах забалансовых руд, в хвостохранилищах обогатительных фабрик, в шлаковых отвалах металлургического производства, в условиях качественного и количественного истощения балансовых запасов действующих рудников [99, 101, 103, 117]. Результаты проведенной ревизии запасов природного и техногенного сырья Жезказганского месторождения [117] показали, что из общего числа медьсодержащих забалансовых запасов (540 млн т) пригодными к отработке являются около 400 млн т руды со средним содержанием меди в товарной руде 0,31% [117, 46]. Поэтому в общей структуре учета запасов месторождений Жезказганского горнопромышленного региона [99] необходимо производить оценку состояния и движения запасов техногенного сырья, и разрабатывать инновационные решения по их вовлечению в промышленную эксплуатацию современными физико-техническими и физико-химическими геотехнологиями, зачастую, отличными от базовых технологий добычи и обогащения медных руд месторождений данного региона [99].

Для условий Жезказганского месторождения внедрение инновационных геотехнологий добычи руд в ранее потерянных целиках, в зонах обрушений [117], добычи и переработки нетрадиционного для данного месторождения низкосортного медьсодержащего сырья – бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд и лежалых хвостов из хвостохранилища способно продлить срок

устойчивой работы горно-перерабатывающего комплекса не менее чем на 40 лет [87, 88, 117]. Первым этапом расширения минерально-сырьевой базы регионообразующего предприятия – производственного объединения «Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» определено вовлечение в переработку имеющегося в Жезказганском регионе медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство традиционными способами: упорные окисленные руды карьеров Клубный и Больничный, участка Кресто Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые руды участков Кресто, Златоуст и Покро-Север Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые забалансовые руды месторождения Таскора, заскладированные в отвале [89, 117, 118]. Объемы окисленных и смешанных руд на этих месторождениях, пригодных для первоочередной отработки, составляют свыше 6 млн т с запасами меди 59,35 тыс. т, серебра – 64,79 т.

Проведенный анализ современного состояния медной отрасли Республики Казахстан показал, что развитие рудной базы связывается не только с введением в эксплуатацию новых месторождений, а, в первую очередь, с вовлечением в переработку ранее неперерабатываемых отвалов некондиционных руд, вскрышных минерализованных пород, потерянных запасов в недрах месторождений, хвостов обогащения, отходов металлургического производства и т.п. При этом наиболее трудными объектами для переработки являются смешанные медные руды, в том числе заскладированные в отвалах на многих медных месторождениях Казахстана. Типичным примером труднообогатимых смешанных руд является отвал медного месторождения Таскора. Поэтому он принят в качестве базового объекта в диссертационном исследовании.

1.2 Характеристика отвала смешанных медных руд месторождения Таскора

При разработке медного месторождения Таскора (рисунок 1.2) Жаман-Айбатского рудного поля в Карагандинской области был образован отвал окисленных руд. Добыча сульфидных медных руд на месторождении Таскора ТОО «Корпорация Казахмыс» производилась открытым способом в 2007-2009 гг. При этом руды с содержанием окисленных форм меди более 20% были попутно

добыты в период проведения вскрышных работ и заскладированы в отдельный отвал.



Рисунок 1.2 – Обзорная схема расположения месторождений Жезказган и Таскора

Технологические испытания, проведенные в 2002 году ЗАО «Центргеоаланалит» на лабораторных пробах окисленных руд с содержанием меди 0,72 % при среднем содержании меди в рудах месторождения 0,70 %, показали, что руды являются труднообогатимыми, извлечение меди не превышало 52%, в отличие от сульфидных руд этого месторождения, где содержание меди в пробе составляло 1,15 % при среднем содержании по месторождению 0,75 %. При обогащении последних извлечение меди в концентрат составляло 84,21 %.

Низкое извлечение меди при обогащении окисленной руды определило условное отнесение ее к забалансовой, несмотря на наличие в руде содержания меди, соответствующего принятым кондициям. Минералогическими исследованиями было установлено, что в окисленных рудах, содержащих 88,42 % окисленных форм меди, преобладает малахит. Малахит представлен метаколлоидными радиально-лучистыми выделениями, локализованными в зерновом пространстве, порах и микротрещинах. Характерной особенностью руд является повышенное содержание в них гипса, карбонатов и глинисто-слюдистых веществ, отрицательно влияющих на извлечение меди в концентрат. Вмещающие породы – загипсованные серые мергели, известняки и алевролиты [80].

В отвале вскрышных пород (рисунок 1.3) за складировано 2,014 млн т забалансовых смешанных медных руд со средним содержанием меди 1,01% и ее запасами 20,34 тыс. т, с запасами серебра 15,2 т при среднем содержании серебра 7,55 г/т. Отвал расположен в непосредственной близости от карьера Таскора (рис. 1.4), размеры отвала в плане 350×350м, высота 12,5 м.

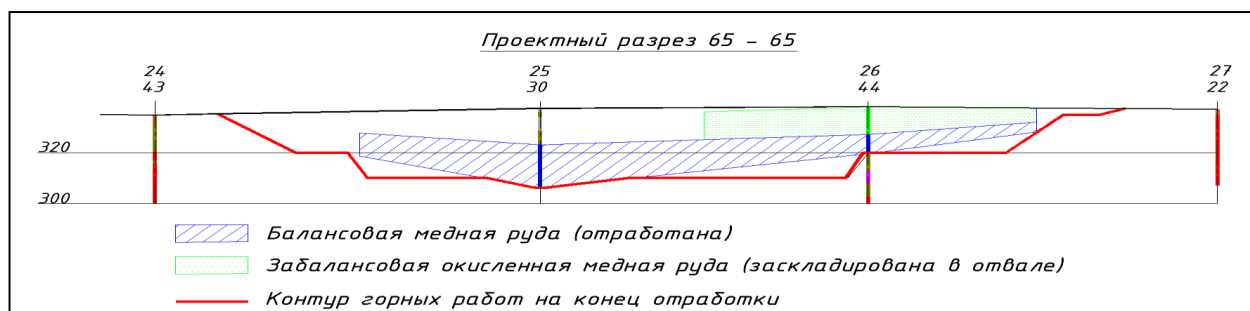


Рисунок 1.3 – Контуры балансовых и забалансовых руд в карьере месторождения Таскора

Открытая разработка отвала не составляет особых трудностей, выполнение процессов отгрузки и транспортировки предлагается вести по схеме: погрузка с отвала погрузчиком и транспортировка руды автосамосвалами до рудного склада карьера Таскора (1,2 км), погрузка в думпкары будет осуществляться погрузчиком с последующим транспортированием по железной дороге (166,8 км) до пункта разгрузки (выгрузочные пути корпуса дробления Жезказганской ОФ №2) (рисунок 1.4).

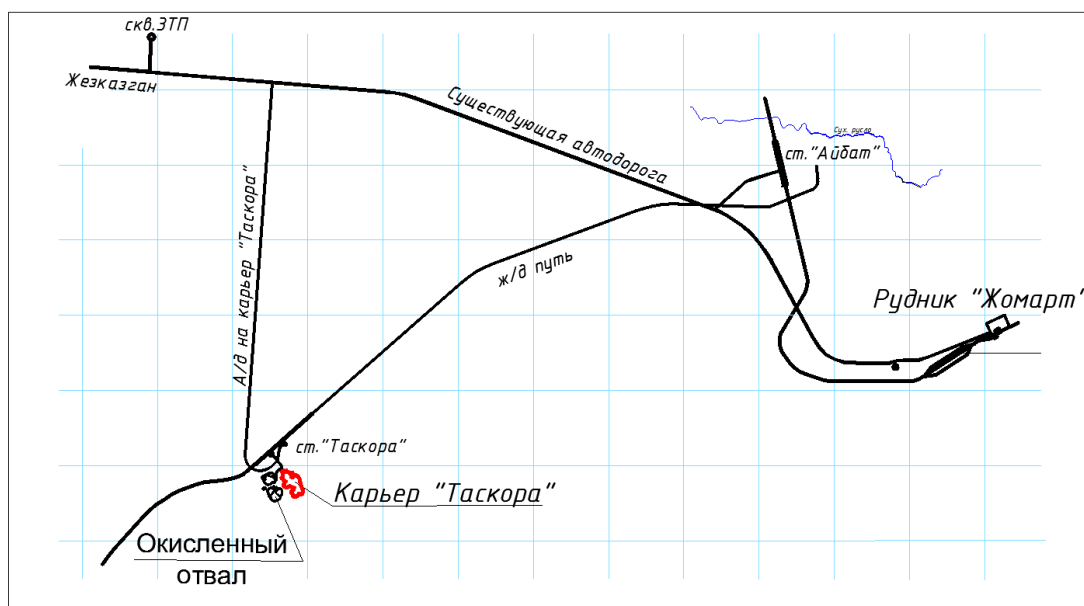


Рисунок 1.4 – Ситуационная схема месторождения Таскора

К факторам, которые благоприятны для вовлечения в эксплуатацию сырья отвала месторождения Таскора, можно отнести: компактное расположение техногенного образования на поверхности земли; небольшая высота отвала – 12,5 м; простой способ разработки; наличие действующей инфраструктуры для отгрузки и транспортировки материала; свободных мощностей обогатительного производства на Жезказганских фабриках для флотации техногенного сырья; обеспеченность квалифицированными трудовыми ресурсами.

Однако, при флотационной переработке отвала можно заведомо прогнозировать низкие показатели извлечения меди, что обусловлено сложным вещественным составом заскладированного в отвале материала, который по сути является смешанной медной рудой. Известно [2, 3, 93], что окисленные и смешанные медные руды, находящиеся в верхних горизонтах на всех медных месторождениях, являются вторичными медными образованиями в результате окисления сульфидов меди по схеме: первичные сульфиды (халькопирит CuFeS_2 , борнит Cu_5FeS_4) $\rightarrow$ вторичные сульфиды (халькозин Cu_2S , ковеллин CuS) $\rightarrow$ лимонит в смеси с самородной медью Cu , купритом Cu_2O , теноритом CuO , малахитом $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$, азуритом $\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$, силикатами и другими минералами меди.

Считается, что образование вторичных сульфидов меди происходит в основном в зоне вторичного сульфидного обогащения [3], где свободный кислород практически отсутствует и среда характеризуется достаточно высокими восстановительными свойствами. В менее восстановительной среде вторичные сульфиды меди окисляются, например, халькозин окисляется с образованием самородной меди и куприта [2]. Для самородной меди характерно развитие ее в виде мелких зерен, рассеянных в куприте, или в виде скоплений в пустотах лимонита [2]. В присутствии $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ халькозин замещается тонкой пленкой лимонита и куприта, образуя так называемые кирпичные руды [3, 93].

Основные карбонаты меди – малахит и азурит образуются в результате взаимодействия CuSO_4 с кальцитом и доломитом. Они развиваются в результате как замещения карбонатов, присутствующих во вмещающих породах, так и

заполнения полостей. В этом случае возникают специфичные для малахита агрегаты колломорфной текстуры, состоящие из чередующихся тонких слоев малахита и фосфатов, хризоколлы, кварца [93].

Силикаты группы хризоколлы образуются в результате фиксации меди при взаимодействии с кремнекислыми соединениями. К хризоколлам относят разнообразные минералы от опалов и каолинов с небольшим содержанием адсорбированной меди до водных силикатов меди – хризоколлы $\text{CuSiO}_3 \times 2\text{H}_2\text{O}$ и $\text{CuSiO}_3 \times \text{H}_2\text{O}$ диоптаза [3]. Обычно они аморфны или криптокристалличны и обладают типичными колломорфными текстурами. Редко можно встретить зону окисления, в которой в том или ином (иногда значительном) количестве не присутствовали бы силикаты группы хризоколлы.

Галоидные соединения меди относятся к редким минералам окисленных руд, за исключением атакамита $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$. Фосфаты меди – бирюза $\text{CuAl}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \times 5\text{H}_2\text{O}$ и элит $\text{Cu}_5(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_4 \times \text{H}_2\text{O}$ в заметных количествах образуются лишь при достаточном содержании апатита [3] или других фосфатов в боковых породах и жильной массе, тогда как арсениты и арсенаты меди характерны только для зон окисления энаргитовых месторождений [3] со значительным содержанием мышьяка в рудах [2]. В условиях крайне сухого климата могут образовываться большие скопления сульфатов меди – халькантита $\text{CuSO}_4 \times 5\text{H}_2\text{O}$, брошантита $\text{Cu}_4(\text{OH})_6\text{SO}_4$ [3, 93].

Кроме меди, иногда золота и серебра, других ценных компонентов в окисленных рудах, как правило, не содержится.

По степени окисления руды медных месторождений подразделяются на сульфидные, смешанные и окисленные. Критерием для отнесения руд к тому или иному типу служит содержание меди в оксидной форме: для сульфидных руд – до 10 %; смешанных – 11–50 %; окисленных – более 50 %; но для каждого месторождения эта цифра уточняется в процессе технологических исследований [60].

Окисленные и смешанные медные руды являются весьма труднообогатимыми, что обусловлено [3]:

- сложным, многообразным и крайне непостоянным минеральным составом;
- тонкой структурой;
- значительной каолинизацией и серитизацией вмещающих пород;
- большим содержанием охристо-глинистых шламов и растворимых солей;
- отличающимися флотационными свойствами различных минералов меди.

Вторичные сульфиды меди (халькозин, ковеллин) обычно флотируются лучше первичных халькопирита и борнита [3]. К сравнительно легкофлотируемым относятся минералы так называемой свободной меди: малахит, азурит, куприт, тенорит; к труднофлотируемым – минералы связанной меди: хризоколла, диоптаз, практически неизвлекаемые – алюмосиликаты и фосфаты меди, а также медь, тесно связанная с гидроксидами железа и марганца [2, 3]. Минералы водорастворимой меди (халькантит, бутит) требуют для своего извлечения из раствора применения специальной физико-химической технологии.

Таким образом, характерной особенностью окисленных и смешанных руд медных природных и техногенных месторождений является большое разнообразие минерального состава и парагенетических соотношений. Эти особенности во многом присущи и смешанным рудам, заскладированным в отвале месторождения Таскора, что предопределяет их трудную обогатимость. Поскольку отвал окисленных забалансовых руд месторождения Таскора представляет собой техногенное образование с запасами меди порядка 20 тыс. т, переработка его в настоящее время является актуальной. Необходимо проведение детального изучения вещественного состава и технологических свойств отвальных руд, исследований обогатимости сырья методами флотации и выщелачивания для разработки комбинированной технологии переработки и обоснования ее параметров.

1.3 Современное состояние и основные направления переработки смешанных медных руд

На верхних горизонтах практически всех месторождений меди, как правило, присутствуют окисленные и смешанные руды. На начальных этапах разработки месторождений открытым способом такие руды добываются в значительных

количествах в период вскрышных работ и складироваться в отвалы. К таким месторождениям относятся Жезгазганское, Удоканское, Кальмакырское, Бошекульское, Инспирейшн, Кананеа, Анаконда, Катанга, Лейкшор и др. [60].

Окисленные и смешанные руды обогащаются значительно хуже, чем сульфидные, особенно содержащие медь в силикатной форме, и могут перерабатываться флотацией, выщелачиванием, по комбинированным схемам, сочетающим методы обогащения, выщелачивания, пиро- и гидрометаллургии [1, 44, 60]. Определяющим признаком флотируемости руд считается степень их окисления [96], по мере увеличения которой возрастает содержание труднофлотируемых минералов меди: сульфатов (брошантит, антлерит, халькантит), силикатов (хризокolla) и фосфатов (бирюза), а также возрастает склонность руд к ошламованию. Флотация применяется для неупорных окисленных и смешанных медных руд для эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов от породы, разделения сульфидов меди и железа, доизвлечения благородных металлов и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты [2, 3].

Различие флотационных свойств сульфидов и оксидов меди и различный характер их сростков и вкрапленности, склонность окисленных медных минералов к переизмельчению привели к использованию на обогатительных фабриках раздельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди [3]. Коллективную флотацию сульфидов меди и железа проводят с применением этилового («Нчанга»), изопропилового (месторождения «Банкрофт», «Нчанга»), бутилового (месторождение «Камото») или амилового (месторождения «Сакатон», «Кристмас») ксантогенатов [3]. Причем, чем больше степень окисления поверхности сульфидов и хуже их флотируемость, тем длиннее аполярная цепь применяемого собирателя. Иногда ксантогенаты применяются в сочетании с дитиофосфатом (месторождения «Сакатон», «Нчанга») или с производными меркаптобензотиазола (месторождение «Кристмас»). Значение pH при коллективной флотации не должно превышать 8,5, чтобы обеспечить при небольших расходах собирателя эффективную флотацию сульфидов меди и

железа в концентрат. Последующее разделение ценных компонентов из полученных коллективных медно-пиритных концентратов осуществляется в известковой среде при рН больше 10 для депрессии сульфидов железа при наибольшей селективности флотационного процесса.

Главные промышленные сульфидные минералы меди – халькопирит, борнит и халькозин – имеют хорошие флотационные свойства, а для усиления флотируемости окисленных минералов меди используют предварительную сульфидизацию [60]. Совместная флотация сульфидных и окисленных минералов меди в присутствии сульфидизатора при депрессии сульфидов железа известью [3] проводится только при низкой степени окисления и переменном содержании окисленной меди в руде, как, например, на Алмалыкской, Балхашской обогатительных фабриках и на фабрике «Маркоппер» [3]. Вследствие неоднородности вещественного состава перерабатываемых руд необходима оптимизация расходов извести в пределах 500-1500 г/т, подаваемой в измельчение, и сернистого натрия в интервале 300-1000 г/т, подаваемого в цикл измельчения или основную флотацию.

Существуют различные режимы флотации окисленных минералов меди из окисленных руд или из хвостов сульфидной флотации в зависимости от степени окисленности медных минералов, состава вмещающих пород и других факторов. Флотация окисленных минералов меди с оксигидрильными собирателями применяется при переработке руд с силикатной или глинистой породной составляющей с незначительным содержанием карбонатов и гидроксидов железа. В качестве оксигидрильных собирателей применяют жирные кислоты, их мыла, смеси твердых и жидких жирных кислот. Флотация с применением карбоновых кислот и других оксигидрильных собирателей в целом недорогой процесс, но не обеспечивает селективность извлечения компонентов: медные концентраты часто содержат более 50% породы. Кроме того, при использовании режимов с оксигидрильными собирателями хорошо извлекается только малахит, хуже куприт и совсем плохо хризоколла и другие силикаты меди [1].

Наиболее распространенным методом обогащения руд с карбонатной или весьма ожелезненной породой является флотация окисленных минералов меди сульфгидрильными собирателями после сульфидизации. Наиболее распространенными сульфидизаторами являются сернистый натрий, гидросульфид натрия или его смесь с сернистым натрием [1]. Расход сульфидизатора возрастает с увеличением содержания в руде меди, шламов, растворимых солей и составляет на разных фабриках от 0,2 до 2 кг/т [3]. Собирателем чаще всего служит бутиловый или амиловый ксантогенат, который подают во флотацию после каждой загрузки сульфидизатора. Расход собирателя составляет 0,1-0,2 кг/т и возрастает при переработке богатых и сильно шламистых руд.

Регулирование процесса сульфидизации может быть осуществлено по величине электрохимических потенциалов ионоселективных и сульфидсеребряных электродов. Оптимальное значение потенциала сульфидного электрода при сульфидизации и флотации окисленных минералов меди находится в пределах 400-600 мВ при pH 9-10 [138].

Основные потери окисленной свободной меди наблюдаются в тонких классах, чаще при переработке сильношламуемых руд [1], поэтому на ряде фабрик («Кристалмас», «Маунт Иза») используется схема с отдельной флотацией песков и шламов.

Флотация окисленных минералов меди смесью сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей после предварительной сульфидизации также применяется на ряде зарубежных фабрик, таких как «Банкрофт», «Нчанга» и др. К примеру, на фабрике «Банкрофт» в качестве собирателей используют амиловый ксантогенат и хлопковое масло, которое одновременно является пенообразователем. Сульфидизация хвостов сульфидной флотации осуществляется гидросульфидом натрия при расходе 0,68-0,9 кг/т. Получаемый окисленный концентрат содержит 16,5% меди при извлечении ее 33%. Общее извлечение меди в сульфидный с содержанием меди до 60% и окисленный концентраты составляет 83% [100]. На фабрике «Нчанга» в качестве собирателя

используется сочетание амилового ксантогената (35 г/т) и пальмового масла (40-75 г/т), добавка нефти понижает вязкость пальмового масла и, действуя как модификатор пены, повышает эффективность его действия. Сульфидизатор – гидросульфид натрия (1,1-1,3 кг/т) подается в начало цикла основной флотации.

Анализ рассмотренных способов флотационного обогащения окисленных и смешанных медных руд свидетельствует, что они не обеспечивают высокое извлечение меди из хризоколлы и других силикатов. При обогащении руд, в которых минералы меди представлены в значительной мере связанной медью, перспективна флотация сульфгидрильными собирателями после восстановления поверхности окисленных минералов до металлической меди (формальдегидом). В целом, схемы и режимы флотационного обогащения окисленных и смешанных медных руд могут быть оправданы и применяются для достаточно богатых руд, содержащих 4-5% меди [3]. В настоящее время в перспективных месторождениях таких руд практически нет, либо очень мало.

Для переработки труднообогатимых окисленных и смешанных руд, при нахождении меди в виде силикатов, алюмосиликатов, фосфатов, в водорастворимых формах, а также сорбционно связанной с гидроксидами железа и марганца, при невозможности селективного отделения минералов породы от медных минералов флотацией, применяются комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием. Разработано большое количество вариантов комбинированных схем, когда выщелачиванию подвергается вся руда или только наиболее труднообогатимая часть – промпродукты, хвосты или шламы. Для извлечения меди из раствора выщелачивания применяются цементация, экстракция, сорбция, электролиз.

Из комбинированных методов переработки сульфидно-окисленных медных руд наибольшее распространение получил процесс, разработанный в СССР В. Я. Мостовичем и В. А. Ванюковым (метод Мостовича), который включает выщелачивание окисленной меди серной кислотой, осаждение (цементацию) меди, перешедшей в раствор, металлическим железом и флотацию цементной меди [44, 60]. По комбинированной схеме «выщелачивание – цементация –

флотация» измельченная руда или продукты обогащения подвергается выщелачиванию слабыми растворами серной кислоты в чанах с мешалками. Пульпа с растворенной медью сначала поступает в чаны-цементаторы, куда добавляют губчатое железо или измельченную чугунную стружку, а затем – во флотационные машины. Цементная медь в виде тонких частичек флотируется в слабокислой среде с получением богатого концентрата и отвальных хвостов. Процесс характеризуется высокой скоростью выщелачивания, отсутствием необходимости отделения раствора от твердых частиц и его очистки перед цементацией, возможностью наиболее полного извлечения во флотационный концентрат вместе с цементной медью и сульфидов меди, возможностью извлечения в медный концентрат благородных и некоторых иных металлов (на 60-70%), которые при выщелачивании серной кислотой практически не растворяются и остаются в отвальном продукте.

Расход кислоты в среднем составляет 3-5 кг/кг выщелачиваемой меди, что 2-3,5 раза больше теоретически необходимого. При этом 35-40% кислоты расходуется на растворение медных минералов, 55-40% – на растворение минералов породы, 15-20% находится в пульпе в виде свободной кислоты. Расход серной кислоты может увеличиваться до 7,5-10 кг/кг меди при переработке «упорных» руд, где медь сорбционно связана с гидроксидами железа и марганца, алюмосиликатами, гидрослюдами. Расход железа на цементацию также колеблется в широких пределах – от нескольких до 30 кг/т при содержании меди в растворе после цементации 0,01-0,02 г/л [44].

Эффективными собирателями цементной меди и сульфидных минералов в кислой среде являются гидролизированные дитиофосфаты, диксантогениды, тиоангидриды ксантогеновых и диалкилдитиофосфорных кислот, смешанные ангидриды и эфиры этих кислот, реагент СЦМ-2, дополнительными собирателями - углеводородные масла и карбоновые кислоты. Расход собирателей – 50-150 г/т. Конечные результаты комбинированного процесса зависят от полноты цементации и pH среды в основной флотации (оптимальное значение 4,5-4,9).

Полностью по схеме комбинированного процесса «выщелачивание-цементация-флотация» перерабатывают окисленные и смешанные руды, непосредственная флотация которых не обеспечивает удовлетворительного извлечения меди. Также комбинированную схему можно применять для переработки только шламовой части руды, хвостов или промпродуктов флотации, если в них концентрируется основная масса трудноизвлекаемых минеральных форм меди, что обеспечивает сокращение расхода кислоты на выщелачивание и железа на цементацию.

Несмотря на отмеченные выше преимущества комбинированного процесса, он не получил широкого промышленного распространения из-за высоких расходов кислоты при выщелачивании меди и железа при ее цементации, необходимости специальной операции выщелачивания перед обогащением, необходимости применения во всех циклах и операциях кислотостойкого оборудования, невозможности использования для переработки карбонатных руд [1, 44]. Его применение наиболее эффективно при переработке труднообогатимых окисленных и смешанных руд, извлечение меди из которых флотацией не превышает 50-70% при содержании меди в исходной руде 0,7-1%. При использовании комбинированного процесса извлечение меди увеличивается до 80-90%.

Разновидностями комбинированного процесса являются схемы: выщелачивание – осаждение – флотация; флотация – выщелачивание – сорбция – электролиз; флотация – выщелачивание – экстракция – электролиз.

Разработан комбинированный гидрометаллургическо-флотационный способ переработки смешанных медных руд [72], включающий дробление и измельчение руды, выщелачивание измельченной руды раствором серной кислоты с концентрацией 10-40 г/дм³ при перемешивании, при содержании твердой фазы 10-70%, продолжительности процесса 10-60 мин, обезвоживание и промывку кека выщелачивания, объединение жидкой фазы выщелачивания руды с промывными водами кека выщелачивания, освобождение объединенного медьсодержащего раствора от твердых взвесей, извлечение меди из медьсодержащего раствора с

получением катодной меди и флотацию медных минералов из кека выщелачивания при значении pH 2,0-6,0 с получением флотационного концентрата [72]. Извлечение меди из медьсодержащего раствора проводят методом жидкостной экстракции и электролизом [72]. Суть данного способа переработки сульфидно-окисленных медных руд состоит в том, что в растворах серной кислоты с концентрацией 10-40 г/дм³ полностью растворяются труднофлотируемые окисленные минералы меди и до 60% вторичных сульфидов меди, а последующее извлечение минералов меди, оставшихся в кеке выщелачивания, можно производить в режиме флотации сульфидных минералов [72] со значительным снижением нагрузки на флотационное обогащение и расхода собирателей.

При применении описанного способа к смешанной медной руде Удоканского месторождения с содержанием меди 2,1%, из которых 46,2% находятся в окисленных минералах, было получено сквозное извлечение меди из руды 91,4% [72]. При этом руда, измельченная до крупности 90% класса минус 0,1 мм, выщелачивалась в течение 30 минут в чане с перемешиванием при поддержании концентрации серной кислоты на уровне 10 г/дм³. Флотационное обогащение кека сернокислотного выщелачивания проводилось при pH 5,0 с использованием в качестве собирателей бутилового ксантогената калия и диэтилдитиокарбамата натрия (ДЭДТК) [72]. Переработка медьсодержащих растворов включала экстракцию меди раствором органического экстрагента LIX 984N, реэкстракцию и электролиз с получением катодной меди.

Комбинированные схемы с сернокислотным выщелачиванием обеспечивают вполне удовлетворительное извлечение окисленных и сульфидных минералов меди, а также извлечение в медный концентрат дополнительно и благородных металлов, поэтому эффективны при переработке сульфидно-окисленных медных руд. Но поскольку капитальные затраты и эксплуатационные расходы на процесс весьма высоки, рентабельность переработки будет всегда определяющим фактором. Кроме того, такие схемы не применимы, если руда

содержит значительное количество карбонатных и других кислоторастворимых породных минералов.

Вовлечение в эксплуатацию бедных, забалансовых руд, металлсодержащих вскрышных пород, хвостовых отвалов, ввиду сложного вещественного состава сырья и низкого содержания меди, делают практически невозможным и нецелесообразным применение для их переработки традиционных схем и режимов флотационного обогащения и комбинированных процессов. Это предопределило широкое развитие в качестве самостоятельного направления геотехнологического способа переработки таких объектов с кислотным выщелачиванием меди.

Чаще всего кучному выщелачиванию водными растворами серной кислоты подвергают бедные по содержанию меди (1-2%) окисленные руды из верхней зоны месторождений с нерентабельным для извлечения содержанием благородных металлов. [7, 8, 40]. Основным растворителем при выщелачивании окисленных медных минералов является серная кислота, в которой хорошо растворяются тенорит CuO , брошантит $\text{Cu}_4(\text{OH})_6\text{SO}_4$, малахит $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$, азурит $\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$, атакамит $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$ и в присутствии кислорода куприт – Cu_2O . Значительно труднее выщелачивается медь, связанная с силикатами, алюмосиликатами, алюмофосфатами, гидроксидами железа, а также медь, представленная бирюзой, медистым галлуазитом [44]. Добавки фторидов (NH_4HF , NaF , NH_4F) к раствору серной кислоты в таких случаях позволяют значительно увеличить извлечение меди в раствор [1]. Основным окислителем и растворителем сульфидов и металлической меди является сернокислый раствор сульфата оксида железа (III), который образуется при окислении пирита и халькопирита. В порядке убывания скорости выщелачивания наиболее распространенные сульфиды меди располагаются в ряд: халькозин>борнит>ковеллин>халькопирит [13]. Контролирующей стадией при выщелачивании сульфидов является стадия их окисления [76]. Присутствие микроорганизмов, таких, как например, тиобацилус феррооксиданс, приводят к резкому увеличению скорости окисления и растворения сульфидов.

Скорость растворения минералов меди при выщелачивании определяется скоростью диффузии продуктов реакции и площадью поверхности соприкосновения твердой и жидкой фаз. Поэтому она возрастает при увеличении концентрации растворителя в жидкой фазе; температуры: перемешивания пульпы; при уменьшении крупности частиц; повышении степени их раскрытия; отсутствии в жидкой фазе соединений, пассивирующих поверхность растворяемых минералов. Уменьшение поверхности частиц за счет коагуляции и флокуляции, увеличение вязкости пульпы в присутствии глинистых шламов, приводящее к снижению скорости диффузии ионов и молекул, наоборот, приводит к замедлению скорости выщелачивания меди [3].

За рубежом широко применяют геотехнологические схемы переработки медьсодержащего сырья, наряду с традиционными. Такие технологии используются на многих горных предприятиях США («Бингем Каньон», «Силвер Белл», «Блюберд», «Майами» и др.), Мексики («Кананеа»), Испании («Рио Тинто»), Болгарии («Влайхов Врах»), Португалии, Родезии и др. Уже в 70-х годах до 20% общего производства меди в США, Замбии, Чили, Боливии, Венесуэле, Перу, Португалии, Испании было обеспечено геотехнологическими методами. В настоящее время получение меди с использованием кучного выщелачивания и экстракционной технологии (технология SX/EW) составляет до 20% в общем объеме ее мирового производства [145].

Поскольку в большинстве отвалов тонкая фракция руды обогащена медью и иногда сопутствующими металлами (молибденом, золотом, серебром), то для переработки таких отвалов целесообразно разделение материала на грубую и тонкую фракции: грубая подвергается кучному выщелачиванию, тонкая – флотации, позволяющей извлечь сопутствующие металлы. Процесс выщелачивания после отделения мелочи протекает более эффективно, вследствие улучшения проницаемости руды для циркуляции растворов и воздуха, активации бактерий, ускорения процессов образования кислоты, комплексных солей железа и повышения скорости окисления оставшихся сульфидов меди [44].

На обогатительной фабрике «Инспирешн» смешанные руды, содержащие 0,3% окисленной и 0,4% сульфидной меди, подвергаются предварительной промывке с последующей раздельной переработкой песковой и шламовой фракций. Песковая фракция подвергается чановому выщелачиванию и флотации сульфидов из остатков выщелачивания, шламовая – сульфидной флотации с последующим выщелачиванием окисленной меди из хвостов флотации [43]. Из руд, содержащих 0,4-1,6% меди, при переработке их по технологическим сортам на фабриках извлекают 80-92% меди [1, 44].

Кучное и отвальное выщелачивание забалансовых руд, низкосортных окисленных руд, труднообогатимых смешанных руд и вторичных сульфидных руд (с долей халькопирита не более 20 %) с последующей переработкой растворов экстракцией и электролизом является на сегодняшний день хорошо отработанным, твердо установившимся, наиболее низкочастотным способом получения меди, что демонстрируется непрерывным увеличением его доли в мировом производстве меди [130, 136, 140, 143, 144, 145]. Рудник Radomiro Tomic (Чили) компании CODELCO занимает первое место по добыче меди методом кучного выщелачивания [49] (~ 327 тыс. т в 2014 г.), за ним следуют фабрики Escondida (Чили) и Spence (Чили) компании BHP Billiton. В 2014 г. за счет применения технологии HL-SX-EW на 50 крупнейших ГОКах было получено около 3 млн т меди [49].

Еще одним направлением переработки окисленных медных руд, непригодных к выщелачиванию ввиду высокого содержания в них кислото-растворимых карбонатов, или труднообогатимых руд с высоким содержанием силикатов, сложных алюмосиликатов и алюмофосфатов меди и медьсодержащих гидроксидов железа, могут быть комбинированные схемы с предварительным восстановительным обжигом руды и последующей флотацией образующихся зерен металлической меди. В качестве восстановителя могут использоваться углерод (кокс, уголь), оксид углерода, водород, углеводород, природный газ и другие углеродсодержащие вещества [3].

Промышленное применение в Чили, США, Перу, Мавритании, Замбии, Японии получил сегрегационно-флотационный процесс, включающий сегрегационный обжиг измельченной руды с добавками (0,5-2%) восстановителя (кокс, уголь) и поваренной соли NaCl, проводящийся в течение 10-60 минут при температуре 700-800°C [1, 44]. При обжиге медь восстанавливается до металлической с одновременным укрупнением восстановленных частиц. При обжиге протекают реакции гидролиза NaCl, хлорирования медных минералов и восстановления летучих хлоридов меди до металла на раскаленной поверхности углеродистого вещества образующимся водородом [44]. Расход кокса составляет 1-1,5% от массы руды, хлорирующего агента – 5-10 кг/т.

Образующиеся на частицах угля или кокса в виде глобул, пластинок или чешуек зерна металлической меди имеют крупность до 0,08-0,1 мм и довольно легко флотируются сульфгидрильным собирателем (при расходе 100-300 г/т) в богатый концентрат с содержанием меди 35-70%, при ее извлечении до 90% и выше [3, 44]. В процессе флотации меди извлекаются также имеющиеся в руде висмут и благородные металлы: серебро переходит в основном в медный концентрат, золото накапливается в промпродуктах флотации. Дополнительное извлечение золота, серебра, висмута, при наличии их в руде, определяет экономику процесса.

Сегрегационно-флотационный процесс обеспечивает наиболее высокое извлечение металлов при переработке труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Но процесс является сложным и дорогостоящим, требует значительных затрат на строительство обжигового цеха, поэтому неэкономичен при содержании меди в руде менее 3%, что существенно ограничивает возможность переработки больших количеств сложных по составу медных руд, представленных в отвалах, подобных отвалу месторождения Таскора.

1.4 Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд

Для отвалов забалансовых, некондиционных руд, минерализованных пород вскрыши, руд, потерянных в недрах при традиционных способах добычи, наибольшее распространение получил геотехнологический метод переработки

минерального сырья в вариантах кучного, подземного, чанового сернокислотного выщелачивания. В основе механизма выщелачивания лежат либо химические реакции кислотно-обменного растворения, либо окислительного бактериального, либо комбинация кислотно и окислительного бактериального выщелачивания. При агитационном выщелачивании могут также использоваться аммиак, воздух или кислород [14].

Наиболее распространенными растворителями при выщелачивании медных руд являются серная, соляная и азотная кислоты [26, 63, 70, 94, 112], щелочные и цианистые растворы [16, 114]. Действие различных растворителей на соединения меди приведено в табл. 1.3.

Таблица 1.3 – Действие различных растворителей на соединения меди [63]

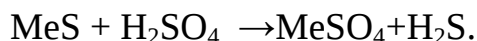
Медь и ее соединения	HCl	HNO ₃	H ₂ SO ₄	HCN	H ₂ SO ₃	NH ₃	Fe ₂ (SO ₄) ₃	FeCl ₃
Cu	+ (в присут. O ₂)	+	+ (в присут. O ₂)	+	+ (в присут. O ₂)	+ (в присут. O ₂)	+	+
CuO	+	+	+	+	+	+	+	+
Cu₂O	+	+	+	+	+	+	+	+
Cu₂O·SiO₂	+	+	+	±	±	±	–	–
Cu₂O·Fe₂O₃	+ (при нагревании)	+	+ (при нагревании)	+	–	–	–	–
CuS	–	+	–	+	–	–	+	+
Cu₂S	–	+	–	+	–	–	+	+
CuFeS₂	–	+	–	+	–	–	±	±
Cu₂FeS₄	–	+	–	+	–	–	±	±
+ - растворяет, – - не растворяет, ± - частично растворяет								

Медь довольно легко переходит в раствор из окисленных (кроме ферритов и отчасти силикатов), сульфатных и хлоридных соединений, значительно труднее извлекается из сульфидных соединений и практически не извлекается из халькопирита при обычных условиях ни одним из известных растворителей [63]. Соляная кислота относится к агрессивным растворителям. Ее сложнее транспортировать, она дорога и трудно регенерируется.

Известно, что окислителем и растворителем большинства сульфидов

металлов является крепкая серная кислота. Одна группа сульфидов (галенит, сфалерит, пирротин) довольно легко сульфатизируется ею, начиная с температуры 50°C и выше, с выделением сероводорода. Другая группа (халькопирит, халькозин, ковеллин, пирит) взаимодействует с серной кислотой при более высоких температурах (не менее 150°C), выделяя в газовую фазу диоксид серы [56]. Практически полностью перечисленные сульфиды вскрываются серной кислотой при нагревании до 300 °C.

В геотехнологических условиях для переработки сульфидного медьсодержащего сырья можно использовать разбавленную серную кислоту, окислительные свойства которой выражены слабее, и растворение сульфидов протекает по реакциям обменного типа:



Пирротин легко разлагается разбавленными растворами серной кислоты. Халькозин и ковеллин устойчивы в серноокислотных растворах в отсутствие кислорода, халькопирит и пирит занимают промежуточное положение, причем пирит является наименее реактивным [65].

Механизм растворения сульфидных медных минералов в подкисленном растворе серной кислоты изучался Сюлливаном [109]. Им было показано, что с наибольшей скоростью извлекается в раствор медь из халькозина, медленнее – из ковеллина, труднее всего выщелачивается медь из халькопирита.

Растворение сульфидных минералов представляет собой многоступенчатый процесс, сопровождаемый частичными структурными превращениями исходных форм до их более легкорастворимых соединений. Отмечено положительное действие окислителей на процесс растворения промежуточных соединений на поверхности халькопирита и борнита [10].

Растворы сульфата железа трехвалентного можно применять при переработке руд с невысоким содержанием основных породообразующих минералов [63]. На практике их обычно подкисляют, поскольку в водной среде растворы сульфата железа (III) подвергаются гидролизу. К недостаткам этого растворителя относится сложность его регенерации из отработанных растворов.

Реакции окисления сульфидов ионами трехвалентного железа протекают

наиболее эффективно в присутствии микроорганизмов *Thiobacillus ferrooxidans* [76].

Сульфат двухвалентного железа применяется в промышленном масштабе на заводе «Инсперейшн» (штат Аризона, США) для переработки смешанных сульфидных руд. Окисление FeSO_4 в $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ производится хлором, тионовыми бактериями, аэрацией. В работе [69] отмечаются и недостатки, свойственные подобным схемам: чувствительность Fe^{3+} к изменению pH и строгие требования к поддержанию оптимальной концентрации ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} в растворе. В работе [64] рекомендовано поддерживать соотношение $\text{Fe}^{3+}/(\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+})$ в пределах 0,5-1,0, то есть отношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ должно быть, по крайней мере, равным или более единицы.

При выщелачивании сульфидсодержащих полиметаллических руд растворами серной кислоты наиболее полно и со сравнительно высокой скоростью происходит выщелачивание меди из окисленных минералов – малахита, азурита, а также с меньшей интенсивностью из хризоколлы.

В работе [10] установлено, что для крупности минеральной фракции -100-+200 меш и температуре 35°C 100 %-ное извлечение меди из малахита и азурита при концентрации серной кислоты 10 г/дм³ достигается за 1 сутки, для хризоколлы процесс более длительный.

Авторами работы [106] при изучении кинетики растворения азурита из отвалов Джеккаганского и малахита Меднорудянского месторождений в водных растворах серной кислоты (с использованием методики вращающего диска) показано, что азурит растворяется быстрее малахита и процесс протекает согласно закономерностям диффузионного режима. По результатам исследований процессов растворения азурита и малахита с целью интенсификации этих процессов при выщелачивании соответствующих окисленных руд авторы рекомендуют более интенсивный массообмен, повышение концентрации серной кислоты до 100 г/дм³. Повышение температуры оказывает меньшее влияние.

При изучении скорости растворения смешанных актогайских руд в условиях свободной конвекции сернокислых растворов [10] показано, что скорость растворения малахита и хризоколлы зависит в основном от

концентрации кислоты и не зависит от температуры. Скорость растворения куприта прямо пропорциональна росту температуры и концентрации растворителя, а для растворения халькопирита и борнита помимо кислоты большое значение имеет доступ кислорода к поверхности минерала и температура процесса. Экранирующее действие опаловидной пленки на медных минералах некоторых месторождений, например, Айдарлинского, может быть устранено введением в растворитель хлористого натрия. Автором изучено влияние хлорида натрия, обладающего декрепitiрующими свойствами, на разрушение опаловидной пленки. Показано, что при увеличении концентрации хлорида натрия с 50 до 250 г/дм³ скорость растворения малахита возрастает почти в два раза, хризоколлы – в 2,4-2,7 раза.

В работе [58] медь из окисленных руд, представленных в техногенных отходах с содержанием меди 1 % масс., золота 0,5 г/т, выщелачивали сернокислыми растворами – вначале с низким, затем с более высоким значением окислительно-восстановительного потенциала. Повышение потенциала обеспечивали введением в раствор ионов Fe³⁺. Для увеличения концентрации ионов Fe³⁺ перед доукреплением серной кислотой, выщелачивающий раствор доводили до pH 4-5 и обрабатывали кислородсодержащим газом (воздухом или воздухом, обогащенным кислородом).

В целях оптимизации сернокислотного выщелачивания меди из окисленных минералов сульфидно-окисленной медной руды авторы работы [113] варьировали такими параметрами, как температура, концентрация кислоты, соотношение Т:Ж, скорость перемешивания, продолжительность выщелачивания, дисперсность руды, плотность пульпы. Максимальное извлечение меди 83,8 % достигнуто при температуре 95 °С, длительности выщелачивания 6,5 ч, Т:Ж=1:7, исходной концентрации серной кислоты 22 г/дм³. Установлено, что большая часть меди, содержащейся в окисленных минералах, переходит в раствор в течение первых минут при достаточном количестве кислоты, идущей на выщелачивание, и повышенной температуре. Медь практически полностью извлекалась при продолжительности выщелачивания 0,5 ч, исходной концентрации кислоты – 22 г/дм³, температуре – 35 °С и Т:Ж=1:1. Показано, что стадией, лимитирующей

процесс, является диффузия реагента вглубь частиц руды, и самый эффективный способ интенсификации выщелачивания в этом случае – дополнительное измельчение руды.

Близки по минеральному составу к отвальным рудам руды, оставленные в зонах обрушения и в целиках при отработке верхних горизонтов Жезказганского месторождения. Известно, что в силу специфических условий Жезказганских рудников, потери руды в оставляемых целиках колеблются от 12 до 25 %, достигая 40 %, поэтому за длительный период отработки месторождения в разного рода потерях оставлены десятки миллионов тонн богатой руды. Проведены исследования по выщелачиванию меди на образцах окисленно-сульфидной, халькозиновой и борнит-халькопиритовой руд медистых песчаников старых отработанных шахт Жезказганского месторождения [27]. Установлено, что за 10 месяцев из окисленно-сульфидной руды крупностью менее 20 мм можно выщелочить 50-80 % меди, из халькозиновой руды – 30-50 % а из борнит-халькопиритовой – только 5-12 %. Лучшими растворителями являются серная кислота 5-10 г/л и подкисленный сульфат окиси железа 5 г/л. Удельный расход кислоты на выщелачивание меди колеблется в зависимости от минералогического состава руд от 1,66 до 12,61 т/т меди, но может существенно снижаться до вполне приемлемых значений (1,6-3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5-4,1 т/т для халькозиновой руды) по мере выщелачивания и развития окислительных процессов. Горно-геологические особенности Жезказганского месторождения, такие как неглубокое залегание, водонепроницаемый экран, отсутствие капитальных сооружений на поверхности, малый угол залегания залежи, выявленные в пределах ранее отработанных шахтных полей, допускают использование для извлечения меди метода выщелачивания.

В зарубежной практике кучным выщелачиванием перерабатывают бедные окисленные, забалансовые смешанные руды, отвалы минерализованных вскрышных пород с низким содержанием меди (0,15-0,5%), хвосты сульфидной флотации, переработка которых другими способами экономически невыгодна [2, 3, 92, 130, 133, 134, 136, 140, 143, 144, 145, 146, 151]. К примеру, на месторождении Кананеа (Мексика) около 35 тыс. т руды (0,15-0,45 % Cu) были

уложены в штабели кучного выщелачивания. Медь в руде на 90 % представлена халькозином, ковеллином и малахитом [92]. Растворитель закачивали по перфорированным трубкам из асбоцемента или пластика до насыщения медью, а затем продуктивный раствор по дренажной системе направляли на переработку для извлечения меди [92].

В Казахстане для переработки окисленных, забалансовых руд на планируемых к разработке месторождениях и на многолетних накопленных отвалах существующих рудников [52] актуально востребована технология кучного выщелачивания с переработкой растворов по схеме жидкостная экстракция-электролиз (SX-EW [52]) и уже применена на месторождениях Коунрад, Аяк-Коджан, Актогай, а также будет использована на месторождениях Жезказган, Ай и Алмалы [142]. Технология, отличающаяся гибкостью и простотой технологических узлов; возможностью варьирования в широком интервале сырьевых источников, включая совершенно обедненное сырье, отвальные хвосты обогащения и отходы металлургии, забалансовые руды; низкими эксплуатационными затратами; получением высококонкурентной катодной медной продукции; может найти широкое применение на меднорудных предприятиях Казахстана.

Для окисленных руд с высоким содержанием извлекаемого металла, для хвостов флотации применяют чановое перколяционное или агитационное выщелачивание. Перколяционное выщелачивание применяют для крупного материала на фабрике «Чукикамата» (Чили); с перемешиванием – на фабрике «Моренси» для богатых окисленных шламистых руд и хвостов флотации [3]. Продолжительность полного цикла прямоточного или противоточного выщелачивания окисленных руд, включая загрузку и выгрузку руды, составляет 6-14 суток. Процесс происходит в замкнутом цикле, в котором раствор циркулирует между выщелачиванием и гидрометаллургическим выделением меди. Преимущества выщелачивания окисленных руд перколяцией: отсутствие тонкого измельчения, малый расход кислоты, растворение меньшего количества примесей и достаточно высокая концентрация меди в растворах, позволяющая использовать электролиз [3].

Чановое выщелачивание с перемешиванием (агитационное выщелачивание) используют для шламистых окисленных медных руд [3]. При этом руда, измельченная до 50-90% класса $-0,071$ мм, проходит через ряд последовательно соединенных чанов, интенсивное перемешивание пульпы в которых производится механическими мешалками, сжатым воздухом или комбинированным способом [3]. По сравнению с перколяцией растворение меди протекает значительно быстрее и заканчивается в течение 0,5-2 ч [1]. Но ввиду более высоких капитальных затрат технологию чанового выщелачивания целесообразно применять [3] при переработке богатых окисленных руд с содержанием меди $>1\%$, концентратов с содержанием 10-15% окисленной меди, шламистых окисленных медных руд или шламов, выделенных при классификации руды и непригодных для переработки другим способом, хвостов обогащения смешанных руд («Чингола», «Моренси») [3].

Исследована возможность агитационного серноокислотного выщелачивания окисленной медной руды отвалов месторождения Кызылту (Казахстан) с последующим сорбционным концентрированием меди из пульпы [41]. В руде с массовой долей меди 0,33%, медьсодержащими минералами являются халькопирит, ковеллин, халькозин, хризоколла, малахит и азурит. Были установлены режимные параметры агитационного выщелачивания: температура 20°C ; Ж:Т=2:1; расход кислоты 90 кг/т руды; продолжительность выщелачивания 6 ч; тонина помола руды 80 % класса $-0,071$ мм, при которых обеспечивается извлечение 58% меди в раствор. Недоизвлеченная медь в кеках выщелачивания на 91 % представлена хризоколлой, на 9 % – первичными сульфидами. Сорбция проводилась в противоточном режиме в каскаде из 6 пачуков из пульпы при pH 3,0-4,0 на аминокарбоксильном катионите TP 207. Установлено, что полученный товарный десорбат с содержанием меди 30-34 г/л целесообразно направлять на электролиза с выделением катодной меди. Запасы окисленных руд составляют около 8,2 млн т, что указывает на целесообразность вовлечения их в переработку с использованием серноокислотного выщелачивания.

При большом содержании в рудах известняка, доломита и других карбонатов щелочно-земельных металлов, легкорастворимых оксидов и силикатов железа и алюминия, глин расход серной кислоты возрастает до 150-200 кг/т руды [3], и переработка кучным выщелачиванием и по комбинированным схемам с предварительным кислотным выщелачиванием становится экономической нецелесообразной и технологически малоэффективной по причине образования гипса, цементации им пор и резкого снижения скорости просачивания выщелачивающих растворов через материал [3].

В таких случаях применяют выщелачивание растворами аммиака, солей аммония или других веществ, образующих с медью растворимые комплексные соединения [3]. При этом растворы комплексообразователей практически не взаимодействуют с минералами породы, выщелачивают медь избирательно, получающиеся растворы почти не содержат посторонних примесей [3]. Медь образует хорошо растворимые и очень стабильные комплексы $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$ (рисунок 1.5) и может выщелачиваться при нормальных условиях из-за хорошей растворимости аммиака в воде [131].

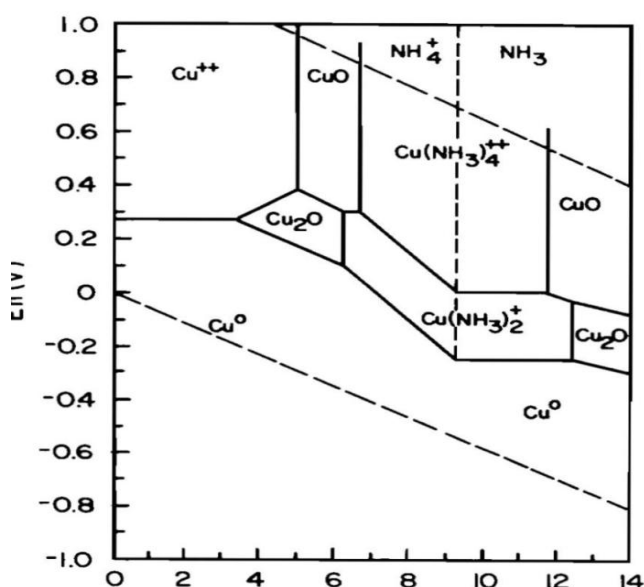


Рисунок 1.5 – Eh-pH диаграмма системы Cu-NH₃-H₂O при температуре 25°C и давлении 101.3 кПа

Среди других преимуществ аммиачного выщелачивания следует отметить его низкую агрессивность по сравнению с сернокислотным, высокую избирательность по отношению к железу и другим компонентам вмещающей породы, возможность регенерации и рециркуляции аммиака, поэтому в некоторых

случаях этот способ является предпочтительным [125, 126, 128, 132, 135, 139, 148, 149].

При аммиачном выщелачивании окисленная медь из карбонатов, оксидов и самородная медь [2] сравнительно легко переходит в раствор в виде медно-аммиачных комплексных соединений. Гораздо труднее выщелачивается медь [3] из хризоколлы и других силикатных соединений [2]. Аммиачное выщелачивание сульфидов меди происходит только при температуре 65-80°C, с подачей кислорода или воздуха и интенсивном перемешивании пульпы. Наибольшей скоростью растворения обладают вторичные сульфиды меди, наименьшей – энаргит [3]. Присутствующие на поверхности сульфидов и частиц самородной меди адсорбционные слои реагентов-собирателей тормозят процесс растворения минералов [3, 19].

Следует отметить, что при использовании токсичных аммиачных растворов ($\text{ПДК}_{\text{NH}_3} = 20 \text{ мг/м}^3$) требуется герметичная аппаратура, развитая система утилизации газовых потоков. Высокая упругость пара аммиачных растворов ограничивает пределы температурной обработки сырья, а с воздухом аммиак образует взрывоопасные смеси при содержании 15-28% объемн. NH_3 [63]. Все это делает процесс аммиачного выщелачивания дорогостоящим и ограничивает его применение для переработки бедного сырья. Аммиачные растворы используются при автоклавном выщелачивании сульфидных концентратов, промпродуктов и других видов вторичного сырья.

Аммиачное выщелачивание используют некоторые фирмы в США для извлечения меди [3], в основном самородной, из хвостов обогащения со средним содержанием 0,5% меди; при переработке окисленных руд, из которых медь плохо выщелачивается серной кислотой [3]. Для окисленных руд с известковой породной составляющей, в которых медь в значительной степени представлена хризоколлой и другими силикатами, аммиачное выщелачивание осуществляется после предварительного восстановительного обжига для перевода меди в оксид или металлическую фазу [1]. Предварительный обжиг позволяет повысить извлечение меди в аммиачные растворы из различных окисленных

хризоколлсодержащих руд [2] на 9-85%.

Предложен способ (Н. В. Зашихин, П. М. Перлов) автоклавного выщелачивания промпродуктов или хвостов сульфидной флотации аммиачно-карбонатным раствором [3] при соотношении $\text{NH}_3 : \text{CO}_2 = 1:1$ при температуре пульпы 150°C и избыточном давлении в автоклаве до $2 \cdot 10^6$ Па, отношении Ж:Т=1:4 для промпродуктов и 1:1 – для хвостов флотации, продолжительности выщелачивания – 2,5 ч. Из хвостов сульфидной флотации, содержащих 0,67% меди, на 47% представленной связанной медью, извлечение меди составляет 85-88% в автоклавном выщелачивании [1].

Процесс «Анаконда Арбитер», разработанный фирмой «Анаконда», предназначен для выщелачивания сульфидных медных концентратов кислородно-аммонийными сульфатными растворами при низком давлении [2] – $5 \cdot 10^5$ Па и температуре пульпы $65-70^\circ\text{C}$ в режиме перемешивания (600 об/мин) с последующей экстракцией и электролизом [33]. Нерастворимый остаток флотируют с выделением нерастворившейся меди, которую направляют на пирометаллургическую переработку. Сера, содержащаяся в концентрате, переходит в сульфат аммония, из которого можно осуществить регенерацию аммиака [90] или реализовывать сульфат аммония в качестве попутной продукции [74].

Авторами работы [95] исследования по автоклавному аммиачному выщелачиванию проводились на продуктах обогащения медистых песчаников Жезказганской обогатительной фабрики, не соответствующих требованиям полного металлургического передела, ввиду содержания меди 14,3 и 21,2%. Медь в этих продуктах обогащения в основном была представлена халькозином и борнитом, также имелось незначительное количество халькопирита. Исследование процесса выщелачивания смесью аммиака и сульфата аммония при варьировании концентрации NH_3 в пределах 7,15-11,97 моль/л и давлении в автоклаве, изменяющемся от 12,48 до 17 бар, при скорости перемешивания 600 об/мин, температуре выщелачивания 140°C и времени выщелачивания 2 часа,

показало высокую эффективность извлечения меди (93-96%) и серебра (88-90%) из полупродуктов обогащения медных руд [95].

В последние годы разработан метод осаждения меди из растворов аммиачного выщелачивания с применением SO_2 , как более дешевый, чем экстракция и электролиз. В результате тройной очистки: селективного аммиачного выщелачивания и двухстадиального селективного осаждения с промывкой промпродуктов получают медный порошок высокой чистоты [3].

Перспективны схемы с применением других комплексообразователей [2, 3] – с этилендиаминтетрауксусной кислотой (ЭДТА), нитрилотриуксусной кислотой (НТА), глицином, аминодиуксусной кислотой в качестве выщелачивающих агентов для меди [3]. Д.И. Бауер и Р.Е. Линдстром [3] лучшие результаты по выщелачиванию меди из окисленных и силикатных руд, не поддающихся флотационному обогащению, получили с применением тринатриевой соли ЭДТА при оптимальных значениях pH 8,5-10. С увеличением температуры пульпы до 80°C извлечение меди в раствор возросло до 98%, а время выщелачивания сокращается с 24 до 6 ч. Из раствора выщелачивания медь можно осадить восстановителями – формальдегидом [2], водородом или СО под давлением.

В работе [86] установлено, что применительно к окисленной медной руде месторождения Бакр-Узьяк (Россия) наилучший эффект при выщелачивании достигается использованием карбамида $\text{CO}(\text{NH}_2)_2$. При этом выщелачивание руды осуществляет агрессивный неорганический реагент – серная кислота [115], а органический агент обеспечивает более быстрое и полное извлечение нужного металла в раствор [115] за счет перевода простых ионов металла, образующихся при действии неорганического агента, в комплексные ионы, способствующие сдвигу равновесия системы «твердая фаза – раствор» вправо. Эффективность добавок карбамида проверена на рудной вытяжке, полученной после контакта исследуемой окисленной медной руды (малахит, куприт, тенорит, содержание меди 2,06 %) с водой при отношении 1:10 в течение 3 суток. Показано, что добавка карбамида в количестве 140 г/т позволяет снизить концентрацию серной кислоты с 2 до 1 % и сократить продолжительность процесса с 12 до 9 суток. Авторы [86] считают, что данный режим выщелачивания является

конкурирующим по отношению к бактериальному выщелачиванию с явным преимуществом в технологическом отношении. Однако, для переработки бедных окисленных и смешанных руд наиболее эффективно применение разбавленной серной кислоты.

Цианистые растворы, несмотря на высокую селективность, не нашли широкого применения в гидрометаллургии меди [63], в связи с их высокой токсичностью (ПДК – 0,3 мг/м³) и большим расходом (на 1 вес. ед. меди в оксидной форме расходуется 3,5 вес. KCN).

Комбинированная технология переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора была разработана в Восточном научно-исследовательском горно-металлургическом институте цветных металлов (ВНИИцветмет) по заданию ТОО «КазГидроМедь» [36]. При изучении вещественного состава пробы с отвала с содержанием меди 0,77% было установлено, что содержание меди, представленной малахитом, азуритом, хризоколлой и оксидами [116] составляет 0,41% абс. или 53% отн., халькозином, ковеллином, борнитом – 0,30% абс. или 38% отн., халькопиритом, блеклой рудой – 0,06% абс. или 7% отн. [77]. Был сделан вывод о том, что, поскольку медь в руде находится как в окисленной, так и сульфидной форме, необходима разработка комбинированной технологии переработки смешанных, труднофлотируемых руд. Разработанная во ВНИИцветмет схема переработки руды приведена на рисунке 1.6. В лабораторных исследованиях по данной схеме сквозное извлечение меди из руды с содержанием меди 0,77% в товарную продукцию медный концентрат и катодную медь было достаточно высоким – 89,15 %. Но расход серной кислоты на выщелачивание был весьма велик – 198,3 кг на 1 т руды.

При проведении испытаний технологии переработки смешанных руд месторождения Таскора на опытно-промышленной установке ВНИИцветмет были опробованы различные схемы флотации руды: с выводом хвостов I перечистки в качестве промпродукта, без вывода промпродукта, с включением третьей перечистки концентрата основной флотации. Качественно-количественная схема флотационной переработки руды на опытно-промышленной установке приведена на рисунке 1.7 [78].

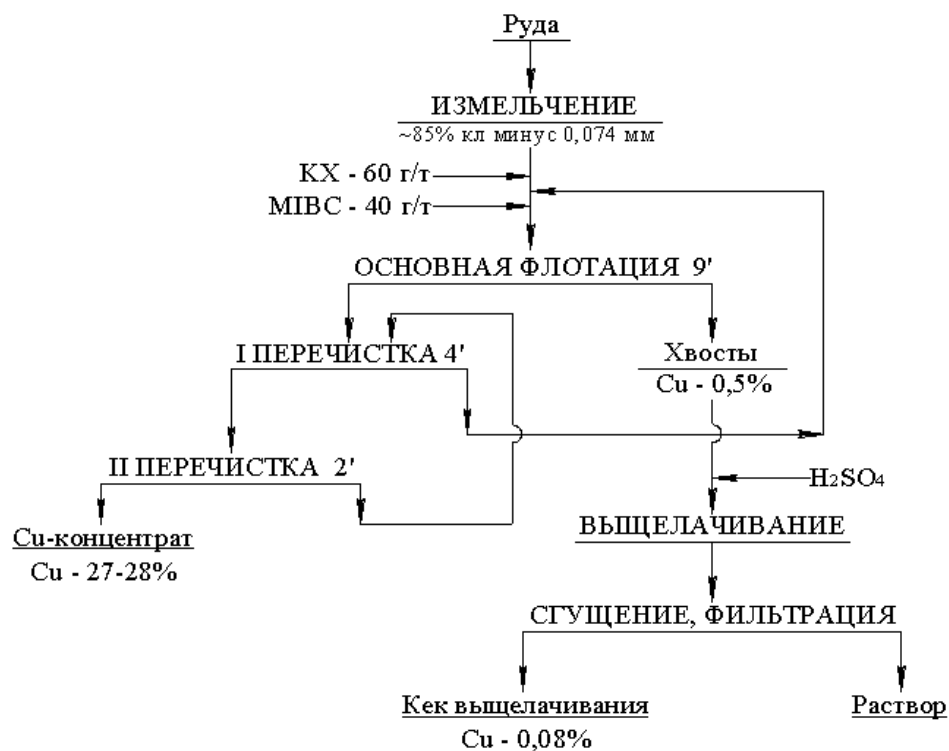


Рисунок 1.6 – Технологическая схема переработки смешанной медной руды в лабораторных условиях, разработанная ВНИИЦветмет

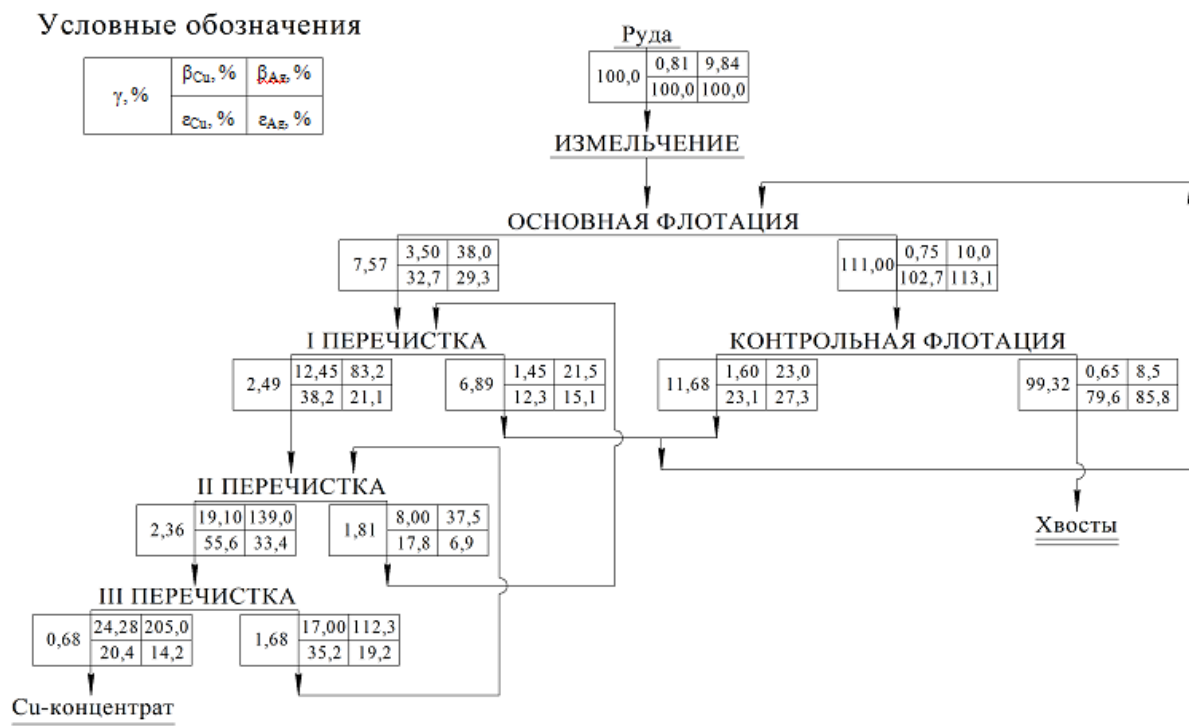


Рисунок 1.7 – Качественно-количественная схема флотации смешанной медной руды по технологии ВНИИЦветмет

Для переработки продуктивных растворов выщелачивания была разработана схема, включающая операции: двустадийная экстракция раствора с возвратом рафината на последующие операции выщелачивания; реэкстракция обогащённой органической фазы; электролиз меди из медного электролита; очистка и утилизация избытка рафината. Экстракция проводилась в две стадии с использованием 15 % раствора Lix-984N в керосине при О:В=1:1. Реэкстракция – в одну стадию при О:В=2:1. Электролитическое осаждение меди вели при плотности тока 220 А/м². Переработки избытка рафината проводилась агитацией его с известковым молоком до достижения рН=10,0-10,5. Качественно-количественные показатели гидрометаллургической переработки 1 т хвостов флотации по результатам опытно-промышленных испытаний ВНИИцветмета приведены на рисунке 1.8. Извлечение меди в раствор на стадии выщелачивания составило 84,9 %, на стадии переработки растворов – 99,1 %.

Таким образом, по технологии, разработанной и испытанной на опытно-промышленной установке во ВНИИцветмете, включающей флотационное обогащение руды, сернокислотное выщелачивание хвостов флотации и переработку продуктивных растворов по схеме экстракция-реэкстракция-электролиз, могут быть получены медный концентрат с содержанием меди 23,24 %, серебра – 203 г/т при извлечении меди и серебра 20,6 и 14,7 %, соответственно, и катодная медь с содержанием 99,98 % при извлечении 66,8 %. Отходами технологии являются кек выщелачивания и гипсовый кек [77].

Основным недостатком разработанной комбинированной технологии является большой удельный расход серной кислоты, равный 208 кг/т исходной руды, обусловленный повышенным содержанием карбонатов в смешанной руде месторождения Таскора. Кроме того, технология характеризуется высокими капитальными затратами и эксплуатационными расходами, преимущественно на гидрометаллургический передел.

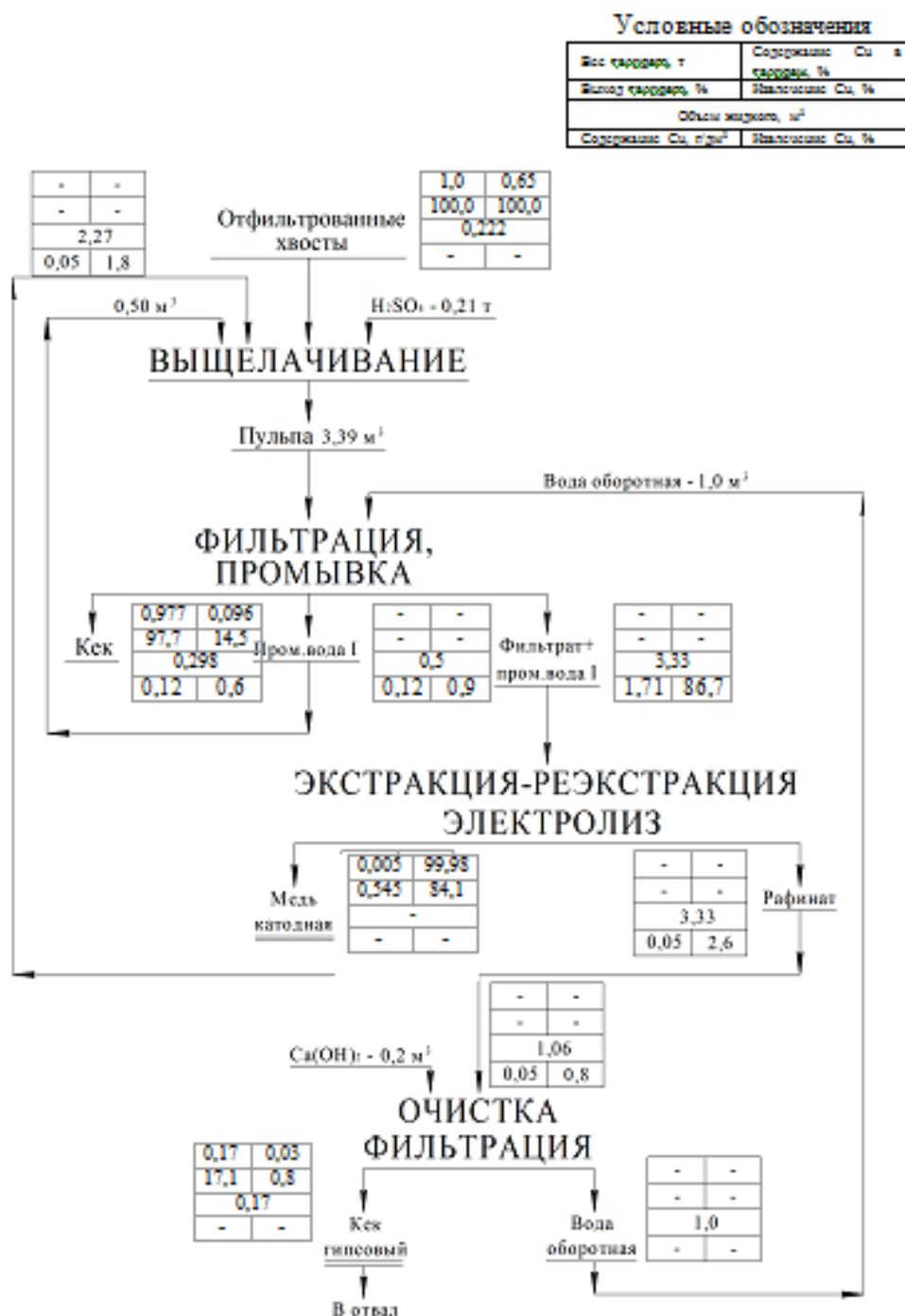


Рисунок 1.8 – Качественно-количественная схема гидрометаллургической переработки 1 т хвостов флотации по технологии ВНИИцветмета

Исследования возможностей кучного выщелачивания смешанных медных руд, выполненные в рамках научно-исследовательской работы [37] по проектированию предприятия по переработке окисленных медьсодержащих руд Жезказганского региона с получением катодной меди на заводе SX-EW, показали что отвальные руды месторождения Таскора являются неблагоприятными для

переработки методом кучного выщелачивания, несмотря на относительно высокое содержание меди в руде (1,15%) и нахождение ее на 75,9% отн. в легкорастворимых в кислоте формах. Это объясняется влиянием отрицательных факторов, основными из которых являются неблагоприятный состав порообразующих минералов руды, в первую очередь, наличие в руде высокого содержания кальцита, доломита, гипса, что обуславливает низкие перколяционные свойства руды и высокий расход кислоты (до 225 кг/т руды и 21,4 кг/кг извлеченной меди). Неудовлетворительные перколяционные свойства руды для кучного выщелачивания также связаны с неблагоприятным гранулометрическим составом исходной руды и высоким содержанием мелких классов в исходной руде (51,2% класса минус 5 мм).

Обобщение мирового опыта и параметров технологий переработки окисленных и смешанных руд, в том числе и из отвалов медных месторождений, показало, что разработаны и применяются на практике схемы и режимы флотационного обогащения, сернокислотного кучного, подземного, чанового выщелачивания, комбинированные технологии, сочетающие методы обогащения, гидро- и пирометаллургии. Выбор методов переработки, построение технологических схем и параметры отдельных операций всегда определяются сложным и многообразным минеральным составом смешанного медьсодержащего сырья, тонкой структурой и отличающимися между собой флотационными свойствами различных минералов меди. Несмотря на широкое распространение в мировой практике для бедного медьсодержащего сырья физико-химических способов с кислотным выщелачиванием меди, наиболее высокие показатели могут быть достигнуты только при применении комбинированных схем и технологий переработки. Накопленный опыт свидетельствует о целесообразности разработки и обоснования параметров комбинированной технологии переработки смешанных окисленных и сульфидных руд Жезказганского региона.

1.5 Цели, задачи и методы исследования

Целью работы является разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения Таскора для вовлечения их в эффективную промышленную эксплуатацию.

Идея работы состоит в том, что особенности вещественного состава смешанных медных руд, заскладированных в отвале, заключающиеся в присутствии меди в сульфидной и окисленной формах практически в равных количествах, и значительного количества кислоторастворимых карбонатов в составе породообразующих минералов, предопределили перспективы применения для их переработки комбинирования флотационного обогащения и сульфатно-аммонийного выщелачивания с подачей растворителя на стадию мокрого измельчения смешанных руд перед флотацией.

Для разработки инновационной комбинированной технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения Таскора необходимо решение следующих задач:

- обобщение опыта и анализ параметров технологий переработки сырья отвалов окисленных и смешанных руд медных месторождений;
- изучение вещественного состава и технологических свойств смешанных медных руд и установление особенностей минеральных форм нахождения меди, определяющих их трудную обогатимость;
- анализ факторов, влияющих на процессы комбинированной переработки труднообогатимых смешанных медных руд;
- исследование процессов переработки смешанных медных руд методами флотации, выщелачивания, сорбционного извлечения меди из продуктивных растворов и электролитического осаждения;
- разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд и ее опытно-промышленная апробация;

- разработка технологических рекомендаций для наиболее полного извлечения меди из заскладированных в отвале смешанных медных руд и оценка их технико-экономической эффективности.

Для решения поставленных задач в диссертационной работе использован комплекс методов исследований, включающий анализ и систематизацию материалов по технологиям переработки смешанных медных руд и утилизации отвалов некондиционного медьсодержащего сырья, химический, минералогический гранулометрический анализы руды, лабораторные эксперименты и опытно-полупромышленные испытания разработанной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальной медной руды на сертифицированном оборудовании, технико-экономические расчеты со статистической обработкой всех получаемых результатов.

Для разработки технологии переработки смешанных медных руд все исследования и опытно-промышленные испытания проведены на отобранной на отвале месторождения Таскора представительной технологической пробе. Изучение вещественного состава и технологических свойств отвальной руды выполнено комплексом химических, физико-химических, аналитических и минералогических методов с использованием современного сертифицированного оборудования и апробированных методик. Экспериментальные исследования и опытно-промышленные испытания технологии проведены в Научно-исследовательском центре инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь» на сертифицированном лабораторном измельчительном, классифицирующем, флотационном оборудовании, на установках для выщелачивания, сорбции, электролиза, и на оборудовании непрерывной опытно-промышленной установки.

ГЛАВА 2 РАЗВИТИЕ МЕТОДОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД

2.1 Методика проведения исследований технологии переработки смешанных руд

Для всестороннего целенаправленного изучения отвальных смешанных руд месторождения Таскора и разработки технологии их переработки [116] проведены аналитические, минералогические, технологические исследования, опытно-промышленные испытания технологии. Экспериментальная деятельность была разбита на три основных этапа, на каждом из которых в соответствии с решаемыми задачами использовался комплекс современных апробированных методов исследования.

На этапе изучения вещественного состава и технологических свойств пробы руды устанавливались элементный, минеральный состав, формы нахождения минеральных ассоциаций, гранулометрический состав руды и распределение в ней ценных компонентов по классам крупности.

Элементный состав объекта исследования устанавливали методами количественного химического анализа в соответствии с МВИ НСАМ 372-Ф. Определение минеральных форм меди в рудах и продуктах их переработки производилось методом химического фазового анализа в соответствии с МА ИАЦ-70-2010. Методика определения массовых долей элементов в рудах и продуктах их переработки предусматривала применение атомно-эмиссионного метода с индуктивно-связанной плазмой по МВИ №130-с. Определение содержания и форм присутствия серебра в горных породах, рудах и продуктах их переработки производилось пламенным атомно-абсорбционным методом в соответствии с МВИ №237-с. Определение золота в горных породах, рудах и продуктах их переработки осуществлялось экстракционно-атомно-абсорбционным методом с органическими сульфидами, согласно ГОСТ 33208-2014, ГОСТ 31875-2012.

Определение минеральных форм золота и серебра в пробах проводилось методом атомно-эмиссионного спектрального анализа на спектрометре SavantAA

(GBC Scientific Equipment Pty.Ltd., Австралия), остальных элементов – на оптико-эмиссионном спектрометре 725 ICP-OES (Agilent Technologies, Австралия).

Оптико-микроскопические исследования структуры смешанной отвальной руды выполнялись на анализаторе Минерал-С7 с управляющей программой «SIAMS Photolab» на микроскопе Olympus BX 51. Для этого изготавливались аншлифы из проб руды и фиксировались изображения поверхности аншлифов под микроскопом. Оптико-геометрический анализ сырья в отраженном свете позволял производить идентификацию рудных минералов по цветовым и текстурным характеристикам.

Рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА) выполнялся на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER BRUKER с линейным детектором LynxEye (рентгеновская трубка $\text{CuK}\alpha$). Кристаллические фазы минералов с содержанием $>1\%$ идентифицировали по набору межплоскостных расстояний и относительными интенсивностями дифракционных максимумов с применением расчетного метода Ритвельда в программном обеспечении DIFFRAC.EVA и DIFFRAC.TOPASS, с использованием базы порошковых дифракционных данных (PDF-2,2016).

Гранулометрический состав исследуемого материала определялся ситовым анализом. Для исследований проба массой не менее 5 кг, высушенная в сушильном шкафу до стабилизации массы, рассеивалась на стандартном наборе сит по ГОСТ 2851-75. Продукты отсева на ситах взвешивались с помощью весов в соответствии с ГОСТ 29329-92. В каждом классе крупности определялось содержание меди, серебра и рассчитывалось распределение компонентов по классам крупности.

На втором этапе исследований проводились технологические испытания обогатимости смешанной руды в соответствии с общепринятыми методиками исследований. При этом основными решаемыми задачами являлись определение условий флотационной переработки смешанной медной руды; выбор способов и установление оптимальных параметров выщелачивания окисленных минералов меди; обоснование способов и установление оптимальных параметров выделения

меди из продуктивных растворов выщелачивания и переработки до катодной меди.

Тестовые испытания по измельчению руды мокрым способом проводились в мельнице с поворотной осью объемом 1 дм³ типа «Механобр» (62МЛ), а схемные опыты – в мельнице типа «Рольганг» объемом 7 дм³ (рисунок 2.1) по стандартным методикам [61].



а



б

Рисунок 2.1 – Измельчительное лабораторное оборудование: а – мельница типа «Механобр» с поворотной осью; б – мельница типа «Рольганг»

Флотационные опыты проводились на флотомашинах типа «Механобр» с объемом камер от 0,2 до 3,0 дм³, в соответствии с [61]. Измерения рН среды и температуры пульпы проводились при помощи микропроцессорного рН/С-метра HI2211-02 с автоматической калибровкой и автотермокомпенсацией.

Тестовые испытания по выщелачиванию меди проводились в лабораторном цилиндрическом реакторе с донным сливом и термостатируемой рубашкой, объемом 0,5 дм³, марки «Minni-100» (рисунок 2.2). Соотношение Ж:Т в пульпе в процессе выщелачивания поддерживалось 3:1. По окончании выщелачивания пульпа отфильтровывалась, замерялся объём раствора выщелачивания и определялось содержание меди в нем. Твердые остатки от выщелачивания

промывались, высушивались и химическим анализом определялось содержания меди в кеке.

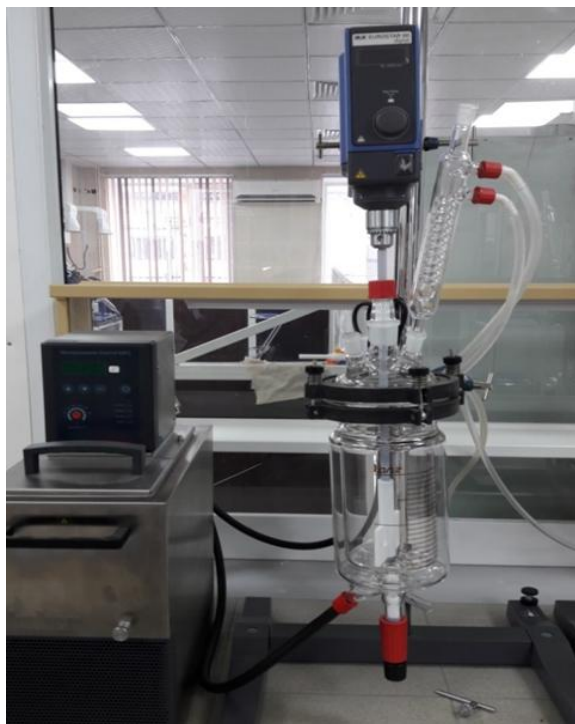


Рисунок 2.2 — Лабораторный цилиндрический реактор выщелачивания марки «Minni-100»

Опыты по сорбции меди из продуктивного раствора в статических условиях проводились на специально подготовленной установке в полипропиленовых стаканах с перфорированным дном и со встроенной мешалкой, оснащенных донным сливом (рисунок 2.3, а). Исследования сорбции и десорбции меди в динамике проводили на лабораторной установке, оборудованной стеклянными колонками с перфорированным дном, диаметром 24 мм и высотой 370 мм (рисунок 2.3, б). Верхняя часть каждой колонки снабжена гибким шлангом для отвода сбросного раствора. В колонки плотным слоем загружалась ионообменная смола. Подача продуктивного раствора производилась в нижнюю часть колонки при помощи перистальтического насоса с заданной скоростью. На выходе из колонны обедненный по меди раствор собирался в мерном цилиндре. После прохождения через колонку каждые 250 мл раствора, отбиралась проба на анализ для построения выходной кривой сорбции. Пропускание раствора через колонну производилось до тех пор, пока концентрация меди на выходе из колонны не становилась равной концентрации в исходном растворе. Для исследований по десорбции меди образец смолы после насыщения медью промывался

дистиллированной водой. Подача десорбирующего раствора осуществлялась в верхнюю или нижнюю часть колонки при помощи перистальтического насоса с заданной скоростью.



Рисунок 2.3 – Лабораторное оборудование для сорбционных исследований:

а – в статических условиях; б – в динамических условиях

Опыты по электролизу были проведены в лабораторном электролизере с объемом ванны 1 дм³ (рисунок 2.4).



Рисунок 2.4 – Лабораторный электролизер

Подача электролита в электролизную ванну осуществляется через соответствующие коллекторы, расположенные в днище электролизера. Отвод отработанного электролита производится через сливные карманы.

Заключительный этап опытно-промышленных испытаний разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанных медных руд проводился в непрерывном режиме на пилотной установке, оснащенной следующим оборудованием: шаровыми мельницами МШР 900×900, гидроциклонными устройствами, сгустителями, флотационными

камерами непрерывной работы объемом 200 дм³ – ФМ-02, флотационными камерами непрерывной работы объемом 25 12 дм³ для проведения перечисток концентрата, фильтр-прессами для обезвоживания товарного концентрата и отвальных хвостов, а также вспомогательным оборудованием – насосными установками, питателями реагентов и т.п.

Для разработки по результатам экспериментальных исследований технологических рекомендаций по реализации комбинированной технологии производился расчет качественно-количественных показателей процесса, расчет затрат на реализацию технологии и анализ основных технико-экономических показателей.

Все аналитические и минералогические исследования вещественного состава пробы отвальной руды месторождения Таскора, технологические исследования руды методами флотации, выщелачивания, гидрометаллургии и опытно-промышленные испытания технологии проведены в Научно-исследовательском центре инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь» на сертифицированном оборудовании.

2.2 Исследование вещественного состава отвальной медной руды

Вещественный состав минерального сырья, вовлекаемого в переработку, технологические свойства и их контрастность определяют обогатимость, то есть поведение минералов в различных разделительных процессах с оценкой достижимых показателей, и являются основой для разработки технологии обогащения рудного сырья. Для максимального извлечения ценных компонентов из конкретного минерального сырья, установления рационального комплекса методов и аппаратов, оптимального сочетания механических и химико-металлургических методов переработки, разработки режимных параметров отдельных операций следующим этапом становятся технологические исследования или исследования сырья на обогатимость.

С целью разработки технологии переработки забалансовых медных руд из отвала месторождения Таскора и вовлечения его в эффективную промышленную переработку проведены исследования вещественного состава и технологических

свойств отобранной представительной технологической пробы. Отбор и подготовка проб для лабораторных исследований проводились в соответствии с общепринятыми методиками и требованиями нормативно-технических документов (ГОСТ 14180-80 и др.). Проба смешанной медной руды отбиралась непосредственно на отвале механизированным способом. Из раздробленной до класса крупности $-8+0$ мм и усредненной руды были отобраны технологические пробы для лабораторных исследований массой 50 кг и для полупромышленных испытаний массой ~ 2500 кг. Схема подготовки пробы к технологическим испытаниям показана на рисунке 2.5.



Рисунок 2.5 - Схема подготовки пробы к технологическим исследованиям

Результаты химического анализа пробы приведены в таблице 2.1, из которой следует, что основными ценными компонентами забалансовых руд являются медь с содержанием 0,96% и серебро с содержанием 10,0 г/т. Из нерудных компонентов преобладает кремнезем.

Таблица 2.1 – Результаты химического анализа руды

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	0,96	Железо	2,23
Свинец	0,003	Серебро, г/т	10,0
Молибден, г/т	17	Сера	6,22
Кадмий	<0,002	Алюминий	1,57
SiO ₂	42,70	Стронций	0,053
Кальций	14,46	Марганец	0,212
Титан	0,192	Мышьяк	0,007
Хром	0,009	Кобальт	0
Барий	0,09	Цинк	0,016

Важнейшие сведения о минеральных формах присутствия меди в смешанной руде дает фазовый анализ. Фазовый анализ соединений меди, выполненный методом количественного химического анализа (таблица 2.2), показал, что в пробе медь на 47 % (отн.) представлена вторичными сульфидами ($\beta_{Cu} = 0,46\% \text{ абс.}$) и на 47 % (отн.) – окисленными соединениями ($\beta_{Cu} = 0,45\% \text{ абс.}$). Первичных сульфидов меди в пробе 6 % (отн.) ($\beta_{Cu} = 0,06\% \text{ абс.}$). Таким образом, на долю сульфидных минералов меди приходится 53%, а на долю окисленных – 47%, что позволяет отнести руду по вещественному составу к смешанному типу медных руд [119, 121].

Таблица 2.2 – Результаты фазового анализа соединений меди

Медь общая	Сульфаты		Карбонаты		Оксиды, силикаты		Вторичные сульфиды		Халькопирит	
	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
0,96	<0,2	–	0,35	35,0	0,12	12,0	0,47	47,0	0,2	6,0

Минералогические исследования выполнены с целью изучения особенностей вещественного состава отвальной медной руды, влияющих на ее технологические свойства и обогатимость. При минералогических исследованиях применялись оптический и электронно-микроскопический методы, количественный рентгенофазовый анализ.

По результатам количественного рентгенофазового анализа (рисунок 2.6) основными породообразующими минералами пробы являются (%): альбит 34,6;

доломит 22,6; кварц 16,3; гипс 8,8; клинохлор 6,3; кальцит 4,9; микроклин 4,8; мусковит 2,2 [121].

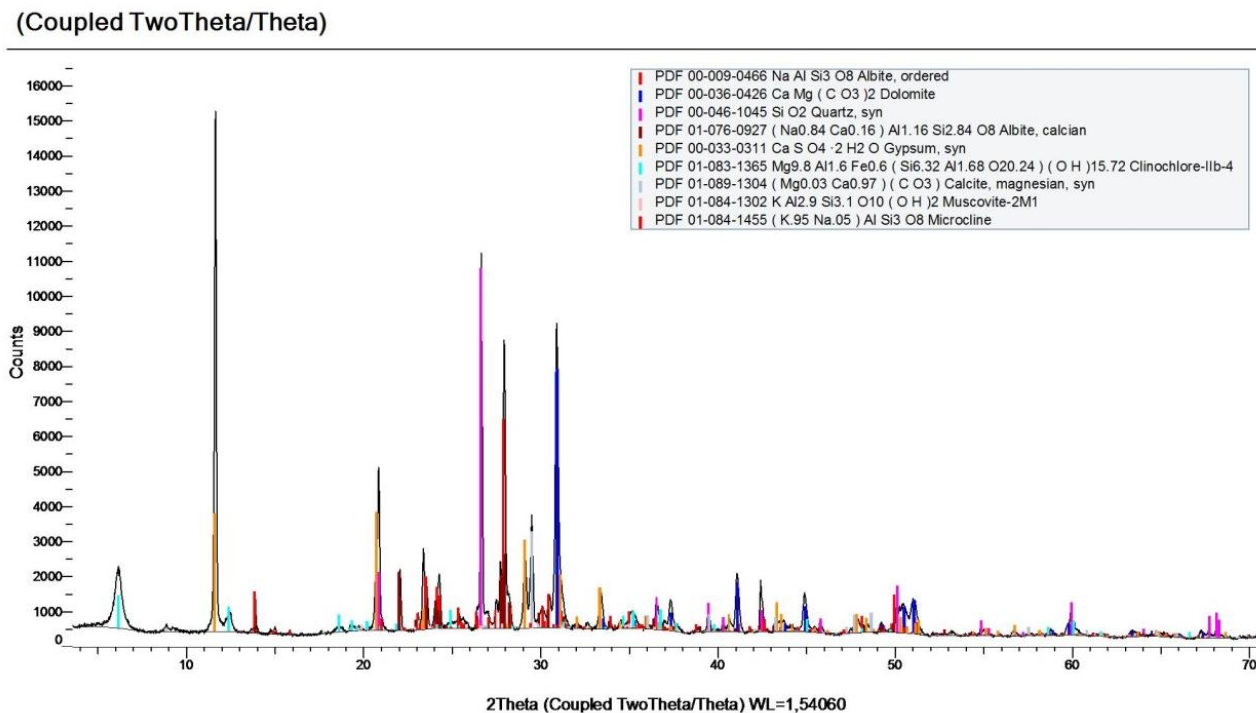


Рисунок 2.6 – Дифрактограмма смешанной медной руды

Макроскопическими исследованиями обломочного материала пробы установлено, что вмещающие породы представлены преимущественно трещиноватыми брекчиевидными алевролитами. Минеральный состав алевролитов – полевые шпаты, кварц. Форма зерен округлая. Цемент глинистый. Трещины выполнены в основном гипсом, реже хризokolлой, малахитом. Мощность прожилков гипса от долей мм до 10 мм.

Минеральный состав пробы изучался методом электронной микроскопии в аншлифах, изготовленных из исходного материала пробы с целью визуализации основных минеральных фаз. По результатам минералогического анализа основными рудными минералами пробы руды из отвала месторождения Таскора являются халькопирит, малахит, азурит, хризokolла, халькозин, ковеллин, борнит; второстепенными – пирит, блеклая руда, самородная медь, гидроокислы железа [77]. Они формируют вкрапленную, прожилковую, порфировидную структуры [77].

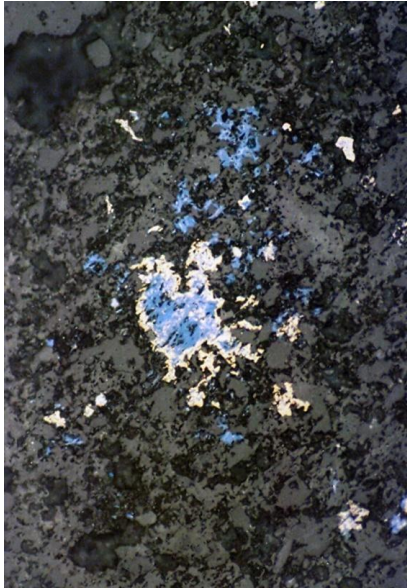


Рисунок 2.7 –Замещение халькопирита ковеллином.

Аншлиф. Увеличение 160

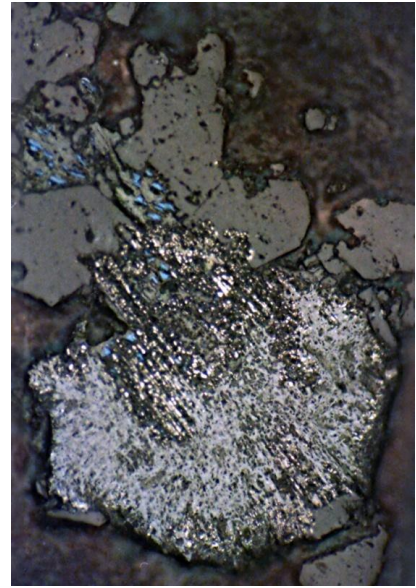


Рисунок 2.8 –Замещение пирита гетитом (серое) с включениями зерен ковеллина (голубое).

Аншлиф. Увеличение 160



Рисунок 2.9 – Прожилок малахита (зеленовато-серое). Включения тонкодисперсной самородной меди.

Аншлиф. Увеличение 160



Рисунок 2.10 – Включения тонкодисперсной самородной меди в цементе породы. Прожилок малахита (зеленовато-серое).

Аншлиф. Увеличение 400

Микроскопическими исследованиями установлено, что халькопирит в виде неизменных зерен размерами 5-20 мкм встречается редко. Преимущественно халькопирит частично или полностью замещается вторичными сульфидами [77]. Обычно центральная часть зерен сложена ковеллином, иногда в смеси с халькозином (рисунок 2.7). Оторочки халькопирита на таких зернах 5-20 мкм [77].

Нацело замещенные зерна халькопирита состоят из халькозина, ковеллина или их смеси. Размеры таких зерен составляют от 10 до 130-200 мкм.

Малахит и хризоколла распространены по плоскостям трещиноватости пород, образуя прожилки от 0,05 до 2,0 мкм (рисунок 2.9); в цементе породы – включения, линзы размером 0,10-1,0 мм. В ассоциации с прожилками гипса – в виде включений и пленок на контакте с породой. Малахит и хризоколла образуют натечные, почковидные формы колломорфного сложения. Внутри почковидных образований обнаруживаются включения вторичных сульфидов меди. Малахит встречается в виде лучистых агрегатов [77].

Пирит отмечается преимущественно в виде останцов в колломорфных образованиях гидроокислов железа [77] и зерен 3-10 мкм в цементе породы. В аншлифе встречены включения тонкошестоватого пирита размерами 0,3-0,5 мм, по которому развиваются халькозин и гидроокислы железа (рисунок 2.8).

К породам, интенсивно пропитанным гидроокислами железа, содержащими включения и прожилки малахита и хризоколлы, приурочена вкрапленность тонкодисперсной самородной меди (рисунок 2.10).

Формы нахождения магния и кальция в пробе приведены в таблице 2.3, из которой следует, что преобладают карбонаты кальция и магния. Также отмечается достаточно высокое содержания сульфата кальция (гипс).

Таблица 2.3 – Формы нахождения магния и кальция в пробе по результатам рентгенофазового анализа

Наименование соединения	Абс.	Отн.
Кальция		
Сульфат	6,14	55,8
Карбонат	4,86	44,20
Суммарно	11,00	100,00
Магния		
Карбонат	3,56	87,7
Оксид	0,5	12,3
Суммарно	4,06	100,00

Гранулометрический состав исходной пробы с распределением меди и серебра по классам крупности представлен в таблице 2.4, из которой следует, что содержание ценных компонентов с уменьшением класса крупности закономерно

возрастает. Основная масса материала (~ 60%) имеет крупность менее 3 мм. Наибольшее количество меди (45,07%) и серебра (47,10%) приходится на самый мелкий класс -1+0 мм, содержание которого в пробе 40,93%.

Таблица 2.4 – Гранулометрический состав и распределение основных компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание		Распределение	
		Сu, %	Ag, г/т	Сu, %	Ag, г/т
+ 25	3,10	0,39	8,60	1,28	2,70
-25+10	16,99	0,87	3,60	15,52	6,12
-10+5	11,17	0,83	8,90	9,74	9,94
-5+3	9,32	0,88	9,0	8,61	8,40
-3+1	18,49	1,02	12,0	19,78	22,20
-1+0	40,93	1,05	11,5	45,07	47,10
Итого:	100,00	0,96	10,0	100,00	100,0

Таким образом, при изучении пробы смешанной медной руды из отвала месторождения Таскора, было установлено, что рудная минерализация представлена вторичными сульфидными медными минералами халькозином, ковеллином, борнитом, медью сульфидной первичной, связанной с халькопиритом, а также в значительных количествах окисленными минералами меди – карбонатами (малахит, азурит) и силикатами (хризоколл) меди. По соотношению сульфидных и окисленных минералов меди данная руда относится к смешанному типу медных руд, что позволяет прогнозировать низкие показатели извлечения только при флотационной переработке.

Наличие в руде минералов меди в кислоторастворимой окисленной форме в значительном количестве говорит о возможности их выщелачивания раствором серной кислоты. Но при этом сульфидные минералы меди практически не растворяются серной кислотой в условиях, которые могут быть созданы для выщелачивания окисленных минералов, и будут оставаться в кеке выщелачивания. Кроме того, неблагоприятный состав породообразующих минералов, связанный с присутствием в значительных количествах кальцита и доломита (суммарно 27,5%), а также высокое содержание мелких классов в исходной руде (свыше 68% класса менее 5 мм) будут обуславливать низкие

перколяционные свойства руды и высокий расход кислоты при кучном сернокислотном выщелачивании сырья отвала на месте его складирования.

Необходима разработка комбинированной технологии переработки отвальных руд месторождения Таскора и максимально полного использования их ресурсного потенциала. Для этого проведено изучение факторов, влияющих на процессы флотационного извлечения меди из смешанных руд и на выщелачивание окисленных минералов неокислительным растворителем.

2.3 Факторы, влияющие на процессы комбинированной переработки смешанных медных руд

Сложность обогащения смешанных медных руд обусловлена непостоянством их минерального состава, каолинизацией и серитизацией вмещающих пород, различием флотационных свойств разных минералов меди [120]. В смешанных рудах минералы меди имеют не только различную флотационную способность, но также и различную растворимость в растворах основных растворителей, являются труднообогатимыми, поэтому переработка таких руд только флотацией или только выщелачиванием всегда будет сопровождаться потерей около половины минералов меди. Это предопределило перспективность исследований в области изучения и изменения технологических свойств смешанных руд, совершенствования существующих реагентных режимов флотации и выщелачивания различных минеральных форм меди, разработку нескольких новых, преимущественно комбинированных способов переработки смешанных, окисленных и забалансовых сульфидных медных руд [6, 8, 9, 21, 23, 28, 47, 48, 53, 54, 68, 69, 70, 72, 73, 105, 120]. В мировой практике, как было показано в главе 1, для переработки смешанных медных руд были разработаны различные варианты комбинирования флотации с гидро- и пирометаллургическими переделами.

Известные способы переработки упорных окисленных и смешанных медных руд, содержащих окисленные медные минералы и различные формы сульфидных минералов меди [72], в основном базируются на выщелачивании

окисленных медных минералов серной кислотой и флотационном извлечении имеющихся сульфидов из руды в начале процесса или из кека после выщелачивания исходной руды [6, 9, 23, 44, 47, 48, 53, 54, 68, 72, 73]. При переработке сульфидно-окисленных руд по схеме прямой селективной флотации флотация на первом этапе сульфидных минералов не вызывает трудностей, но перед флотацией окисленных минералов всегда требуется тщательный подбор реагентного режима и, в частности, режима сульфидирования поверхности зерен окисленных минералов. Поскольку время флотации окисленных минералов существенно отстает от скорости флотации сульфидов, то качество коллективного сульфидно-окисленного медного концентрата по содержанию меди является низким, а извлечение меди недостаточным, и требуется сернокислотное выщелачивание окисленного медного концентрата с последующим получением катодной меди по технологии «экстракция – электроэкстракция» (SX/EW). Предварительная сернокислотная обработка смешанной мелкодробленой до крупности 3-5 мм руды приводит к растворению 80–95% меди из окисленных минералов и переходу смешанной руды в технологический сорт «сульфидная» [23], для которой уже могут использоваться обычные режимы сульфидной флотации [68]. При этом не составляет проблем различная скорость и степень растворения окисленных и сульфидных минералов, поскольку сульфиды эффективно извлекаются последующей флотацией.

Извлечение меди из медьсодержащего раствора в комбинированных технологиях чаще всего проводят методом жидкостной экстракции и электролизом. Основными недостатками таких способов являются сложность переработки смешанных руд из-за необходимости специальной операции выщелачивания руды перед обогащением, значительного объема аппаратуры для выщелачивания всей руды, обезвоживания и промывки кека выщелачивания, большой безвозвратный расход серной кислоты.

Для выбора оптимальной технологической схемы переработки смешанных медных руд месторождения Таскора, определения основных технологических показателей обогащения и качества получаемой продукции были проведены

исследования на обогатимость методами флотации и выщелачивания для установления оптимальных параметров перевода окисленных минералов меди в раствор, а сульфидных минералов – во флотоконцентрат. Результаты эксперимента явились основой для разработки инновационной комбинированной неокислотной технологии переработки смешанных отвальных руд с максимальным извлечением меди в целевые продукты. Для практической реализации такой технологии с получением целевых продуктов не только в виде флотационного медного концентрата, но и катодной меди, также были исследованы параметры гидрометаллургического извлечения меди из продуктивных растворов выщелачивания. При этом технико-экономические показатели комбинированной технологии определяются факторами, влияющими на каждый из этих процессов.

В процессе технологических исследований при определении условий и параметров флотационной переработки отвальных медных руд проведено изучение факторов, оказывающих влияние на процесс флотации, таких как степень измельчения руды перед флотацией с установлением оптимальной тонины помола, которая обеспечит максимальное вскрытие ценных минералов при минимальном ошламовании; реагентного режима сульфидной флотации с установлением оптимальных расходов реагентов и pH пульпы; реагентного режима и условий флотации с предварительной сульфидизацией окисленных минералов меди. На качество получаемого медного концентрата и отвальных хвостов также влияет построение схемы флотации.

При исследовании процессов гидрометаллургической переработки смешанных медных руд проведено обоснование способов с установлением оптимальных параметров выщелачивания окисленных минералов меди, исследованы параметры сорбционно-электролитической технологии извлечения меди из продуктивных растворов с получением конечной продукции в виде катодной меди. При изучении выщелачиваемости смешанной медной руды рассмотрены такие факторы, как: степень измельчения руды перед выщелачиванием; продолжительность и режим выщелачивания; расход растворителя и его концентрация в жидкой фазе; соотношение жидкой и твердой

фаз; степень аэрации пульпы при выщелачивании. Эффективность извлечения меди из растворов выщелачивания определяется принятым способом переработки продуктивного раствора (сорбция, экстракция), типом применяемого ионита, концентрацией меди в растворе, поступающем на переработку, скоростью подачи растворов на извлечение меди, режимом и условиями десорбции меди, характеристиками насыщенного электролита и режимными параметрами процесса электролиза меди.

Для проверки разработанной технологической схемы и уточнения показателей обогащения смешанных руд, полученных на лабораторных пробах, проведены опытно-промышленных испытаний в непрерывном режиме на полупромышленной пробе. Изучение перечисленных факторов при проведении лабораторных исследований и опытно-промышленных испытаний, установление параметров отдельных процессов позволило обосновать условия и механизм реализации комбинированной технологии переработки отвальной смешанной медной руды с высокими качественными и количественными показателями разделения [20, 21, 35, 91, 120, 122, 123].

2.4 Условия и механизм сульфатно-аммонийного выщелачивания

При обобщении опыта применения технологий переработки техногенного сырья отвалов окисленных и смешанных руд медных месторождений в главе 1 было показано, что в условиях истощения сырьевой базы меди и все бóльшего вовлечения в эксплуатацию техногенных медьсодержащих георесурсов в виде бедных, забалансовых руд, вскрышных пород, хвостовых отвалов, ввиду их сложного вещественного состава и различной степени окисленности минералов меди, невысокого содержания меди малоперспективно использование традиционных схем переработки сырья и процессов обогащения, и в мировой практике находят применение исключительно геотехнологические способы переработки [11, 34, 35, 50, 104, 108, 145, 147]. Анализ параметров применяемых на практике физико-химических способов получения меди свидетельствует, что наиболее изученными и освоенными являются режимы сернокислотного выщелачивания меди из бедного некондиционного медьсодержащего сырья и

комбинированные схемы переработки сульфидно-окисленных медных руд, сочетающие процессы кислотного выщелачивания, флотации, цементации, экстракции, электролиза.

Отвал смешанных руд месторождения Таскора является неблагоприятным объектом для сернокислотного выщелачивания, несмотря на высокую долю меди в кислоторастворимых минеральных формах, ввиду высокого содержания порообразующих карбонатов, гипса, глинисто-слюдистых минералов. Проведенными ранее исследованиями [35, 116] на пробе смешанных руд с содержанием меди 0,81% было установлено, что сернокислотное выщелачивание хвостов сульфидной флотации с содержанием меди 0,64-0,65 % в течение 2-4 часов, при содержании 60-90 % твердого в пульпе [116] позволяет извлечь в раствор 84,5-85,2 % меди при высокой начальной концентрации кислоты 60-80 г/дм³ [116]. Большой расход кислоты и продолжительное время выщелачивания обуславливают высокие капитальные и эксплуатационные затраты на реализацию такой технологии, что предопределило поиск новых экономичных, экологически приемлемых и избирательных растворителей минералов меди с различной степенью окисленности.

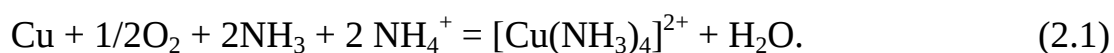
Основными требованиями, предъявляемыми к растворителю медьсодержащих минералов, являются высокое селективное извлечение меди в раствор, минимальное взаимодействие с нерастворимым осадком, доступность и низкая цена реагента. Трудность определения подходящих растворителей обусловлена многообразием и специфичностью протекающих при растворении минералов физических и химических процессов [115]. В гидрометаллургии меди эффективными, хотя и менее изученными, чем серная кислота, выщелачивающими реагентами признаны аммиак и соли аммония, образующие с медью растворимые комплексные соединения.

Как было показано ранее, выщелачивание растворами аммиака, несмотря на его преимущества перед сернокислотным, имеет свои ограничения, а аммиачный процесс является дорогостоящим, экономически оправданным, например, только для автоклавной переработки черновых сульфидных концентратов и вторичного

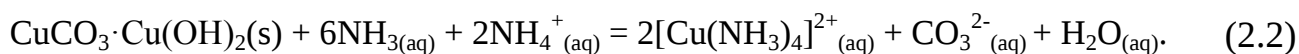
сырья. Для извлечения меди из окисленных и смешанных руд с карбонатной породной составляющей [2] и из руд, содержащих самородную медь и незначительное количество связанной меди [3], применяют аммиачно-карбонатное ($\text{NH}_4\text{OH} + (\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$) и аммиачно-сульфатное ($\text{NH}_4\text{OH} + (\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$) выщелачивание [3, 15]. Выщелачиванию подвергается либо исходная измельченная руда с последующей флотацией сульфидов [3] из остатка выщелачивания, либо хвосты сульфидной флотации. Флотация сульфидов необходима из-за их плохой растворимости при аммиачном выщелачивании в обычных условиях.

Сульфат аммония увеличивает устойчивость аммиачных растворов [90] и положительно влияет на степень извлечения меди, так как аммиакаты меди склонны к гидролизу и для повышения устойчивости их растворов [90] необходимо присутствие сульфата аммония как буферного реагента [90]. При использовании аммиака и аммонийной соли (сульфата или карбоната) эффективность выщелачивания значительно повышается [63], поскольку сульфат аммония не только увеличивает равновесную концентрацию аммиака, но и непосредственно растворяет медь по данным [63].

Суммарная реакция выщелачивания меди аммиачно-карбонатным раствором в присутствии кислорода имеет вид [127, 15]:



Растворение малахита в аммиачно-аммонийном растворе протекает по реакции [141]:



Образующиеся при выщелачивании тетрааммиакаты Cu (II) являются комплексными соединениями, в которых функции лигандов выполняют молекулы аммиака [90] NH_3 . Химическая связь молекул аммиака с комплексообразователем устанавливается через атом азота, который служит донором неподеленной пары электронов [90].

Аммиачное выщелачивание изначально было разработано и применено для извлечения меди из окисленных руд и руд, содержащих самородную медь, но

позднее даже чаще стало использоваться для переработки сульфидных руд, сульфидных концентратов и промпродуктов [125, 126, 127, 135, 139, 141]. Выщелачивание сульфидных минералов обычно происходит в присутствии кислорода под давлением 1–20 атм. и температуре в пределах 110–200 °С. Солюбилизованные металлы находятся в растворе в виде стабильных аммиачных комплексов, при этом сульфидная сера окисляется до сульфат-ионов [127].

Согласно приведенным данным, сульфат аммония в составе аммиачно-аммонийных выщелачивающих систем является комплексообразователем, способным образовывать с катионами меди растворимые медно-аммиачные комплексные соединения. При этом он является наиболее удобным в применении, экологически безопасным, доступным и экономичным реагентом, поэтому был рассмотрен в качестве растворителя окисленных минералов меди в составе смешанной медной руды. В ходе проведения исследований была предложена идея подачи сульфата аммония непосредственно в процесс измельчения руды перед флотацией, поскольку, с одной стороны, это значительно упростит технологическую схему переработки и ее аппаратное оформление, а, с другой стороны, в условиях сдвиговых усилий и повышения температуры пульпы, происходящих в процессе измельчения, это будет способствовать интенсификации растворения окисленных минералов меди сульфатом аммония [57].

В последующем эта экспериментально идея подтвердилась при измельчении руды в присутствии сульфата аммония, как будет показано в главе 3. Наблюдалось повышение температуры пульпы на выходе из мельницы от 20 до 39–44 °С, а растворы после измельчения имели фиолетово-синюю окраску.

Был обоснован следующий механизм действия комплексообразующего реагента сульфата аммония на примере взаимодействия с основным окисленным минералом смешанных руд – малахитом [21].

Сульфат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ является хорошо растворимым в воде соединением, характеризующимся растворимостью при 20 °С до 75,4 г/100 мл H_2O

и отсутствием образования при этом кристаллогидратов [97]. В водной среде при повышении температуры в процессе измельчения свыше 40°C сульфат аммония, гидролизуясь по катиону, образует продукты $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ и H_2SO_4 по реакции:

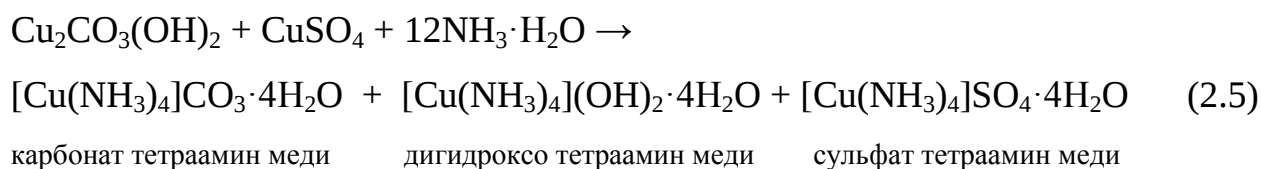


В процессе измельчения сульфата аммония с рудой в водной среде происходит механотермоактивация взаимодействующих компонентов, и образованная серная кислота способствует переходу катионов меди (II) из кристаллической решетки малахита $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$ в раствор в виде водорастворимого сульфата меди по реакции:



Отнесем этот процесс к первой стадии выщелачивания малахита. Серная кислота смещает равновесие реакции вправо и концентрация катионов Cu^{2+} в растворе увеличивается за счет образования на I стадии выщелачивания CuSO_4 .

Во второй стадии выщелачивания малахит взаимодействует с избытком одномолярного $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ в присутствии сульфата меди CuSO_4 с образованием водоорастворимых катионных тетрааквааммиакатов меди (II) со стабильной внешней анионной сферой в виде карбоната, гидроксида и сульфата по реакции:



Следует заметить, что наблюдавшееся в процессе выщелачивания появление фиолетово-синего окрашивания продуктивных растворов при измельчении руды с сульфатом аммония можно объяснить, ссылаясь на работы [110, 129, 150]. Согласно работам Н. Гринвуд и А. Эрншо [104], фиолетово-синее окрашивание имеют пентааммиакаты меди, которые образуются за счет перекристаллизации тетрааминов из 0,9 М раствора $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$. Однако, пятая молекула NH_3 из-за эффекта Яна-Теллера [129, 150] легко теряется, что объясняется нестабильностью пентааммиакатных комплексов меди по сравнению с тетрааммиакатными.

Таким образом, согласно обоснованному механизму, при сульфатно-аммонийном выщелачивании смешанной медной руды происходит растворение

окисленных минералов меди с переходом меди в раствор в виде водорастворимых тетрааквааммиакатов.

Выводы по главе 2

1. С целью разработки технологии переработки отвальных смешанных руд медного месторождения Таскора проведена экспериментальная работа по изучению вещественного состава и технологических свойств руды, которая позволила установить, что по минеральному составу руда может быть отнесена к смешанному типу медных руд, поскольку медные минералы представлены в ней на 53% в сульфидной и на 47% в окисленной формах. Разная степень окисленности медных минералов и присутствие меди как в сульфидной, так и в окисленной формах практически в равных количествах, и отличающиеся флотационные свойства минералов меди, позволяет прогнозировать низкие показатели извлечения меди при флотационной переработке без предварительной сульфидизации или предопределяет необходимость использования отдельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди.

2. Неблагоприятный состав породообразующих минералов, связанный с присутствием в значительных количествах кальцита, доломита, а также высокое содержание мелких классов в исходной руде (свыше 68% класса менее 5 мм) обуславливает низкие перколяционные свойства руды и высокий расход кислоты при кучном серноокислотном выщелачивании ценных компонентов из техногенного сырья отвала на месте складирования.

3. При достаточно высоком балансовом содержании меди (0,96%) особенности вещественного состава смешанных медных руд из отвала делают нецелесообразной переработку их только одним методом с получением приемлемых технико-экономических показателей извлечения меди в товарную продукцию. Для максимально полного использования ресурсного потенциала смешанных руд необходима разработка комбинированной технологии их переработки.

4. Выделены факторы, влияющие на процессы флотации, выщелачивания, переработки продуктивных растворов, и требующие изучения в ходе

экспериментальных исследований для построения оптимальной схемы переработки смешанных медных руд и обоснования рациональных параметров комбинированной технологии.

5. Обоснован механизм двухстадиального сульфатно-аммонийного выщелачивания окисленных минералов меди при совместном измельчении смешанной медной руды с сульфатом аммония. Он заключается в механотермоактивации руды и реагента в процессе измельчения и образовании на первой стадии аммиака водного $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ и сульфата меди CuSO_4 , а на второй стадии – водорастворимых тетрааминов Cu (II) с внешней анионной сферой в виде SO_4^{2-} , CO_3^{2-} , OH^- .

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ РУД

3.1 Оценка влияния степени дезинтеграции руды на показатели флотации

Проведенные исследования вещественного состава смешанных медных руд из отвала месторождения Таскора позволили оценить технологические свойства и послужили основанием для выбора рациональных схем флотации, подбора реагентного режима с целью получения высоких показателей извлечения меди во флотационный концентрат. В процессе разработки технологии в лабораторных условиях на первоначальном этапе исследований были отработаны различные режимы цикла измельчения, определен оптимальный реагентный режим флотации, параметры схемных опытов в открытом и замкнутом циклах, что позволило выбрать схему флотационного обогащения отвальной медной руды с максимальным извлечением в концентрат халькопирита и вторичных сульфидов меди [20, 21, 122]. Схема флотации и реагентный режим должны обеспечивать получение кондиционного медного концентрата с содержанием меди 25-30%.

Гранулометрический состав исходной руды с распределением содержания меди и серебра по классам крупности был представлен в главе 2 настоящей диссертации в таблице 2.4. В дробленой до фракции менее 3 мм руде распределение меди по классам крупности достаточно равномерное (таблица 3.1), за исключением класса $-0,2+0,071$ мм, на который приходится лишь 5,26% меди.

Таблица 3.1 – Гранулометрический состав пробы, продробленной до 3 мм

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание меди, %	Распределение меди, %
-3 + 1	33,6	0,61	21,40
-1 + 0,5	18,67	0,97	18,91
-0,5 + 0,2	15,36	1,18	18,92
- 0,2 + 0,071	3,20	1,54	5,14
- 0,071	29,17	1,17	35,63
Итого	100,0	0,96	100,00

В дробленой руде содержание флотационного класса крупности $-0,071$ мм высокое и составляет 29,17%. Причем, именно в этом классе крупности

содержится более трети общего содержания меди в отвальной руде. Для более детального изучения распределения меди в тонких классах крупности был выполнен шламовый анализ класса -0,071+0 мм дробленой руды, результаты которого приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты шламового анализа класса -0,071+0 мм

Класс крупности, мм	Выход, %		Содержание меди, %	Распределение меди, %	
	от исходной руды	от класса -0,071+0 мм		от исходной руды	от класса -0,071+0 мм
-0,071+0,045	6,42	22,06	1,53	10,25	28,85
-0,045+0,036	1,98	6,80	2,17	4,48	12,61
-0,036+0,026	4,31	14,81	1,05	4,72	13,29
-0,026+0,0175	4,42	15,19	0,84	3,88	10,92
-0,0175+0,009	2,56	8,80	0,98	2,62	7,37
-0,009+0,006	1,81	6,22	0,91	1,72	4,84
-0,006+0	7,60	26,12	0,99	7,85	22,12
Итого	29,10	100,00	1,17	35,53	100,00

Как следует из таблицы 3.2, в дробленой руде содержание классов флотационной крупности -0,071+0,045 и -0,045+0,036 мм в целом невысокое. В то же время, в дробленой руде уже наблюдается достаточно высокое содержание самых тонких шламовых классов. На класс менее 9 мкм приходится 9,41% материала от исходной руды и соответственно 32,34% от класса -0,071+0 мм и 9,57% меди от исходной руды и 26,96% от класса крупности -0,071+0 мм.

При разработке технологической схемы обогащения важно установить оптимальную степень измельчения руды перед флотацией, при которой обеспечивается максимальное вскрытие ценных минералов при минимальном ошламовании руды, для чего были проведены исследования по изучению кинетики измельчения руды. Руда, раздробленная до -3 мм, измельчалась в лабораторной шаровой мельнице типа «Механобр», объемом 1 дм³, при соотношении Ж:Т:Ш=1:1:7 в течение: 3, 4, 5 и 10 мин. В дробленой руде содержание флотационного класса крупности менее 0,071 мм составляло 29,17%,

и оно закономерно возрастало при увеличении времени измельчения с 82,34 до 94,33% (таблица 3.3). Зависимости выхода классов крупности от времени измельчения руды приведены на рисунке 3.1.

Таблица 3.3 – Гранулометрический состав руды при различном времени измельчения

Класс крупности, мм	Выход		Класс крупности, мм	Выход	
	г	%		г	%
Время измельчения 3 мин.			Время измельчения 4 мин.		
-3 + 1	-	-	-3 + 1	-	-
-1 + 0,5	7,09	0,71	-1 + 0,5	-	-
-0,5 + 0,2	14,82	1,48	-0,5 + 0,2	14,94	1,49
- 0,2 + 0,071	154,66	15,47	- 0,2 + 0,071	134,21	13,42
$\Sigma (-3+0,071)$	176,57	17,66	$\Sigma (-3+0,071)$	149,15	14,91
-0,071+0,045	350,15	35,02	-0,071+0,045	309,84	30,98
-0,045+0,036	165,92	16,59	-0,045+0,036	135,02	13,50
-0,036+0,026	93,51	9,35	-0,036+0,026	92,81	9,28
-0,026+0,0175	51,15	5,12	-0,026+0,0175	72,14	7,21
-0,0175+0,009	36,6	3,66	-0,0175+0,009	46,22	4,62
-0,009+0,006	18,7	1,87	-0,009+0,006	30,45	3,05
-0,006+0	107,4	10,74	-0,006+0	164,37	16,44
$\Sigma (-0,071+0)$	823,43	82,34	$\Sigma (-0,071+0)$	850,85	85,09
Итого	1000	100	Итого	1000,0	100,0
Время измельчения 5 мин.			Время измельчения 10 мин.		
-3 + 1	-	-	-3 + 1	-	-
-1 + 0,5	-	-	-1 + 0,5	-	-
-0,5 + 0,2	8,17	0,82	-0,5 + 0,2	2,12	0,21
- 0,2 + 0,071	98,18	9,82	- 0,2 + 0,071	49,54	4,95
$\Sigma (-3+0,071)$	106,35	10,64	$\Sigma (-3+0,071)$	51,66	5,17
-0,071+0,045	277,01	27,70	-0,071+0,045	104,69	10,47
-0,045+0,036	116,59	11,66	-0,045+0,036	79,91	7,99
-0,036+0,026	79,22	7,92	-0,036+0,026	112,8	11,28
-0,026+0,0175	71,2	7,12	-0,026+0,0175	105,44	10,54
-0,0175+0,009	65,9	6,59	-0,0175+0,009	95,18	9,52
-0,009+0,006	41,2	4,12	-0,009+0,006	67,84	6,78
-0,006+0	251,7	25,17	-0,006+0	382,48	38,25
$\Sigma (-0,071+0)$	893,65	89,36	$\Sigma (-0,071+0)$	948,34	94,83
Итого	1000,0	100,0	Итого	1000,0	100,0

Как следует из представленных на рисунке 3.1 данных, с увеличением времени измельчения от 3 до 10 минут наблюдается закономерное уменьшение содержания флотационных классов крупности и резкое накопление шламовых фракций. Суммарное содержание классов $-0,071+0,045$ и $-0,045+0,036$ мм сократилось с 52,3% до 18,25%, в то же время суммарное содержание классов крупности $-0,009+0,006-0,006+0$ мм возросло с 12,01 до 44,8%.

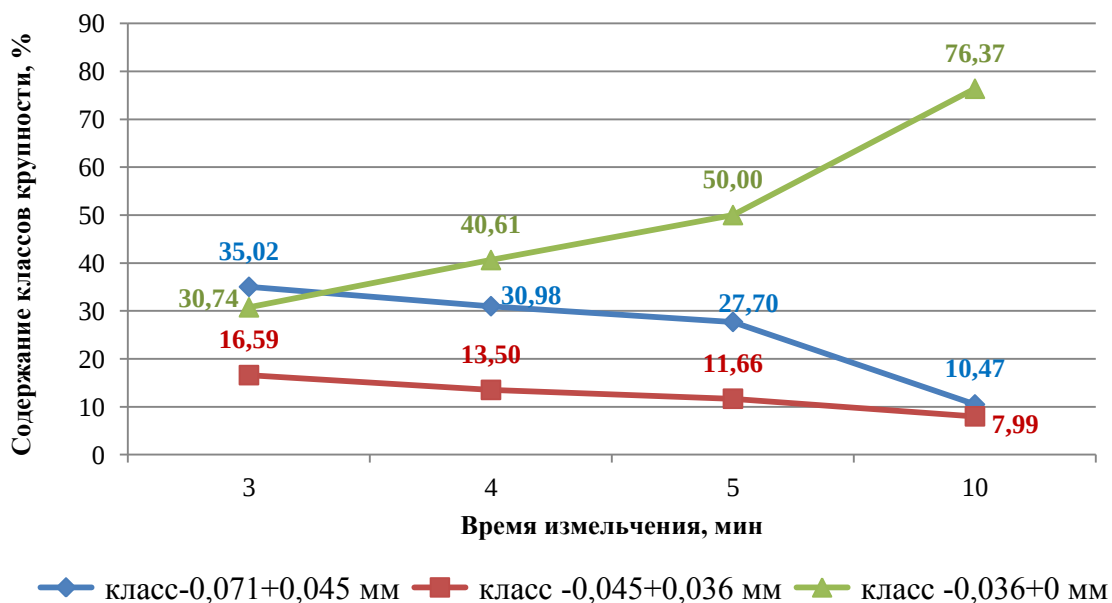


Рисунок 3.1 – Зависимости выхода классов крупности от продолжительности измельчения руды

Особенно значимо ошламование руды при измельчении сказывается на накоплении самого тонкого – нефлотируемого класса, крупностью менее 6 мкм: его содержание возросло с 11,02 до 38,11%. Ошламованные частицы сульфидов крупностью менее 0,01 мм имеют пониженную скорость флотации [3]. Таким образом, в соответствии с результатами эксперимента, было принято решение, что время измельчения окисленной руды из отвала не должно превышать 3-4 минут ввиду повышения ее переизмельчения и ошламования. Оптимальное время измельчения необходимо устанавливать в ходе проведения лабораторных тестов по флотации при различной продолжительности дезинтеграции руды.

Для выявления времени достижения максимального выхода целевой фракции $-0,071+0,005$ мм и допустимого выхода нежелательной шламистой $-0,005$

мм фракций расчетным путем может быть использована вероятностная модель измельчения после адаптации ее к работе конкретной лабораторной шаровой барабанной мельницы на заданном материале [55].

Для установления оптимальной тонины помола руды перед флотацией представительная проба измельчалась в течение 3, 4, 5, 10 минут и флотировалась с использованием стандартного реагентного режима для сульфидных минералов меди: собиратель – ксантогенат бутиловый при расходе 60 г/т; вспениватель – МИБК (метилизобутилкарбинол) при расходе 30 г/т; pH – 7,5. Время флотации во всех опытах составляло 10 минут. Результаты флотации представлены на рисунке 3.2.

Установлено, что при увеличении содержания класса $-0,071+0$ мм в измельченной руде выход пенного продукта возрастает, но качество его снижается. Оптимальной тониной помола следует считать измельчение отвальной руды до 85% класса менее 0,071 мм (время измельчения 4 минуты), при последующей флотации руды получено наибольшее в серии содержание меди в концентрате 3,86% при сопоставимом извлечении меди в концентрат на уровне 49-50% [20].

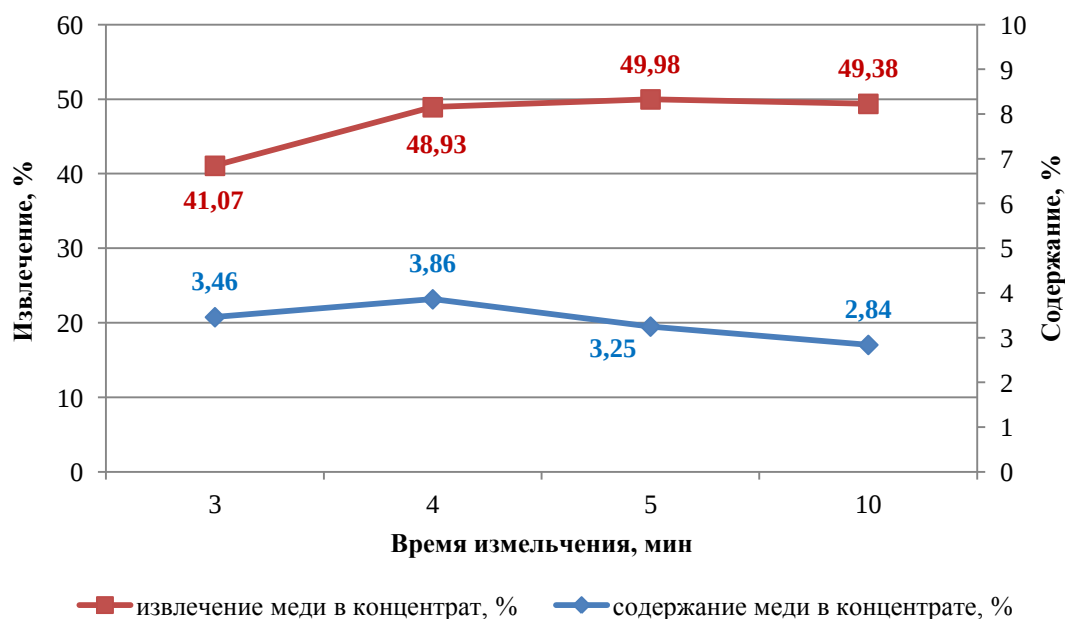


Рисунок 3.2 – Зависимость показателей флотации от времени измельчения руды

Таким образом, с учетом легкой переизмельчаемости смешанной медной руда, что отрицательно сказывается на последующем флотационном обогащении и влечет повышенные потери меди со шламами, измельчение руды до 85-87% класса -0,071 мм является оптимальным перед флотационным обогащением.

3.2 Исследование процессов флотационного обогащения смешанной медной руды

По результатам минералогического исследования состав сульфидной части отвальной руды достаточно простой и представлен халькопиритом, ковеллином, халькозином, борнитом. Сульфидные минералы могут быть легко сфлотированы по стандартному реагентному режиму флотации сульфидных руд с применением сульфгидрильного собирателя ксантогената и спиртового пенообразователя с обоснованием оптимальных расходов реагентов и щелочности пульпы во флотации.

Для определения оптимального расхода реагента-собирателя, пенообразователя и pH флотационной пульпы были проведены серии открытых флотационных опытов. Результаты флотации приведены в таблицах 3.4 – 3.6, из которых следует, что оптимальный расход собирателя бутилового ксантогената составляет 60 г/т, пенообразователя МИБК – 35 г/т при pH~8 единиц. При этом достигается извлечение меди в черновой концентрат 50,01 %, при содержании меди в концентрате – 3,63% [20, 122].

Таблица 3.4 – Результаты флотации с варьированием расхода реагента-собирателя

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
1	Концентрат	9,80	3,29	33,49	pH –7,5 ед.
	Хвосты	90,20	0,71	66,51	KS – 50
	Исходная руда	100,00	0,96	100	МИБК – 30
2	Концентрат	12,20	3,86	48,93	pH -7,5 ед.
	Хвосты	87,80	0,56	51,07	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 30
3	Концентрат	12,16	3,87	48,90	pH -7,5 ед.
	Хвосты	87,84	0,56	51,10	KS – 70
	Исходная руда	100,00	0,96	100,0	МИБК – 30

Продолжение табл. 3.4

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
4	Концентрат	16,30	2,91	49,42	pH -7,5 ед.
	Хвосты	83,70	0,58	50,58	KS – 80
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 30

Таблица 3.5 – Результаты флотации при различных расходах реагента-вспенивателя

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
1	Концентрат	7,21	5,01	37,45	pH –7,5
	Хвосты	92,79	0,65	62,55	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 20
2	Концентрат	10,37	4,12	44,70	pH -7,5
	Хвосты	89,63	0,59	55,30	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 25
3	Концентрат	12,20	3,86	48,93	pH -7,5
	Хвосты	87,80	0,56	51,07	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 30
4	Концентрат	12,22	3,90	49,68	pH -7,5
	Хвосты	87,78	0,55	50,58	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 35
5	Концентрат	16,46	2,91	50,15	pH -7,5
	Хвосты	83,54	0,57	49,85	KS – 60
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	МИБК – 40

Таблица 3.6 – Результаты флотации при различных значениях pH флотационной пульпы

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
1	Концентрат	13,16	3,63	50,01	CaO-100
	Хвосты	86,84	0,55	49,99	pH –8,16 ед.
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	KS – 60 МИБК – 35
2	Концентрат	12,55	3,75	49,00	CaO-330
	Хвосты	87,45	0,56	51,00	pH –9,12 ед.
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	KS – 60 МИБК – 35

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
3	Концентрат	11,38	3,82	45,41	СаО-500 pH – 10,01 ед. КС – 60 МИБК – 35
	Хвосты	88,62	0,59	54,59	
	Исходная руда	100,00	0,96	100,00	

Варьирование значения pH флотационной пульпы достигалось введением извести, оптимальный расход которой составил 100 г/т. При pH свыше 8 единиц снижается выход пенного продукта и соответственно извлечение меди в концентрат.

При флотации смешанной медной руды с использованием реагентного режима сульфидной флотации извлечение меди в концентрат не превышало 49-50%, что указывает на то, что окисленные минералы меди при этом не флотировались и терялись с хвостами флотации. Эффективная флотация окисленных минералов с сульфгидрильными собирателями достигается только после предварительной их сульфидизации [1, 2, 3]. Для сульфидизации окисленных с поверхности сульфидов и окисленных минералов меди, плохо извлекаемых при обычных условиях флотации [3], обычно используются реагенты: Na_2S , NaHS , Na_2S_4 [1]. В присутствии сульфидных ионов (S^{2-}) в пульпе возможно их взаимодействие с ионами FeOH^+ , CuOH^+ с образованием FeS и Cu_2S на поверхности сульфидов железа и меди [3]. В результате протекания обычной обменной химической реакции [2] на поверхности окисленных минералов образуется пленка сульфидных соединений, с преимущественным образованием CuS . Уменьшение доли ионных и возрастание доли ковалентных связей в пленке на поверхности приводит к значительному повышению степени гидрофобности поверхности, например, малахита, увеличивает адгезию образующегося ксантогената металла, диксантогенида или аполярной жидкости и вероятность распространения по ней периметра контакта с пузырьком воздуха [1]. По результатам исследований А.А. Абрамова [1, 4, 5] на сульфидизированной поверхности образуются смешанные покрытия собирателя, состоящие как из

химически закрепившегося ксантогената, так и физически сорбированных на нем молекул диксантогенида.

Образуемая на поверхности окисленных медных минералов сульфидная пленка недостаточно устойчива, представляет собой рыхлый гидрофобный с несовершенной кристаллической структурой осадок, который может легко отслаиваться с поверхности [3]. Поэтому при обогащении окисленных и смешанных медных руд с предварительной сульфидизацией необходимо минимизировать время перемешивания с сульфидизатором и собирателем и обеспечивать тщательный контроль и регулирование оптимального соотношения концентраций реагентов в пульпе [2], поскольку недостаток сульфидизатора не обеспечивает успешной флотации минералов меди из-за недостаточной их сульфидизации, а избыток его влечет сокращение извлечения меди из-за депрессирующего действия сульфидных ионов [3].

С учетом результатов исследования минерального состава смешанной медной руды, была проведена серия флотационных опытов по определению влияния сульфидизации поверхности окисленных минералов меди на их флотируемость [21, 120]. В качестве сульфидизатора использовался сернистый натрий, который подавался стадийно, в три приема по фронту основной флотации для получения более плотной пленки сульфида меди [2] на поверхности сульфидизируемых минералов. Схема опытов в открытом цикле приведена на рисунке 3.3.

Время измельчения руды перед флотацией составляло 4 минуты. Флотация руды проводилась в течение 10 минут. В качестве собирателя окисленной составляющей меди в руде, дополнительно к бутиловому ксантогенату, подавался коллектор с гидроксаматной группой АМ-8 с расходом 20 г/т.

При минимальном расходе сернистого натрия 70 г/т был получен концентрат флотации с массовой долей меди 3,46% при извлечении меди 48,42% (таблица 3.7). Максимальное в серии извлечение меди в концентрат 61,73% при массовой доле меди 4,82% было получено при расходе сульфидизатора 200 г/т.

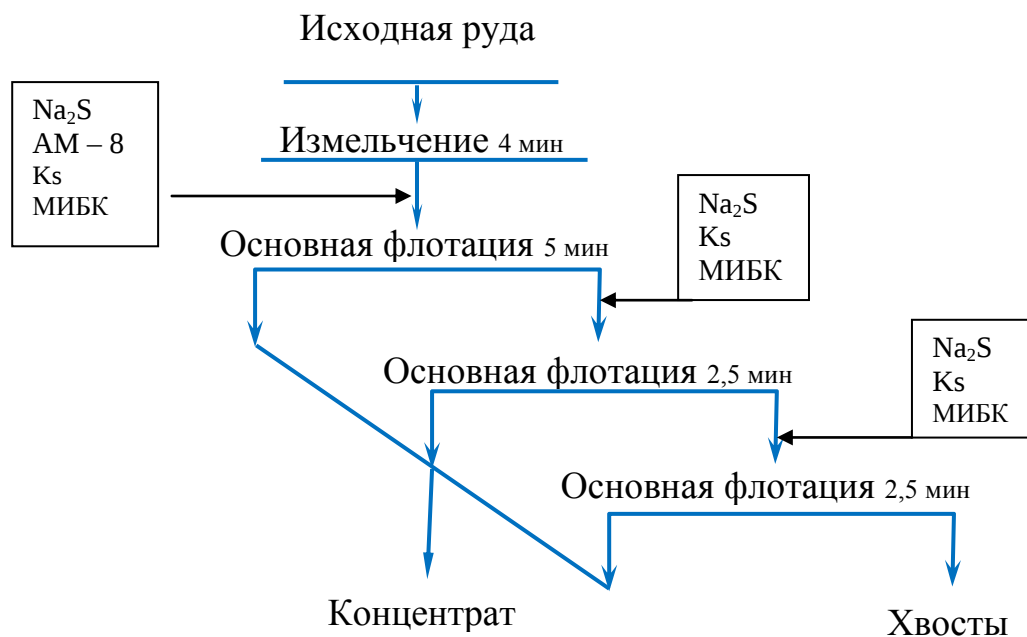


Рисунок 3.3 – Схема флотации в открытом цикле с сульфидизацией окисленных минералов меди

Таблица 3.7 – Результаты флотации с предварительной сульфидизацией окисленных медных минералов

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Условия проведения опытов
1	Концентрат	13,39	3,46	48,42	$\text{pH}_{\text{флот}} - 7,6$; $T_{\text{подачиNa}_2\text{S}} - 5+2,5+2,5 \text{ мин}$; $\text{Na}_2\text{S} - 70 \text{ г/т}$ (50+10+10); $\text{AM-8} - 20 \text{ г/т}$; $\text{KS} - 50+15+5 \text{ г/т}$; $\text{МИБК} - 10 \text{ г/т}$
	Хвосты	86,61	0,57	51,58	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	
2	Концентрат	12,37	3,87	49,83	$\text{pH}_{\text{флот}} - 7,8$; $T_{\text{подачиNa}_2\text{S}} - 5+2,5+2,5 \text{ мин}$; $\text{Na}_2\text{S} - 100 \text{ г/т}$ (80+10+10); $\text{AM-8} - 20 \text{ г/т}$; $\text{KS} - 50+15+5 \text{ г/т}$; $\text{МИБК} - 10 \text{ г/т}$
	Хвосты	87,63	0,55	50,17	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	
3	Концентрат	12,32	4,82	61,73	$\text{pH}_{\text{флот}} - 7,8$; $T_{\text{подачиNa}_2\text{S}} - 5+2,5+2,5 \text{ мин}$; $\text{Na}_2\text{S} - 200 \text{ г/т}$ (180+10+10); $\text{AM-8} - 20 \text{ г/т}$; $\text{KS} - 50+15+5 \text{ г/т}$; $\text{МИБК} - 10 \text{ г/т}$
	Хвосты	87,68	0,42	38,27	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	
4	Концентрат	11,47	4,81	57,52	$\text{pH}_{\text{флот}} - 7,9$; $T_{\text{подачиNa}_2\text{S}} - 5+2,5+2,5 \text{ мин}$; $\text{Na}_2\text{S} - 300 \text{ г/т}$ (250+30+20); $\text{AM-8} - 20 \text{ г/т}$; $\text{KS} - 50+15+5 \text{ г/т}$; $\text{МИБК} - 10 \text{ г/т}$
	Хвосты	88,53	0,46	42,48	
	Исходная руда	100,00	0,96	100	

Прирост извлечения меди в концентрат, по сравнению со стандартным реагентным режимом сульфидной флотации без сульфидизации, таким образом составил 11,72%. Увеличение расхода сульфидизатора до 300 г/т приводило к уменьшению выхода концентрата и снижению извлечения меди в концентрат до 57,52% [21].

Был проведен фазовый химический анализ соединений меди в хвостах флотации со средним содержанием меди 0,42% (см. табл. 3.7, опыт 3). Анализ результатов показал (таблица 3.8), что в хвостах 71,43% отн. меди составляют окисленные соединения, и только 28,57% отн. меди приходится на сульфидные соединения.

Таблица 3.8 – Фазовый анализ соединений меди в хвостах флотации

Наименование соединений	Содержание, %	
	абсолютное	относительное
Окисленные соединения	0,30	71,43
Сульфидные соединения	0,12	28,57
Исходное по сумме	0,42	100,00

Таким образом, использование сернистого натрия в качестве сульфидизатора окисленных минералов меди и дополнительного собирателя с гидроксаматной группой не обеспечивало существенного повышения флотируемости окисленных соединений меди, и большая их часть оставалась в хвостах флотации. Извлечение в черновой концентрат сульфидных минералов и сульфидизированных окисленных медных минералов является недостаточным для эффективной переработки техногенного сырья отвала смешанных медных руд по схеме совместной флотации сульфидных и окисленных минералов меди в присутствии сульфидизатора. Следовательно, сульфидные минералы в составе смешанных медных руд отвала Таскора следует флотировать по простой схеме и реагентному режиму сульфидной флотации, а для извлечения окисленных минералов меди необходимо подобрать селективный растворитель.

С целью получения кондиционного медного концентрата были проведены опыты в открытом цикле флотации по схеме, включающей измельчение руды,

основную флотацию, контрольную флотацию хвостов, две перечистки концентрата основной флотации (рисунок 3.4). Реагентный режим сульфидной флотации включал подачу бутилового ксантогената натрия с расходом 60 г/т и пенообразователя МИБК с расходом 35 г/т.

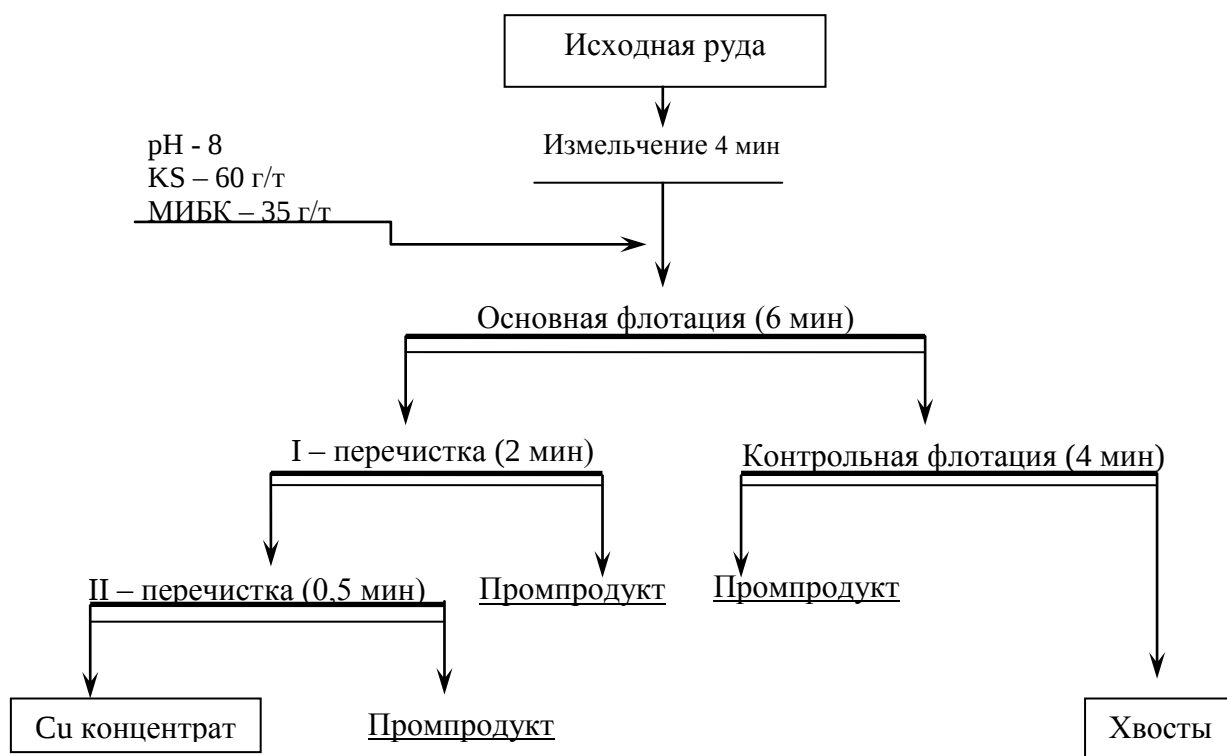


Рисунок 3.4 – Схема флотационных опытов в открытом цикле

Результаты схемной флотации в открытом цикле приведены в таблице 3.9, из которой следует, что в режиме сульфидной флотации возможно получение высококачественного медного концентрата с содержанием меди ~30%. При этом извлечение меди в концентрат составляет только 43,49 %, а выход концентрата весьма мал – всего 1,42%.

Анализ результатов флотации свидетельствует, что извлечение меди в концентрат 43,49% и в отвальные хвосты – 44,90%, практически соответствует распределению меди между сульфидными и окисленными медными минералами по результатам фазового анализа соединений меди в исходной пробе (примерно поровну) (см. табл. 2.3).

Таблица 3.9 – Результаты схемного опыта по получению кондиционного медного концентрата в открытом цикле

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
Медный концентрат	1,42	29,47	43,49	pH– 8 ед. KS- 60 МИБК -35
Промпродукт I перерешетки	9,88	0,52	5,34	
Промпродукт II перерешетки	2,49	1,44	3,73	
Промпродукт контрольной флотации	3,14	0,78	2,55	
Хвосты отвальные	83,07	0,52	44,90	
Исходная руда	100	0,96	100,00	

Достаточно высокое качество медного концентрата при небольшом его выходе позволяет предположить, что при использовании данного реагентного режима флотируются богатые по меди вторичные медные минералы и халькопирит, то есть сульфидная часть руды. Окисленные минералы меди при этом не флотируются и преимущественно остаются в хвостах флотации. Для подтверждения этого вывода был выполнен фазовый анализ соединений меди в кондиционном концентрате и хвостах схемной флотации в открытом цикле (таблица 3.10).

Таблица 3.10 – Фазовый анализ соединений меди в кондиционном концентрате и хвостах флотации

Наименование соединений	Содержание, %	
	абсолютное	относительное
Кондиционный медный концентрат		
Окисленные соединения	1,94	6,58
Сульфидные соединения	27,53	93,42
Исходное по сумме	29,47	100,00
Хвосты флотации		
Окисленные соединения	0,448	86,32
<i>из них:</i>		
<i>карбонаты</i>	0,376	72,45
<i>хризоколла</i>	0,072	13,87
Сульфидные соединения	0,071	13,68
Исходное по сумме	0,519	100,00

Результаты фазового анализа продуктов флотации подтвердили, что в режиме сульфидной флотации смешанной медной руды отвала Таскора в медный концентрат достаточно легко переходят сульфидные минералы меди (93,4 % отн.) и малая доля окисленных соединений меди (6,6% отн.). Напротив, в хвостах сульфидной флотации медь на 86,32% отн. представлена окисленными соединениями, из них 72,45% отн. составляют карбонаты и только 13,87% отн. – хризоколла, а на долю сульфидных минералов приходится 13,67% отн.

На основании результатов, полученных в сериях открытых опытов по определению технологической схемы флотации и установлению оптимального реагентного режима, была разработана схема проведения замкнутых флотационных опытов с получением кондиционного медного концентрата. Схемные опыты в замкнутом цикле флотации включали в себя основную флотацию, две медные перечистки концентрата основной флотации и контрольную флотацию хвостов. Дробленая руда направлялась на измельчение в шаровой мельнице до крупности 85% класса -0,071 мм, а затем на основную флотацию. В основную флотацию в качестве собирателя подавался бутиловый ксантогенат с расходом 60 г/т, вспениватель МИБК с расходом 35 г/т, при поддержании pH~7,5-8. Концентрат основной флотации направлялся на первую перечистку, а хвосты – на контрольную флотацию. Концентрат контрольной флотации возвращался в голову основной флотации, а хвосты являлись отвальными. Концентрат первой перечистки шел во вторую медную перечистку, а хвосты возвращались в голову основной флотации. Концентрат второй перечистки являлся готовым медным концентратом. Хвосты второй перечистки направлялись в голову первой перечистки. Схема флотационных опытов в замкнутом цикле приведена на рисунке 3.5, а результаты флотации – в таблице 3.11.

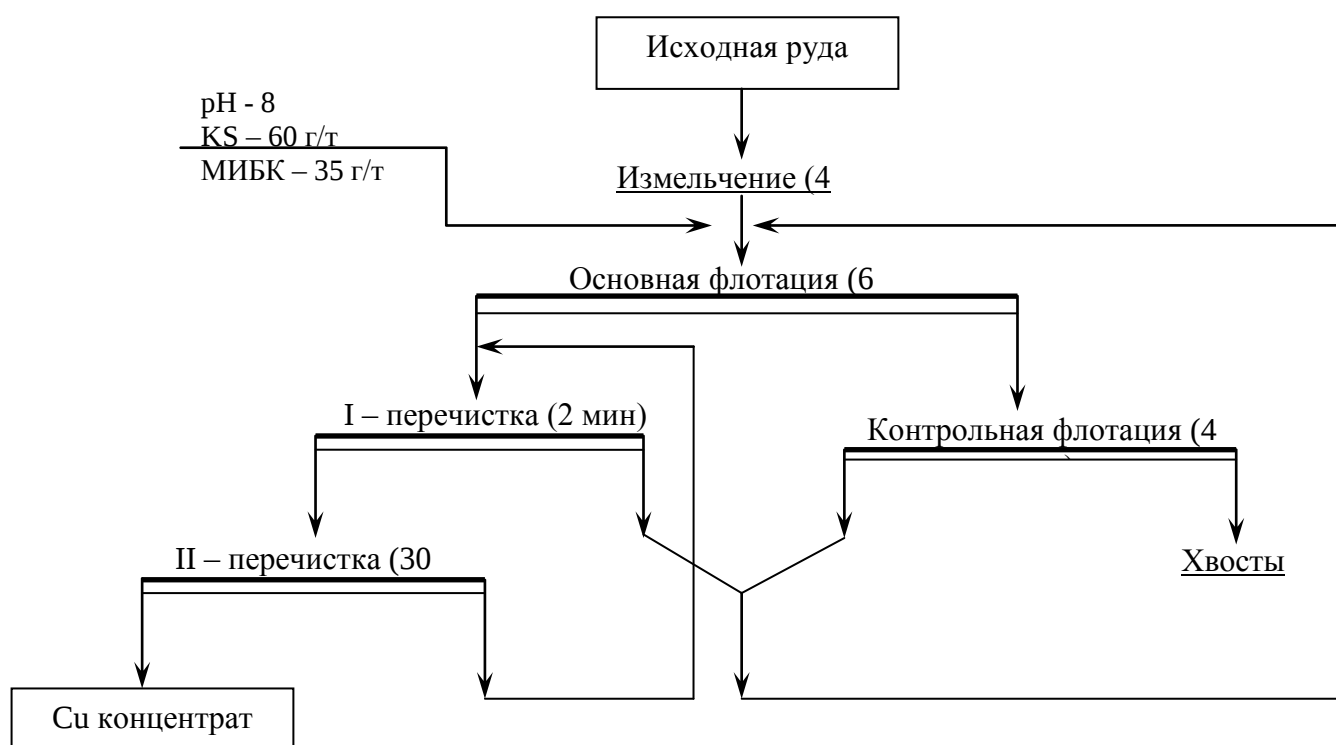


Рисунок 3.5 – Схема замкнутого флотационного опыта

Таблица 3.11 – Результаты флотации в замкнутом цикле

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %	Расход реагентов, г/т
Медный концентрат	1,56	27,92	45,50	pH- 9 ед. KS- 60 МИБК -35
Хвосты отвальные	98,44	0,53	54,50	
Руда исходная	100,0	0,96	100,00	

Как следует из результатов флотации в замкнутом цикле, при флотационном обогащении забалансовой смешанной руды из отвала месторождения Таскора с содержанием меди 0,96% в режиме сульфидной флотации возможно получение кондиционного медного концентрата с содержанием меди около 28%. Сульфидная часть смешанной руды, представленная халькопиритом, борнитом, ковеллином, халькозином, легко поддается флотационному обогащению с достижением достаточно высокого качества медного концентрата. При этом извлечение меди в концентрат не превышало 44-45%, то есть половина меди, преимущественно в форме

окисленных соединений, теряется с хвостами флотации [20]. Флотационная переработка руды с предварительной сульфидизацией окисленных медных минералов также не обеспечивает удовлетворительных технологических показателей, извлечение меди в концентрат находится на уровне 60%. Таким образом, особенности вещественного состава смешанных медных руд отвала Таскора, заключающиеся в нахождении меди как в сульфидной, так и окисленной формах практически в равных количествах, не позволяли эффективно использовать только флотационное обогащение, а обуславливают целесообразность применения комбинированной схемы переработки руды. Для этого необходимо изучить возможность перевода окисленных минералов меди в раствор и разработать на этой основе комбинированную флотационно-гидрометаллургическую схему переработки с применением, как указывалось ранее, исходя из особенностей минерального состава и технологических свойств руд, некислотных аммонийных комплексообразующих реагентов.

3.3 Изучение условий и режимов выщелачивания отвальной руды

Для установления оптимальных параметров перевода окисленных минералов меди в раствор некислотным аммонийным комплексообразующим реагентом проводились экспериментальные исследования по выщелачиванию отвальной руды сульфатом аммония. Для этого была разработана схема комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных руд, которая в последующем успешно прошла опытно-промышленные испытания (см. раздел 4) [21].

Проведено тестирование выщелачиваемости смешанной медной руды сульфатом аммония в зависимости от расхода реагента и времени выщелачивания. Измельчение руды перед выщелачиванием проводилось до 85% класса менее 0,071 мм. Соотношение Ж:Т в процессе выщелачивания поддерживалось 3:1. Расход сульфата аммония составлял 10, 20, 40, 60% от массы навески руды, что соответствовало его концентрации в водной фазе 33, 67, 133 и 200 г/дм³. Время выщелачивания варьировалось от 4 до 48 часов.

Из результатов, представленных в таблицах 3.12-3.15, следует, что с увеличением времени контакта пульпы с сульфатом аммония и концентрации последнего возрастает количество меди, перешедшей в продуктивный раствор. Концентрация меди в продуктивном растворе возрастала с 0,29 до 0,78 г/дм³, соответственно, увеличивалось извлечение меди в раствор с 12,4 до 33,4%. При этом концентрация сульфата аммония в растворе является более значимым параметром, чем продолжительность выщелачивания, и только при избытке реагента наблюдается существенный переход меди в продуктивный раствор. При концентрации сульфата аммония 33 г/дм³ извлечение меди в раствор не превышало 15,5% даже при выщелачивании в течение 48 часов. Увеличение концентрации сульфата аммония до 200 г/дм³ позволило уже при 4 часах выщелачивания перевести 29,5% меди в раствор, а рост продолжительности выщелачивания до 48 часов приводил к возрастанию извлечения меди в раствор только до 33,4%.

Содержание меди в кеке выщелачивании уменьшалось с 0,96% меди в исходном материале до 0,64-0,66% при длительном выщелачивании в течение 24 и 48 часов и при высоком расходе сульфата аммония. Оптимальными с точки зрения проведенных тестовых исследований по выщелачиванию определены следующие параметры процесса: соотношение Ж:Т=3:1, концентрация сульфата аммония в водной фазе – 133 г/дм³, что соответствовало расходу сульфата аммония – 40% от массы навески, время выщелачивания – 4-6 часов.

Таблица 3.12 – Результаты исследования влияния продолжительности выщелачивания руды на извлечение меди в раствор при концентрации сульфата аммония 33 г/дм³

Время контакта, час	Содержание сульфата аммония, г/дм ³	Исходная навеска			Продуктивный раствор				Кек выщелачивания				Извлечение Cu ср, %
		Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Объем*, мл	Концентрация Cu, г/л	Масса меди, г	Извлечение Cu, %	Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Извлечение Cu в раствор, %	
4	33	50	0,96	0,48	202	0,29	0,06	12,2	50	0,84	0,42	12,5	12,4
6	33	50	0,96	0,48	206	0,34	0,07	14,6	50	0,83	0,42	13,5	14,1
24	33	50	0,96	0,48	204	0,39	0,08	16,6	50	0,82	0,41	14,6	15,6
48	33	50	0,96	0,48	208	0,38	0,08	16,5	50	0,82	0,41	14,6	15,5

*Объем продуктивного раствора во всех опытах указан с учетом воды на промывку кека

Таблица 3.13 – Результаты исследования влияния продолжительности выщелачивания руды на извлечение меди в раствор при концентрации сульфата аммония 67 г/дм³

Время контакта, час	Содержание сульфата аммония, г/дм ³	Исходная навеска			Продуктивный раствор				Кек выщелачивания				Извлечение Cu ср, %
		Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Объем, мл	Концентрация Cu, г/л	Количество меди, г	Извлечение Cu, %	Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Извлечение Cu в раствор, %	
4	67	50	0,96	0,48	202	0,34	0,07	14,3	50	0,8	0,40	16,7	15,5
6	67	50	0,96	0,48	204	0,37	0,08	15,7	50	0,78	0,39	18,8	17,2
24	67	50	0,96	0,48	206	0,40	0,08	17,2	50	0,78	0,39	18,8	18,0
48	67	50	0,96	0,48	204	0,42	0,09	17,9	50	0,78	0,39	18,8	18,3

Таблица 3.14 – Результаты исследования влияния продолжительности выщелачивания руды на извлечение меди в раствор при концентрации сульфата аммония 133 г/дм³

Время контакта, час	Содержание сульфата аммония, г/дм ³	Исходная навеска			Продуктивный раствор				Кек выщелачивания				Извлечение Cu ср, %
		Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Объем, мл	Концентрация Cu, г/л	Количество меди, г	Извлечение Cu, %	Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Извлечение Cu в раствор, %	
4	133	50	0,96	0,48	206	0,64	0,13	27,5	50	0,71	0,36	26,0	26,8
6	133	50	0,96	0,48	204	0,71	0,14	30,2	50	0,67	0,34	30,2	30,2
24	133	50	0,96	0,48	204	0,72	0,15	30,6	50	0,66	0,33	31,3	30,9
48	133	50	0,96	0,48	202	0,73	0,15	30,7	50	0,66	0,33	31,3	31,0

Таблица 3.15 – Результаты исследования влияния продолжительности выщелачивания руды на извлечение меди в раствор при концентрации сульфата аммония 200 г/дм³

Время контакта, час	Содержание сульфата аммония, г/дм ³	Исходная навеска			Продуктивный раствор				Кек выщелачивания				Извлечение Cu ср, %
		Масса навески, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Объем, мл	Концентрация Cu, г/л	Количество меди, г	Извлечение Cu, %	Масса, г	Содержание Cu, %	Количество меди, г	Извлечение Cu в раствор, %	
4	200	50	0,96	0,48	204	0,70	0,14	29,8	50	0,68	0,34	29,2	29,5
6	200	50	0,96	0,48	204	0,75	0,15	31,9	50	0,66	0,33	31,3	31,6
24	200	50	0,96	0,48	204	0,77	0,16	32,7	50	0,64	0,32	33,3	33,0
48	200	50	0,96	0,48	206	0,78	0,16	33,5	50	0,64	0,32	33,3	33,4

Графические зависимости извлечения меди в раствор от продолжительности выщелачивания при различной концентрации сульфата аммония приведены на рисунке 3.6.

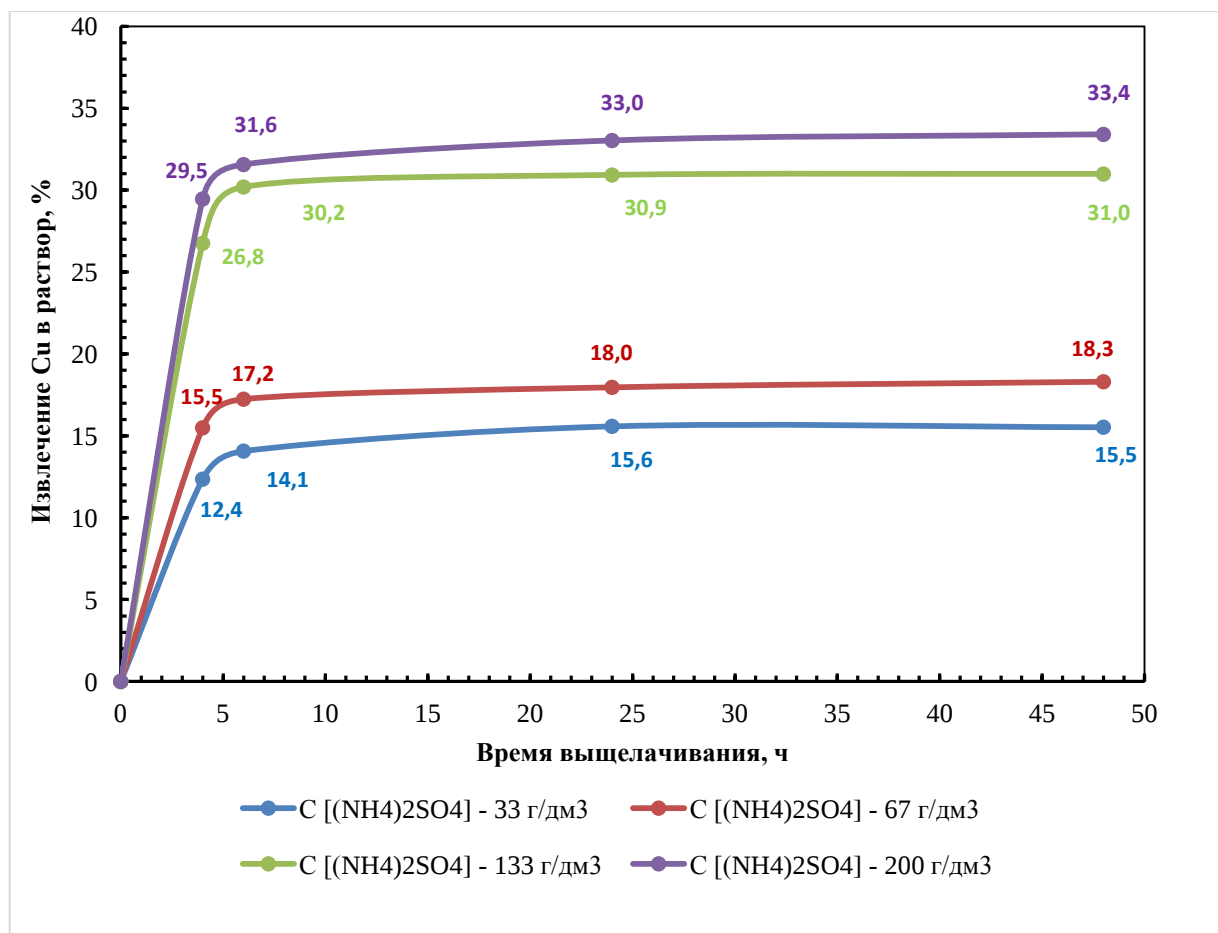


Рисунок 3.6 – Графики зависимости извлечения меди в раствор от продолжительности выщелачивания и концентрации сульфата аммония в растворе

Выполнен фазовый анализ соединений меди в кеке выщелачивания с содержанием меди 0,64% (таблица 3.16).

Таблица 3.16 – Фазовый анализ соединений меди в кеке выщелачивания

Наименование соединений	Содержание, %	
	абсолютное	относительное
Сульфидные соединения	0,52	81,25
Окисленные соединения	0,12	18,75
из них:		
карбонаты	0,05	7,81
хризоколлы	0,07	10,94
Исходная медь	0,64	100,00

Результаты фазового анализа кека выщелачивания подтвердили, что в условиях сульфатно-аммонийного выщелачивания смешанной медной руды отвала Таскора в продуктивный раствор достаточно легко переходят окисленные минералы меди, остаточное содержание их в кеке – 18,75 % отн. Основное количество меди в кеке выщелачивания представлено сульфидными соединениями, на их долю приходится 81,25 % отн.

На следующем этапе было изучено влияние некоторых режимных параметров, таких как тонина помола руды, соотношение Ж:Т, степень аэрации пульпы при выщелачивании, на показатели извлечения меди в раствор сульфатом аммония. При изучении влияния степени измельчения руда измельчалась до определенного содержания класса -0,071 мм, к ней добавлялся сульфат аммония из расчета его концентрация в водной фазе 133 г/дм³, и проводилось выщелачивание в реакторе в течение 4 часов. Соотношение Ж:Т при выщелачивании поддерживалось 3:1.

По истечении времени выщелачивания проба сливалась из реактора и отфильтровывалась. Кек промывался, высушивался до постоянной массы и в нем химическим анализом определялось содержание меди. Замерялся объем продуктивного раствора и определялась концентрация меди в нем. Результаты выщелачивания приведены в таблице 3.17.

Таблица 3.17 – Результаты выщелачивания руды сульфатом аммония при различной степени измельчения руды

Содержание класса -0,071 мм, %	Концентрация сульфата аммония, г/дм ³	Время выщелачивания, час	Содержание Cu в руде, %	Концентрация Cu в продуктивном растворе, г/дм ³	Извлечение Cu в раствор, %	Содержание Cu в кеке, %
82	133	4	0,96	0,96	33,6	0,63
85	133	4	0,96	0,99	34,9	0,61
89	133	4	0,96	0,99	34,9	0,61
95	133	4	0,96	0,97	34,6	0,62

Исследования показали, что тонина помола руды не оказывает значимого влияния на показатели ее последующего выщелачивания сульфатом аммония. Извлечение меди в раствор находилось на уровне 33-35%.

При изучении влияние соотношения жидкой и твердой фаз в процессе выщелачивания руды сульфатом аммония Ж:Т изменялось от 2:1 до 6:1. Руда во всех опытах измельчалась до 87 % класса -0,071 мм. Оптимальным при выщелачивании является расход сульфата аммония 40 % от массы навески, как было определено в тестовых исследованиях. Выщелачивание проводилось в течение 4 часов. Результаты выщелачивания руды сульфатом аммония при различном соотношении Ж:Т в процессе выщелачивания приведены на рисунке 3.8.

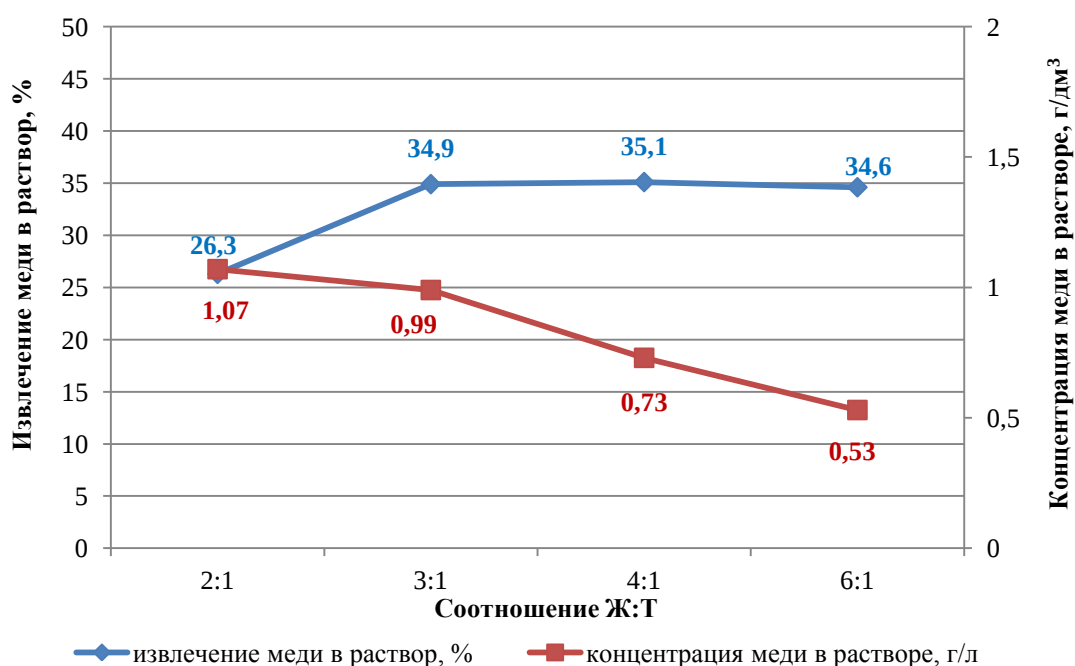


Рисунок 3.7 – График зависимости извлечения меди в раствор от соотношения Ж:Т при выщелачивании

Исследования показали, что увеличение соотношения Ж:Т при выщелачивании свыше 3:1 не приводит к повышению извлечения меди в раствор. При этом концентрация меди в продуктивном растворе закономерно снижается.

Для повышения полноты извлечения меди из окисленных минералов выщелачиванием было изучено влияния степени аэрации пульпы на выщелачивание отвальной руды при следующих условиях. Навеска руды измельчалась до 87 % класса -0,071 мм, затем она переносилась в камеру флотомашин. При включенном флотоблоке, вращение ротора импеллера производилось с постоянной частотой вращения 36,5-40,0 с⁻¹, в камеру флотомашин вводился водный раствор сульфата аммония с расходом 40 % от

массы навески. При перемешивании пульпы с соотношением Ж:Т=3:1 в камеру флотомашины осуществлялась подача воздуха через ротаметр в количестве от 0,032 до 0,086 м³/ч. По истечении 4 часов выщелачивания, пульпа из камеры отфильтровывалась, кек высушивался до постоянной массы и отправлялся на химический анализ. Продуктивный раствор выщелачивания собирался для количественной оценки и отправлялся на химический анализ. Результаты выщелачивания при различной степени аэрации пульпы приведены в таблице 3.18.

Таблица 3.18 – Результаты выщелачивания руды сульфатом аммония при различной степени аэрации пульпы

Расход воздуха, м ³ /ч	Расход сульфата аммония, % от массы навески	Время выщелачивания, час	Содержание Cu в руде, %	Концентрация Cu в продуктивном растворе, г/дм ³	Извлечение Cu в раствор, %	Содержание Cu в кеке, %
0	40	4	0,96	0,99	34,9	0,61
0,032	40	4	0,96	1,01	35,3	0,6
0,045	40	4	0,96	1,03	36,1	0,6
0,067	40	4	0,96	1,07	37,0	0,58
0,086	40	4	0,96	1,07	37,1	0,57

При насыщении пульпы воздухом при сульфатно-аммонийном выщелачивании наблюдалось повышение извлечения меди в раствор с 34,9 до 37,1%. Содержание меди в кеке выщелачивания при этом уменьшалось.

На следующем этапе была исследована возможность проведения выщелачивания окисленных медных минералов путем введения выщелачивающего реагента сульфата аммония непосредственно в процесс измельчения руды при подготовке ее к флотации. В условиях повышенных сдвиговых усилий и повышения температуры, происходящих в процессе измельчения, время выщелачивания должно значительно уменьшиться.

Для этого руда измельчалась с сульфатом аммония, подаваемом непосредственно в мельницу в сухом виде при его расходе 40% от массы навески, в течение определенного времени. Соотношение руды и воды при измельчении составляло 1:1, а концентрация сульфата аммония в процессе измельчения была

400 г/дм³. По истечении заданного времени пульпа сливалась из мельницы и отфильтровывалась. Растворы проб продуктивного раствора и кеки выщелачивания направлялись на химический анализ. Результаты выщелачивания при добавления сульфата аммония непосредственно в процесс измельчения руды приведены в таблице 3.19.

Таблица 3.19 – Результаты выщелачивания руды при измельчении совместно с сульфатом аммония

Время измельчения, мин	Температура пульпы на сливе, °С	Содержание класса 0,071 мм, %	Концентрация сульфата аммония в измельчении, г/дм ³	Исходная руда		Продуктивный раствор		Кек выщелачивания			Извлечение Cu ср, %
				Масса навески, г	Содержание Cu, %	Концентрация Cu, г/л	Извлечение Cu, %	Масса, г	Содержание Cu, %	Извлечение Cu в раствор, %	
4	44	85	400	300	0,96	1,34	16,3	300	0,8	16,7	16,5
10	39	95	400	300	0,96	1,37	16,9	300	0,8	16,7	16,8
20	26	97	400	300	0,96	1,36	16,6	300	0,8	16,7	16,6
50	25	98	400	300	0,96	1,38	17,0	300	0,8	16,7	16,8

Исследования показали, что при измельчении руды совместно с сульфатом аммония получают продуктивные растворы с концентрацией меди 1,34-1,38 г/дм³, что соответствовало переходу 16,5-16,8% меди в жидкую фазу.

Введение сульфата аммония в цикл измельчения позволяет увеличить время взаимодействия окисленных минералов меди с реагентом, а также интенсифицировать процесс за счет механического и термического воздействия (теплота трения) [57] и за счет турбулизации потока пульпы при последующей флотации [91]. Кроме того, это значительно упростит технологическую схему переработки и ее аппаратное оформление, поскольку не потребуется установка специального оборудования для выщелачивания.

Извлечение меди в раствор на стадии измельчения в течение 4 минут составило 16,5 %. При увеличении времени измельчения прирост по извлечению меди в раствор незначителен, что обусловлено установлением химического

равновесия реакции образования водорастворимых тетрааквааммиакатов в данной системе (см. уравнение реакции 2.3).

Согласно принципу Ле-Шателье смещение химического равновесия в сторону образования продуктов реакции возможно за счет увеличения концентрации исходных взаимодействующих веществ (или одного вещества), а также при снижении концентрации продуктов реакции (аммиакатов меди). Такое снижение происходит при разбавлении системы от соотношения Ж:Т = 1:1 в процессе измельчения до соотношения Ж:Т = 3:1 в последующей флотации. При непрерывной подаче сульфата аммония вместе с рудой в измельчение будет увеличиваться концентрация $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ и CuSO_4 по уравнениям реакции (2.1) и (2.2), что также будет способствовать смещению химического равновесия в сторону образования продуктов выщелачивания. Кроме того, в процессе флотации увеличивается время контакта фаз и процесс выщелачивания окисленных медных минералов, начинающийся при измельчении руды, продолжается во флотации, что и приводит к увеличению извлечения меди в раствор. Данные положения подтверждаются результатами схемных опытов в открытом и замкнутом циклах флотации, представленными в следующем параграфе.

3.4 Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальной медной руды и обоснование ее параметров

С учетом результатов лабораторных экспериментов по выщелачиванию отвальной руды месторождения Таскора проведены схемные опыты с измельчением руды совместно с сульфатом аммония для растворения окисленных медных минералов и последующей флотацией измельченной руды в открытом цикле с получением черногового медного концентрата. Схемные опыты в открытом цикле включали только основную и контрольную флотации (рисунок 3.8).

Сульфат аммония подавался в процесс измельчения руды из расчета концентрации его в жидкой фазе 400 г/дм^3 . После измельчения пульпа доводилась добавлением свежей воды до содержания твердого в пульпе 28% и флотировалась

с использованием бутилового ксантогената при его расходе в основной флотации 60 г/т и в контрольной флотации – 7 г/т, и вспенивателя МИБК при расходе 35 г/т.

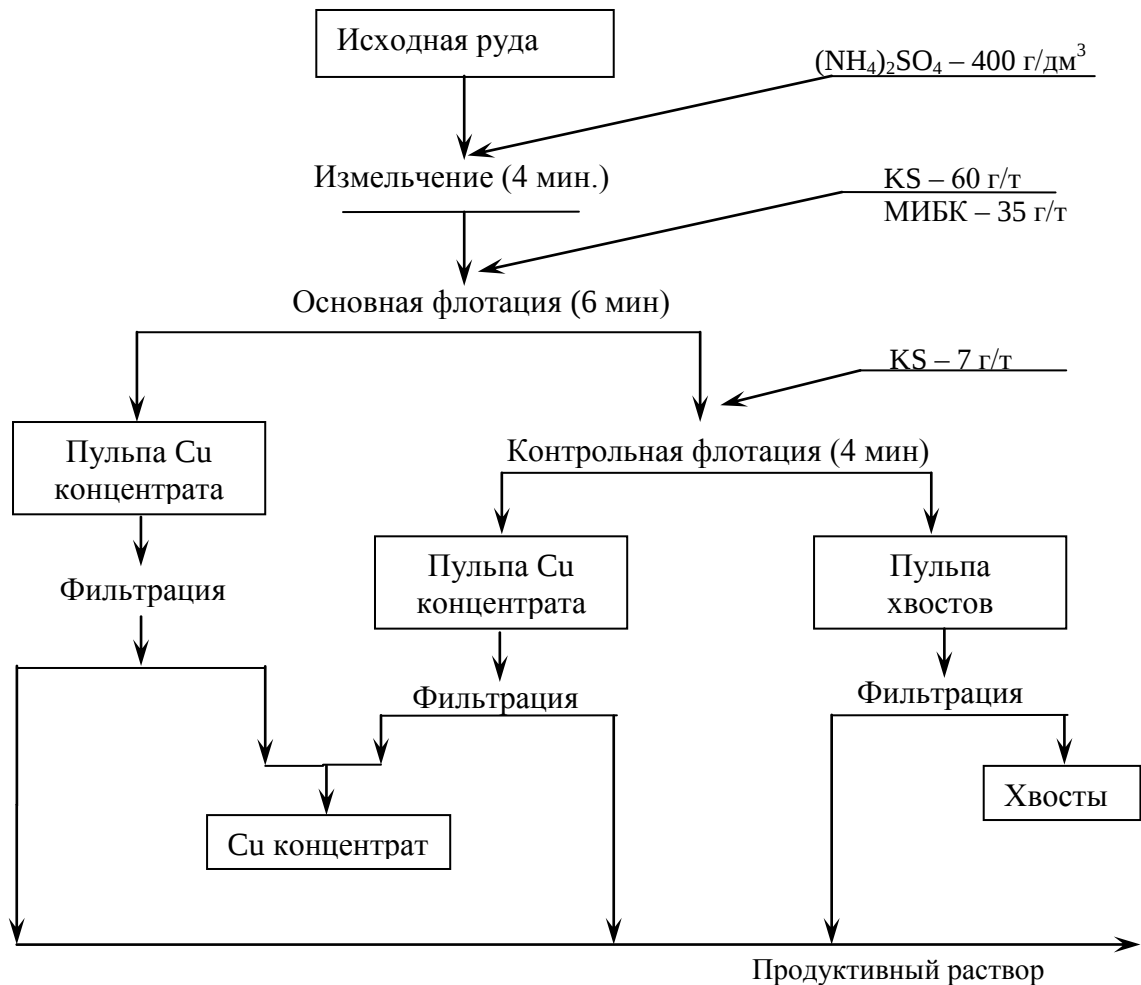


Рисунок 3.8 – Схема опыта в открытом цикле флотации с получением черного концентрата и продуктивного раствора

Пульпа медного концентрата основной флотации и пульпа концентрата контрольной флотации обезвоживались фильтрованием. При этом отделяемая твердая фаза являлась медным концентратом, а жидкая фаза – продуктивным медьсодержащим раствором. Пульпа хвостов контрольной флотации также обезвоживалась фильтрованием. Получаемая при этом твердая фаза являлась отвальными хвостами, а жидкая фаза – медьсодержащим раствором. Жидкая фаза, отделяемая ото всех продуктов флотации, объединялась и в качестве продуктивного раствора выщелачивания подвергалась количественной оценке.

Результаты схемного опыта в открытом цикле флотации с выщелачиванием окисленных минералов меди сульфатом аммония при подаче его в измельчение приведены в таблице 3.20.

Таблица 3.20 – Результаты опыта по получению продуктивного раствора и чернового медного концентрата в открытом цикле флотации

Наименование продуктов	Масса, г	Объем, дм ³	Концентрация меди, % (г/дм ³)	Масса меди, г	Извлечение меди, %
Поступило:					
Исходная руда	1000		0,962	9,62	100
(NH ₄) ₂ SO ₄	400		0	0	
Вода	2610	2,61	0	0	
Итого:	4010			9,62	
Получено:					
Концентрат основной флотации	157		2,81	4,41	45,86
Концентрат контрольной флотации	54,5		1,01	0,55	5,72
Объединенный концентрат	211,5		2,35	4,96	51,58
Хвосты отвалыные	788,5		0,23	1,81	18,85
Продуктивный раствор	3010	2,61	1,09	2,84	29,57
Итого	4010		0,96	9,62	100,00

При проведении опыта по вышеприведенной схеме 45,86% меди извлекалось в концентрат основной флотации, ещё 5,72% меди сфлотировалось в пенный продукт контрольной флотации. Объединенный черновой концентрат флотации характеризовался содержанием в нем меди 2,35% при извлечении 51,58 %.

Отделением жидкой фазы пульпы от продуктов флотации было получено 2,61 дм³ медьсодержащего продуктивного раствора с концентрацией меди 1,09 г/дм³. Тем самым извлечение меди из исходной руды в продуктивный раствор составило 29,57%. Суммарное извлечение меди в медные продукты в открытом схемном опыте достигло 81,15 %

Для получения кондиционного медного концентрата проведен схемный опыт в замкнутом цикле флотации с добавлением сульфата аммония в процесс измельчение руды. Схема опыта в замкнутом цикле флотации приведена на рисунке 3.9, результаты – в таблице 3.21.

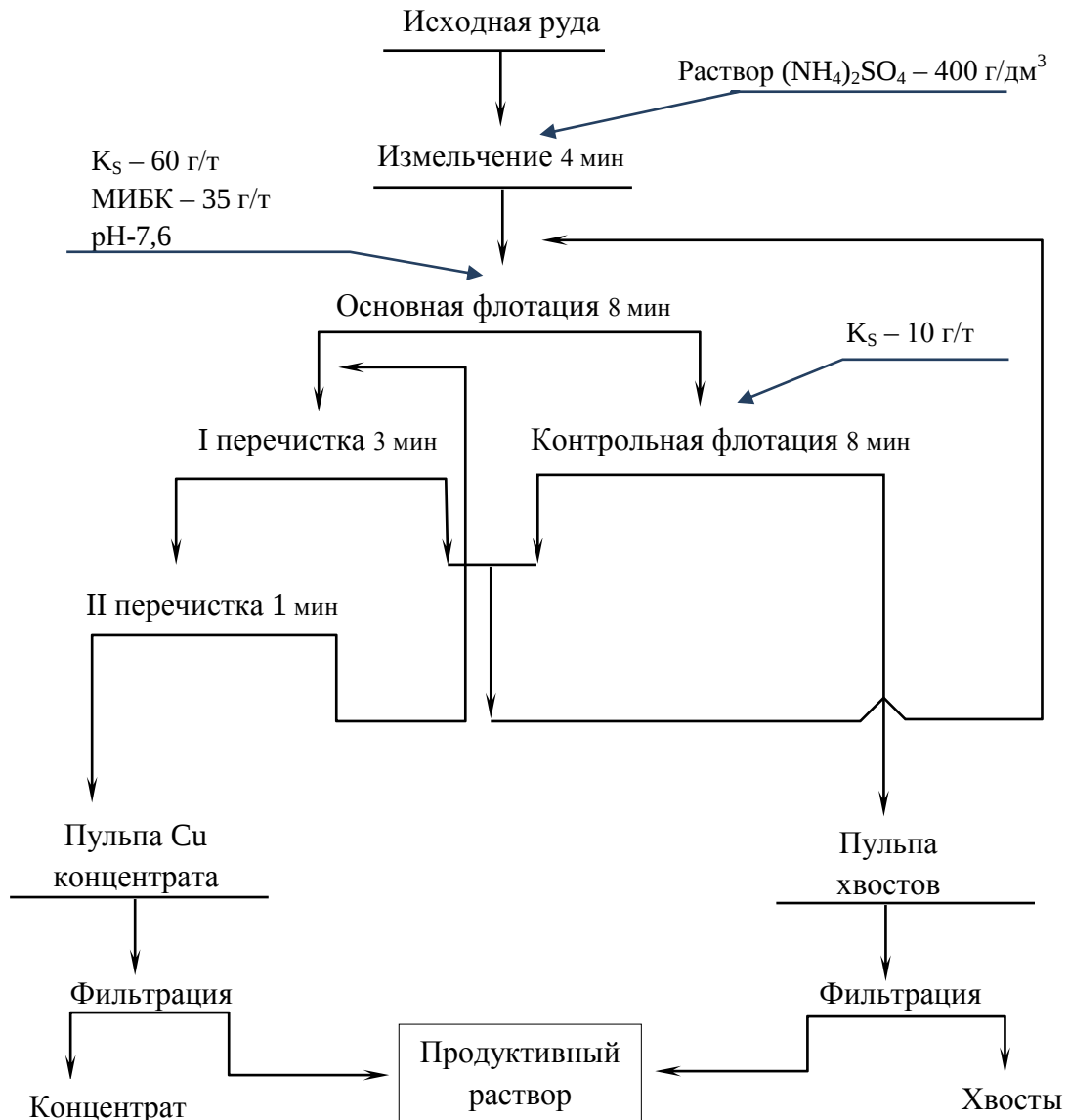


Рисунок 3.9 – Схема опыта в замкнутом цикле флотации с получением кондиционного концентрата и продуктивного раствора

Схема включала измельчение руды до 85% класса -0,071 мм при соотношении Ж:Т=1:1 с подачей в мельницу сульфата аммония в количестве 40% от массы руды для выщелачивания окисленных минералов меди. Флотация измельченной руды проводилась по схеме: основная медная флотация, контрольная флотация хвостов, две переот flotации концентрата основной флотации с получением кондиционного медного концентрата. Схемные флотационные опыты в замкнутом цикле, моделирующие реальный процесс в производственных условиях, строятся по принципу накопления промпродуктов и возврата их голову

предыдущей операции, что влечет за собой увеличение времени флотации и соответственно времени контакта фаз. Так, камерный продукт первой перерешетки и пенный продукт контрольной флотации объединялись и возвращались в основную флотацию, а камерный продукт второй перерешетки – в первую перерешетную операцию. В результате в замкнутых флотационных опытах получались два конечных продукта – кондиционный медный концентрат в виде пенного продукта второй медной перерешетки и отвальные по содержанию меди хвосты в виде камерного продукта контрольной флотации. Пульпа медного концентрата и пульпа хвостов отфильтровывалась с получением обезвоженных медного концентрата, отвальных хвостов и продуктивного медьсодержащего раствора.

Таблица 3.21 – Результаты опыта по получению продуктивного раствора и кондиционного медного концентрата в замкнутом цикле флотации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение меди, %
Медный концентрат	1,49	29,9	46,41
Хвосты отвальные	98,51	0,15	15,83
Продуктивный раствор	7000 мл	0,92 г/дм ³	37,76
Исходная руда	100,00	0,96	100,00

В схемном опыте в замкнутом цикле флотации получен кондиционный концентрат с содержанием меди 29,90 % при извлечении меди 46,41 % и продуктивный раствор в объеме 7000 мл с концентрацией меди 0,92 г/дм³ при извлечении меди 37,76 %. Суммарное извлечение меди в медные продукты таким образом составило 84,17 % [20]. С отвальными хвостами флотации теряется 15,83% меди при содержании меди в хвостах 0,15%. В то время как при флотации руды по аналогичной схеме, но без выщелачивания руды в процессе ее измельчения, с хвостами флотации терялось 54,5% меди (см. табл. 3.11). При этом измельчение смешанной медной руды с сульфатом аммония не оказывает отрицательного влияния на показатели ее флотационного обогащения. Качество флотационного концентрата и извлечение меди в концентрат даже несколько выше по сравнению с показателями флотации в замкнутом цикле при

измельчении руды без сульфата аммония, когда было получено содержание меди в кондиционном концентрате 27,92% при извлечении меди 45,5% (см. табл. 3.11).

Таким образом, при введении сульфата аммония в процесс измельчения смешанной медной руды возможно достаточно полное извлечение меди, представленной окисленными минералами, в продуктивный раствор для последующей переработки его до катодной меди. Полученные результаты по сульфатно-аммонийному выщелачиванию и флотационному обогащению отвальной медной руды месторождения Таскора были положены в основу комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии ее переработки. Для разработки гидрометаллургической технологии необходимо рассмотреть вопросы переработки продуктивных медьсодержащих растворов с получением конечной продукции в виде катодной меди.

3.5 Исследование параметров извлечения меди из продуктивных растворов выщелачивания

При подаче сульфата аммония в процесс измельчения смешанной руды происходит взаимодействие окисленных медных минералов с $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ в присутствии сульфата меди CuSO_4 с образованием водоорастворимых катионных тетрааквааммиакатов меди (II), как было показано в разделе 2. При отделении жидкой фазы от получаемых при флотационном обогащении кондиционного медного концентрата и отвальных хвостов она является продуктивным раствором и характеризуются усредненным химическим составом, приведенным в таблице 3.22 [32].

Таблица 3.22 – Химический состав продуктивного раствора

pH	Элемент (ион)							
	Cu^{2+}	Fe^{2+}	Fe^{3+}	Zn^{2+}	Na^+	Ag^+	NH_4^+	SO_4^{2-}
	г/л	г/л	г/л	г/л	г/л	мг/л	г/л	г/л
8,0-8,5	1,15	0,001	н/о	0,003	0,005	0,3	32,5	85,0

Полученный продуктивный раствор может быть переработан по способу «жидкостная экстракция-реэкстракция-электроэкстракция» или по способу «сорбция-десорбция-электроэкстракция» с получением катодной меди. В современной практике гидрометаллургии меди оба эти процесса решают одинаковую задачу селективного выделения меди из продуктивных растворов

выщелачивания и позволяют эффективно сконцентрировать основной металл из разбавленных растворов и освободить его от примесей [71]. Дальнейшая переработка реэкстракта осуществляется наиболее эффективным и уже хорошо освоенным процессом электролиза [18, 31, 71, 111].

При сравнении сорбционных и экстракционных процессов можно отметить следующие объективные технологические недостатки последних [3, 63]:

- в связи с низким содержанием меди в растворах и большими их объемами требуются значительные площади, занятые под отстойники на экстракционном переделе;
- экологическая и пожарная опасность экстракционных процессов, связанные с использованием токсичных и пожароопасных органических веществ в больших объемах;
- относительно высокие эксплуатационные затраты на экстракционный процесс за счет объективных потерь дорогостоящих экстрагентов;
- в процессе экстракции меди (II) из аммиачных растворов происходит соэкстракция аммиака (диффузия в органическую фазу), который реэкстрагируется вместе с медью в сернокислый медный электролит и по мере накопления может негативно влиять на процесс электролиза. Помимо этого, в процессах экстракции имеют место сверхнормативные потери основного реагента – аммиака (ионов аммония) [139].

Экстракционным процессам присущ еще один существенный недостаток, такой как образование в процессе электролиза крада – побочного и нежелательного продукта по причине неполного отделения эмульсионного экстрагента от водной фазы в цикле реэкстракции и наличие экстрагента в органической фазе в циркуляционных растворах в цикле «растворение (выщелачивание) – экстракция – подкрепление – растворение (выщелачивание)», что приводит к потерям металла и существенно снижает эффективность процесса [30]. Для разрабатываемой флотационно-гидрометаллургической технологии загрязнение оборотных растворов органическими веществами – экстрагентами в связи с невозможностью полного разделения фаз в процессе реэкстракции может

повлечь за собой попадание этих веществ в цикл обогащения и оказать негативное влияние на процесс флотации меди.

Наблюдающееся в гидрометаллургии меди расширение области использования сорбционных процессов основывается на создании селективных сорбентов, в частности для меди, рения, серебра, цинка и других компонентов [30], и сорбционной аппаратуры [18, 30, 31]. Основными недостатками сорбции по сравнению с экстракцией считалась низкая кинетика процесса [117] и некоторая дороговизна сорбентов [111]. В настоящее время налажен промышленный выпуск высокоселективных сорбентов, отличающихся высокой скоростью процесса, незначительно уступающей по скорости экстракционным процессам [117, 18], и характеризующихся высокой физико-механической прочностью. Поэтому эксплуатационные затраты на сорбционное извлечение меди могут быть в настоящее время ниже, чем на экстракционное.

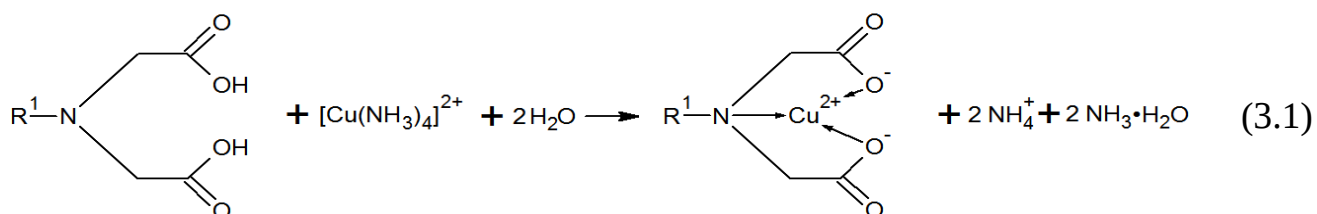
В то же время преимущества сорбционных процессов по сравнению с равноценными экстракционными существенны [30, 111, 117]:

- техническая и технологическая простота оформления сорбционных процессов;
- компактность оборудования и значительно меньшие занимаемые площади сорбционных участков;
- отсутствие промежуточных продуктов незавершенного производства;
- емкость сорбентов по целевым компонентам не уступает емкости экстрагентов [117];
- низкая пожароопасность и большая экологическая безопасность сорбентов;
- механическая и химическая прочность ионообменных смол [117] и меньшие потери в процессе эксплуатации;
- растворы после сорбции не требуют последующей очистки от загрязнений [117] и пригодны для дальнейшей переработки методом электроэкстракции;
- возможность организации RIP-процесса (Resin In Pulp), то есть – сорбция из пульпы, который позволяет значительно снизить потери целевого компонента в процессах фильтрации и промывки твердых отходов, а также увеличить

извлечение окисленной меди на сорбент за счет эффекта сорбционного выщелачивания.

Таким образом, для разрабатываемой комбинированной технологии переработки смешанных медных руд наиболее перспективным представляется вариант извлечения меди из продуктивного раствора выщелачивания сорбционными методами, как технологически более эффективными и экологически безопасными. Так как продуктивный раствор имеет слабощелочную реакцию, для исследований был использован ионит, селективно сорбирующий медь в слабокислых и слабощелочных средах. В данных средах хорошо себя зарекомендовали ионообменные смолы, содержащие в качестве функциональной группы иминодиацетат [32]. Иониты на основе иминодиацетатных смол типа Lewatit показали высокую селективность к ионам меди и хорошие кинетические свойства при сорбции меди из растворов азотнокислого выщелачивания медного концентрата [31].

Механизм взаимодействия функциональных групп сорбента с ионами меди может быть представлен уравнением реакции:



Для проверки пригодности данного типа ионообменных смол для сорбции меди из продуктивных растворов сульфатно-аммонийного выщелачивания проведена серия опытов на образце иминодиацетатной смолы Lewatit TP 209 XL производства концерна Lanxess (Германия), по результатам которых построена изотерма сорбции меди. Изотерма сорбции меди представлена на рисунке 3.10, а.

Изотермы сорбции снимались по методу изменения концентрации меди в исходном модельном растворе. Продолжительность опыта при периодическом перемешивании составляла 24 часа.

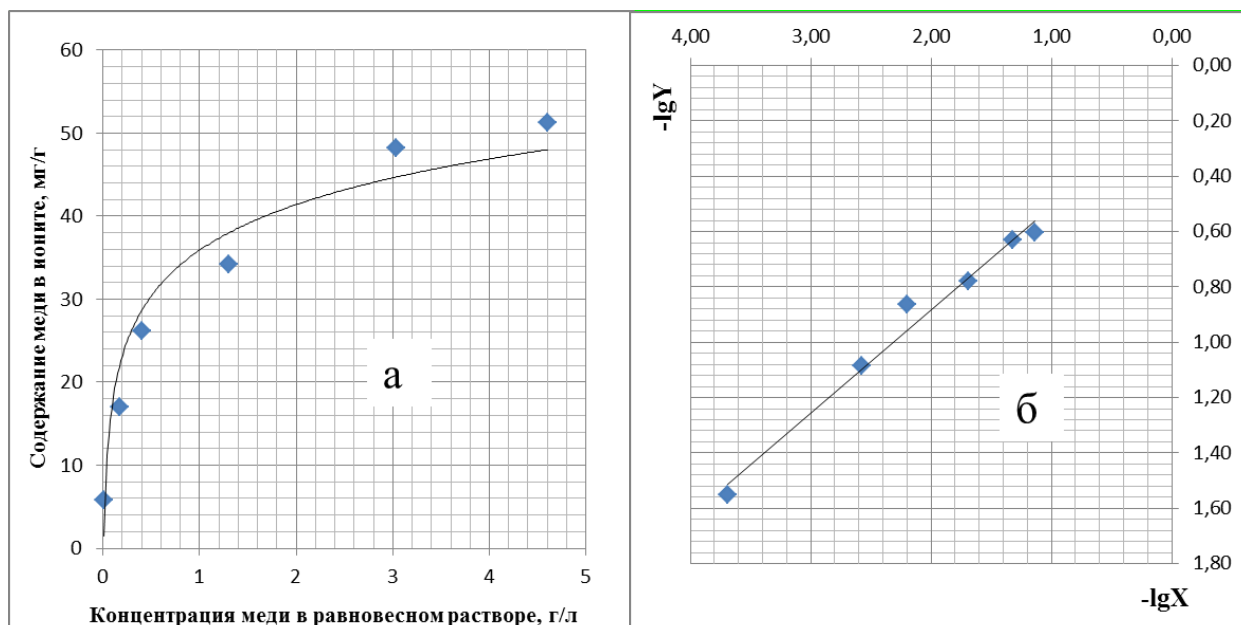


Рисунок 3.10 – Изотерма сорбции меди из медьсодержащего аммиачного раствора на ионообменной смоле Lewatit MonoPlus TP 209 XL (а) и логарифмическая зависимость равновесной емкости насыщения катионита ионами меди от концентрации меди в равновесном технологическом растворе

Как следует из изотермы сорбции, равновесная кривая распределения на начальном участке имеет выпуклую форму. Подобная форма изотермы чрезвычайно важна для осуществления технологического процесса, так как позволяет снизить содержание меди в растворах после сорбции до минимального значения [29] и получить максимальное извлечение меди из раствора в фазу ионита [29, 32]. Из представленной на рисунке 3.10, б логарифмической зависимости следует, что угловой коэффициент прямой равен единице, что подтверждает описанный выше механизм обменной реакции. То есть, ионные формы меди, распределенные между равновесными фазами раствора и ионита, являются идентичными [29]. Это значит, что сорбируемый катион меди и образующееся в фазе смолы соединение входят в уравнение сорбции (3.1) с одинаковыми стехиометрическими коэффициентами [29]. Изотерма сорбции меди из технологического раствора с использованием сорбента макропористой структуры Lewatit MonoPlus TP 209 XL во всем диапазоне концентрации меди описывается уравнением Лэнгмюра. Следовательно, можно сделать заключение о пригодности данного типа ионитов для организации процесса сорбции меди из получаемых продуктивных растворов переработки смешанной руды

месторождения Таскора по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии. В опытах по построению изотермы сорбции достигнута максимальная статическая сорбционная объемная емкость 50 мг/г, что соответствует 20 г/дм³ сорбента.

Эксперименты по определению кинетических зависимостей проводились по методу ограниченного обмена [85]. Метод ограниченного обмена (кинетика в статике) более распространен, чем тонкослойный метод, что обусловлено не только простотой эксперимента, но и тем, что не требуется иметь малодоступные таблицы типа зависимости $Vt - t$ [29]. Уравнение обмена, характеризуемого диффузией в зерне [29], запишется следующим образом:

$$F = \frac{6Q_0}{r(Q_0 - Q_\infty)} \sqrt{\frac{\bar{D}t}{\pi}}, \quad (3.2)$$

где F – степень насыщения ионита; Q_0 – степень насыщения смолы в начальный момент времени; Q_∞ – степень насыщения смолы через бесконечно большое время; r – радиус зерен, см; $\bar{D}$ – коэффициент внутренней диффузии, см²/сек; t – время, сек.

Если зависимость F от $\sqrt{t}$ линейна, то при данных условиях коэффициент диффузии $\bar{D}$ можно рассчитать по наклону прямой. Если обмен определяется пленочной диффузией, то, как и в методе тонкого слоя, должна наблюдаться линейная зависимость $-\lg(1-F)$ от t [29].

В таблице 3.23 и на рисунке 3.11 представлены кинетические зависимости, позволяющие определить характер сорбции и лимитирующую стадию процесса. Анализ полученных кинетических зависимостей позволяет с уверенностью утверждать, что максимальная емкость сорбента по меди (II) достигается уже после 120 минут контакта ионита с аммиачным раствором, причем основной лимитирующей стадией процесса является диффузия в его зерне. Пленочная диффузия также влияет на процесс в его начале. Таким образом, можно говорить о смешанном характере кинетики процесса сорбции.

Таблица 3.23 – Кинетические зависимости сорбции меди из аммиачных растворов

Время сорбции, мин	$\sqrt{t}$	Т:Ж	Содержание Cu в ионите, %	F, %	$-\lg(1-F)$
0	0	1:40	0	0	0,0
30	5,5	1:40	4,58	51,3	0,31
60	7,7	1:40	5,22	63,6	0,44
90	9,5	1:40	6,35	81,1	0,72
120	11,0	1:40	8,11	98,8	1,91
180	13,4	1:40	8,18	99,6	2,44
240	15,5	1:40	8,21	100,0	5,00

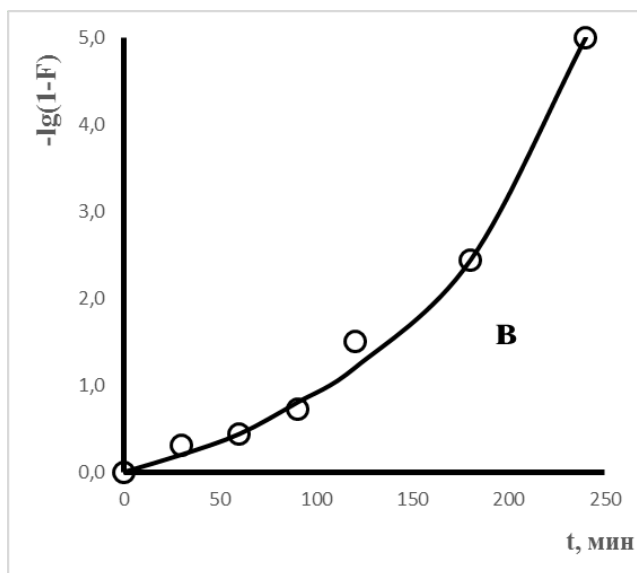
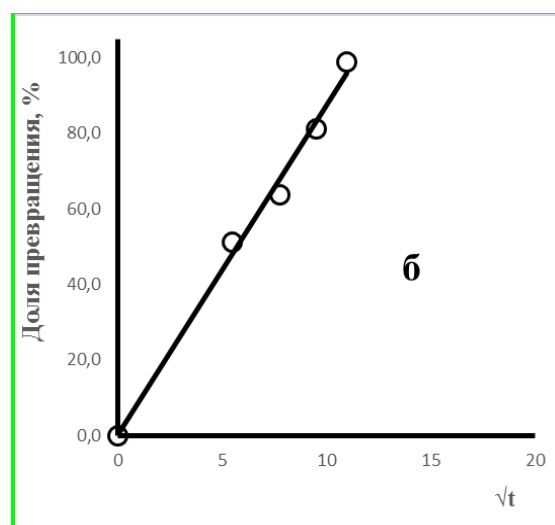
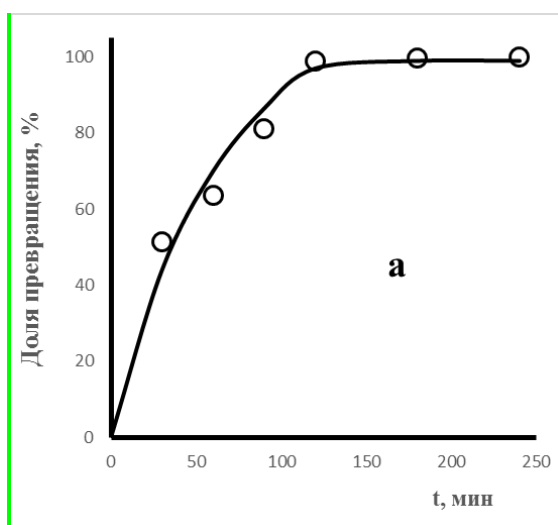
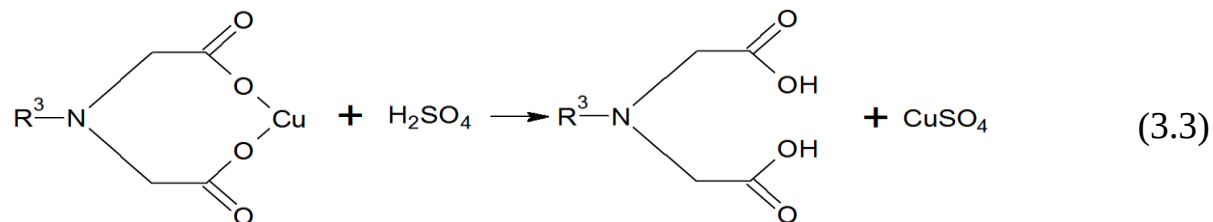


Рисунок 3.11 – Зависимости доли превращения F от времени t (а), доли превращения F от квадратного корня времени $\sqrt{t}$ (б) и $-\lg(1-F)$ от времени t (в) для процесса сорбции меди из аммиачных растворов ионитом Lewatit MonoPlus TP 209 XL макропористой структуры

Для исследования десорбции меди с насыщенного ионита образец смолы, загруженный в стеклянную колонку с перфорированным дном плотным слоем, после насыщения медью был промыт дистиллированной водой. Далее осуществлялась подача десорбирующего раствора (раствор серной кислоты с

концентрацией 250 г/дм³) в верхнюю или нижнюю часть колонки при помощи перистальтического насоса с заданной скоростью.

При десорбции протекает следующая обменная реакция:



Эксперименты проводились при различных скоростях и разном направлении подачи раствора при температуре 25°C. Результаты исследований в виде выходных кривых десорбции изображены на рисунке 3.13.

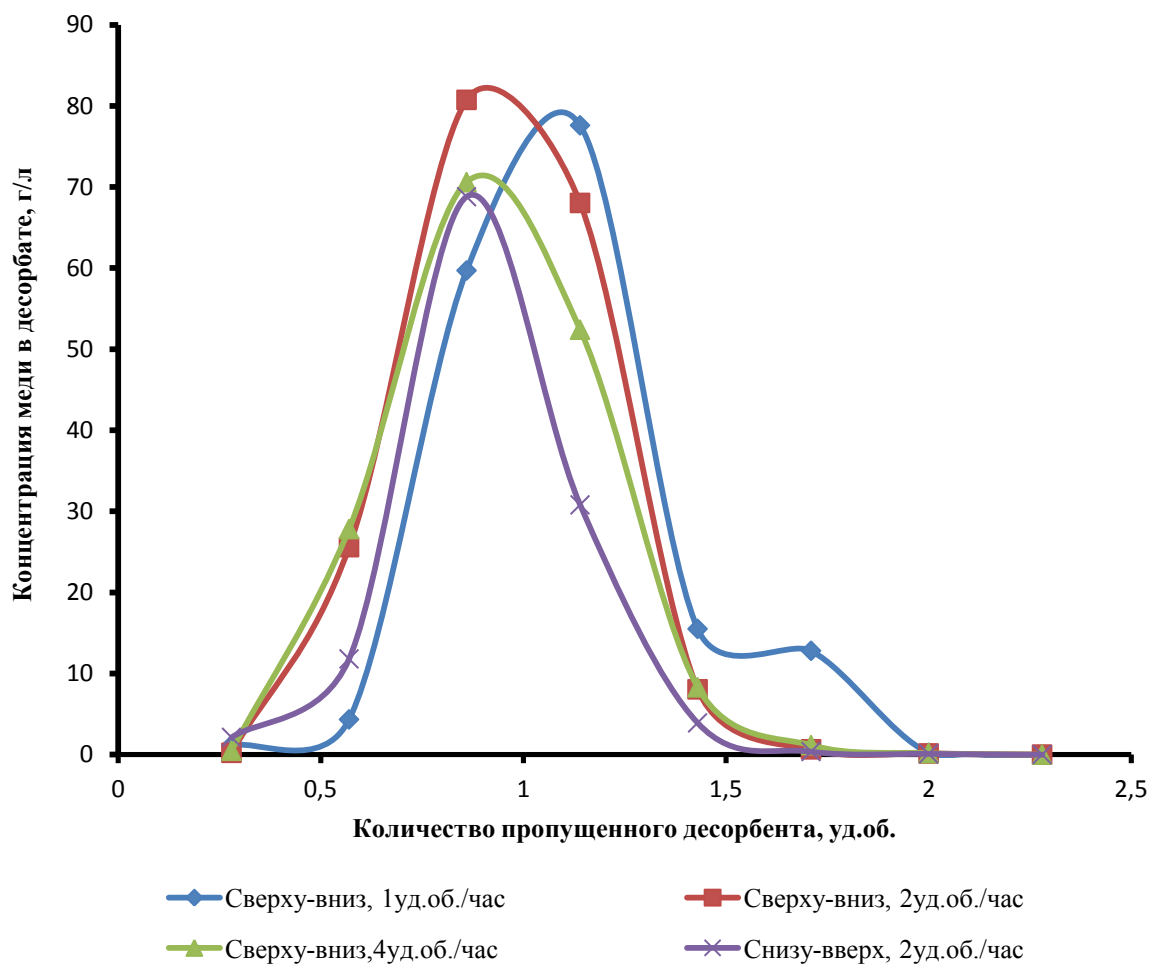


Рисунок 3.12 – Выходные кривые десорбции меди при различных скоростях и направлениях пропускания раствора

На выходных кривых десорбции имеет место ярко выраженный пик, при котором достигается максимальная концентрация меди в десорбате. При

увеличении скорости пропускания растворов наблюдается небольшое снижение пиковой концентрации меди в десорбате, но при этом общее содержание меди в усредненном десорбате остается неизменным. Для полной десорбции меди с насыщенного ионита достаточно 2-х удельных объемов десорбента независимо от скорости и направления его движения.

В промышленных условиях возможна организация непрерывного процесса десорбции меди отработанным электролитом и направление его в насыщенном по меди состоянии на участок электролиза меди, то есть организация замкнутой схемы «сорбция-десорбция-электролиз».

Завершающей стадией переработки продуктивных растворов в гидрометаллургии меди является электролиз с получением катодной меди. Для проведения испытаний по электролизу меди был получен электролит, состав которого указан в таблице 3.24.

Таблица 3.24 – Химический состав медного электролита, г/дм³

Cu	Ni	H₂SO₄	SO₄	Cl	Pb	As
49,25	<0,01	142,5	217,5	0,1	<0,05	<0,05
Mg	Al	Bi	Ca	Zn	Sb	Fe
<0,01	<0,05	<0,05	0,01	<0,01	<0,05	0,03

Медный электролит с помощью перистальтического дозирующего насоса подавался в лабораторный электролизер объемом ванны 1 дм³. Технологические параметры электролиза представлены в таблице 3.25.

Таблица 3.25 – Технологические параметры процесса электролиза

Параметры	Единицы измерения	Значение
Плотность тока	А/м ²	250-300
Напряжение на ванне	В	2,0-2,5
Концентрация Cu в исходном электролите	г/дм ³	45-50
Концентрация Cu в отработанном электролите	г/дм ³	30-35
Концентрация CoSO ₄	мг/дм ³	100-120
Расход ПАВ (Guarfloc-66 или др.)	г/т	200
Содержание хлора в электролите	мг/дм ³	<100
Температура электролита	°С	35-50
Выход меди по току	%	95

По истечении определенного времени (ориентировочно 24 часа под током) и получения катодного осадка толщины около 2 мм, он был отделен от титановой матрицы, промыт и проанализирован. Состав катодной меди по результатам химического анализа приведен в таблице 3.26. Получаемая катодная медь соответствует марке М00к не только по содержанию меди (не менее 99,99%), но и по всем основным примесям.

Таблица 3.26 – Химический состав катодной меди, %

Cu	Ag	Pb	Fe	Si	Sn	Ni	Zn	Co	As
99,99	0,0004	0,0003	0,0001	0,00003	0,0001	0,0003	0,0002	0,00006	0,00008
Sb	Cr	Mn	Cd	P	Bi	Se	Te	S	P
0,00009	0,00002	0,00005	0,00006	0,00015	0,00006	0,0001	0,00005	0,0008	12,2 г/т

В результате электролиза обезмеженный до концентрации меди 30-35 г/дм³ электролит возвращался на операцию десорбции меди с насыщенного сорбента, где доукреплялся по ионам меди до концентрации 45-50 г/дм³ и снова направлялся на электролиз. При этом избыточная концентрация свободной серной кислоты снижалась до нормативных параметров 150-160 г/дм³. Таким образом, при переработке продуктивных растворов выщелачивания будет организован замкнутый цикл циркуляции рабочих растворов «десорбция-электролиз».

Выводы по главе 3

1. Определена легкая измельчаемость смешанной медной руды из отвала и способность ее к ошламованию, что отрицательно будет сказываться при последующем флотационном обогащении и приведет к потерям меди со шламами. Установлена оптимальная тонина помола руды перед флотационным обогащением, которая составляет 85-87% класса -0,071 мм.

2. Установлен реагентный режим сульфидной флотации смешанной медной руды, при котором достигается извлечение 49-50% меди во флотационный концентрат. Расход реагента собирателя бутилового ксантогената калия составляет 60 г/т, вспенивателя МИБК – 35 г/т.

3. Показано, что использование сернистого натрия в качестве сульфидизатора окисленных минералов меди и дополнительного собирателя с

гидроксаматной группой не обеспечивает существенного повышения флотуемости окисленных соединений меди. При использовании в качестве сульфидизатора сернистого натрия, дробной его подаче и суммарном расходе 200 г/т, при расходе собирателя бутилового ксантогената 70 г/т и расходе дополнительного собирателя с гидроксаматной группой АМ-8 20 г/т получено извлечение меди в концентрат 61,73% при массовой доле меди 4,82%. Прирост извлечения меди в концентрат по сравнению со стандартным реагентным режимом сульфидной флотации составил 11,72%. Такое извлечение меди в черновой концентрат является недостаточным, поэтому схема совместной флотации сульфидных и окисленных минералов меди после предварительной сульфидизации является неэффективной для переработки смешанных медных руд.

4. В схемных флотационных опытах в открытом цикле был получен кондиционный концентрат с высоким содержанием меди 29,47% при извлечении меди 43,49%. Фазовый анализ соединений меди в кондиционном концентрате и хвостах схемной флотации в открытом цикле подтвердил, что в режиме сульфидной флотации смешанной медной руды отвала Таскора в медный концентрат достаточно легко переходят сульфидные минералы меди (93,4 % отн.) и малая доля окисленных соединений меди (6,6% отн.). В хвостах флотации с содержанием меди 0,51% основная доля меди представлена окисленными соединениями 86,33% отн., а на долю сульфидных минералов приходится 13,67% отн.

5. Установлено, что при флотации отвальной руды в замкнутом цикле по схеме, включающей основную флотацию, две медные перечистки концентрата основной флотации и контрольную флотацию хвостов, с возвратом всех промпродуктов в основную флотацию, возможно получение кондиционного медного концентрата с содержанием меди 27,92% при извлечении только 45,50% меди. Особенности вещественного состава смешанных медных руд и нахождение меди в них как в сульфидной, так и окисленной формах практически в равных количествах не позволяют проводить только флотационное обогащение,

поскольку это приведет к потере половины меди преимущественно в форме окисленных соединений с хвостами флотации.

6. Исследование кинетики выщелачивания окисленных минералов меди сульфатом аммония показало, что концентрация сульфата аммония в выщелачивающем растворе является наиболее значимым параметром. При избытке аммиачного реагента в растворе 40-60% от массы навески наблюдается переход 30-33% меди из отвальной руды в продуктивный раствор. Оптимальными параметрами процесса выщелачивания являются концентрация сульфата аммония в водной фазе – 133 г/дм^3 , время выщелачивания – 4-6 часов.

7. Установлены режимные параметры сульфатно-аммонийного выщелачивания отвальной руды. Тонина помола руды не оказывает влияния на показатели ее последующего выщелачивания сульфатом аммония и должна быть в пределах 85-87% класса менее $0,071 \text{ мм}$. Соотношения Ж:Т при выщелачивании должно составлять 3:1. Аэрация пульпы в процессе выщелачивания способствует повышению извлечения меди в раствор на 2%.

8. Подача выщелачивающего неокислительного реагента сульфата аммония на стадию мокрого измельчения смешанной руды перед флотацией в открытом цикле флотации обеспечила переход в жидкую фазу пульпы 29,57% меди с концентрацией меди в продуктивном растворе $1,09 \text{ г/дм}^3$ за счет преимущественного растворения окисленных медных минералов. Извлечении меди в черновой концентрат флотации с содержанием меди 2,35% составило 51,58, и, таким образом, извлечение меди в медные продукты в открытом схемном опыте достигало 81,15 %.

9. На основании схемных опытов в замкнутом цикле флотации с подачей сульфата аммония в процесс измельчения руды была разработана комбинированная технология переработки смешанных медных руд и определены ее параметры. Технология включает измельчение руды до 85% класса $-0,071 \text{ мм}$ с подачей в мельницу 400 г/дм^3 сульфата аммония для одновременного выщелачивания окисленных минералов меди. Сульфидная флотация измельченной руды при расходе ксантогената 80 г/т , вспенивателя 30 г/т , pH

среды 7,6 ед. обеспечивает получение первого медного продукта – кондиционного концентрата с содержанием меди 29,90% при извлечении 46,41%. Отфильтрованная от медного концентрата и хвостов жидкая фаза является вторым медным продуктом – медьсодержащим продуктивным раствором с концентрацией меди 0,92 г/дм³ при извлечении меди 37,76%. Суммарное извлечение меди в концентрат и продуктивный раствор по комбинированной схеме составило 84,17%.

10. Установлены параметры извлечения меди из продуктивного раствора и получения катодной меди. Извлечение меди из раствора выщелачивания производится сорбцией на ионите макропористой структуры Lewatit MonoPlus TP 209 XL, использование которого позволяет организовать процесс сорбции из пульпы (resin in pulp), тем самым повысить извлечение окисленной меди в товарный продукт и значительно упростить аппаратное оформление гидрометаллургического передела. Десорбция меди с насыщенного катионита производится обезмеженным до концентрации 30-35 г/дм³ электролитом, поступающем с электролиза меди, при скорости его пропускания 2 уд. об./ч. При электролизе насыщенного медного электролита получается катодная медь с содержанием меди 99,99%, отвечающая требованиям марки М00к.

ГЛАВА 4 ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ФЛОТАЦИОННО- ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД

4.1 Результаты опытно-промышленной апробации технологии

Для проверки и уточнения технологической схемы и прогнозируемых показателей переработки, с целью разработки практических решений по ее использованию осуществляется опытно-промышленная апробация технологии в условиях непрерывного и замкнутого по циркуляционным потокам процесса [42]. Полупромышленные испытания разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии проведены на пилотной установке Научно-исследовательского центра инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь» с полным воспроизводством технологической схемы на пробе смешанной руды с отвала Таскора. Схема проведения полупромышленных испытаний представлена на рисунке 4.1.

Измельчение проводилось на шаровых мельницах типа МШР 900×900 (рисунок 4.2). При запуске схемы процесса обогащения первоначальный расход сульфата аммония непосредственно в мельницу составил 40 % от массы перерабатываемой руды, что соответствовало установленной оптимальной концентрации сульфата аммония в жидкой фазе в процессе измельчения 400 г/дм³. Далее при замыкании схемы, на стадии возврата промпродуктов и растворов после сорбции, во все операции обогатительного цикла вместо воды была реализована подача оборотного раствора с операции сорбции, в котором необходимая концентрация сульфата аммония 133 г/дм³ поддерживалась путем добавления расчетного количества сухого сульфата аммония. Таким образом, за счет использования оборотных растворов безвозвратный расход сульфата аммония значительно снизился и составил 1,5 % от массы руды (восполнение потерь сульфата аммония в операциях).

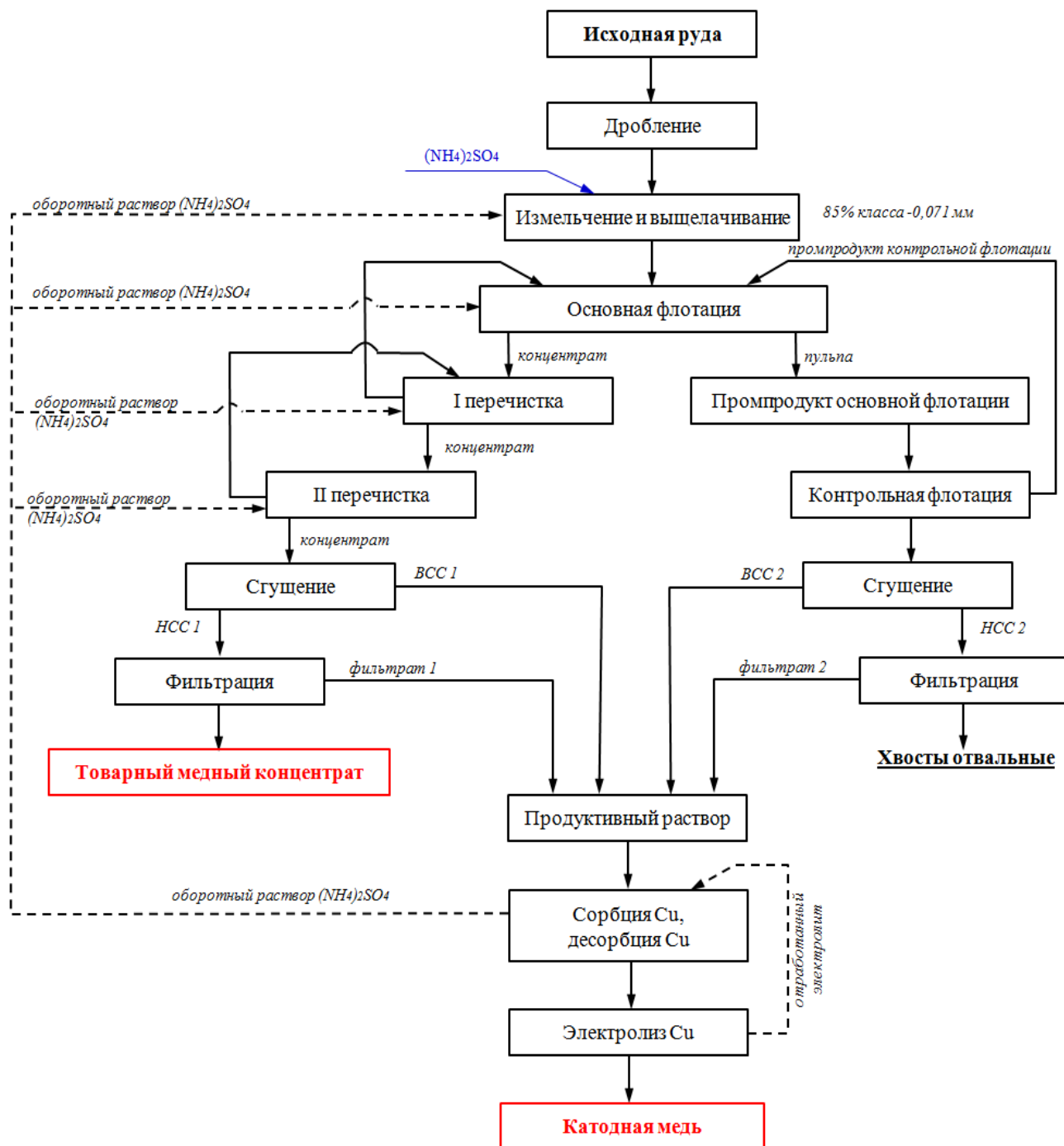


Рисунок 4.1 – Принципиальная схема проведения полупромышленных испытаний разработанной комбинированной технологии переработки смешанных руд отвала месторождения Тасгора



Рисунок 4.2 – Пилотная установка для полупромышленных испытаний

Измельченный материал поступал на основную флотацию во флотомашины механического типа объемом 200 дм^3 . В приемный карман флотомашин основной флотации подавались реагенты по режиму:

- ксантогенат натрия бутиловый (собиратель) – 60 г/т ;
- МИБК (вспениватель) – 35 г/т .

Камерный продукт основной флотации поступал на операцию контрольной флотации во флотомашину механического типа объемом 200 дм^3 . В приемный карман флотомашин контрольной флотации подавался по режиму собиратель ксантогенат натрия бутиловый с расходом 10 г/т . Пенный продукт контрольной флотации возвращался в голову предыдущей операции – на основную флотацию, а камерный продукт контрольной флотации являлся отвальным продуктом и направлялся в пластинчатый сгуститель с последующей фильтрацией на пресс-фильтре.

Пенный продукт основной флотации поступал на операцию 1 перечистной флотации во флотомашину механического типа объемом 25 дм^3 . Камерный продукт флотомашин 1 перечистки объединялся с пенным продуктом контрольной флотации и возвращался в голову основной флотации.

Пенный продукт 1 перечистки поступал во флотомашину механического типа объемом 12 дм^3 на операцию 2 перечистной флотации. Пенный продукт этой операции являлся готовым продуктом и направлялся в сгуститель с последующей

фильтрацией на пресс-филт্রে, а камерный продукт возвращался в операцию 1 перемешивающей флотации.

Сливы и фильтраты, отделяемые от конечных продуктов флотации в процессе обезвоживания, составляли продуктивный раствор сульфатно-аммонийного выщелачивания смешанной медной руды. Химический состав продуктивного раствора приведен в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Химический состав продуктивного раствора

ОН⁻	Сu²⁺	Fe²⁺	Fe³⁺	Zn²⁺	Ca²⁺	Na⁺	SO₄²⁻	Mg²⁺
моль/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³	г/дм ³
3*10 ⁻⁶	1,68	0,04	-	0,1	0,4	2,3	92,0	1,2

Переработка полученного слабощелочного аммиачного продуктивного раствора проводилась сорбцией на ионообменных смолах. В качестве сорбента использовался Lewatit MonoPlus TP 209 XL – макропористый ионит с хелатными группами иминодиуксусной кислоты, селективный к ионам меди. Схема переработки продуктивных растворов включает операции сорбции, десорбции и электролиза насыщенного электролита с получением катодной меди. Сорбция проводилась по способу «блуждающей» колонны на установке из трех сорбционных колонн объемом 7 дм³ каждая: одна колонна – на насыщение, вторая – на пропуск, третья – на десорбцию и регенерацию. Сорбционная установка представлена на рисунке 4.3.

Скорость подачи раствора на сорбцию составляла 2 уд. объема в час. Была достигнута емкость ионита по катионам меди 36,3 г/дм³ ионита. На сорбционной установке было переработано 6078,1 дм³ продуктивного раствора. Извлечение меди из продуктивного раствора на катионит составило 99,75%. Обезмеженный раствор после сорбции с концентрацией ионов меди не более 3 мг/дм³ возвращался в процесс измельчения и флотации после доукрепления сульфатом аммония до концентрация 133 г/дм³.



Рисунок 4.3 – Сорбционная установка для полупромышленных испытаний

Для приближения процесса десорбции к условиям промышленного применения десорбция проводилась сначала раствором серной кислоты с концентрацией 240 г/дм^3 для получения насыщенного электролита, пригодного для электролиза. После запуска процесса электролиза меди десорбция проводилась отработанным электролитом с целью его насыщения ионами меди и возврата в цикл электролиза. Медный электролит, средний химический состав которого представлен в таблице 4.2, подвергался электролизу в электролизной ванне объемом 7 дм^3 при плотности тока 300 А/м^2 для получения катодной меди.

Таблица 4.2 – Средний химический состав медного электролита

Компонент	Содержание, г/дм^3	Компонент	Содержание, г/дм^3
Cu	40,0	Pb	0,0025
Bi	не обнаружено	H_2SO_4	168,0
Se	не обнаружено	Sn	не обнаружено
Te	не обнаружено	Ni	0,068
Cr	не обнаружено	Fe	0,080
Mn	0,02	Si	не обнаружено
Sb	не обнаружено	Zn	0,35
Cd	не обнаружено	Co	0,0002
As	0,0001	Ag	не обнаружено
P	не обнаружено	Cl	0,057

Полученная при электролизе катодная медь по всем показателям соответствовала марке М00к по ГОСТ 859-2001.

В полупромышленных испытаниях при переработке 2499 кг руды были получены: кондиционный медный концентрат в количестве 41 кг с содержанием меди 29,31% и продуктивный раствор в объеме 6078,1 дм³ с концентрацией меди 1,68 г/дм³. При переработке продуктивного раствора было получено 10,2 кг катодной меди с содержанием 99,99 %. Основные балансовые результаты полупромышленных испытаний представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Результаты полупромышленных испытаний комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu	Ag
Медный концентрат	1,64	29,31	286,9	47,60	62,32
Хвосты флотации	98,36	0,12	2,89	12,04	37,68
Катодная медь	10,2 кг	99,99	0	40,36	0
Итого	100,0	0,96	10,0	100,0	100,0

По результатам полупромышленных испытаний был составлен товарный баланс металлов. Качественно-количественная схема переработки руды отвала месторождения Таскора приведена в Приложении 1, полный материальный баланс технологии переработки – в Приложении 2.

Проведенные опытно-промышленные испытания комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанной медной руды с отвала Таскора показали ее высокую технологическую эффективность. Было достигнуто высокое суммарное извлечение меди в целевые продукты – 87,96% [21].

4.2 Оценка технико-экономической эффективности технологических решений

При принятии решения о вовлечении в эксплуатацию того или иного минерального ресурса, реализации определенной технологии его переработки определяющим становится не только технологическая эффективность, но и,

главным образом, экономическая целесообразность такого проекта. Особенно это важно в отношении техногенных минеральных ресурсов, содержание ценных компонентов в которых, как правило, мало, технологии переработки сложны и малоосвоены, и экономическая эффективность переработки не очевидна. Поэтому рассчитанные технико-экономические показатели добычи и переработки техногенного минерального сырья по предлагаемой инновационной технологии позволяют лишь в первом приближении оценить экономическую привлекательность проекта.

Расчет технико-экономической эффективности разработанной комбинированной технологии переработки отвальных руд месторождения Таскора был произведен в соответствии с технологической схемой, приведенной в Приложении 1. Товарными продуктами являются медный концентрат с содержанием меди не менее 27,0 % для пирометаллургической переработки, а также медь катодная с содержанием меди 99,99%. При переработке медного концентрата на Балхашском медеплавильном заводе (БМЗ) сквозное расчетное извлечение меди из руды в катодную медь составит 85,9%; серебра в гранулы – 57,8%.

Себестоимость переработки рассчитана по переделам с учетом предварительных проектных решений.

а) Добыча и транспортировка руд с отвала

Для отработки смешанных руд месторождения Таскора, складированных в отвале вскрышных пород, принят вариант, включающий погрузку руды с отвала погрузчиком и транспортировку автосамосвалами до рудного склада карьера Таскора (1,2 км); далее – погрузку в думпкары погрузчиком и транспортировку по железнодорожным путям (166,8 км) до пункта разгрузки Жезказганской обогатительной фабрики №1, 2. На участке существующей железной дороги от рудного склада карьера Таскора до перегрузочной станции «Айбат» (17 км) требуется частичное восстановление верхнего строения пути протяженностью 4,5 км, что учтено в капитальных затратах.

Удельная себестоимость добычи и транспортировки руды приведена в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Удельная себестоимость отработки руды месторождения Таскора

Процесс-Статья затрат	Ед. изм.	Расценка, долл.	k*	Себестоимость отработки
Экскавация, транспортировка, отгрузка, содержание дорог	\$/м ³	3,86	1,15	4,44

*k=1,15 – коэффициент увеличения себестоимости на неучтенные расходы.

б) Флотационное обогащение руд

Удельная себестоимость флотационного обогащения смешанной медной руды месторождения Таскора принята по процессам кассового плана Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) на 2015 г. и приведена в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Удельная себестоимость флотационной переработки смешанной руды месторождения Таскора

№ п/п	Процесс – статья затрат	Ед. изм.	Уд. себестоимость в условиях ЖОФ
	Себестоимость переработки, в т.ч:	\$/т	6,29
1	Рудоподготовка	\$/т	3,51
	<i>в т.ч. дробление крупное</i>	\$/т	<i>0,42</i>
	<i>дробление среднее</i>	\$/т	<i>0,38</i>
	<i>дробление мелкое</i>	\$/т	<i>0,36</i>
	<i>измельчение</i>	\$/т	<i>2,35</i>
2	Флотация	\$/т	0,94
3	Сгущение, фильтрация	\$/т	0,39
4	Хвостовое хозяйство	\$/т	0,39
5	Прочие	\$/т	0,87
6	Фонд охраны окружающей среды (ФООС)	\$/т	0,18

в) Пирометаллургическая переработка концентрата

Удельные затраты на пирометаллургическую переработку медного концентрата на Балхашском медеплавильном заводе и в драгметальном цехе (ДМЦ) представлены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Удельные затраты на пирометаллургическую переработку сырья

№ п/п	Процесс – статья затрат	Ед. изм.	Стоимость переработки, долл.	Примечание
1	Переработка меди на БМЗ	\$/т Cu	746,90	БМЗ
2	Золото	\$/кг	1499,37	ДМЦ
3	Серебро	\$/кг	6,59	ДМЦ
4	Серная кислота (нат. вес)	\$/т	10,60	Сернокислотный цех БМЗ

Примечание: Удельные затраты предоставлены по данным ТОО «Казахмыс Смэлтинг».

г) Гидрометаллургия

Удельные затраты процессов гидрометаллургии по технологии переработки смешанных руд месторождения Таскора сведены в таблицу 4.7.

Таблица 4.7- Удельные затраты процессов гидрометаллургии по технологии переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора

№ п/п	Процесс-статья затрат	Ед. изм.	Стоимость переработки, долл.
1	Выщелачивание	\$/т	794,00
2	Сорбция, десорбция	\$/т	195,00
3	Электролиз	\$/т	348,00
Итого:		\$/т	1 337,00

Примечание: удельные затраты процессов гидрометаллургии рассчитаны согласно Технологическому регламенту [102].

д) Капитальные затраты

Для реализации проекта необходимы капитальные затраты. Капитальные затраты по технологии переработки смешанных отвальных руд сведены в таблицу 4.8. Они предусматривают только затраты на цех гидрометаллургии для переработки продуктивных растворов и на частичное восстановление верхнего строения пути протяженностью 4,5 км на участке от рудного склада карьера Таскора до перегрузочной станции «Айбат». Капитальные затраты на флотационную переработку руды не предусмотрены, поскольку она будет производиться на существующих производственных площадях Жезказганской обогатительной фабрики №1, 2, переработка медного концентрата – на Балхашском медеплавильном заводе.

Таблица 4.8- Капитальные затраты по технологии переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора

№ п/п	Передел	Ед. изм.	Стоимость переработки	Примечание
1	Цех гидрометаллургии	тыс. \$	4 724,00	
2	Восстановление верхнего строения ж/д пути	тыс. \$	1 058,00	L=4500 м
3	Непредвиденные затраты (30%)	тыс. \$	1 735,00	
Итого капитальные затраты:		тыс. \$	7 517,00	

Эффективность разработанной технологии переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора рассчитана по финансовой модели с учетом вышеуказанных данных. Результаты расчета сведены в таблицу 4.9.

Таблица 4.9 – Техничко-экономические показатели добычи и переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора по комбинированной технологии

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Норма	Всего:	На 1 т меди
1	Объем товарной руды	тыс. т		2014,567	
2	Объем добычи руды	тыс. т/год		357,000	
3	Срок отработки	лет		5,6	
4	Металл в руде				
	Cu	тыс. т	1,01%	20,303	
	Ag	кг	7,55	15210	
5	Сквозное извлечение				
	Cu	%	85,90		
	<i>в т.ч. пирометаллургия</i>	%	45,60		
	<i>в т.ч. гидрометаллургия</i>	%	40,20		
	Ag	%	57,80		
	<i>в т.ч. пирометаллургия</i>	%	57,80		
6	Готовая продукция				
	<i>катодная Cu</i>	тыс. т		17,437	
	<i>гранулы Ag</i>	кг		8 786	
	<i>серная кислота</i>	тыс. т		6.671	
7	Доход от реализации	тыс. \$		113 425	6 505
	<i>в т.ч. катодная Cu</i>	тыс. \$	6 196	108 037	6 196
	<i>попутная продукция</i>	тыс. \$		5 388	309
	<i>в т.ч. гранулы Ag</i>	тыс. \$	574	5 042	289
	<i>серная кислота</i>	тыс. \$	52	345	20
8	Производственные затраты	тыс. \$		52 693	3 022
	<i>в т.ч. добыча</i>	тыс. \$	4,44	3 508	201
	<i>ж.д. перевозка руды до ЖОФ</i>	тыс. \$	9,05	18 239	1 046
	<i>переработка на ЖОФ</i>	тыс. \$	6,29	12 672	727
	<i>ж.д. перевозка концентрата до БМЗ</i>	тыс. \$	9,16	303	17

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Норма	Всего:	На 1 т меди
	<i>пиromеталлургия</i>	тыс. \$	761	7 050	404
	<i>гидрометаллургия</i>	тыс. \$	1 337	10 922	626
9	НДПИ	тыс. \$		-	-
10	Коммерческие	тыс. \$	130	2 267	130
11	ОАР	тыс. \$		564	32
12	Полная себестоимость	тыс. \$		55 524	3 184
13	Полная себестоимость за вычетом дохода от попутной продукции	тыс. \$		50 136	2 875
14	Налогооблагаемая прибыль	тыс. \$		50 385	
15	КПН	тыс. \$	20%	10 077	578
16	Чистая прибыль	тыс. \$		47 824	2 743
17	Капитальные затраты	тыс. \$		7 517	
18	Чистый денежный поток	тыс. \$		40 308	
19	Чистая приведенная стоимость - NPV	тыс. \$	9,80%	27 866	
20	Внутренняя норма доходности - IRR	%		110,8	
21	Срок окупаемости - DPP	лет		1,0	

Примечания:

- Показатели извлечения по гидрометаллургии приняты на основании Технологического регламента ТОО «КазГидроМедь».
- В расчетах приняты минимальные реальные цены на ЛБМ по прогнозу PLC за март 2015 г.
- Цена реализации готовой продукции принята со скидками PLC: Cu=5,65% цены ЛБМ, Ag=0,25\$/тр.унцию.
- Цена реализации попутной продукции принята по данным Департамента маркетинга и продаж Корпорации «Казахмыс».
- Затраты рассчитаны без учета инфляции по годам.
- НДПИ рассчитан по ставке 0%, как по забалансовым рудам.
- Удельные коммерческие затраты (реализация готовой продукции) приняты на уровне 2015г.
- По рекомендации специалистов PLC общие административные расходы (ОАР) Жезказганцветмета (ЖЦМ) и Корпорации «Казахмыс» (КСС) не приняты в расчет, так как не зависят от предлагаемого проекта отработки руд месторождения Таскора.
- КПН рассчитан по ставке – 20%.
- Предусмотрен резерв на непредвиденные капитальные затраты в размере 30% от суммы капитальных затрат по каждому году вложения.
- Ставка дисконтирования 9,8%.

Оценочная полная себестоимость 1 т катодной меди составляет 2 875 \$.

Малый срок окупаемости затрат – в течении 1 года указывает на высокую экономическую эффективность разработанной технологии. Важно отметить, что оценочная денежная полная себестоимость рассчитана без амортизации, без учета

административных затрат управления корпорации «Казахмыс», за вычетом дохода от попутной продукции.

Переработка смешанных руд отвала месторождения Таскора по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии обеспечит:

- Чистую приведенную стоимость: $NPV = 27,866$ млн \$;
- Внутреннюю норму доходности: $IRR > 25\%$;
- Окупаемость капитальных вложений: $DPP = 1,0$ год.

Таким образом, выполненный технико-экономический расчет эффективности разработанной комбинированной технологии переработки забалансовых смешанных руд отвала месторождения Таскора показал, что проект является привлекательным, генерирует прибыль для окупаемости вложенных денежных средств в полном объеме.

Выводы по главе 4

1. Опытно-промышленные испытания разработанной комбинированной технологии, проведенные на представленной пробе смешанной руды с отвала Таскора на пилотной установке Научно-исследовательского центра инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь», полностью моделирующей процессы в производственных условиях, с соблюдением оптимальных параметров технологии, подтвердили достижения установленных в ходе технологических исследований показателей и характеристик технологии.
2. Разработанная и реализованная в процессе опытно-промышленных испытаний технологическая схема переработки смешанных медных руд включает: трехстадиальное дробление руды до крупности $-8+0$ мм; одностадийное измельчение до 85% класса $-0,071$ мм с использованием в качестве жидкой фазы оборотных растворов с концентрацией сульфата аммония $(NH_4)_2SO_4$ 133 г/дм³; основную флотацию с подачей 60 г/т бутилового ксантогената и 35 г/т вспенивателя МИБК при $pH=7,6$; две перечистки концентрата основной флотации; контрольную флотацию хвостов; сгущение и фильтрацию медного концентрата; сгущение и фильтрацию хвостов флотации; сорбцию меди из объединенного фильтрата на ионите Lewatit MonoPlus TP 209

XL; водную промывку насыщенного сорбента; доукрепление оборотного раствора сульфатом аммония до концентрации 133 г/дм^3 и направление его в измельчение и флотацию; десорбцию меди отработанным электролитом; электролиз меди из медного электролита при плотности тока 300 А/м^2 .

3. Опытнo-промышленные испытания комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанной медной руды с отвала Таскора показали ее высокую технологическую эффективность – суммарное извлечение меди в медный концентрат и катодную медь превысило 87%.

4. Произведенный расчет технико-экономических показателей добычи и переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора по комбинированной технологии подтвердил высокую финансовую привлекательность проекта – чистая приведенная стоимость составляет 27,866 млн \$ (в ценах 2015 г.); внутренняя норма доходности $> 25 \%$, окупаемость капитальных вложений 1 год.

5. Переработка отвала смешанных медных руд от разработки месторождения Таскора по разработанной комбинированной технологии позволит максимально полно использовать запасы меди, содержащиеся в техногенном минеральном образовании, увеличить сырьевую базу предприятия, ликвидировать поверхностное техногенное минеральное образование в виде отвала вскрышных пород, повысить трудовую занятость населения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, изложено научно обоснованное технологическое решение актуальной научно-практической задачи – разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технологии переработки труднообогатимых смешанных медных руд для вовлечения в эффективную промышленную эксплуатацию техногенного сырья из отвалов, что имеет важное значение как для развития сырьевой базы Жезказганского региона, так и для доработки техногенного медьсодержащего сырья России и Казахстана.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Теоретически обосновано и экспериментально подтверждено, что вовлечение в эффективную промышленную эксплуатацию труднообогатимых смешанных медных руд верхнего горизонта медного месторождения Таскора, заскладированных в отвале, возможно только по комбинированной технологии, включающей выщелачивание окисленных минералов медикомплексообразующим реагентом сульфатом аммония при подаче его в процесс измельчения руды, флотационное извлечение сульфидных минералов и гидрометаллургическую переработку продуктивных растворов выщелачивания, что определяется особенностями вещественного состава и технологических свойств руд.

2. Установлено, что по минеральному составу отвальная руда может быть отнесена к смешанному типу медных руд, поскольку медные минералы представлены в ней на 53% в сульфидной и на 47% в окисленной формах, что предопределило низкие показатели извлечения меди при флотационной переработке. Неблагоприятный состав породообразующих минералов, связанный с присутствием в значительных количествах карбонатов, а также высокое содержание мелких классов в исходной руде (свыше 68% класса менее 5 мм) обуславливают низкие перколяционные свойства руды и высокий расход кислоты при кучном сернокислотном выщелачивании ценных компонентов из техногенного сырья отвала на месте складирования.

3. Показано, что предварительная сульфидизация смешанной руды сернистым натрием с последующей совместной флотацией сульфидных и сульфидизированных окисленных минералов меди является малоэффективной. При расходе сернистого натрия 200 г/т и использовании дополнительного к бутиловому ксантогенату собирателя с гидроксаматной группой извлечение меди в концентрат составляло только 61,73%, что является неудовлетворительным.

4. Определены параметры сульфидной флотации смешанной медной руды: измельчение руды до 85% класса менее 0,071 мм, основная медная флотация с подачей собирателя бутилового ксантогената калия с расходом 60 г/т, вспенивателя МИБК с расходом 35 г/т, рН флотационной пульпы ~ 8 ед., две перечистки концентрата основной флотации и контрольная флотация хвостов. При этом получается кондиционный медный концентрат с содержанием меди 27-29% при извлечении меди 43-45%, в котором медь выше, чем на 93%, представлена сульфидными минералами и только на ~7% – окисленными.

5. Впервые предложено использование в качестве растворителя окисленных минералов меди в составе смешанной медной руды сульфата аммония при подаче его на стадию мокрого измельчения руды перед флотацией. Обоснован механизм двухстадиального сульфатно-аммонийного выщелачивания при совместном измельчении руды с сульфатом аммония, который заключается в механотермоактивации руды и реагента в процессе измельчения и образовании на первой стадии CuSO_4 и избытка одномолярного $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, а на второй стадии – водорастворимых тетрааминов Cu (II) с внешней анионной сферой в виде SO_4^{2-} , CO_3^{2-} , OH^- .

6. Установлены режимные параметры сульфатно-аммонийного выщелачивания отвальной руды с подачей выщелачивающего реагента сульфата аммония в процесс измельчения руды. Тонина помола руды не оказывает влияния на показатели ее последующего выщелачивания сульфатом аммония и должна быть в пределах 85-87% класса менее 0,071 мм, расход сульфата аммония составляет 40% от массы руды, концентрация сульфата аммония в жидкой фазе должна быть 133 г/дм³ при соотношения Ж:Т при выщелачивании 3:1.

7. Разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки смешанных медных руд, которая включает: дробление и измельчение руды до 87% класса менее 0,071 мм, сульфатно-аммонийное выщелачивание руды при использовании в качестве жидкой фазы в процессе измельчения оборотных растворов с концентрацией сульфата аммония 133 г/дм³; флотационное обогащение руды в режиме сульфидной флотации с подачей в основную флотацию 60 г/т бутилового ксантогената и 35 г/т вспенивателя МИБК при поддержании pH=7,6; отделение жидкой фазы пульпы от концентрата и хвостов флотации в качестве продуктивного медьсодержащего раствора сгущением и фильтрацией; сорбцию меди из объединенного фильтрата на ионите Lewatit MonoPlus TP 209 XL; водную промывку насыщенного сорбента; направление обезмеженного раствора в измельчение руды и во флотацию после доукрепления его сульфатом аммония до концентрации 133 г/дм³; десорбцию меди отработанным электролитом; электролиз меди из медного электролита с концентрацией меди 45-50 г/дм³ при плотности тока 300 А/м².

8. Опытнo-промышленные испытания новой технологии показали ее высокую технологическую эффективность. При переработке отвальной руды с содержанием меди 0,96% был получен кондиционный медный концентрат с содержанием меди 29,31% при извлечении меди 47,6% и катодная медь с содержанием 99,99 % при извлечении меди 40,36%. Суммарное извлечение меди в товарную продукцию составило таким образом 87,96%.

9. Проект добычи и переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора по комбинированной технологии характеризуется высокими технико-экономическими показателями – внутренняя норма доходности > 25 %, окупаемость капитальных вложений 1 год при чистой приведенной стоимости проекта 27,866 млн \$ (в ценах 2015 г.).

10. Реализация предложенной комбинированной технологии переработки отвала смешанных медных руд на примере отвала месторождения Таскора позволит максимально полно использовать запасы меди, содержащиеся в техногенных минеральных образованиях, увеличить сырьевую базу предприятий

за счет ранее не вовлекавшихся в переработку запасов, ликвидировать поверхностные техногенные минеральные образования в виде отвалов бедных руд, в зонах обрушения, в оставленных целиках, повысить трудовую занятость населения в регионе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов, А. А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов /А. А. Абрамов. – М.: Недра, 1986. – 302 с.
2. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов. В 3 т. / А. А. Абрамов. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2004. – Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.
3. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: учебное пособие для вузов. В 2 кн. / А. А. Абрамов. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2005. – Кн. 1. Том III. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. – 575 с.
4. Абрамов, А. А. О роли сульфидизатора при флотации окисленных минералов цветных металлов / А. А. Абрамов // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1969. – №5. – С. 7-13.
5. Абрамов, А. А. Оптимальные условия сульфидизации и флотации медных руд / А. А. Абрамов, С. Ф. Михайлова // Цветная металлургия. – 1978. – №12. – С.34-37.
6. Адамов, Э. В. Комбинированные технологии переработки руд цветных металлов / Э. В. Адамов, В. А. Бочаров, В. В. Панин, Д. Д. Воронин // Сборник материалов IV Конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: МИСиС, 2003. – Том 1. – С. 53-54.
7. Аксенов, А. В. Кучное выщелачивание меди из окисленных руд. Особенности процесса применительно к российским климатическим условиям / А. В. Аксёнов, А. А. Васильев, А. Г. Никитенко // Вестник ИрГТУ. – 2014. – №1 (84) – С.72-75.
8. Ашихмин, А. А. Геолого-экономические и организационные аспекты формирования программ развития горно-обогатительных комбинатов медной промышленности на основе внедрения гидрометаллургических технологий переработки руд и концентратов / А. А. Ашихмин, Т. А. Дмитриева // Горный

информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2006. – № 12. – С.341-348.

9. Бабич, И. Н. Селективная флотация сульфидных и окисленных минералов в комбинированной технологии переработки медных руд Удоканского месторождения / И. Н. Бабич, Э. В. Адамов // Сборник материалов V Конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: МИСиС, 2005. – Том IV. – С. 20-23.

10. Бейсембаев, Б. Б. Теория и практика кучного выщелачивания меди / Б. Б. Бейсембаев, А. М. Кунаев, Б. К. Кенжалиев. – Алматы: Гылым, 1998. – 285с.

11. Бричкин, В. Н. Практика и применение кучного выщелачивания для труднообогатимых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо / В. Н. Бричкин, Е. Е. Андреев, Ж. Дамдинжав, В. М. Сизяков, А. Я. Бодуэн // Обогащение руд. –2009. – № 5. – С. 3–5.

12. Букаева, А. Д. Производство цветных металлов в республике Казахстан // А. Д. Букаева // Теория и практика общественного развития. – 2012. – № 12. – С. 561-564.

13. Букетов, Е. А. Гидрохимическое окисление халькогенов и халькогенидов / Е. А. Букетов, М. З. Угорец. – Алма-Ата: Наука, 1975.

14. Ванюков, А. В. Комплексная переработка медного и никелевого сырья / А. В. Ванюков, Н. И. Уткин. – Челябинск: Metallurgy, 1988 – 432 с.

15. Вольдман, Г. М. Теория гидрометаллургических процессов: учеб. пособие для вузов / Г. М. Вольдман, А. Н. Зеликман. – М.: Интермет Инжиниринг, 2003. – 464 с.

16. Выщелачивание меди цианистыми растворами. Обзор пяти патентов // Экспресс-информация. Цветная металлургия. – 1967. – № 47. – С.3-12.

17. Галиев, С. Ж. Устойчивое развитие ГМК: проблемы и перспективы / С. Ж. Галиев, Л. И. Юсупова // Kazakhstan. – 2013. – № 3. – С. 76-80.

18. Гедгагов, Э. И. Очистка насыщенных ионитов от примесей методом фронтально-градиентного вытеснения в схемах извлечения цветных, редких и редкоземельных металлов / Э. И. Гедгагов, С. В. Захарьян, О. М. Синянская, Д. В. Захарьян // Химическая технология. – 2017. – Т. 18. – №11. – С. 504-514.

19. Глембоцкий, В. А. Флотация окисленных руд цветных металлов / В. А. Глембоцкий, Е. Ф. Анфимова. – М.: Недра, 1966. – 253 с.
20. Горлова, О. Е. Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической неокислотной технологии переработки отвалов забалансовых медных руд / О. Е. Горлова, И. В. Шадрюнова, О. М. Синянская // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №12. – С. 157-165.
21. Горлова, О. Е. Разработка и опытно-промышленные испытания комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных медных руд месторождения Таскора / О. Е. Горлова, А. Б. Юн, О. М. Синянская, Н. Л. Медяник // Цветные металлы. – 2018. – №12. – С.14-20.
22. Горно-металлургическая промышленность Республики Казахстан: итоги 2016 года и оперативные данные за 2017 год [Электронный ресурс] / АО «Рейтинговое Агентство РФЦА» 2016. Режим доступа: <http://rfcaratings.kz>.
23. Денисов, М. Э. Технология переработки медной руды Удоканского месторождения с предварительным серноокислотным выщелачиванием / М. Э. Денисов, Б. П. Руднев, Л. Н. Крылова, Ю. С. Кучмина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015.– №10. – С.100-104.
24. Джантуреева, Э. А. Недропользование: запасы, добыча, инвестиции / Э. А. Джантуреева // Kazakhstan the international business magazine. – 2015. – № 3. – С. 38–44.
25. Добыча и производство меди в Казахстане: обзор рынка [Электронный ресурс] / Информационное агентство REGNUM. Режим доступа: <https://regnum.ru/news/economy/2251139.html>.
26. Ермилов, В. В. Солянокислый метод переработки медно-свинцовых концентратов / В. В. Ермилов // Вестник АН КазССР. – Алма-Ата, 1976. – С. 53-59.
27. Жалгасулы, Н. Исследование выщелачиваемости медных руд Жезказганского месторождения / Н. Жалгасулы, А. В. Когут, А. А. Исмаилова //

Горные науки и технологии. – 2018. – №2. – С.14-20.

28. Загайнов, В. Г. Объективная необходимость конверсии технологии первичного обогащения минерального сырья / В. Г. Загайнов // Горный журнал Казахстана. – 2012. – №4. – С.48-52.

29. Захарьян, С. В. Исследование сорбционных методов извлечения рения из промывной кислоты и разработка технологии получения высокочистого перрената аммония: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Захарьян Семен Владимирович. – Москва, 2012. – 124 с.

30. Захарьян, С. В. Повышение экологической безопасности на предприятиях цветной металлургии за счет использования сорбционных процессов / С. В. Захарьян, Э. И. Гедгагов, А. Б. Юн // Экология и промышленность России. – 2018. – Т.22. – №1. – С.26-32.

31. Захарьян, С. В. Сорбционное извлечение меди на ионите Lewatit Monoplus TP-220 из растворов азотнокислого выщелачивания медного концентрата / С. В. Захарьян, Л. М. Каримова, С. С. Набойченко, Д. А. Рогожников // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2018. – Т. 22. – № 6. – С. 204–212.

32. Захарьян, С. В. Использование синтетических ионитов в технологических схемах гидрометаллургического извлечения меди / С. В. Захарьян, А. У. Серикбай, О. М. Синянская, А. М. Койшибаева, Д. В. Захарьян // «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование»: мат-лы междунар. науч.-практ. конф. – СПб: Изд-во СПбГТИ (ТУ), 2018. – С. 205-207.

33. Иванов, Б. С. Отечественные медно-цинковые колчеданные руды: проблемы переработки и технологические перспективы / Б. С. Иванов, А. Я. Бодуэн, Г. В. Петров // Обогащение руд. – 2014. – № 3.– С. 7 –13.

34. Инновационный патент на изобретение Республики Казахстан №25311. Способ комплексной переработки бедных забалансовых сульфидных руд и концентратов / Жумашев К. Ж., Каримова Л. М., Кайралапов Е. Т., Юн А. Б., Токбулатов Т. Е.; опубл. 20.12.2011. Бюл. №12.

35. Инновационный патент на изобретение Республики Казахстан №26230. Комбинированный способ извлечения меди из смешанных руд / Юн А. Б., Токбулатов Т. Е., Чен В. А., Терентьева И. В.; опубл. 15.10.2012. Бюл. №10.
36. Инновационный патент на изобретение Республики Казахстан №26469. Способ комплексной переработки бедных забалансовых руд / Юн А. Б., Токбулатов Т. Е., Чен В. А., Терентьева И. В.; опубл. 14.12.2012. Бюл. №12.
37. Исследование руд месторождений Жезказган, Жиланды и Таскора с целью определения режимных параметров кучного выщелачивания и последующей переработкой продуктивных растворов на заводе SX-EW производительностью 5000 тонн катодной меди в год: сводный отчет о НИР. Тема 6-15-06. – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2015. – 78 с.
38. Казахмыс подвел итоги производственной деятельности за 2017 год [Электронный ресурс] / Официальный сайт Корпорации Казахмыс. Режим доступа: <http://www.kazakhmys.kz/ru/news/id/120>.
39. Каренов, Р. С., Акыбаева, Г. С. Экономические условия и предпосылки устойчивого развития горно-металлургического комплекса Казахстана в прогнозируемой перспективе // Економічний вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут» – 2016. - №13. – С.100-108. Режим доступа: irbis-nbuv.gov.ua.
40. Кенжалиев, Б. К. Гидрометаллургический метод переработки упорного сырья - шаг в будущее металлургии / Б. К. Кенжалиев // Доклады НАН РК. Серия химическая. – 2009. – № 2. – С. 95-100.
41. Ключников, А. М. Исследование вещественного состава и разработка технологии гидрометаллургической переработки окисленной медной руды месторождения Кызылту [Электронный ресурс] / А. М. Ключников // Интернет-журнал «e-FORUM» 2017. – № 1 (сентябрь-декабрь). Режим доступа: <http://eforum-journal.ru/>.
42. Козин, В. З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие / В. З. Козин. – Екатеринбург, 2008. – 312 с.

43. Комбинированные и специальные методы обогащения бедных и труднообогатимых руд за рубежом / О. В. Денисова и др. – М.: Цветметинформация, 1978.
44. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов / С. И. Митрофанов, В. А. Мещанинова, А. В. Курочкина и др. – М.: Недра, 1984. – 215 с.
45. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения / под. ред. А. А. Жарменова. – Алматы: ТОО Полиграфсервис, 2008. – Т.5. – 426 с.
46. Концепция дальнейшей эффективной и безопасной отработки Жезказганского месторождения в сложившихся горнотехнических и геомеханических условиях (согласована с Комитетом ГГТН РК и утверждена Министерством промышленности и торговли РК) // Жезказган, Корпорация «Казахмыс», 2007 г.
47. Крылова, Л. Н. Режимы кучного бактериально-химического выщелачивания медной руды Удоканского месторождения / Л. Н. Крылова, Э. В. Адамов, Т. А. Пивоварова, Т. Ф. Кондратьева // Цветные металлы. – 2011. – № 7. – С. 16–20.
48. Крылова, Л. Н. Обоснование применения сернокислотной обработки в технологии переработки смешанной медной руды Удоканского месторождения / Л. Н. Крылова, Э. В. Адамов, В. В. Панин // Сборник материалов VIII Конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: МИСиС, 2011. – Том 1. – С. 86-90.
49. Кучное выщелачивание – эффективная технология в условиях дефицита ресурсов [Электронный ресурс] /Оксана Ширкина 19.01.2016. Режим доступа: <http://mining-info.ru/?p=1207>.
50. Кушакова. Л. Б. Выщелачивание отвалов Коунрадского рудника / Л. Б. Кушакова // Цветные металлы. – 2010. – №8. – С.31-33.
51. Кушакова, Л. Б. Техничко-экологические проблемы хранения и переработки забалансовых медных руд Казахстана / Л. Б. Кушакова, Н. В. Сизикова, О. Ю. Браилко // Рудник будущего. – 2011. – № 4 (8). – С.28-29.
52. Кушакова, Л. Б. Исследования, практическое состояние и перспективы применения гидрометаллургических технологий для переработки медных руд

месторождений Казахстана / Л. Б. Кушакова, Н. В. Сизикова // Цветная металлургия. – 2015. – №5. – С.13-18.

53. Лапшин, Д. А. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 1. Лабораторные исследования по определению основных технических решений / Д. А. Лапшин, М. Ф. Простакишин, В. Н. Золотарев, И. Н. Храмцова // Цветные металлы. – 2014. – №8. – С. 8-11.

54. Лапшин, Д. А. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 3. Полупромышленные испытания технологической схемы / Д. А. Лапшин, М. Ф. Простакишин, В. Н. Золотарев, А. Б. Воложанинов // Цветные металлы. – 2016. – №5. – С. 17-22.

55. Малышев, В. П. Адаптация вероятностной модели измельчения к работе шаровых барабанных мельниц / В. П. Малышев, А. Б. Юн, О. М. Синянская, Ю. С. Зубрина // Цветные металлы. – 2017. – №10. – С. 17-23.

56. Матвеев, Ю. Н. Технология металлургического производства цветных металлов (теория и практика) / Ю. Н. Матвеев, В. С. Стрижко. – М.: Металлургия, 1986. – 368 с.

57. Медведев, А. С. Выщелачивание и способы его интенсификации / А. С. Медведев. – М.: МИСиС, 2005. – 240 с.

58. Медведев, Б. А. Оптимизация сернокислотного выщелачивания меди из окисленных минералов сульфидно-окисленной медной руды / Б. А. Медведев, В. В. Панин, К. В. Киселев и др. // Цветные металлы. – 2002. – №5. – С.29-31.

59. Медведев, О. С. Методы переработки техногенных минеральных образований на предприятиях ТОО «Корпорация Казахмыс» и пути их совершенствования / О. С. Медведев, Е. А. Оспанов, А. А. Шахалов, Н. А. Оспанов // «Инновации в комплексной переработке минерального сырья»: мат-лы междунар. науч.-практ. конф. Абишевские чтения 2016. – Алматы, 2016 г. – С. 28-31.

60. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды. – Москва, 2007. – 39 с.

61. Митрофанов, С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. – М.: Недра, 1974. – 352 с.
62. Муканов, Д. Металлургия Казахстана: состояние, инновационный потенциал, тренд развития / Д. Муканов. – Алматы: РГП «НЦ КПМС РК», 2005. – 290 с.
63. Набойченко, С. С. Гидрометаллургия меди / С. С. Набойченко, В. И. Смирнов. – М.: Metallurgy, 1974 – 272 с.
64. Набойченко, С. С. Автоклавное серноокислотное высокотемпературное выщелачивание медных штейнов / С. С. Набойченко, У. А. Эргашев // Цветные металлы. – 1992. – № 7. – С. 12-16.
65. Набойченко, С. С. Закономерности гидрохимического окисления сульфидных минералов в сернокислых средах при низкотемпературных режимах (<380 К) / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Комплексное использование минерального сырья. – 2004. – № 6. – С. 48-55.
66. Набойченко, С. С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С. С. Набойченко, Я. М. Шнеерсон, М. И. Калашникова, Л. В. Чугаев. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ – УПИ, 2008. – Т.1. – 376 с.
67. О реализации Инициативы прозрачности деятельности добывающих отраслей в Республике Казахстан за 2016 год: 12-й Национальный отчет [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://eiti.geology.gov.kz/images/stories/ipdo2/national_reports2016/the-12st-national-report.pdf.
68. Панин, В. В. Комбинированная схема переработки медных руд Удоканского месторождения / В. В. Панин, Д. Ю. Воронин, Л. Н. Крылова / «Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья»: мат-лы междунар. совещ. Плаксинские чтения 2002. – Чита, 2002. – С. 23–27.
69. Патент 2173726 RU. Способ переработки сульфидных медных руд и/или концентратов / Андреев А. В.; опубл. 20.09.01. Бюл. № 26.
70. Патент 2265068 RU. Способ переработки упорного минерального сырья, содержащего металлы / Карабасов Ю. С., Лужков Ю. М., Панин В. В. и др.;

опубл. 27.11.05. Бюл. №33.

71. Патент 2339713 RU. Способ экстракции меди из сернокислых растворов /Воронин Д. Ю., Панин В. В., Крылова Л. Н.; опубл. 27.11.2008.

72. Патент 2418872 RU. Способ переработки смешанных медных руд / Назимова М. И., Травников В. Н., Травникова О. Н., Крылова Л. Н., Адамов Э. В.; опубл. 20.05.2011.

73. Патент 2604279 RU. Способ переработки сульфидно-окисленных медных руд с извлечением меди и серебра / Зверев А. В., Баскаев П. М., Лапшин Д. А., Золотарев В. Н., Простакишин М. Ф.; опубл. 10.12. 2016.

74. Петров, Г. В. Исследование аммиачного автоклавного выщелачивания некондиционного медного концентрата, содержащего серебро и рений / Г. В. Петров, А. Я. Бодуэн, Б. С. Иванов, М. А. Серебряков // Цветные металлы. – 2016. – №10. –С.23–28.

75. По данным встречаются: как модернизируется горное дело под влиянием Индустрии 4.0 [Электронный ресурс].// Евразийский горнопромышленный информационно-аналитический портал Режим доступа: <http://minexforum.com/po-dannym-vstrechayut-kak-moderniziruetsya-gornoe-delo-pod-vliyanie-industrii-4-0/>.

76. Полькин, С. И Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов / С. И. Полькин, Э. В. Адамов, В. В. Панин. – М.: Недра, 1982. – 288 с.

77. Проведение лабораторных исследований по разработке комбинированной технологии переработки смешанных, трудно флотируемых медных руд Жезказгана, включающей флотационное обогащение и последующее агитационное выщелачивание хвостов сульфидной флотации: отчёт о НИР. Тема – 6-10-22. – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2010. – 49 с.

78. Проведение исследований и испытаний на опытно-промышленной установке ВНИИцветмета разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанных руд месторождения Таскора: отчет о НИР. Тема 6-11-47. – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2011. – 56 с.

79. Промышленность Казахстана и его регионов. Статистический сборник / Комитет статистики Министерства национальной экономики Республики Казахстан. – Астана, 2017. – 162 с.
80. Рабочий проект «Отработка месторождения «Таскора» Жаман-Айбатского рудного поля». Том 3, книга 1. – Жезказган, 2007. – 70 с.
81. Ракишев, Б. Р. Минерально-сырьевая база цветных, редких и редкоземельных металлов Казахстана / Б. М. Ракишев, А. А. Антоненко // Цветные металлы. – 2010. – № 4. – С. 13 – 16.
82. Ракишев, Б. Р. Горнодобывающая промышленность в свете форсированного индустриально-инновационного развития республики Казахстан // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) . – 2012. – № S1. – С.404-415.
83. Ракишев, Б. Р. Реструктуризация продукции горно-металлургического комплекса Казахстана / Б. Р. Ракишев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 12. – С. 293–305.
84. Результаты деятельности Kaz Minerals за первое полугодие 2018 года [Электронный ресурс] / Официальный сайт Kaz Minerals. Режим доступа: <https://www.kazminerals.com/ru/>.
85. Риман, В. Ионнообменная хроматография в аналитической химии / В. Риман, Г. Уолтон. пер. с англ. – М.: Изд-во «Мир», 1973. – 375 с.
86. Рыльникова, М. В. Кучное выщелачивание окисленной медной руды в условиях ОАО БМСК / М. В. Рыльникова, И. В. Шадрунова, А. В. Сизиков // Горная промышленность. – 2001. – № 3. – С. 55-57.
87. Рыльникова, М. В. Второе дыхание Жезказгана / М. В. Рыльникова, А. Б. Юн, И. В. Терентьева // Горная промышленность. – 2015. – №3. – С. 32-34.
88. Рыльникова, М. В. Перспективы и стратегия освоения Жезказганского месторождения / М. В. Рыльникова, А. Б. Юн, И. В. Терентьева // Горный журнал. – 2015. – №5.– С.44-49.

89. Рыльникова, М. В. Об утилизации отходов горного и обоганительного производств на Жезказганском месторождении / М. В. Рыльникова, А. Б. Юн, И. В. Терентьева // Маркшейдерский вестник. – №6. – 2015. – С.13-16.
90. Серебряков, М. А. Разработка гидрометаллургической технологии переработки некондиционных медных концентратов обогащения медистых песчаников: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Серебряков Максим Александрович. – СПб, 2018. – 131 с.
91. Синянская, О. М. Исследование возможности переработки смешанных медных руд с использованием гидрометаллургических методов в обогательном цикле на примере месторождения «Таскора» / О. М. Синянская, А. М. Койшибаева, С. В. Захарьян, А. У. Серикбай // «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование»: мат-лы науч.-практ. конф. – СПб: Изд-во СПбГТИ (ТУ), 2018. – С. 56-59.
92. Синявер, Б. В. Гидрометаллургия меди (зарубежный опыт) / Б. В. Синявер, А. А. Цейдлер.– М.: Цветметинформация, 1971. – 112 с.
93. Смирнов, С. С. Зона окисления сульфидных месторождений / С. С. Смирнов. – М.: Изд-во АН СССР, 1951. – 335 с.
94. Снурников, А. П. Изучение химизма и кинетики взаимодействия сульфидов цветных металлов с серной кислотой / А. П. Снурников, В. Ф. Ларин, Е. И. Крылов // Известия вузов. Цветная металлургия.– 1969. – №5. – С.26-27.
95. Солоденко, А. А. Исследования аммиачного автоклавного выщелачивания применительно к некондиционным медным концентратам Жезказганского месторождения / А. А. Солоденко, В. В. Васильев, А. Б. Солоденко, М. А. Серебряков // Устойчивое развитие горных территорий. – 2018. – №2. – С. 266-276.
96. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / Под ред. О. С. Богданова, Ю.Ф. Ненарокова (2-е изд.). – М.: Недра, 1984. – 358 с.
97. Справочник химика: Том 2. Основные свойства неорганических и органических соединений. Часть 2 / Б. Н. Никольский, В. А. Рабинович. – М.: Книга по Требованию, 2013. – 628 с.

98. Старцев, И. В. Институту ВНИИцветмет – 65. Есть чем гордиться / И. В. Старцев, В. А. Шумский, Л. Б. Кушакова // Деловая слава России. Межотраслевой альманах. – 2015. – №.50. – С.46-48.
99. Терентьева, И. В. Обоснование параметров комплексного освоения запасов законсервированного Жезказганского хвостохранилища: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22, 25.00.21 / Терентьева Ирина Владимировна. – Магнитогорск, 2016. – 200 с.
100. Техника и технология обогащения медных руд за рубежом / И. С. Томова, В. В. Зверев, Л. М. Данильченко и др. – М.: Цветметинформация, 1971.
101. Техногенное минеральное сырье рудных месторождения Казахстана: справочник / под ред. А. А. Абдулина, Х. А. Беспяева и др. – Алматы: Комитет геологии и охраны недр Министерства экологии и природных ресурсов, 2009. – 122 с.
102. Технологический регламент на технологию переработки руд отвала месторождения Таскора. Караганда: ТОО «КазГидроМедь», 2015. – 59 с.
103. Ужкенов, Б. С. Техногенные минеральные образования предприятий горного производства, возможности их использования и геолого-экономическая характеристика (Техногенные месторождения полезных ископаемых) / Б. С. Ужкенов, С. К. Каюпов. – Алматы, 2005. – 103 с.
104. Украинцев, И. В. Бедное, некондиционное и техногенное сырье как перспективный источник получения меди / И. В. Украинцев, В. С. Трубилов, А. С. Клепиков // Цветные металлы. – 2016. – №10. – С. 36-42.
105. Фатьянов, А. В. Флотация окисленных медных руд Удоканского месторождения / А. В. Фатьянов, Г. А. Юргенсон, С. А. Щеглова // Горный журнал. – 2013. – № 5. – С. 101-104.
106. Халезов, Б. Д. Кинетика растворения азурита и малахита в водных растворах серной кислоты / Б. Д. Халезов, М. А. Каковский, О. Б. Крушкол, В. И. Киселева // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1979. – №4. – С.29-32.
107. Халезов, Б. Д. Кучное выщелачивание отвалов горных пород медных рудников как способ обезвреживания экологически опасных объектов / Б. Д.

- Халезов, В. А. Неживых, А. Ю. Тверяков // Известия вузов. Горный журнал. – 1997.– №11-12.– С.198-206.
108. Халезов, Б. Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд / Б. Д. Халезов. – Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. – 332 с.
109. Химическое и бактериальное выщелачивание медно-никелевых руд / Э. А. Головкин, А. К. Розенталь и др. – Ленинград: Наука, 1978. – 199 с.
110. Химия элементов: в 2-х томах / Н. Гринвуд, А. Эрншо; пер. с англ. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2008. – Т.2. – 670 с.
111. Цеховой, П. А. Некоторые особенности экстракционных процессов / П. А. Цеховой, А. И. Якунин, С. В. Захарьян, В. С. Музгина, И. А. Якунин // Горный журнал Казахстана. – 2015. – 2011. – № 11. – С. 31-33.
112. Цогтхангай, Д. Исследование азотнокислой переработки медных концентратов / Д. Цогтхангай, С. С. Набойченко, С. В. Мамяченков //«Перспективы развития технологий переработки углеводородных и минеральных ресурсов»: мат-лы всеросс. науч.-практ. конф. – Иркутск, 2011. – С. 21-22.
113. Чантурия, В. А. О механизме действия карбамида при сернокислотном выщелачивании окисленных медных руд / В. А. Чантурия, И. В. Шадрунова, Н. Н. Старостина // Цветные металлы. – 2002. – №3. – С.11-17.
114. Чижилов, Д. М. Хлорный метод переработки полиметаллических руд / Д. М. Чижилов. – М., 1936. – 72 с.
115. Шадрунова, И. В. Теоретическое и экспериментальное обоснование низкотемпературных процессов выщелачивания некондиционных медьсодержащих гересурсов: дис.... док-ра техн. наук.:25.00.13 /Шадрунова Ирина Владимировна. – Москва, 2003. – 289 с.
116. Юн, А. Б. Исследования по извлечению меди из смешанных руд месторождения Таскора / А. Б. Юн, С. В. Захарьян, В. А. Чен, Л. М. Каримова, И. В. Терентьева // Научно-технический вестник Поволжья. – 2014. – №6. – С.377-381.
117. Юн, А. Б. Разработка и обоснование параметров горнотехнической системы комплексного освоения Жезказганского месторождения в условиях восполнения

выбывающих мощностей рудников: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.21, 25.00.22 / Юн Александр Борисович. – М., 2016. – 333 с.

118. Юн, А. Б. Вовлечение техногенной сырьевой базы горнопромышленного региона в рамках стратегии комплексного экологически сбалансированного освоения Жезказганского месторождения / А. Б. Юн, И. В. Терентьева // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сб. трудов II междунар. научной школы акад. К.Н. Трубецкого / под ред. акад. К.Н. Трубецкого. – М.: ИПКОН РАН, 2016. – С.288-291.

119. Юн, А. Б. Комплексная переработка смешанной медной руды месторождения «Таскора» / А. Б. Юн, С. В. Захарьян, Л. М. Каримова, О. М. Синянская, И. В. Терентьева, А. У. Серикбай // «Инновации в комплексной переработке минерального сырья»: мат-лы междунар. науч.-практ. конф. Абишевские чтения - 2016. – Алматы, 2016. – С.577-580.

120. Юн, А. Б. Исследования по переработке смешанных медных руд с использованием флотационно-гидрометаллургической технологии / А. Б. Юн, О. М. Синянская, Л. М. Каримова, И. В. Терентьева // Научно-технический вестник Поволжья. – 2018. – №6. – С.67-73.

121. Юн, А. Б. Особенности вещественного состава и технологических свойств, определяющие обогатимость отвала месторождения Таскора / А. Б. Юн, И. В. Шадрунова, О. М. Синянская, О. Е. Горлова, А. М. Койшибаева // «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: мат-лы междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2018. – С. 21-26.

122. Юн, А. Б. Разработка технологии переработки отвала медного месторождения Таскора / А. Б. Юн, И. В. Шадрунова, О. М. Синянская, О. Е. Горлова, А. М. Койшибаева // «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: мат-лы междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2018. – С. 27-32.

123. Юн, А. Б. Обоснование параметров комбинированной технологии переработки смешанных медных руд из отвалов / А. Б. Юн, О. М. Синянская, О. Е. Горлова // Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу / под ред. В. Н. Калмыкова, М. В. Рыльниковой //

Материалы докладов междунар. конф., г. Магнитогорск, 2019: Сб. тез. – Магнитогорск: МГТУ, 2019. – С. 160-161.

124. Якубов, Н. М. Мировой рынок меди: состояние и перспективы развития / Н. М. Якубов // Маркетинг в России и за рубежом. – 2015. – № 4 (108). – С. 123-129.

125. Ammonia Leaching: A New Approach of Copper Industry in Hydrometallurgical Processes / Vahid Radmehr, Seyed Mohammad Javad Koleini, Mohammad Reza Khalesi, Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi // J. Inst. Eng. India Ser. D (October 2013–March 2014). – Vol. 94(2). – pp. 95–104.

126. Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore / A. A. Baba, M. K. Ghosh, S. R. Pradhan, D. S. Rao, A. Baral, F. A. Adekola // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. – 2014. – Vol. 24. – pp. 1587–1595.

127. Chmielewski, T., Wodka, J., Iwachow, Ł. Ammonia pressure leaching for Lubin shale middlings // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2009. – Vol. 43. – pp. 5–20.

128. Fuentes, G., Vinals, J., Herreros, O. Hydrothermal purification and enrichment of Chilean copper concentrates. Part 2: The behavior of the bulk concentrates // Hydrometallurgy. – 2009. – Vol. 95. – Issues 1–2. – pp. 113–120.

129. Gerloch, M. The sense of Jahn-Teller distortions in octahedral copper (II) and other transition metal complexes // Inorg. Chem. – 1981, 20. – pp. 638-640.

130. Ghorbani, Y., Franzidis, J.-P., Petersen, J. Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A Review / Y. Ghorbani, // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2016. – Vol. 37.– Issue 2. – pp. 73-119.

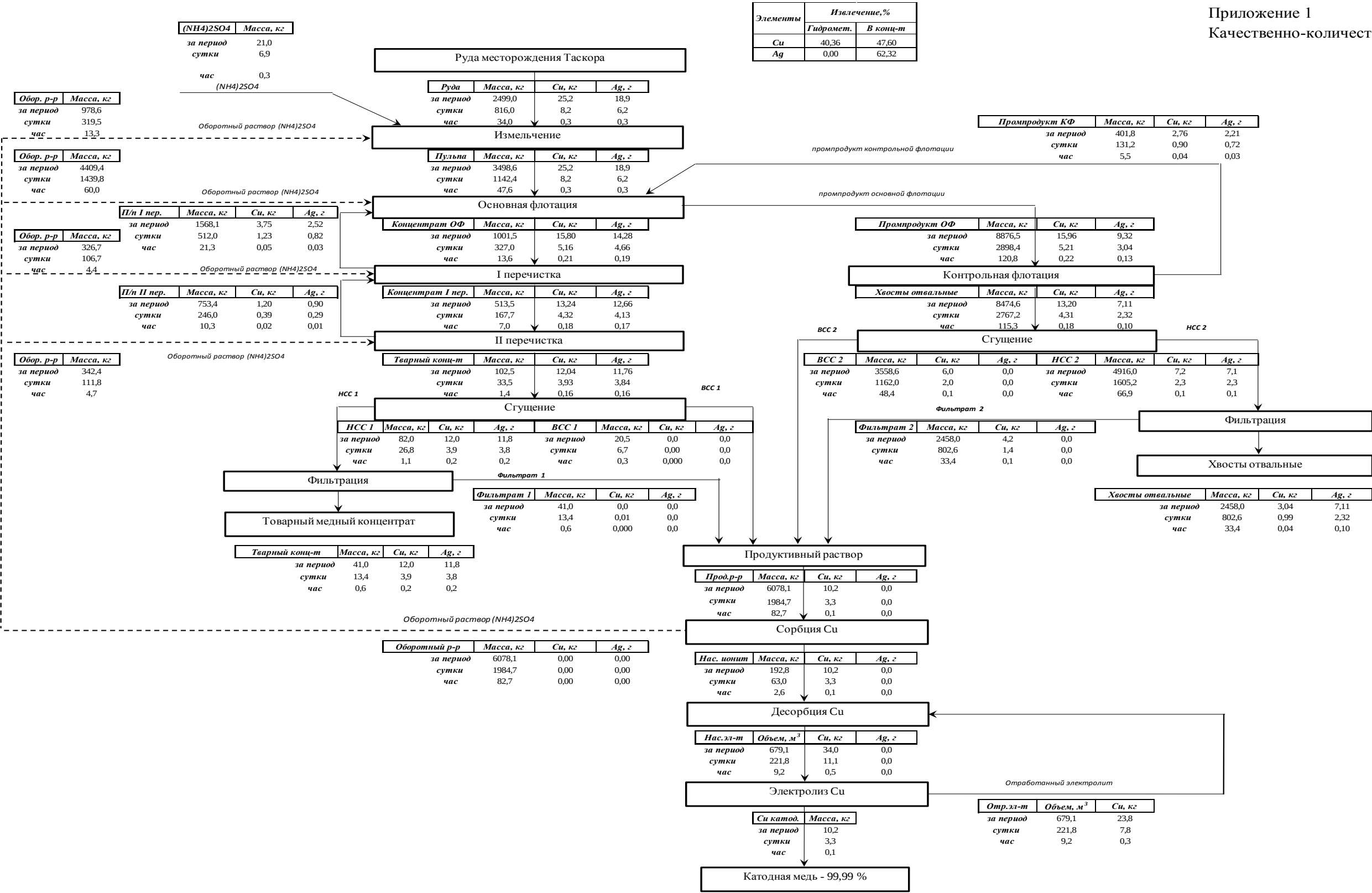
131. Investigation of Leaching Kinetics of Copper from Malachite Ore in Ammonium Nitrate Solutions / A. Ekmekyapar, E. Aktaş, A. Künkül & N. Demirkiran // Metallurgical and Materials Transactions B. August 2012. – Vol. 43.– Issue 4. – pp. 764–772.

132. Jang, H. J., Wadsworth, M. E. Kinetics of hydrothermal enrichment of chalcopyrite // Environmental Geochemistry of Sulfide Oxidation. ACS Symposium Series. – 1994. – Vol. 550. – Chapter 4.– pp. 45–58.

133. Jergensen, G. V. Copper Leaching, Solvent Extraction, and Electrowinning Technology // Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME), Littleton, 1999. – 296 p.
134. Kordosky, G. A. Copper recovery using leach/solvent extraction/electrowinning technology: Forty years of innovation, 2.2 million tonnes of copper annually // The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. – November 2002. 102(8). – pp. 445-450.
135. Koyama, K., Tanaka, M., Lee, J. Copper leaching behavior from waste printed circuit board in ammoniacal alkaline solution // Materials Transactions. – 2006. – Vol. 47. – №7. – pp.1798–1792.
136. Leaching of low-grade copper ores: A case study for «Kraku Bugaresku-Cementacija» deposits (Eastern Serbia) / Grozdanka D. Bogdanović, Velizar D. Stanković, Maja S. Trumić, Dejan V. Antić, Milan Ž. Trumić // Journal of Mining and Metallurgy. – 2016. – 52 A (1). – pp. 45 – 56.
137. Morales, A., Sierra D., Hevia, J. H. // Proc. of the 5-th Intern. Conf. «Copper 2003-Cobre 2003» (Santiago, Chile, 30 November – 3 December 2003). Book 1: Hydrometallurgy of Copper / P. A. Riveros, D. Dixon, D. B. Dreisinger and J. Menacho, eds. – 2003. – 271 p.
138. Nagaraj, D. R. Potential-controlled flotation and depression of copper sulfides and oxides using hydrosulfide in non-xanthate system / Can. Met. Quart. – 1991. – №2. – P.79-86.
139. Ochrowicz, K., Jeziorek, M., Wejman, K. Copper(II) extraction from ammonia leach solution // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2014. – Vol. 50. – №1. – pp. 327–335.
140. Petersen, J. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores – A brief overview // Hydrometallurgy. –2016. – Vol. 165. – Part 1. – pp. 206-212.
141. Reaction kinetics of malachite in ammonium carbamate solution / Ying-Bo Mao, Jiu-Shuai Deng, Shu-Ming Wen, Jian-Jun Fang // Chemical Papers. September 2015. – Vol. 69. – Issue 9. –pp 1187–1192.

142. Reznichenko, A., Kushakova, L. Development of Heap Leaching Technology for Oxide Copper Ores in Kazakhstan // Sustainable Industrial Processing Summit SIPS 2017. – Montreal (Canada): FLOGEN Star Outreach, 2017. – Vol. 4.– pp. 182-183.
143. Robert, W. Bartlett Metal extraction from ores by heap leaching // Metallurgical and Materials Transactions B . – 1997. – Vol. 28. – Issue4.– pp. 529–545.
144. Rotuska, K., Chmielewski, T. Growing role of solvent extraction in copper ores processing // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2008. – Vol. 42. – pp. 29-36.
145. Schlesinger, M. Extractive Metallurgy of Copper / M. Schlesinger, M. King, K. Sole, W. Davenport. Fifth Edition. Elsevier, 2011. – 481 p.
146. Shayestehfar, M. R., Nasab, S. K., Mohammadalizadeh, H. Mineralogy, petrology, and chemistry studies to evaluate oxide copper ores for heap leaching in Sarcheshmeh copper mine, Kerman, Iran // Journal of Hazardous Materials. – 2008. Vol. 154. – Issues 1-3. – pp. 602–612.
147. Sinclair, L., Thompson, J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects // Hydrometallurgy. – 2015. – Vol. 157. – pp. 306–324.
148. Stanczyk, Martin H., Rampacek C. Oxidation leaching of copper sulfides in acidic pulps at elevated temperatures and pressures // Report of Investigations RI 6193, U.S. Bureau of Mines. –1963. – 15 p.
149. Thomas, K. G. Pressure oxidation overview // Developments in Mineral Processing, 2005. – pp. 346–369.
150. The compressed tetragonal CuF_6^{4-} – complex in KAlCuF_6 : An angular overlap treatment of the electronic structure and magnetic exchange coupling / M. Atanasov, M. A. Hitchman, R. Hoppe, K. S. Murray, B. Moubaraki, D. Reinen and H. Stratemeier // Inorg. Chem. –1993, 32. – pp. 3397-3401.
151. Wu, A. Study on preferential flow in dump leaching of low-grade ores / A. Wu, S. Yin, B. Yang, J. Wang, G. Qiu // Hydrometallurgy. –2007. – Vol. 87. pp. 124–132.

Приложение 1
Качественно-количественная схема.



Приложение Б

Материальный баланс технологии переработки
руды отвала месторождения Таскора

Статья баланса		Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
				Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Измельчение										
Поступило:										
Руда	за период	2499		25,24	18,87	100	100	1,01	7,55	100
	в сутки	816,0		8,2	6,2					
	в час	34,0		0,3	0,3					
Оборотный раствор (NH4)2SO4	за период	978,6		0	0	0	0	0	0	39,16
	в сутки	319,5		0	0					
	в час	13,3		0	0					
Сульфат аммония	за период	21,0		0	0	0	0	0	0	0,84
	в сутки	6,9		0	0					
	в час	0,3		0	0					
Итого:										
	за период	3498,6		25,2	18,9					
	в сутки	1142,4		8,2	6,2					
	в час	47,6		0,3	0,3					
Получено:										
Пульпа измельченной руды	за период	3498,6		25,2	18,9	100	100	0,72	5,39	140
	в сутки	1142,4		8,2	6,2					
	в час	47,6		0,3	0,3					
Итого:										
	за период	3498,6		25,2	18,9					
	в сутки	1142,4		8,2	6,2					
	в час	47,6		0,3	0,3					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
Основная флотация											
Поступило:											
Пульпа измельченной руды		за период	3498,6		25,2	18,9	100	100	0,72	5,39	100
		в сутки	1142,4		8,2	6,2					
		в час	47,6		0,3	0,3					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2499,0		15,1	18,9	59,64	100	0,60	7,55	100
		в сутки	816,0		4,9	6,2					
		в час	34,0		0,2	0,3					
	Жидкая фаза	за период	999,6	999,6	10,2	0,0	40,36	0	10,19	0,00	100
		в сутки	326,4	326,4	3,3	0,0					
		в час	13,6	13,6	0,1	0,0					
Промпродукт I перечистки		за период	1568,1		3,8	2,5	14,88	13,35	0,24	1,61	
		в сутки	512,0		1,2	0,8					
		в час	21,3		0,1	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	245,2		2,6	2,5	10,20	13,35	1,05	10,28	9,81
		в сутки	80,0		0,8	0,8					
		в час	3,3		0,0	0,0					
	Жидкая фаза	за период	1323,0	1323,0	1,2	0,0	4,68	0,0	0,89	0	100
		в сутки	432,0	432,0	0,4	0,0					
		в час	18,0	18,0	0,0	0,0					
Промпродукт контрольной флотации		за период	401,8		2,8	2,2	10,95	11,69	0,69	5,49	
		в сутки	131,2		0,9	0,7					
		в час	5,5		0,0	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	100,5		2,3	2,2	8,93	11,69	2,24	21,96	4,02
		в сутки	32,8		0,7	0,7					
		в час	1,4		0,0	0,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Жидкая фаза	за период	301,4	301,4	0,5	0,0	2,02	0,00	1,69	0,00	100,00
		в сутки	98,4	98,4	0,2	0,0					
		в час	4,1	4,1	0,0	0,0					
Оборотный раствор (NH4)2SO4		за период	4409,4		0	0	0	0	0	0	0
		в сутки	1439,8		0	0					
		в час	60,0		0	0					
Итого:											
		за период	9877,9		31,8	23,6	125,82	125,05	0,32	2,39	113,83
		в сутки	3225,5		10,4	7,7					
		в час	134,4		0,4	0,3					
Получено:											
Концентрат основной флотации		за период	1001,5		15,8	14,3	62,59	75,67	1,58	14,26	
		в сутки	327,0		5,2	4,66					
		в час	13,6		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	286,1		14,6	14,3	57,80	75,67	5,10	49,90	11,45
		в сутки	93,4		4,8	4,7					
		в час	3,9		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	715,3	715,3	1,2	0,0	4,79	0	1,69	0,00	100
		в сутки	233,6	233,6	0,4	0,0					
		в час	9,7	9,7	0,0	0,0					
Промпродукт основной флотации		за период	8876,5		16,0	9,3	63,24	49,37	0,18	1,05	102,38
		в сутки	2898,4		5,2	3,0					
		в час	120,8		0,2	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2558,5		5,3	9,3	20,97	49,37	0,21	3,64	102,38
		в сутки	835,4		1,7	3,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Жидкая фаза	в час	34,8		0,1	0,1					
		за период	6318,0	6318,0	10,7	0,0	42,27	0,00	1,69	0,00	0,00
		в сутки	2063,0	2063,0	3,5	0,0					
		в час	86,0	86,0	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	9877,9		31,8	23,6	125,82	125,05	0,32	2,39	113,83
		в сутки	3225,5		10,4	7,7					
		в час	134,4		0,4	0,3					
I перечистка											
Поступило:											
Концентрат основной флотации		за период	1001,5		15,8	14,3	62,59	75,67	1,58	14,26	0,00
		в сутки	327,0		5,2	4,7					
		в час	13,6		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	286,1		14,6	14,3	57,80	75,67	5,10	49,90	11,45
		в сутки	93,4		4,8	4,7					
		в час	3,9		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	715,3	715,3	1,2	0,0	4,79	0,00	1,69	0,00	100,00
		в сутки	233,6	233,6	0,4	0,0					
		в час	9,7	9,7	0,0	0,0					
Промпродукт II перечистки		за период	753,4		1,2	0,9	4,75	4,78	0,16		
		в сутки	246,0		0,4	0,3					
		в час	10,3		0,0	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	130,2		0,9	0,9	3,65	4,78	0,71	6,93	5,21
		в сутки	42,5		0,3	0,3					
		в час	1,8		0,0	0,0					
		Жидкая	за период	623,3	623,3	0,3	0,0	1,10	0,00	0,45	0,00

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	фаза	в сутки	203,5	203,5	0,1	0,0					
		в час	8,5	8,5	0,00	0,0					
Оборотный раствор (NH4)2SO4		за период	326,7	326,7	0,0	0,0	0	0	0	0	
		в сутки	106,7	106,7	0,0	0,0					
		в час	4,4	4,4	0,0	0,0					
Итого:											
		за период	2081,7		17,0	15,2	67,34	80,45	0,82	7,29	
		в сутки	679,7		5,5	5,0					
		в час	28,3		0,2	0,2					
Получено:											
Концентрат I перечистки		за период	513,5		13,2	12,7	52,46	67,10	2,58	24,65	
		в сутки	167,7		4,3	4,1					
		в час	7,0		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	171,2		12,9	12,7	51,25	67,10	7,56	73,96	6,85
		в сутки	55,9		4,2	4,1					
		в час	2,3		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	342,4	342,4	0,3	0,0	1,21	0,0	0,89	0,00	100
		в сутки	111,8	111,8	0,1	0,0					
		в час	4,7	4,7	0,00	0,0					
Промпродукт I перечистки		за период	1568,1		3,8	2,5	14,88	13,35	0,24	1,61	
		в сутки	512,0		1,2	0,8					
		в час	21,3		0,1	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	245,2		2,6	2,5	10,20	13,35	1,05	10,28	9,81
		в сутки	80,0		0,8	0,8					
		в час	3,3		0,0	0,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
Пульпа товарного концентрата		за период	102,5		12,0	11,8	47,71	62,32	11,75	114,76	
		в сутки	33,5		3,9	3,8					
		в час	1,4		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	41,0		12,0	11,8	47,60	62,32	29,31	286,90	1,64
		в сутки	13,4		3,9	3,8					
		в час	0,6		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	61,5	61,5	0,0	0,0	0,11	0	0,45	0,00	100
		в сутки	20,1	20,1	0,0	0,0					
		в час	0,8	0,8	0,00	0,0					
Промпродукт II перечистки		за период	753,4		1,2	0,9	4,75	4,78	0,16	1,20	
		в сутки	246,0		0,4	0,3					
		в час	10,3		0,0	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	130,2		0,9	0,9	3,65	4,78	0,71	6,93	5,21
		в сутки	42,5		0,3	0,3					
		в час	1,8		0,0	0,0					
	Жидкая фаза	за период	623,3	623,3	0,3	0,0	1,10	0,00	0,45	0,0	100
		в сутки	203,5	203,5	0,1	0,0					
		в час	8,5	8,5	0,0	0,0					
Итого:											
		за период	855,9		13,2	12,65982					
		в сутки	279,5		4,3	4,1					
		в час	11,6		0,2	0,2					
Контрольная флотация											
Поступило:											
Промпродукт основной флотации		за период	8876,5		16,0	9,3	63,24	49,37	0,18	1,05	
		в сутки	2898,4		5,2	3,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
		в час	120,8		0,2	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2558,5		5,3	9,3	20,97	49,37	0,21	3,64	102,38
		в сутки	835,4		1,7	3,0					
		в час	34,8		0,1	0,1					
		в час	34,8		0,1	0,1					
	Жидкая фаза	за период	6318,0	6318,0	10,7	0,0	42,27	0,00	1,69	0,00	
		в сутки	2063,0	2063,0	3,5	0,0					
		в час	86,0	86,0	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	8876,5		5,3	9,3					102,38
		в сутки	2898,4		5,2	3,0					
		в час	120,8		0,2	0,1					
Получено:											
Промпродукт контрольной флотации		за период	401,8		2,8	2,2	10,95	11,69	0,69	5,49	
		в сутки	131,2		0,9	0,7					
		в час	5,5		0,0	0,0					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	100,5		2,3	2,2	8,93	11,69	2,24	21,96	4,02
		в сутки	32,8		0,7	0,7					
		в час	1,4		0,0	0,0					
	Жидкая фаза	за период	301,4	301,4	0,5	0,0	2,02	0	1,69	0,00	100
		в сутки	98,4	98,4	0,2	0,0					
		в час	4,1	4,1	0,0	0,0					
	Пульпа отвалных хвостов		за период	8474,6		13,2	7,1	52,29	37,68	0,16	0,84
в сутки			2767,2		4,3	2,3					
в час			115,3		0,2	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,89	98,36
		в сутки	802,6		1,0	2,3					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	Жидкая фаза	в час	33,4		0,0	0,1	40,25	0,00	1,69	0,00	100,00
		за период	6016,6	6016,6	10,2	0,0					
		в сутки	1964,6	1964,6	3,3	0,0					
		в час	81,9	81,9	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	8876,5		16,0	2,2	63,24	49,37			102,38
		в сутки	2898,4		5,2	0,7					
		в час	120,8		0,2	0,0					
Сгущение пульпы товарного концентрата											
Поступило:											
Пульпа товарного концентрата		за период	102,5		12,0	11,8	47,71	62,32	11,75	114,76	0
		в сутки	33,5		3,9	3,8					
		в час	1,4		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	41,0		12,0	11,8	47,6	62,32	29,31	286,90	1,64
		в сутки	13,4		3,9	3,8					
		в час	0,6		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	61,5	61,5	0,0	0,0	0,11	0,0	0,45	0	100
		в сутки	20,1	20,1	0,0	0,0					
		в час	0,8	0,8	0,00	0,0					
Итого:											
		за период	223,2		12,0	11,8	47,71	62,32			0
		в сутки	33,5		3,9	3,8					
		в час	1,4		0,2	0,2					
Получено:											
ВСС 1		за период	20,5	20,5	0,0	0,0	0,04	0,00	0,45	0,0	0,0

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
		в сутки	6,7	6,7	0,00	0,0					
		в час	0,3	0,3	0,000	0,0					
НСС 1		за период	82,0	0,0	12,0	11,8	47,67	62,32	14,68	143,45	100,00
		в сутки	26,8	0,0	3,9	3,8					
		в час	1,1	0,0	0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	41,0	0,0	12,0	11,8	47,60	62,32	29,31	286,90	1,64
		в сутки	13,4	0,0	3,9	3,8					
		в час	0,6	0,0	0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	41,0	41,0	0,0	0,0	0,07	0,0	0,45	0,0	0,0
		в сутки	13,4	13,4	0,0	0,0					
		в час	0,6	0,6	0,00	0,0					
Итого:											
		за период	102,5		12,0	11,8	47,71	62,32			100
		в сутки	33,5		3,9	3,8					
		в час	1,4		0,2	0,2					
Фильтрация нижнего слива сгустителя товарного концентрата											
Поступило:											
НСС 1		за период	82,0		12,0	11,8	47,67	62,32	14,7	143,5	100
		в сутки	26,8		3,9	3,8					
		в час	1,1		0,2	0,2					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	41,0		12,0	11,8	47,6	62,32	29,31	286,9	1,64
		в сутки	13,4		3,9	3,8					
		в час	0,6		0,2	0,2					
	Жидкая фаза	за период	41,0	41,0	0,0	0,0	0,07	0	0,45	0	0
		в сутки	13,4	13,4	0,0	0,0					
		в час	0,6	0,6	0,0	0,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Итого:											
		за период	82,0		12,0	11,8	47,67	62,32			
		в сутки	26,8		3,9	3,8					
		в час	1,1		0,2	0,2					
Получено:											
Товарный концентрат		за период	41,0		12,0	11,8	47,60	62,32	29,31	286,90	1,64
		в сутки	13,4		3,9	3,8					
		в час	0,6		0,2	0,2					
Фильтрат 1		за период	41,0	41,0	0,0	0,0	0,07	0,0	0,45	0,0	0,0
		в сутки	13,4	13,4	0,01	0,0					
		в час	0,6	0,6	0,000	0,0					
Итого:											
		за период	82,0		12,0	11,8	47,67	62,32			
		в сутки	26,8		3,9	3,8					
		в час	1,1		0,2	0,2					
Сгушение пульпы отвальных хвостов											
Поступило:											
Пульпа отвальных хвостов		за период	8474,6		13,2	7,1	52,29	37,68	0,16	0,84	
		в сутки	2767,2		4,3	2,3					
		в час	115,3		0,2	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,89	98,36
		в сутки	802,6		1,0	2,3					
		в час	33,4		0,0	0,1					
	Жидкая фаза	за период	6016,6	6016,6	10,2	0,0	40,25	0,00	1,69	0,00	100
		в сутки	1964,6	1964,6	3,3	0,0					

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
		в час	81,9	81,9	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	8475,7		13,4	7,3	52,29	37,68			0
		в сутки	2767,2		4,3	2,3					
		в час	115,3		0,2	0,1					
Получено:											
ВСС 2		за период	3558,6	3558,6	6,0	0,0	23,81	0,00	1,69	0,00	41,99
		в сутки	1162,0	1162,0	2,0	0,0					
		в час	48,4	48,4	0,1	0,0					
НСС 2		за период	4916,0		7,2	7,1	28,48	37,68	0,15	1,45	58,01
		в сутки	1605,2		2,3	2,3					
		в час	66,9		0,1	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,89	98,36
		в сутки	802,6		1,0	2,3					
		в час	33,4		0,0	0,1					
	Жидкая фаза	за период	2458,0	2458,0	4,2	0,0	16,44	0,00	1,69	0,00	0,00
		в сутки	802,6	802,6	1,4	0,0					
		в час	33,4	33,4	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	8474,6		13,2	7,1	52,29	37,68			100
		в сутки	2767,2		4,3	2,3					
		в час	115,3		0,2	0,1					
Фильтрация нижнего слива сгустителя отвальных хвостов											
Поступило:											
НСС 2		за период	4916,0		7,2	7,1	28,48	37,68	0,15	1,45	98,36

Статья баланса			Масса, кг	Объем, дм³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
					Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
		в сутки	1605,2		2,3	2,3					
		в час	66,9		0,1	0,1					
в т.ч.	Твердая фаза	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,89	98,36
		в сутки	802,6		1,0	2,3					
		в час	33,4		0,0	0,1					
	Жидкая фаза	за период	2458,0	2458,0	4,2	0,0	16,44	0,0	1,69	0,0	0,00
		в сутки	802,6	802,6	1,4	0,0					
		в час	33,4	33,4	0,1	0,0					
	Итого:										
		за период	4916,0		7,2	7,2	28,48	37,68	0,15	1,45	98,36
		в сутки	1605,2		2,3	2,3					
		в час	66,9		0,1	0,1					
Получено:											
Хвосты отвальные		за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,89	98,36
		в сутки	802,6		1,0	2,3					
		в час	33,4		0,0	0,1					
Фильтрат 2		за период	2458,0	2458,0	4,2	0,0	16,44	0,0	1,69	0,00	
		в сутки	802,6	802,6	1,4	0,0					
		в час	33,4	33,4	0,1	0,0					
Итого:											
		за период	4916,0		7,2	7,1	28,48	37,68			
		в сутки	1605,2		2,3	2,3					
		в час	66,9		0,1	0,1					
Промывка отвальных хвостов											

Статья баланса		Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
				Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Поступило:										
Хвосты отвальные	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,9	98,36
	в сутки	802,6		1,0	2,3					
	в час	33,4		0,0	0,1					
Оборотный раствор (NH4)2SO4	за период	6078,1	6078,1	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
	в сутки	1984,7	1984,7	0	0					
	в час	82,7	82,7	0	0					
Итого:										
	за период	8536,1	6078,1	3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,9	98,36
	в сутки	2787,3	1984,7	1,0	2,3					
	в час	116,1	82,7	0,0	0,1					
Получено:										
Хвосты отвальные	за период	2458,0		3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,9	98,36
	в сутки	802,6		1,0	2,3					
	в час	33,4		0,0	0,1					
Оборотный раствор (NH4)2SO4	за период	6078,1	6078,1	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
	в сутки	1984,7	1984,7	0	0					
	в час	82,7	82,7	0	0					
Итого:										
	за период	8536,1	6078,1	3,0	7,1	12,04	37,68	0,12	2,9	98,36
	в сутки	2787,3	1984,7	1,0	2,3					
	в час	116,1	82,7	0,0	0,1					
Сорбция меди из продуктивного раствора										
Поступило:								кг/м3	г/м3	

Статья баланса		Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
				Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ВСС 1	за период	20,5	20,5	0,0	0,0	0,04		0,45	0,00	
	в сутки	6,7	6,7	0,003	0,0					
	в час	0,3	0,3	0,000	0,0					
Фильтрат 1	за период	41,0	41,0	0,018	0,0	0,07		0,45	0,00	
	в сутки	13,4	13,4	0,006	0,0					
	в час	0,6	0,6	0,000	0,0					
ВСС 2	за период	3558,6	3558,6	6,0	0,0	23,81		1,69	0,00	
	в сутки	1162,0	1162,0	2,0	0,0					
	в час	48,4	48,4	0,1	0,0					
Фильтрат 2	за период	2458,0	2458,0	4,2	0,0	16,44		1,69	0,00	
	в сутки	802,6	802,6	1,4	0,0					
	в час	33,4	33,4	0,1	0,0					
Продуктивный раствор	за период	6078,1	6078,1	10,2	0,0	40,36		1,68	2,89	
	в сутки	1984,7	1984,7	3,3	0,0					
	в час	82,7	82,7	0,1	0,0					
Ионит на сорбцию меди	за период	182,7	281,0	0,0						
	в сутки	59,6	91,8	0,0						
	в час	2,5	3,8	0,0						
Итого:										
	за период	6260,8	6359,1	10,2	0,0	40,36		1,68	0,00	
	в сутки	2044,3	2076,4	3,3	0,0					
	в час	85,2	86,5	0,1	0,0					
Получено:										
Насыщенный ионит	за период	192,8	281,0	10,2	0,0	100,0		36,3	0,0	
	в сутки	63,0	91,8	3,3	0,0					
	в час	2,6	3,8	0,1	0,0					
Оборотный раствор (NH4)2SO4	за период	6078,1	6078,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
	в сутки	1984,7	1984,7	0,0	0,0					

Статья баланса		Масса, кг	Объем, дм³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
				Cu, кг	Ag, г	Cu	Ag	Cu, % (тв.), г/дм3 (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм3 (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	в час	82,7	82,7	0,0	0,0					
Итого:										
	за период	6270,9		0,0	0,0					
	в сутки	2047,7		0,0	0,0					
	в час	85,3		0,0	0,0					
Десорбция меди отработанным электролитом										
Поступило:										
Насыщенный ионит	за период	192,8	281,0	10,2	0,0			36,3	0,0	
	в сутки	63,0	91,8	3,3	0,0					
	в час	2,6	3,8	0,1	0,0					
Отработанный электролит	за период	747,03	679,12	23,8	0,0			35,0		
	в сутки	243,93	221,75	7,8	0,0					
	в час	10,16	9,24	0,3	0,0					
Получено:										
Насыщенный электролит	за период	757,22	679,12	34,0	0,0			50,0		
	в сутки	247,26	221,75	11,1	0,0					
	в час	10,30	9,24	0,5	0,0					
Ионит на сорбцию меди	за период	182,7	281,0	0,0	0,0					
	в сутки	59,6	91,8	0,0	0,0					
	в час	2,5	3,8	0,0	0,0					
Электролиз меди										
Поступило:										
Насыщенный электролит	за период	757,2	679,1	34,0	0,0			50,0		
	в сутки	247,3	221,8	11,1	0,0					
	в час	10,3	9,2	0,5	0,0					
Получено:										

Статья баланса		Масса, кг	Объем, дм ³	Количество		Извлечение, %		Содержание		Выход, %
				Сu, кг	Ag, г	Сu	Ag	Сu, % (тв.), г/дм ³ (ж.)	Ag, г/т (тв.), мг/дм ³ (ж.)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Отработанный электролит	за период	747,0	679,1	23,8	0,0			35,0		
	в сутки	243,9	221,8	7,8	0,0					
	в час	10,2	9,2	0,3	0,0					
Катодная медь	за период	10,2		10,2		100,0				
	в сутки	3,3		3,3						
	в час	0,1		0,1						

	в раствор	в концентрат
Извлечение Сu	40,36	47,60
Извлечение Ag	0,00	62,32

УТВЕРЖДАЮ:

Директор ТОО «КазГидроМедь»

Юн А.Б.

2015 года



АКТ

о проведении полупромышленных испытаний комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения «Таскора» Жезказганского региона.

В мае 2015 года на Опытно-промышленном участке Научно-исследовательского центра инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь» (г. Караганда) были проведены балансовые испытания комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения «Таскора» Жезказганского региона.

Для проведения испытаний технологии использовалась руда отвала месторождения «Таскора», химический состав которой представлен в таблице 1.

Таблица 1. – Химический состав руды отвала месторождения «Таскора»

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Медь	0,96	Железо	2,23
Свинец	0,003	Серебро, г/т	10,0
Молибден, г/т	17	Сера	6,22
Кадмий	<0,002	Алюминий	1,57
SiO ₂	42,70	Стронций	0,053
Кальций	14,46	Марганец	0,212
Титан	0,192	Мышьяк	0,007
Хром	0,009	Кобальт	0
Барий	0,09	Цинк	0,016

В таблице 2 приведены результаты фазового анализа соединений меди.

Таблица 2. – Результаты фазового анализа соединений меди

Медь общая	Сульфаты		Карбонаты		Оксиды, силикаты		Вторичные сульфиды		Халькопирит	
	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
0,96	<0,2	–	0,35	35,0	0,12	12,0	0,47	47,0	–0,2	6,0

В ходе проведения пилотных испытаний были воспроизведены следующие технологические процессы:

1. Мокрое измельчение исходной руды до 85 % содержания класса крупности -0,071 мм с подачей выщелачивающего агента (раствора сульфата аммония) до концентрации 133 г/дм³ и дальнейшим поддержанием этой концентрации в оборотных растворах после сорбции меди;
2. Операции основной и контрольной флотации меди;
3. Две перечистки концентрата основной флотации;
4. Сгущение и фильтрация концентрата второй перечистки и хвостов отвалных с получением продуктивного раствора;
5. Сорбционное извлечение меди в каскаде сорбционных колонн с неподвижным слоем сорбента с последующей десорбцией меди отработанным электролитом и электроосаждением меди в электролизных ваннах с нерастворимым анодом в замкнутом цикле.

В результате испытаний были получены показатели, приведенные в таблице 3.

Таблица 3. – Результаты балансовых пилотных испытаний комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu	Ag
Медный концентрат	1,64	29,31	286,9	47,60	62,32
Хвосты отвалных	98,36	0,12	2,89	12,04	37,68
Катодная медь	10,2 кг	99,99	0	40,36	0
Итого	100,0	0,96	10,0	100,0	100,0

Качественные показатели полученной катодной меди, приведены в таблице 4.

Таблица 4. – Химический анализ катодной меди, %

Cu	Ag	Pb	Fe	Si	Sn	Ni	Zn	Co	As
99,99	0,001	0,0002	0,0004	0,0002	<0,0001	<0,0002	0,0003	<0,00006	<0,0001
Sb	Cr	Mn	Cd	P	Bi	Se	Te	S	Σ
<0,0001	<0,00006	<0,00005	<0,00006	<0,00015	<0,00006	<0,00010	<0,00006	0,0012	29,3 г/т

Катодная медь соответствует марке М00к.

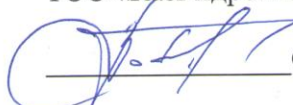
Извлечение целевых компонентов из чернового концентрата в товарную продукцию составило:

- меди – 87,96 %;
- серебра – 62,32 %.

Данные, полученные в результате проведенных балансовых испытаний, рекомендуется использовать в расчете материального баланса распределения основных целевых компонентов (меди, серебра) по продуктам технологии при составлении технологического регламента на проектирование цеха по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки отвальных смешанных медных руд месторождения «Таскора» Жезказганского региона.

Руководители работ:

Заведующий ИЛ НИЦИТ
ТОО «КазГидроМедь», к.т.н.

 С.В. Захарьян

Начальник ОПУ НИЦИТ
ТОО «КазГидроМедь»

 Р.Р. Дюсембин

Исполнители:

Специалист по обогащению руд
ТОО «КазГидроМедь»

 О. М. Синянская

Инженер-исследователь ИЛ НИЦИТ
ТОО «КазГидроМедь»

 А. М. Койшибаева