

УДК 669.054.8:669.053.4

**КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ
СМЕШАННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
ФЛОТАЦИОННЫХ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ**

О. Е. Горлова, Н. Л. Медяник, О. А. Мишурина, Э. Р. Муллина

*Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова,
E-mail: medyanikmagnitka@mail.ru, ул. Ленина, 38, 455000, г. Магнитогорск, Россия*

Изучены условия извлечения сульфидов рудной минерализации с применением комплекса методов флотации, выщелачивания окисленных минералов меди в условиях измельчения руды с некислотным комплексообразующим реагентом — сернокислым аммонием, сорбционно-электролитического извлечения меди из продуктивных высокоминерализованных медьсодержащих растворов. Представлен анализ результатов термодинамической функции состояния продуктов, полученных после взаимодействия основных минералов меди с продуктами гидролизных растворов сернокислого аммония. Предложен механизм сульфатно-аммонийного выщелачивания окисленных минералов меди при суммарных механотермоактивирующих воздействиях. Выполнены экспериментальные исследования по разработке комплексной технологии переработки некондиционных смешанных медных руд из отвалов путем сочетания химических и электрохимических методов, а также по переработке смешанной медной руды с применением комплексной флотационно-гидрометаллургической технологии.

Смешанная медная руда, комплексная технология, флотация, выщелачивание, сульфат аммония, параметры процесса

DOI: 10.15372/FTPRPI20210513

В настоящее время минерально-сырьевая база медных руд представлена труднообогатимым, некондиционным и низкокачественным сырьем. Отсюда возникает необходимость освоения более сложного по компонентному составу и труднообогатимого сырья, в том числе и смешанных сульфидных руд [1].

Отличительная особенность компонентного состава труднообогатимых смешанных медных руд — присутствие меди в сульфидных, сульфатных и других водорастворимых минеральных формах в разных количественных соотношениях. Переработка окисленных минералов цветных металлов из данного типа руды вследствие больших технологических трудностей весьма актуальна, так как традиционные технологии обогащения медной руды не дают необходимую рентабельность освоения данных месторождений [2, 3]. Вместе с тем значительные объемы такого вида руды на большинстве меднорудных месторождений, зачастую отнесенных к некондиционному сырью, складываются в отвалах и не вовлекаются в технологическую переработку.

На сегодняшний день объемы забалансовых руд в отвалах, окисленных и смешанных руд в зонах окисления, в недрах и накопленных на поверхности техногенных образований на крупных месторождениях России и Казахстана оцениваются в ~ 2.5 млрд т с запасами меди и цинка свыше 30 млн т [2, 4]. Они являются значимыми потенциальными ресурсами для восполнения минерально-сырьевой базы меднорудной отрасли, что указывает на необходимость их минералого-технологической оценки с целью дальнейшей селективной переработки и создания новых конкурентоспособных эффективных технологий, позволяющих снизить затраты на производство медной продукции без снижения качества.

Тонкая структура анализируемых медных руд, значительная их каолинизация и серитизация вмещающих пород, большое содержание охристо-глинистых шламов и других растворимых минералов обуславливают определенные сложности при переработке и обогащении руд данного типа. Сложный и нестабильный минеральный состав анализируемой медной руды, а также породообразующих минералов, включенных в состав отвалов, их различная флотационная способность и растворимость в используемых растворителях предопределили разработку специальных комбинированных технологических схем и режимов флотационного обогащения смешанных медных руд [1–4].

Актуальные технологии флотационного обогащения неупорных окисленных и смешанных богатых руд, содержащих 4–5 % меди, предусматривают этапы раздельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди либо совместную флотацию сульфидных и окисленных минералов меди в присутствии сульфидизатора при депрессии сульфидов железа известью [5–7]. Допустимы также реагентные режимы флотации с применением в качестве собирателей оксигидрильных соединений, в случае если порода содержит силикатные минералы, или сульфгидрильных собирателей после предварительного восстановления поверхности окисленных минералов до металлической меди, когда минералы меди в основном представлены связанной медью [1, 7, 8].

Практические геотехнологические методы и комбинированные технологии флотационно-гидрометаллургической переработки окисленных и смешанных медных руд традиционно строятся на сернокислотном выщелачивании с последующей цементацией или экстракцией, реже применяются процессы сорбционной переработки технологических растворов выщелачивания и электроэкстракционного получения катодной меди [1–5, 9]. Для бедного медьсодержащего сырья на практике чаще всего используется кучное или отвальное сернокислотное выщелачивание [5–10].

Технологическая возможность и экономическая обоснованность выщелачивания бедного медьсодержащего сырья определяется многими факторами [6]. Только при благоприятном сочетании геологических, горно-технических, инженерно-геологических, экологических и технологических факторов переработка некондиционной руды кучным сернокислым выщелачиванием обеспечит приемлемые технико-экономические показатели и экологическую безопасность. Следовательно, не только характер рудной минерализации и степень окисленности минералов меди, но и минералогический состав рудовмещающих пород, степень их инертности к выщелачивающему раствору определяют критерии пригодности отвалов забалансового медного сырья для отработки кучным выщелачиванием. В ряде случаев при высоком содержании карбонатов кальция (до 20 % и более) и легкорастворимых оксидов, силикатов железа и алюминия, охристых и глинистых минералов выщелачивание растворами серной кислоты характеризуется значительными расходами растворителя (до 50 т и более кислоты на 1 т меди) при одновременном образовании побочных нерастворимых продуктов, что обуславливает снижение фактора эколого-

гической небезопасности [3, 9, 11]. Поиск альтернативных неокислотных растворителей и принципиально новых способов выщелачивания руд с различной степенью окисленности медных минералов — актуальная практическая задача.

Комбинированные технологии переработки окисленных медных руд в зависимости от их компонентного состава предусматривают сочетание методов флотации, гидро- и пирометаллургии с различным порядком следования операций и характеризуются высокими материальными затратами [2, 4, 10].

Проведенный анализ современного состояния вопроса выщелачивания меди в комбинированных схемах переработки рудного сырья показал, что возможно эффективное применение растворителей, которые по своей химической природе могут переводить медь в растворимые комплексные соединения. К таким растворителям относят соли аммония, этилендиамина, этилендиаминтетрауксусной кислоты, нитрилотриуксусной кислоты, глицина и других веществ [6]. Преимущество комплексообразователей состоит в том, что они практически не взаимодействуют с минералами породы, выщелачивают медь избирательно, а получающиеся растворы содержат минимальное количество посторонних примесей [7].

Цель настоящей работы — экспериментальные исследования вещественного состава и технологических свойств смешанного окисленного меднорудного сырья из отвалов забалансовых смешанных руд. Исследовано применение в качестве растворителя водных растворов солей аммония. Обоснован выбор и последовательность использования наиболее технологически эффективных и экономически обоснованных процессов переработки сульфидных и окисленных медных минералов с селективным извлечением медьсодержащего технологического продукта.

ОБЪЕКТ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

Исследования проводились на технологической пробе забалансовых смешанных медных руд из отвалов Таскора Жаман-Айбатского месторождения (Казахстан). Заскладированные в отвале руды попутной добычи из верхнего горизонта медного месторождения Таскора из-за низкого извлечения меди способом флотации (не более 52 %) относятся к забалансовым. На поверхности отвалов находятся ~ 2 млн т руд с запасами меди 20.34 тыс. т и 15.2 т серебра, делая их перспективным минеральным объектом для освоения и переработки [4, 6, 9].

Вещественный состав руд изучался комплексом минералогических, аналитических и физических методов: количественный химический и фазовый анализ, атомно-эмиссионный спектральный анализ (спектрометр SavantAA, GBC Scientific Equipment Pty.Ltd., Австралия) для определения минеральных форм серебра, оптико-эмиссионный анализ (спектрометр 725 ICP-OES, Agilent Technologies, Австралия). Для выявления других элементов использовался рентгенографический количественный фазовый анализ (рентгеновский дифрактометр Bruker D2 Phaser с линейным детектором LynxEye, рентгеновская трубка $\text{CuK}\alpha$). Изучение структуры смешанной руды выполнялось оптико-микроскопическим методом (анализатор “Минерал-С7” с управляющей программой SIAMS Photolab, микроскоп Olympus BX 51). Технологическое тестирование обогатимости руды осуществлялось методами флотации (флотационные машины типа “Механобр” с объемом камер 0.2–3.0 дм³), выщелачивания в лабораторном цилиндрическом реакторе с донным сливом и термостатируемой рубашкой объемом 0.5 дм³ марки Minni-100; сорбции и десорбции меди в динамике на лабораторной установке со стеклянными колонками с перфорированным дном; электролиза в лабораторном электролизере с объемом ванны 1 дм³. Руда измельчалась мокрым способом в мельнице с поворотной осью объемом 1 дм³ типа “Механобр” (62 МЛ) и в мельнице типа “Рольганг” объемом 7 дм³.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Компонентный состав сырья, вовлекаемого в переработку, технологические характеристики руды, контрастность свойств минералов определялись суммарным показателем обогатимости. Данный критерий учитывает особенности поведения минералов в различных разделительных процессах с оценкой достижимых показателей, являясь основой при разработке технологических процессов и параметров эффективного обогащения рудного сырья.

Результаты вещественного анализа исследуемых забалансовых руд приведены в табл. 1. Минеральный состав медной руды определялся с помощью рентгенофазного анализа. Преобладают порообразующие минералы: альбит — 34.6%, доломит — 22.6, кварц — 16.3, гипс — 8.8, клинохлор — 6.3, кальцит — 4.9, микроклин — 4.8 и мусковит — 2.2%.

ТАБЛИЦА 1. Элементный состав забалансовых руд

Элементный состав	Cu	Fe	Ti	Cr	Zn	Ca	S	Al	Mg	Ag	Mo
Концентрация, %	0.96	2.23	0.19	0.01	0.016	14.46	6.22	1.57	0.21	10.1 г/т	17.1 г/т

Результаты качественно-количественного состава руды показали, что ее можно отнести к смешанному типу медных руд, так как медь на 47% (отн.) представлена вторичными сульфидами, на 35% (отн.) — карбонатами меди и на 12% (отн.) — оксидами и силикатами, тогда как первичных сульфидов меди в пробе 6% (отн.).

Гранулометрический состав исследуемой категории руды и распределение основных компонентов по классам крупности представлены в табл. 2. Основная масса материала (более 60%) имеет крупность менее 5 мм, содержание ценных компонентов растет в мелких классах. На самый мелкий класс – 1 + 0 мм пробы приходится 45.07% меди и 47.11% серебра.

ТАБЛИЦА 2. Гранулометрический состав руды и распределение основных компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание		Распределение, %	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu	Ag
+ 25	3.11	0.39	8.60	1.28	2.70
– 25 + 10	16.98	0.87	3.60	15.52	6.12
– 10 + 5	11.16	0.83	8.90	9.74	9.93
– 5 + 3	9.33	0.88	9.00	8.61	8.40
– 3 + 1	18.50	1.02	12.00	19.78	22.20
– 1 + 0	40.92	1.05	11.50	45.07	47.11
Итого	100.00	0.96	10.00	100.00	100.00

На этапе минералогической оценки сырья, представленные характерные особенности минералогического и физико-химического состава исследуемых образцов смешанной медной руды, позволили сделать предварительные выводы о наиболее контрастных технологических свойствах руды, о перечне рекомендуемых и эффективных методов ее переработки, что значительно сократит на предварительном этапе количество проводимых исследований и оптимизирует технологические процессы [12].

Флотация первичных и вторичных сульфидов меди не представляет трудностей и может осуществляться по стандартному реагентному режиму. Но показатели извлечения меди только флотацией будут заведомо низкими, поскольку, исходя из фазового состава соединений меди, около половины меди в руде представлено окисленными минералами, которые в режиме сульфидной флотации флотироваться не будут. Наличие в руде минералов меди в карбонатной кислоторастворимой форме (малахита и азурита) в значительном количестве говорит о возможности их выщелачивания раствором серной кислоты, 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. Присутствие в значительных количествах минералов кальцита и доломита (суммарно 27.5 %) обусловит повышенный расход серной кислоты, а высокое содержание мелких классов в исходной руде (> 68 % класса менее 5 мм), гипса и глинисто-слюдистых минералов — низкие перколяционные свойства обрабатываемого материала в варианте кучного серноокислотного выщелачивания.

Максимально полного извлечения минералов меди с различной степенью окисленности можно достичь только при создании условий извлечения как сульфидных, так и окисленных минералов в комбинированной технологии переработки смешанной медной руды. Для этого изучены факторы, влияющие на флотационное обогащение смешанной медной руды и на выщелачивание окисленных минералов некислотным комплексообразующим растворителем.

В процессе технологического тестирования при определении условий и параметров флотационной переработки отвальных медных руд установлены оптимальная тонина помола руды перед флотацией 82–85 % класса –0.074 мм, обеспечивающая максимальное раскрытие ценных минералов без чрезмерного их ошламования; реагентный режим сульфидной флотации и оптимальные расходы реагентов — собирателя бутилового ксантогената 60–65 г/т и спиртового пенообразователя МВС 30–35 г/т, рН пульпы ~9 ед. [11]. Для получения кондиционного медного концентрата схема флотации должна включать основную, контрольную флотации и две перечистки медного концентрата. При флотационном обогащении руды по данной схеме получали медный концентрат с массовой долей 27–29 % при извлечении 45–46 % [6, 10]. Фазовый анализ меди в продуктах флотации показал, что в концентрате ($\beta_{\text{Cu}} = 28.42\%$) 93,24 % меди представлено сульфидами, а в хвостах флотации ($\beta_{\text{Cu}} = 0.53\%$) сульфидных соединений всего 14.15 %, тогда как 85.85 % меди приходится на окисленные соединения, из них 72.45 % на карбонаты и 13.4 % на хризоколлу.

В гидрометаллургических процессах для выделения и концентрирования меди из растворов в качестве выщелачивающих реагентов широко применяется аммиак и соли аммония, образующие с ионами меди комплексные соединения общего состава $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$ (константа устойчивости $4.8 \cdot 10^{12}$). Гидрометаллургический способ аммиачного концентрирования меди на начальных этапах применялся для переработки самородной меди и окисленных медных руд. Из-за сложности аппаратного оформления процесса и высоких капиталовложений данный способ использовался ограниченно, т. е. преимущественно для автоклавной переработки сульфидных концентратов и промышленных продуктов [11].

Для извлечения меди из карбонатных окисленных и смешанных руд, а также из руд, содержащих самородную медь с небольшим присутствием связанной меди, за рубежом применяется автоклавное аммиачно-карбонатное ($\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O} + (\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$) и аммиачно-сульфатное ($\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O} + (\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$) концентрирование [3]. В этом процессе выщелачиванию подвергается исходная измельченная руда с последующей флотацией сульфидов из остатка либо хвосты сульфидной флотации [1–3].

Практическое применение технологии аммиачного выщелачивания для переработки обедненного медного сырья достаточно ограничено из-за следующих факторов. Используемая аппаратура должна иметь высокую степень герметичности, требуется развитая система утилизации газов, необходимы высокие температурные режимы начальной обработки сырья ввиду высокой упругости пара аммиачных растворов, газоздушная смесь аммиака генерирует взрывоопасные смеси [6, 11]. В результате дорогостоящий способ аммиачно-аммонийного выщелачивания модернизирован применительно к обогащению бедного медьсодержащего сырья из отвалов, что позволило разработать комбинированную технологию переработки смешанной медной руды с использованием комплекса флотационных и гидрометаллургических процессов [6].

Анализ технологических параметров предлагаемой комбинированной технологии показал, что при совместном одновременном измельчении смешанной руды с сернокислым аммонием $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ содержание меди в формирующейся жидкой фазе пульпы достигает 1.32–1.39 г/дм³ в динамике измельчения (рис. 1). Получаемую жидкую фазу пульпы после отделения ее от твердой фазы можно классифицировать как продуктивный раствор, пригодный для последующего сорбционно-электролитического извлечения и концентрирования меди.

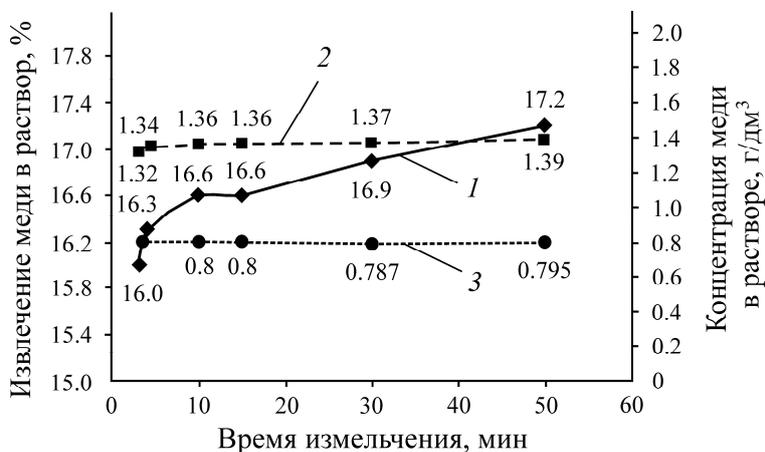


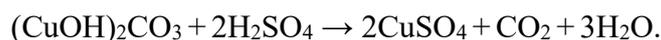
Рис. 1. Кинетика выщелачивания медных руд при условии совместного измельчения с сернокислым аммонием: 1 — извлечение меди в раствор, %; 2 — концентрация меди в растворе, г/дм³; 3 — массовая доля меди в кеке, % ($n = 0.95$)

Начальная концентрация реагента в жидкой фазе при измельчении составила 400 г/дм³ при соотношении Ж:Т=1:1. В течение 3–4 мин наблюдался переход в раствор меди до 16.0–16.3% с учетом концентрации ионов меди в жидкой фазе 1.32–1.34 г/дм³. При достижении 50 мин измельчения рост показателя извлечения меди в раствор не отмечался, концентрация меди в растворе фиксировалась на уровне 1.36–1.38 г/дм³, что свидетельствует о раство-

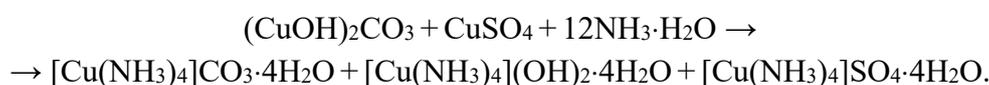
рении основной массы окисленных минералов медной руды в первые минуты измельчения. Кроме того, наблюдалось повышение температуры пульпы с 20 до 45 °С и окрашивание технологических растворов в сине-фиолетовый цвет.

После измельчения медной руды с сульфатом аммония в течение 15 мин проведен анализ твердой фазы пульпы ($\beta_{\text{Cu}} = 0.80\%$ (абс)). Выявлено, что 81.25 % меди представлено сульфидными минералами и 18.75 % — окисленными, из которых только незначительная часть (7.81 %) приходится на карбонатные формы меди. Отметим, что в твердой фазе пульпы хвостов сульфидной флотации ($\beta_{\text{Cu}} = 0.56\%$ (абс)), напротив, 86.15 % (отн.) меди приходится на окисленные формы и только 13.84 % (отн.) — на сульфидные.

На основании теоретического анализа и полученных экспериментальных исследований предложен механизм двухстадийного сульфатно-аммонийного выщелачивания окисленных минералов меди при совместном измельчении смешанной медной руды с сернокислым аммонием [6]. В ходе механической термоактивации медной руды и аммонийного реагента в процессе совместного измельчения при концентрации реагента в жидкой фазе пульпы 400 г/дм³ и температуре пульпы свыше 50 °С на первой стадии в результате гидролиза (NH₄)₂SO₄ происходит подкисление водной системы вследствие накопления серной кислоты. Далее при взаимодействии серной кислоты с карбонатными формами меди образуется сернокислая форма меди CuSO₄:



На второй стадии сульфат меди взаимодействует с растворенным аммиаком (также образующимся в процессе гидролиза сульфата аммония), приводя к формированию различных комплексных солей (аммиакатов):



Формы соединения меди, формирующиеся на второй стадии процесса и появление сине-фиолетового окрашивания продуктивных растворов объясняются образованием комплексных аммиакатов меди.

Общая схема предлагаемой комбинированной технологии переработки смешанной медной руды приведена на рис. 2. В ее основе заложена переработка смешанной медной руды с комбинированием гидрометаллургического процесса путем перевода в раствор окисленной части рудной минерализации в процессе измельчения руды с комплексообразующим реагентом сульфатом аммония и последующей флотацией для извлечения сульфидов меди. Жидкая фаза пульпы, отделяемая от концентрата и хвостов флотации путем сгущения и фильтрования, далее перерабатывается сорбцией и электролизом с получением второго медного продукта — катодной меди.

При переработке смешанной медной руды по предлагаемой комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии получен медный концентрат с массовой долей меди 29.60 % при извлечении 48.93 % и продуктивный раствор с концентрацией меди 1.36 г/дм³ при извлечении в раствор 39.02 %. Массовая доля меди в хвостах сульфидной флотации составила 0.12 %. Материальный баланс переработки смешанной медной руды приведен в табл. 3.

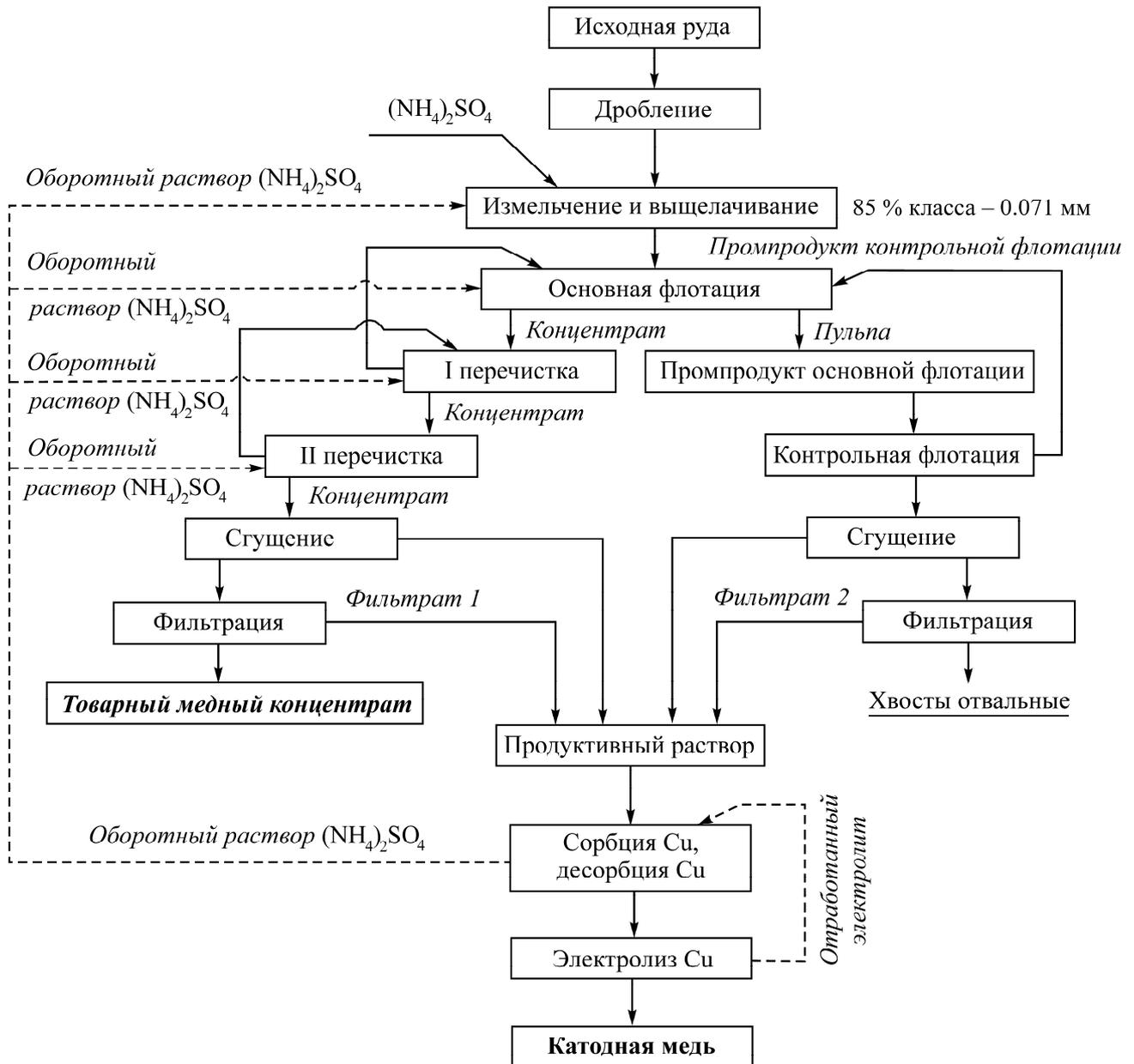


Рис. 2. Схема комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки смешанной медной руды

ТАБЛИЦА 3. Материальный баланс переработки смешанной медной руды

Продукт	Выход, %	Масса продукта, кг	Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %	Масса металла, кг
Медный концентрат	1.62	20.25	29.60	48.93	5.87
Хвосты отвальные	98.38	1229.75	0.12	12.05	1.45
Продуктивный раствор	3440 дм ³	—	1.36 г/дм ³	39.02	4.68
Итого	100.00	1250.00	0.96	100.00	12.00

В сорбционном процессе в качестве избирательного сорбента меди из достаточно бедного слабощелочного продуктивного раствора, содержащего, помимо Cu, еще Fe, Zn, Ag, которые могут выступать в водных растворах как мешающие компоненты, использовался слабокислотный катионит Lewatit MonoPlus TP 207, показавший хорошие кинетические свойства при сорбции меди из растворов азотнокислого выщелачивания медного концентрата [2, 6].

При последующем сернокислотном элюировании насыщенной ионообменной смолы и электрохимическом осаждении меди из насыщенного электролита при плотности по току 250 A/m^2 , напряжении на ванне 2 В и выходе меди по току 99.0 % получена катодная медь с массовой долей 99.99 %. При переработке смешанной медной руды по разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии суммарное извлечение меди во флотационный концентрат и катодную медь составило 87.46 %.

ВЫВОДЫ

Исследованы отвалы смешанных медных руд, в которых рудная минерализация представлена преимущественно сульфидными и окисленными формами меди в разных соотношениях друг с другом и с породообразующими минералами (вторичные сульфиды меди составляют 47 %, карбонаты — 35 %, оксиды и силикаты — 12 %, первичные сульфиды меди — 6 %). Установлено, что оптимальные технологические показатели при обогащении такого минерального сырья можно получить с использованием комбинированной схемы, рационально сочетающей механическую термоактивацию и физико-химические методы гидрометаллургической переработки.

Разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки железо-, медь- и золотосодержащих отходов, основанная на сульфатно-аммонийном растворении труднофлотируемых окисленных минералов меди в процессе измельчения руды с комплексообразующим реагентом $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ с последующим флотационным извлечением образующихся сульфидов меди. Данная технологическая схема переработки смешанных медных руд позволяет получить флотоконцентрат с содержанием меди более 29 % и катодной меди массовой доли 99.99 % при суммарном извлечении меди в товарные продукты свыше 87 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Халезов Б. Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд (отечественный опыт). — Екатеринбург: УрО РАН, 2013. — 346 с.
2. Украинцев И. В., Трубилов В. С., Клепиков А. С. Бедное, некондиционное и техногенное сырье как перспективный источник получения меди // Цв. металлы. — 2016. — № 10. — С. 36–42.
3. Медяник Н. Л., Мишурина О. А., Муллина Э. Р., Смирнова А. В., Зайцева Е. В. Технология комплексной переработки гидротехногенных образований горных предприятий медноколчеданного профиля // Вестн. МГТУ им. Г. И. Носова. — 2019. — Т. 17. — № 4. — С. 10–17.
4. Chanturia V. A., Shadrunkova I. V., Medyanik N. L., Mishurina O. A., and Mullina E. R. Conditions of bubbling in electrolytic flotation, J. Min. Sci., 2019, Vol. 55, No. 3. — P. 414–419.
5. Kordosky G. A. Copper recovery using leach/solvent extraction/electrowinning technology: Forty years of innovation, 2.2 million tonnes of copper annually, J. S. Afr. Inst. Min. Metall., 2002, Vol. 102, No. 8. — P. 445–450.

- 6. Горлова О. Е., Юн А. Б., Синянская О. М., Медяник Н. Л.** Разработка и опытно-промышленные испытания комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных медных руд месторождения Таскора // Цв. металлы. — 2018. — № 12. — С. 14–20.
- 7. Абрамов А. А.** Собрание сочинений. Т. 7. Флотация. Реагенты-собиратели. — М.: Горн. книга, 2012. — 656 с.
- 8. Sinclair L. and Thompson J.** In situ leaching of copper: challenges and future prospects, Hydrometallurgy, 2015, Vol. 157. — P. 306–324.
- 9. Ekmekyapar A., Aktaş E., Künkül A., and Demirkiran N.** Investigation of leaching kinetics of copper from malachite ore in ammonium nitrate solutions, Metall. Mater. Trans. B, 2012, Vol. 43, Issue 4. — P. 764–772.
- 10. Chmielewski T., Wodka J., and Iwachow Ł.** Ammonia pressure leaching for Lubin shale middlings, Physicoch. Problems Miner. Proc., 2009, Vol. 43. — P. 5–20.
- 11. Baba A. A., Ghosh M. K., Pradhan S. R., Rao D. S., Baral A., and Adekola F. A.** Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore, Trans. Nonferrous Metals Society of China, 2014, Vol. 24. — P. 1587–1595.
- 12. Горлова О. Е.** Развитие научно-методологических основ технологии переработки горнопромышленных отходов: дис. ...д-ра техн. наук. — Магнитогорск, 2020. — 375 с.

Поступила в редакцию 17/VII 2021

После доработки 20/VII 2021

Принята к публикации 10/IX 2021