



DOI: 10.31643/2020/6445.27

УДК 622.2.022; 622.7:669.2

МРНТИ 53.37.15

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/3.0/>

Testing of the modified reagent during the dressing of oxidized copper ore in the enlarged laboratory conditions

Oskembekov I. M., Burkitseterkyzy G., Akubaeva M. A., *Gizatullina D. R., Zhunussov E. M.

Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Kazakhstan

* Corresponding author email: dilurin@mail.ru

Received: 27 July 2020 / Peer reviewed: 04 August 2020 / Accepted: 25 August 2020

Abstract. In connection with the depletion of the ore base of the copper industry, there is a question of replenishing raw materials. In this regard, the involvement of oxidized copper ores in the processing is an urgent task. The paper presents the results of testing on an enlarged laboratory scale of the technology of flotation beneficiation of oxidized copper ore in the Balkhash region, based on preliminary sulfidization of the ore with a modified reagent. Research has been carried out to study the kinetics of the main, control and cleaning operations of oxidized copper ore flotation. Based on the data obtained, graphs of the dependence of copper extraction on the duration of operations were constructed. It has been established that preliminary sulfidization of ore with a modified reagent at its consumption of 20% of the stoichiometrically required amount makes it possible to obtain a commercial flotation copper concentrate with a content of 21% and recovery of 85% of copper.

Keywords: beneficiation, oxidized copper ores, sulfidization, modified reagent, flotation.

Information about authors:

Oskembekov Ilyas Malikovich - Senior researcher, Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-3910-7599. E-mail: ilyasosk@yandex.kz

Burkitseterkyzy Gulmarzhan - Junior researcher, Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0003-0545-264X. E-mail: gulmarzhan.94@mail.ru

Akubaeva Makizhan Aubakirovna - Researcher, Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0003-4685-1268. E-mail: makizhan_65@mail.ru

Gizatullina Dilara Rafailovna - Junior researcher, Researcher, Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-0999-4828. E-mail: dilurin@mail.ru

Zhunussov Erlan Makhsutzhonovich - Technician of the highest category, Zh. Abishev Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan. ORCID ID: 0000-0002-1540-1136. E-mail: xx_m9_xx@mail.ru

Испытание модифицированного реагента при обогащении окисленной медной руды в укрупненно-лабораторных условиях

Оскембеков И. М., Буркитсетеркызы Г., Акубаева М. А., Гизатуллина Д. Р., Жунусов Е. М.

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, г. Караганда, Республика Казахстан

Аннотация. В связи с истощением рудной базы медной промышленности, стоит вопрос о восполнении сырья. В этой связи вовлечение в переработку окисленных медных руд является актуальной задачей. В работе приведены результаты опробования в укрупненно-лабораторном масштабе технологии флотационного обогащения окисленной медной руды Балхашского региона, основанной на предварительной сульфидизации руды модифицированным реагентом. Проведены исследования по изучению кинетики основной, контрольной и перечистной операций флотации окисленной медной руды. На основании полученных данных построены графики зависимости извлечения меди от продолжительности операций. Установлено, что предварительная сульфидизация руды модифицированным реагентом при его расходе 20 % от стехиометрически необходимого

количества позволяет получить товарный флотационный медный концентрат с содержанием 21 % и извлечением 85 % меди.

Ключевые слова: обогащение, окисленные медные руды, сульфидизация, модифицированный реагент, флотация.

Введение

В Республике Казахстан в настоящее время остро стоит проблема обеспечения предприятий медной промышленности качественным минеральным сырьем вследствие истощения минерально-сырьевой базы. Согласно данным министерства индустрии и новых технологий РК разведанных запасов меди и полиметаллов в Казахстане осталось на 10-15 лет [1]. Одним из способов решения проблемы является активный геологический поиск новых месторождений для последующей добычи сырья. Однако, при разработке медных месторождений около 20 % из общего объема, добываемого медного минерального сырья, приходится на долю окисленных руд. На данный момент отсутствует рентабельная технология обогащения такого вида сырья, что приводит к накоплению его в виде отвалов, занимающих большие площади и требующих затрат на содержание, увеличивая издержки производства предприятий медной промышленности [2].

Существующие методы переработки окисленных медных руд можно разделить на три группы – флотационное обогащение с использованием различных флотационных реагентов, гидрохимические и термохимические методы.

Флотационным методом перерабатывают окисленные медные руды с использованием оксигидрильных (фабрика Катанга, Республике Конго), сульфгидрильных собирателей («Камото» Заир, «Кристалмас» США, «Сакатон» США и др.) и их смесью («Банкрофт» Замбия, «Нчанга» Замбия и др.). Для эффективного действия собирателей необходимо их предварительное эмульгирование при температуре 50-60 °С и подогрев всей пульпы до 30-35 °С [3]. Данный метод является малоэффективным вследствие дороговизны реагентов и низкого извлечения меди.

Сернокислотное выщелачивание применяют в регионах с жарким климатом при подземном («Майами» США и др.) и кучном выщелачивании («Маркоппер» Филиппины, «Эсперанца», «Сильвер Белл», «Рей» США и др.). Применение данного метода в республике Казахстан ограничено климатическими условиями, так как раствор будет замерзать при отрицательной температуре, а в Казахстане

период низких температур длится около 6 месяцев.

Существует метод бактериологического выщелачивания, однако к недостаткам данного процесса относится повышенная чувствительность микроорганизмов к качеству используемой воды и воздуха в системе перемешивания пульпы и т.д.

В Чили, США, Перу и Замбии применяют восстановительный обжиг с последующей флотацией образующихся зерен металлической меди. Данный метод требует использования сложной системы пылеулавливания и газоочистки и является экологически опасным.

Гидрометаллургические методы переработки окисленного медного сырья, основаны на процессах кислотного, хлоридного аммиачного выщелачивания и предусматривают извлечение меди из раствора посредством сорбции, экстракции и цементации [4, 5, 6]. Применение методов гидрометаллургии ограничено переработкой труднообогатимых и забалансовых руд.

Основным методом подготовки медного рудного сырья к металлургическому переделу является флотационное обогащение. В него могут быть вовлечены и окисленные руды, минералы которых поддаются сульфидизации [7].

Анализ схем обогащения окисленных и смешанных типов сырья показывает, что наиболее перспективными представляются процессы перевода окисленных форм меди в сульфидные. Такое изменение свойств для окисленных минералов может быть достигнуто путем их принудительного гидротермального сульфидирования.

Перевод окисленных форм меди в сульфидные приводит к изменению свойств окисленных минералов в сторону гидрофобизации поверхности, что позволяет повысить эффективность флотационного метода обогащения. Сульфидирующими реагентами выступают серосодержащие вещества – элементарная сера, неорганические сульфиды и полисульфиды [8, 9]. Использование элементарной серы в процессе сульфидизации требует применения автоклавной технологии и повышенных энергозатрат. Для получения наносеры используется дорогостоящее измельчительное оборудование. Использование неорганических полисульфидов позволяет

отказаться от автоклавного оборудования, но также требует относительно больших энергозатрат на процесс сульфидизации.

Для повышения эффективности применения методов сульфидизации окисленных руд необходимо решить задачу снижения энергоемкости процесса.

В данной работе для сульфидирования окисленной медной руд использован модифицированный реагент, который позволяет вести процесс без нагрева и не требует отдельного оборудования для проведения сульфидизации.

Цель работы – испытание модифицированного реагента при подготовке окисленного медного сырья к флотационному обогащению в укрупненно-лабораторных условиях.

Объекты и методы исследований

Объектом исследований является проба окисленной медной руды состава, масс., %: $Cu_{общ.}$ – 1,2; $Cu_{ок}$ – 1,08; SiO_2 – 66,57; Al_2O_3 – 9,91; CaO – 2,01; Fe – 2,67; MgO – 1,29; $S_{общ.}$ – 0,08. Окисленные минералы в руде представлены малахитом, азурином и хризокolloй. Модифицированный реагент получается при смешивании растворов полисульфида натрия и сульфата аммония.

Методы проведения работы – рентгенофазовый, химический, фотометрический и сравнительный анализы, методы флотации в открытом и замкнутом циклах. Флотация проведена на флотомашине 240 – ФЛ, 237 – ФЛ – А, 189 ФЛ.

Экспериментальная часть

Перед укрупненно-лабораторными испытаниями проведены исследования кинетических характеристик флотации медной руды месторождения Балхашского региона для определения оптимальных параметров ведения процесса: продолжительности основной и контрольной флотаций, количества пересчетных операций [10]. Подготовку пробы к флотационному обогащению во всех экспериментах осуществляли следующим образом: пробу окисленной медной руды измельчали в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-1 мокрым способом при отношении твердого, руды, (Т) к жидкому, воде, (Ж) в пульпе, равном $T:Ж = 1:1$, до 76 %-го выхода частиц класса -0,071 мм. Далее измельченную руду сульфидировали модифицированным реагентом во флотационной камере флотационной машины 237-ФЛ-А с объемом камеры 0,5 литра при $T:Ж = 1:3$ в течение 5 мин. при перемешивании. После сульфидизации руду флотировали.

На рисунке 1 представлена схема флотации руды для определения продолжительности основной флотации. Время каждой отдельной основной флотации 2 мин.

Расходы реагентов: модифицированный реагент (по сульфиду натрия) – 2,6 кг/т; собиратель бутиловый ксантогенат калия – 520 г/т; вспениватель оксаль Т-92 – 126 г/т. Продукты флотации анализировали химическим методом. Результаты эксперимента приведены в таблице 1.

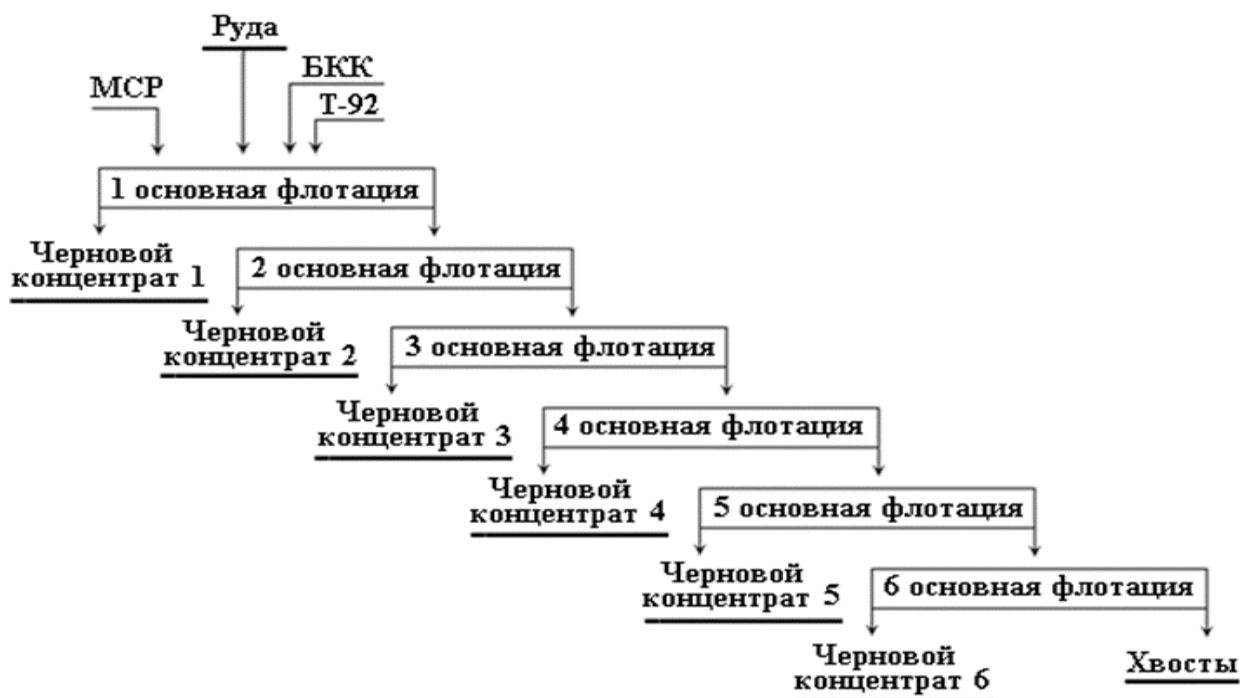
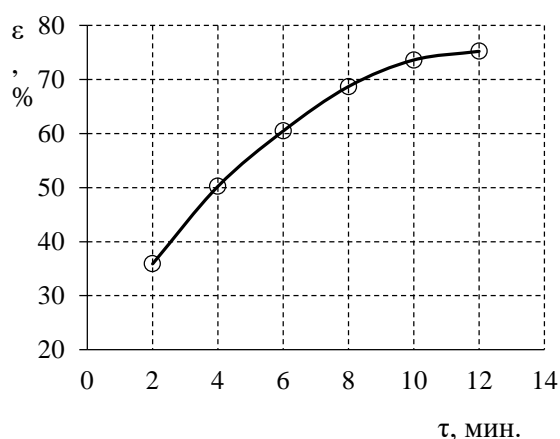


Рисунок 1 Технологическая схема по кинетике основной флотации

Таблица 1 Показатели по кинетике основной флотации руды с предварительной сульфидизацией модифицированным реагентом

Продукт флотации	Выход продукта, γ , %	Содержание меди, α (Cu), %	Извлечение меди, ϵ (Cu), %
черновой концентрат 1	6,17	7,10	35,90
черновой концентрат 2	2,67	6,56	14,34
черновой концентрат 3	1,93	6,47	10,25
черновой концентрат 4	1,57	6,38	8,20
черновой концентрат 5	1,17	5,14	4,92
черновой концентрат 6	0,5	4,0	1,64
хвосты	86,0	0,35	24,75
Руда	100,0	1,22	100,0

**Рисунок 2** Зависимость извлечения меди в черновой концентрат от времени основной флотации

По данным таблицы 1 можно видеть, что с течением времени основной флотации происходит плавное уменьшение выхода продуктов и такое же плавное уменьшение в них содержания и извлечения меди.

**Рисунок 3** Технологическая схема по кинетике контрольной флотации

Таблица 2 Показатели по кинетике контрольной флотации руды с предварительной сульфидизацией модифицированным реагентом

Продукт флотации	γ , %	α (Cu), %	ϵ (Cu), %
черновой концентрат	13,60	6,30	70,80
промежуточный продукт 1	5,0	2,70	11,16
промежуточный продукт 2	2,20	2,27	4,13
промежуточный продукт 3	1,53	1,96	2,48
промежуточный продукт 4	0,70	1,90	1,10
промежуточный продукт 5	0,40	1,67	0,55
промежуточный продукт 6	0,17	2,0	0,28
хвосты	76,40	0,15	9,50
Руда	100,0	1,21	100,0

Расходы реагентов: модифицированный реагент (по сульфиду натрия) – 2,6 кг/т (на основную флотацию); бутиловый ксантогенат калия – 520 г/т (на основную флотацию) и 180 г/т (на контрольную флотацию); Т-92 – 126 г/т (на основную флотацию) и 84 г/т (на контрольную флотацию).

Продукты флотации анализировали химическим методом. Результаты эксперимента приведены в таблице 2.

По данным таблицы 2 можно видеть, что с течением времени контрольной флотации тоже происходит плавное уменьшение выхода продуктов и такое же плавное уменьшение в них содержания и извлечения меди.

Кинетическая характеристика контрольной флотации представлена на рисунке 4 в виде графической зависимости.

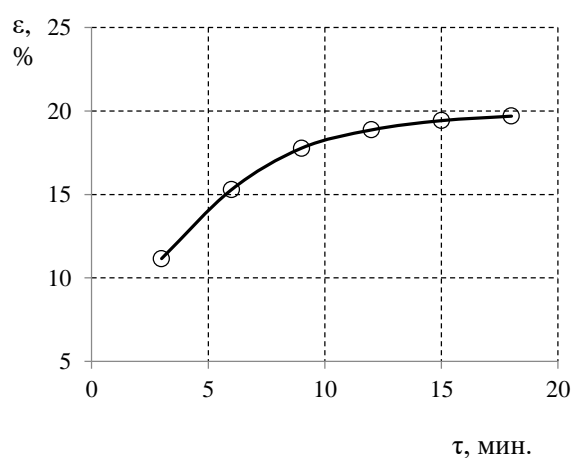


Рисунок 4 Зависимость извлечения меди в промежуточный продукт от времени контрольной флотации

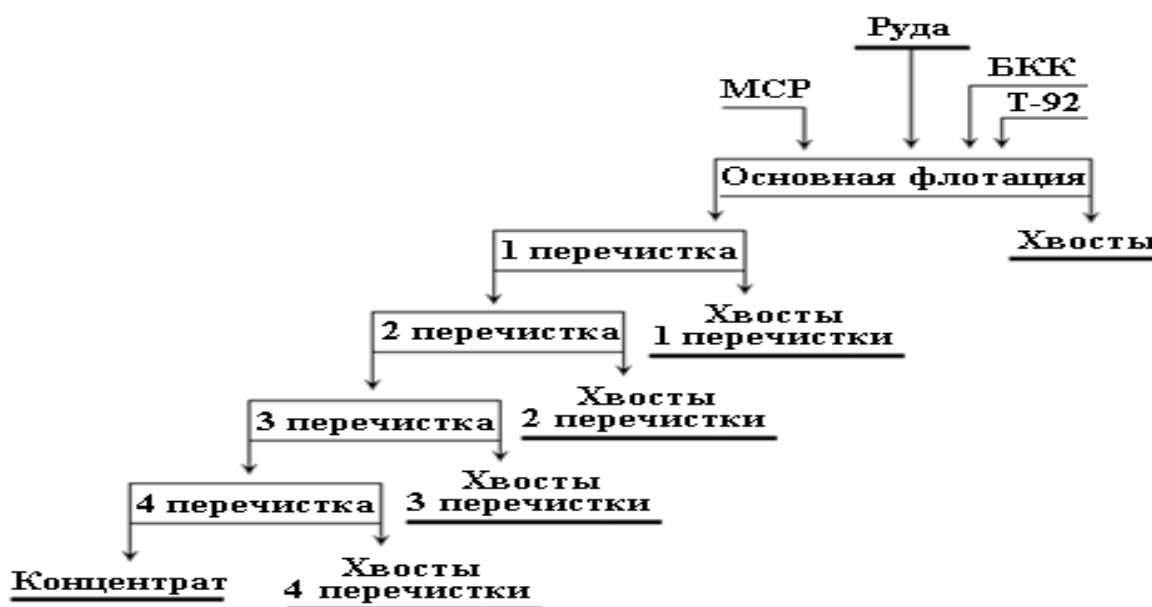


Рисунок 5 Технологическая схема флотации с перечистками

Таблица 3 Показатели флотации руды с предварительной сульфидизацией модифицированным реагентом по перечистным операциям

Продукт флотации	γ , %	α (Cu), %	ε (Cu), %
концентрат 4 перечистки	1,90	24,82	38,66
хвосты 1 перечистки	8,60	1,50	10,57
хвосты 2 перечистки	1,60	4,13	5,41
хвосты 3 перечистки	0,83	10,0	6,83
хвосты 4 перечистки	0,67	17,50	9,56
хвосты	86,41	0,41	28,96
Руда	100,0	1,22	100,0

Зависимость, представленная на рисунке 4, в сравнении с показателями основной флотации указывает на более выраженное снижение эффективности контрольной флотации с течением времени. Это снижение также усиливается после 10 мин. флотации.

На основании полученной зависимости оптимальное время контрольной флотации определено в 12 мин. Следующим этапом исследования явилось определение оптимального числа операций по перечистке черного концентрата основной флотации окисленной медной руды. Измельченную руду после сульфидизации флотировали по схеме, представленной на рисунке 5.

Основную флотацию проводили при Т:Ж = 1:3. Флотацию по перечистке проводили во флотомашине 189-ФЛ с 0,25-, 0,15- и 0,1-литровыми камерами. Время основной флотации 10 мин. Время 1, 2, 3 и 4 перечистки, соответственно, 10, 8, 5 и 4 мин.

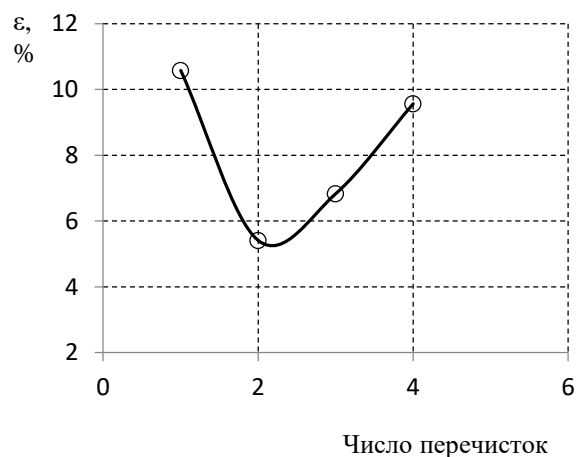
Расходы реагентов: модифицированный реагент (по сульфиду натрия) – 2,6 г/т; бутиловый ксантогенат калия – 520 г/т; Т-92 – 126 г/т.

Продукты флотации анализировали химическим методом. Результаты эксперимента приведены в таблице 3.

По данным таблицы 3 можно видеть, что выход следующего продукта (хвостов) перечистки уменьшается. Однако содержание меди в данных продуктах увеличивается. Это связано с тем, что происходит вымывание собирателя с поверхности медного минерала и снижение гидрофобности.

На основании данных таблицы 3 построена графическая зависимость для извлечения меди в хвосты перечистки, представленная на рисунке 6.

На рисунке 6 можно видеть, как резко меняются, а именно увеличиваются потери меди с хвостами после второй перечистки. Это дает основание считать оптимальным проведение не более двух операций по перечистке.

**Рисунок 6** Зависимость извлечения меди в хвосты перечистки от числа перечистных операций

Проведены укрупненно-лабораторные испытания по флотации окисленной медной руды с предварительной сульфидизацией модифицированным реагентом.

Испытания проведены по известной методике [11] в замкнутом цикле по схеме, представленной на рисунке 7, на 3 кг пробы окисленной медной руды, измельченной в три приема (по 1 кг) в лабораторной шаровой мельнице МГП мокрым способом при Т:Ж = 1:1 до 76 %-го выхода частиц класса $-0,071$ мм.

Измельченную руду сульфидировали модифицированным реагентом при перемешивании в 3-литровой камере флотационной машины 240-ФЛ при Т:Ж = 1:3. После сульфидизации руду флотировали.

Основную и контрольную флотации проводили во флотационной машине 240-ФЛ с 3-литровой камерой при Т:Ж = 1:3. Флотацию по 1 перечистке проводили во флотационной машине 237-ФЛ-А с 0,5-литровой камерой. Флотацию по 2 перечистке проводили во флотомашине 189 ФЛ с 0,25-литровой камерой.

Для предварительной сульфидизации использовали модифицированный реагент, для флотации – собиратель бутиловый ксантогенат калия, вспениватель оксаль Т-92.

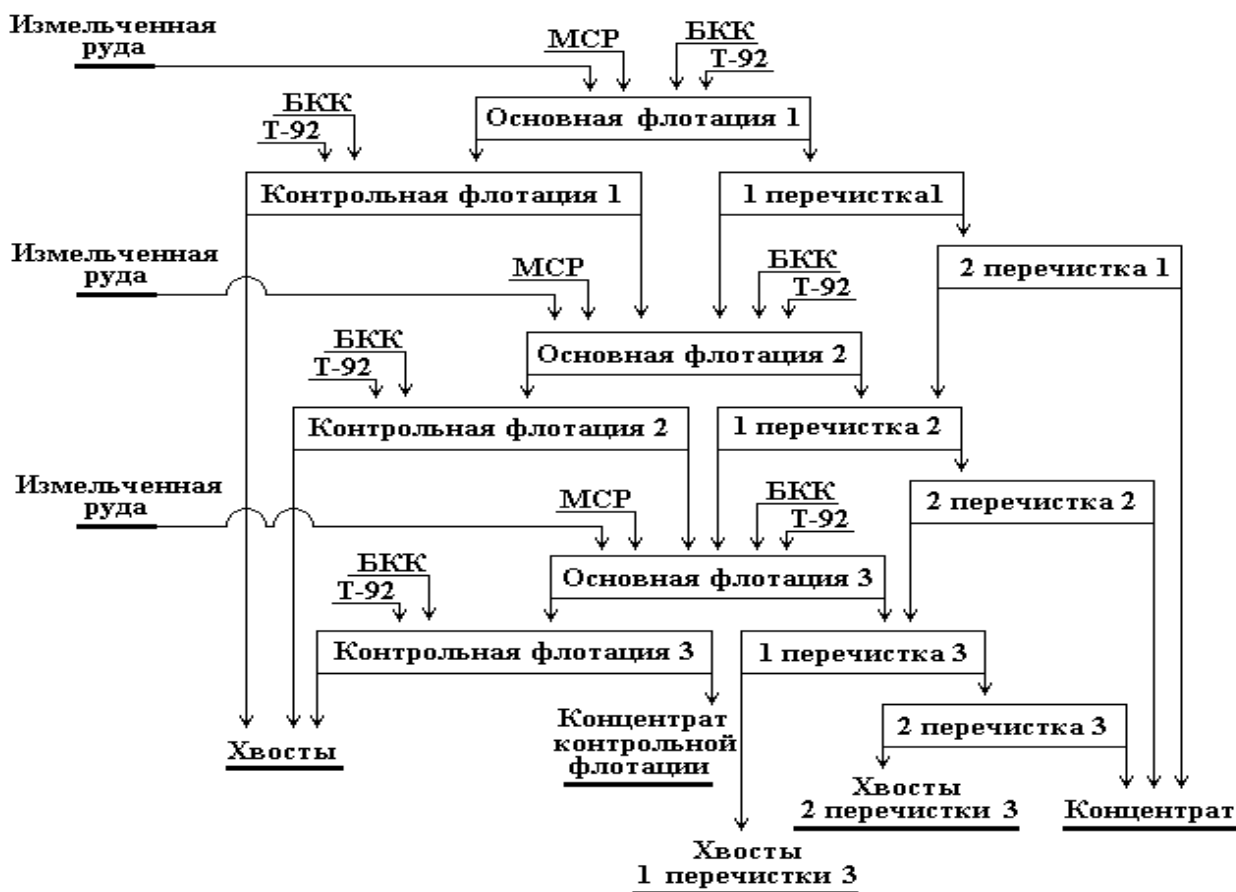


Рисунок 7 Схема укрупненно-лабораторных испытаний по флотации в замкнутом цикле окисленной медной руды с предварительной сульфидизацией модифицированным реагентом

Режим предварительной сульфидизации: пульпа объемом 3 литра, приготовленная из исходной руды, концентрата контрольной флотации и хвостов флотации 1 перечистки; расход модифицированного реагента 2,6 кг/т с агитацией 5 мин.

Режим основной флотации: пульпа после предварительной сульфидизации; расход собирателя 520 г/т с агитацией 1 мин.; расход вспенивателя 126 г/т с агитацией 1 мин.; продолжительность флотации 10 мин.

Режим контрольной флотации: пульпа объемом 3 литра из хвостов основной флотации; расход собирателя 180 г/т с агитацией 1 мин.; расход вспенивателя 84 г/т с агитацией 1 мин.; продолжительность флотации 12 мин.

Режим 1-ой перечистки: пульпа объемом 0,5 литра, приготовленная из концентрата основной флотации и хвостов 2-ой перечистки; без реагентов; продолжительность флотации 10 мин.

Режим 2-ой перечистки: пульпа объемом 0,25 литра, приготовленная из концентрата 1-ой перечистки; без реагентов; продолжительность флотации 8 мин.

Продукты флотации анализировали химическим методом на содержание меди. На основе данных химического анализа определяли извлечение меди в продукты флотации. Результаты флотации приведены в таблице 4.

На основании результатов флотации была произведена оценка общего извлечения меди ($\varepsilon_{\text{общ.}}$) по формуле

$$\varepsilon_{\text{общ.}} = \varepsilon_{\text{к}} / (\varepsilon_{\text{к}} + \varepsilon_{\text{х}}), \quad (1)$$

где $\varepsilon_{\text{к}}$ – извлечение меди в объединенный концентрат, $\varepsilon_{\text{х}}$ – извлечение меди в объединенные хвосты.

По формуле (1) общее извлечение меди составляет 85,12 %.

Объединенный концентрат, имея состав, масс., %: $\text{Cu}_{\text{общ.}}$ – 20,66; $\text{Cu}_{\text{ок}}$ – 18,04; SiO_2 – 19,42; Al_2O_3 – 4,86; Fe – 9,71; $\text{S}_{\text{общ.}}$ – 9,71, является товарным по содержанию меди. Его дальнейшая переработка может быть осуществлена известными гидрометаллургическими методами, так как основной компонент на 87 % представлен окисленными минералами.

Таблица 4 Результаты флотации в замкнутом цикле

Продукт флотации	γ , %	α (Cu), %	ε (Cu), %
объединенный концентрат	4,15	20,66	70,91
хвосты 1 перерешетки	3,94	1,62	5,26
хвосты 2 перерешетки	0,73	4,46	2,70
концентрат контрольной флотации	3,83	2,76	8,73
объединенные хвосты	87,35	0,17	12,40
Руда	100,0	1,21	100,0

Выводы

1. Установлено, что оптимальное время основной флотации окисленной медной руды равно 10 мин., контрольной флотации – 12 мин. Оптимальное число перерешеток черногого концентрата равно 2.

2. В результате укрупненно-лабораторных испытаний из руды, содержащей 1,2 % общей и 1,08 % окисленной меди, после сульфидизации модифицированным реагентом и флотации в замкнутом цикле в оптимальном режиме получен товарный флотационный медный концентрат с

содержанием 21 % и общим извлечением 85 % меди.

Конфликт интересов

От имени всех авторов корреспондент автор заявляет, что конфликта интересов нет.

Благодарность

Работа выполнена при грантовой поддержке МОН РК (грант №AP05130454).

Ссылка на данную статью: Оскембеков И. М., Буркитсетеркызы Г., Акубаева М. А., Гизатуллина Д. Р., Жунусов Е. М. Испытание модифицированного реагента при обогащении окисленной медной руды в укрупненно-лабораторных условиях // *Комплексное использование минерального сырья = Complex Use of Mineral Resources = Mineraldik Shikisattardy Keshendi Paidalanu.* -2020. №3 (314), pp.56-64. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.27>

Cite this article as: Oskembekov I. M., Burkitseterkyzy G., Akubaeva M. A., Gizatullina D. R., Zhunusov E. M. Ispytaniye modifitsirovannogo reagenta pri obogashchenii okislennoy mednoy rudy v ukрупnenno-laboratorykh usloviyakh [Testing of the modified reagent during the dressing of oxidized copper ore in the enlarged laboratory conditions]. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a. = Complex Use of Mineral Resources = Mineraldik Shikisattardy Keshendi Paidalanu.* - 2020. № 3 (314), pp. 56-64. (In Rus.). <https://doi.org/10.31643/2020/6445.27>

Ірілендірілген-зертханалық жағдайда тотыққан мыс кенін байыту үшін түрлендірілген реагентті сынау

Өскембеков И. М., Буркитсетеркызы Г., Акубаева М. А., Гизатуллина Д. Р., Жүнісов Е. М.

Ж. Әбішев атындағы Химия-металлургия институты, Қарағанды қаласы, Қазақстан

Түйіндеме. Мыс өнеркәсібінің кендік базасының сарқылуына байланысты шикізаттың орнын толтыру мәселесі туындайды. Осыған байланысты тотыққан мыс кендерін өңдеуге тарту өзекті мәселе болып табылады. Зерттеу жұмысында Балқаш аймағының алдын ала сульфидтелген тотыққан мыс кенін түрлендірілген реагентпен флотациялық байыту технологиясының ірілендірілген-зертханалық масштабта жүргізілген сынақтарының нәтижелері көрсетілген. Тотыққан мыс кені флотациясының негізгі, бақылау және қайта тазарту жұмыстарының (операцияларының) кинетикасын зерттеу бойынша зерттеулер жүргізілді. Алынған нәтижелер негізінде өндірілген мыстың жұмыс ұзақтылығына тәуелділік графиктері тұрғызылды. Түрлендірілген реагентпен кенді алдын-ала сульфидтеу стехиометриялық талап етілетін мөлшердің 20% тұтынғанда, құрамында 21% құрайтын флотациялық мыс концентратын алуға және 85% мыс алуға болатындығы анықталды.

Түйін сөздер: байыту, тотыққан мыс кендері, сульфидтеу, түрлендірілген реагент, флотация.

Литература

- [1] Исекешев А. Разведанные запасы меди и полиметаллов в Казахстане. [Электрон. ресурс] – 2012. – URL: https://tengrinews.kz/kazakhstan_news/razvedannyih-zapasov-medi-polimetallov-kazahstane-ostalos-10-217792/ (дата обращения: 01.06.2020).
- [2] Бектурганов Н.С. Технологические и экологические аспекты комплексной переработки труднообогатимого минерального и техногенного сырья Казахстана // Плаксинские чтения 2014: матер. междунар. научно-практической конф. - Алматы, Казахстан, 2014. - С. 9 -12.
- [3] Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. В 2 кн. – М.: Изд. МГТУ, 2005. – Кн. 1. – 575 с.
- [4] Медведев А.С. Выщелачивание и способы его интенсификации. – М.: МИСИС, 2005. - 240 с.
- [5] Дамдинжав Ж., Сизяков В.М., Бричкин В.П. и др. Практика применения кучного выщелачивания труднообогатимых руд месторождения Эрдэнэтийн Овоо. // Обогащение руд. – 2009. - №5. – С. 3-5.
- [6] Дмитриева Т.А. Организационно-экономические и экологические аспекты обоснования целесообразности гидрометаллургической переработки медьсодержащих руд и концентратов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2008. - № 3. – С. 65-72.
- [7] Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Технология обогащения полезных ископаемых. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. Т. II. - 510 с.
- [8] Рябой В.И. Проблемы использования и разработки новых флотореагентов в России // Цветные металлы. - 2011. - №3. - С. 7-14.
- [9] Зайганов В. Г. Увеличение минерально-сырьевых ресурсов меди за счет развития технологий извлечения окисленных разновидностей металла. // Горный журнал Казахстана. – 2010. № 2. – С. 14-19.
- [10] Рубинштейн Ю. Б., Филиппов Ю. А. Кинетика флотации. – М.: Недра, 1980. – 350 с.
- [11] Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Недра, 1974. - 352 с.

Reference

- [1] Isekeshv A. Razvedannyye zapasy medi i polimetallov v Kazakhstane [Explored reserves of copper and polymetals in Kazakhstan]. Elektron. resurs. 2012. URL: https://tengrinews.kz/kazakhstan_news/razvedannyih-zapasov-medi-polimetallov-kazahstane-ostalos-10-217792/ (data obrashcheniya (date of the application): 01.06.2020). (in Russ.).
- [2] Bekturganov N.S. Tekhnologicheskiye i ekologicheskiye aspekty kompleksnoy pererabotki trudnoobogatimogo mineralnogo i tekhnogennogo syria Kazakhstana [Technological and environmental aspects of complex processing of refractory mineral and technogenic raw materials in Kazakhstan]. Plaksinskiye chteniya 2014: mater. mezhdunar. nauchno-prakticheskoy konf. [Plaksin Readings 2014: Materials of the International Scientific and Practical Conference] Almaty, Kazakhstan, 2014. 9-12. (in Russ.).
- [3] Abramov A.A. Tekhnologiya pererabotki i obogashcheniya rud tsvetnykh metallov [Technology of processing and beneficiation of non-ferrous metal ores]. Moscow: MGGU. 2005. I, 575. (in Russ.).
- [4] Medvedev A.S. Vyshchelachivaniye i sposoby yego intensivatsii [Leaching and methods of its intensification]. Moscow: MISIS. 2005, 240. (in Russ.).
- [5] Damdinzhav ZH., Sizyakov V.M., Brichkin V.P. i dr. Praktika primeneniya kuchnogo vyshchelachivaniya trudnoobogatimyykh rud mestorozhdeniya Erdenetiyn Ovoo [Practice of heap leaching of refractory ores of the Erdenetiin Ovoo deposit]. Obogashcheniye rud = Processing of ores. 2009. 5, 3-5 (in Russ.).
- [6] Dmitriyeva T.A. Organizatsionno-ekonomicheskiye i ekologicheskiye aspekty obosnovaniya tselesoobraznosti gidrometallurgicheskoy pererabotki med'soderzhashchikh rud i kontsentratov [Organizational, economic and environmental aspects of justifying the feasibility of hydrometallurgical processing of copper-containing ores and concentrates]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten = Gorny information and analytical bulletin*. 2008. 3, 65-72 (in Russ.).
- [7] Abramov A.A. Pererabotka, obogashcheniye i kompleksnoye ispol'zovaniye tverdykh poleznykh iskopayemykh. Tekhnologiya obogashcheniya poleznykh iskopayemykh [Processing, beneficiation and complex use of solid minerals. Mineral processing technology]. Moscow: Publishing house of the Moscow State Mining University, 2004, II, 510. (in Russ.).
- [8] Ryaboy V.I. Problemy ispolzovaniya i razrabotki novykh flotoreagentov v Rossii [Problems of using and developing new flotation reagents in Russia]. *Tsvetnye metally = Non-ferrous metals*. 2011. 3, 7-14 (in Russ.).
- [9] Zayganov V. G. Uvelicheniye mineralno-syryevykh resursov medi za schet razvitiya tekhnologiy izvlecheniya okislennykh raznovidnostey metalla [Increase in mineral resources of copper due to the development of technologies for the extraction of oxidized varieties of metal]. *Gornyy zhurnal Kazakhstana = Mining Journal of Kazakhstan*. 2010. 2, 14-19 (in Russ.).
- [10] Rubinshteyn Yu. B., Filippov Yu. A. Kinetika flotatsii [Flotation kinetics]. Moscow. 1980, 350. (in Russ.).
- [11] Mitrofanov S. I., Barskiy L.A., Samygin V.D. Issledovaniye poleznykh iskopayemykh na obogatimost' [Research of minerals for beneficiation]. Moscow: Nedra. 1974, 352. (in Russ.).