



Модернизация технологической схемы переработки руд Удоканского месторождения

Н.В. Васюнина^{1✉}, К.Е. Дружинин², Е.А. Бурдакова³, И.В. Дубова⁴,
С.П. Бакшеев⁵, И.К. Иванова⁶, Е.В. Богданов⁷, И.И. Бакшеева⁸

^{1,3-5,7,8}Сибирский федеральный университет, Красноярск, Россия

^{2,6}ООО «Индаст-ПРО», Красноярск, Россия

Резюме. Цель – разработка технологических решений, позволяющих полностью исключить цикл экстракции в технологической схеме переработки руд Удоканского месторождения с полным выводом ценного элемента в катодную медь. Оценку эффективности внедрения в цикл флотации двух перечисток проводили на пробе окисленной медной руды с исходным содержанием меди 1,1%. Флотацию осуществляли на флотомашинах ФМП-Л1, ФМП-Л3. Для проработки предлагаемого металлургического цикла сульфидный концентрат с содержанием меди 12,2% получали из сульфидной руды с исходным содержанием меди 2,5%. Обжиг сульфидного концентрата осуществляли в трубчатой вращающейся печи. Сернокислотное выщелачивание огарка с барботажом воздуха вели с концентрацией 3 г/дм³ при Ж:Т=5:1, содержании кислоты 3 г/дм³ и температуре 60–70 °С. Фазовые и элементные составы твердых продуктов определяли комплексным методом рентгенофазового и рентгеноспектрального анализов. Предложенные технологические решения включают в себя: получение коллективного концентрата с более высоким содержанием меди (до 15% и выше) путем введения в цикл коллективной флотации двух перечистных операций; проведение сульфатизирующего обжига полученного концентрата; сернокислотное выщелачивание огарка при интенсивном барботаже пульпы воздухом (или воздухом, обогащенным кислородом) с последующим осаждением железа, фильтрацией пульпы и электролизом раствора с получением катодной меди. Выявлено, что внедрение предварительного сульфатизирующего обжига перед гидрометаллургическим циклом позволяет получить извлечение меди (от операции) в раствор при атмосферном выщелачивании в районе 95–97%, снизить расход серной кислоты на побочные реакции, исключить переделы сульфидной флотации и экстракции/реэкстракции, получить на выходе катодную медь и анодный шлак, направляемый на аффинажное производство. Модернизация схемы переработки руд Удоканского месторождения с исключением цикла экстракции приведет к упрощению технологической схемы, повышению показателей обогащения в цикле флотации, снижению расхода реагента и значительному снижению себестоимости получения флотоконцентрата и катодной меди.

Ключевые слова: переработка смешанных медных руд, Удоканское месторождение, флотация, окислительный обжиг, сульфатизирующий обжиг коллективного концентрата, атмосферное выщелачивание

Для цитирования: Васюнина Н.В., Дружинин К.Е., Бурдакова Е.А., Дубова И.В., Бакшеев С.П., Иванова И.К., Богданов Е.В., Бакшеева И.И. Модернизация технологической схемы переработки руд Удоканского месторождения // iPolytech Journal. 2025. Т. 29. № 2. С. 284–296. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2025-2-284-296>. EDN: HXUUUM.

METALLURGY

Original article

Modernized technological scheme for ore processing of the Udokan deposit

Natalya V. Vasyunina^{1✉}, Konstantin E. Druzhinin², Ekaterina A. Burdakova³, Irina V. Dubova⁴,
Sergey P. Baksheev⁵, Irina K. Ivanova⁶, Evgeniy V. Bogdanov⁷, Irina I. Baksheeva⁸

^{1,3-5,7,8}Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia

^{2,6}Indast-PRO LLC, Krasnoyarsk, Russia

Abstract. This study aims to develop engineering solutions that would facilitate the elimination of the extraction stage from the processing of Udokan ore (Russia), while ensuring complete recovery of the target element into

copper cathode. The efficiency of incorporating two cleaning stages into the flotation cycle was evaluated using a sample of oxidized copper ore with an initial copper content of 1.1%. The flotation was carried out using FMP-L1 and FMP-L3 flotation units. To develop the proposed metallurgical process, we obtained a sulfide concentrate with a copper content of 12.2% from sulfide ore containing 2.5% copper. The concentrate was roasted in a tubular rotary furnace. The sulfuric acid leaching of the roasted product was carried out using bubbling with air at a liquid-to-solid ratio (L/S) of 5:1, an acid concentration of 3 g/L, and a temperature of 60–70 °C. The phase and elemental compositions of the solid products were determined using a combined X-ray diffraction and X-ray spectroscopy method. The proposed process solutions include: (1) production of a bulk concentrate with a copper content exceeding 15% through two additional cleaning stages during bulk flotation; (2) sulphatising roasting of the resulting concentrate; (3) sulfuric acid leaching of the roasted product under intensive bubbling with air or oxygen-enriched air, followed by iron precipitation, pulp filtration, and solution electrolysis to produce copper cathodes. It was established that the introduction of a preliminary sulfatizing roasting stage prior to the hydrometallurgical cycle results in 95–97% copper extraction into solution under atmospheric leaching conditions. Furthermore, this approach reduces sulfuric acid consumption in side reactions and eliminates the need for sulfide flotation and extraction/re-extraction stages. copper cathode and anode slime for subsequent refining. The exclusion of the extraction cycle from the Udokan ore processing scheme simplifies the process, improves flotation performance and reduces reagent consumption, thereby resulting in a significant decrease in production costs for both flotation concentrate and copper cathode.

Keywords: mixed copper ore processing, Udokan deposit, flotation, oxidizing roasting, sulfating roasting of bulk concentrate, atmospheric leaching

For citation: Vasyunina N.V., Druzhinin K.E., Burdakova E.A., Dubova I.V., Baksheev S.P., Ivanova I.K., Bogdanov E.V., Baksheeva I.I. Modernized technological scheme for ore processing of the Udokan deposit. *iPolytech Journal*. 2025;29(2):284-296. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2025-2-284-296>. EDN: NXUUYM.

ВВЕДЕНИЕ

Производство цветных металлов является неотъемлемой частью российской экономики и во многом определяется ее конкурентоспособностью на мировом рынке [1].

Технический прогресс в области цветной металлургии развивается по пути совершенствования действующего производства, решения вопросов по охране окружающей среды, ведения разработок по утилизации техногенных отходов и повышения качества производимой продукции [2–7].

Также к настоящему времени богатые и легкообогатимые месторождения руд цветных металлов практически отработаны. В переработку вовлечено рудное сырье с низким содержанием ценных компонентов, труднообогатимое, тонковкрапленное, а также техногенное [8–10].

Одно из крупнейших месторождений в России – Удоканское – характеризуется огромными запасами богатых руд, что выдвигает его в качестве первоочередного объекта для освоения.

Основная масса руд Удоканского месторождения представлена на 87% кварцевидными песчаниками и довольно однообразна по составу пустой породы. Изменяется главным образом набор минералов меди, содержание и степень ее окисленности, которая условно делится на три технологических типа: сульфидные, смешанные, окисленные. Окисленные минералы меди представлены

хризокolloй, малахитом, брошантитом, купритом и азурином, а сульфидные минералы – халькозином, борнитом, ковеллином и халькопиритом.

Неравномерная и размытая структура рудных полей по минералам меди не позволяет организовать выборку руды по отдельным технологическим сортам и требует при валовой добыче организации усреднения перед их переработкой. Таким образом, при валовой выемке рудная шихта представлена смесью сульфидной, смешанной и окисленной сортов руд. По своему минеральному, фазовому и химическому составу такая руда соответствует смешанному типу руды, содержащему полный набор медных сульфидных и окисленных минералов, имеющему различную степень окисленности от 50 до 75%; содержание меди составляет от 1,1 до 4,0%; серебра – от 5,5 до 52 г/т; серы – от 0,2 до 2,0%; оксида углерода – от 0,25 до 2,8%.

Крепость по шкале Протодяконова – 12–16. Естественная влажность руды лежит в пределах 1–4%, вода находится в виде льда [11].

Сульфидные минералы преимущественно обладают крупностью в диапазонах 10–20 мкм и 20–38 мкм, степень раскрытия зерен 60–100%, часть зерен может иметь степень раскрытия до 10%.

Окисленные минералы преимущественно состоят из мелкодисперсных зерен. Максимальная крупность зерна может достигать

10 мкм, реже – 20–30 мкм. Большинство зерен имеет низкую степень раскрытия – до 10%.

Высокая степень окисленности руд, составляющих около половины его запасов, создает затруднения в разработке эффективных схем их переработки [9, 10].

Горно-металлургическая компания АО «Удоканская медь» перерабатывает смешанную руду Удоканского месторождения по флотационно-гидрометаллургической схеме с получением катодной меди и сульфидного медного концентрата. Особенности минерального состава руд Удоканского месторождения приводят к усложнению схемы обогащения, высокому расходу реагентов.

Технологическая схема АО «Удоканская медь» основана на проведении коллективной флотации предварительно подготовленной руды с получением суммарного коллективного концентрата (две операции коллективной флотации) с высоким выходом (21,2%) и извлечением (91,4%) меди при небольшом содержании (5,4%).

В дальнейшем концентрат направляется на гидрометаллургический передел – атмосферное выщелачивание, в результате которой окисленная медь выщелачивается и направляется в цикл экстракции/реэкстракции с последующим электролизом и получением катодной меди, а сульфидная медь уходит в кек, направляемый на нейтрализацию известью и затем в цикл сульфидной флотации с получением, соответственно, сульфидного концентрата. При этом выход кека, направляемого на сульфидную флотацию, составляет 91% (286,6 т меди/ч), в раствор при атмосферном выщелачивании переходит всего 28,3 т/ч меди.

При такой схеме очевидно, что имеет место большой расход серной кислоты, при этом более 70% из него идет на «паразитные» реакции с алюминием, железом и т.п. Кроме того, в цикл замкнуты слишком большие для столь низкого извлечения меди в раствор водные потоки, почти 1 тыс. м³/ч.

Раствор с атмосферного выщелачивания ранее (до исключения цикла экстракции) подавался на цикл экстракции, состоящий из трех стадий экстракции, стадии промывки

экстракта, двух стадий реэкстракции и контура двухстадийной контрольной жидкостной экстракции. На проведении экстракции по технологии необходимо подавать дорогостоящий импортный экстрагент AcorgaM577 с расходом около 1200 м³/год.

На сегодняшний момент предлагалось несколько решений, направленных на модернизацию существующей технологической схемы переработки Удоканского месторождения.

В работах⁹ [12] проводились исследования по разработке комплексной схемы переработки руд Удоканского месторождения введением предварительной серноокислотной обработки исходной руды с получением кека, который направлялся на сульфидную флотацию, и раствора, отправляемого на экстракцию. При предварительной серноокислотной обработке повышалось извлечение меди в сульфидный концентрат по сравнению с коллективным концентратом на 4–10%, т.е. до 92–95%, в цикле флотации снижался расход реагентов в связи с уменьшением его производительности и отказом от собирателей окисленной части⁹ [13]. Медный концентрат с содержанием меди 34,2% и серебра 702,0 г/т поступал на пирометаллургическое производство с получением катодной меди. Раствор с выщелачивания после фильтрации направлялся на экстракцию, после этого на электроэкстракцию, также с получением катодной меди. Отработанный электролит возвращался на выщелачивание руды. При такой схеме сквозное извлечение меди в катодную медь составило 93,8%.

В работах [14, 15] авторы предложили автоклавное выщелачивание, при котором происходило практически полное разложение сульфидов меди с переходом меди в раствор более чем на 92%, а благородные металлы оставались в твердой фазе. Медь из раствора предлагалось выделять в виде катодной меди, а золото и серебро из кека выщелачивания – цианированием.

Авторы [16] при переработке отвалов забалансовых смешанных медных руд в процесс измельчения вводили сульфат аммония и выщелачивали окисленные медные минералы с переходом меди в водорастворимые

⁹Крылова Л.Н. Физико-химические основы комбинированной технологии переработки смешанных медных руд Удоканского месторождения: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13. М., 2008. 195 с.

медно-аммиачные комплексные соединения. Последующее флотационное обогащение позволило достаточно полно извлечь сульфидные медные минералы в медный концентрат с содержанием меди 29,9% при извлечении 46,41%. Отделение жидкой фазы от всех продуктов флотации позволило получить продуктивный раствор с содержанием меди 0,9 г/дм³ и тем самым извлечь в жидкую фазу 37,76% меди. Суммарное извлечение меди в медные продукты по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме составило 84,17%. Дальнейшая переработка продуктивного раствора предполагалась ионообменными методами или экстракцией с последующим электролизом и получением катодной меди.

В работах [17–19] приведены исследования по оптимизации технологии переработки руд Удоканского месторождения путем стабилизации электродных потенциалов медных минералов по Eh. После стабилизации Eh и электрохимической обработки авторы предложили два цикла флотации: сульфидный и коллективный. В первом цикле получают сульфидный концентрат с содержанием меди 42,18; 31,02; 32,25% и извлечении меди 86,15; 86,5; 84,75% при флотации сульфидной, смешанной и окисленной руды соответственно. Во втором цикле на хвостах перечисток первого цикла получают смешанный концентрат при содержании меди 15,1; 15,0; 13,5% при извлечении 5,63; 4,96; 2,55% соответственно. Такой подход позволил более чем в два раза уменьшить время флотации, в зависимости от степени окисления руды, и сократить расход всех применяемых реагентов. Предложенная технология легко компонуется в производственных условиях, позволяет повысить технологические показатели процессов обогащения, снизить эксплуатационные затраты, отказаться от селективной выемки руды.

Сульфидный концентрат предложено перерабатывать пирометаллургическим методом с использованием одного из вариантов автогенной плавки, а смешанный медный концентрат можно эффективно переработать выщелачиванием солянокислыми растворами хлорного железа. Общее извлечение меди при такой схеме составит 99,2–99,5%.

Авторами данной статьи предлагается модернизация схемы с исключением цикла

экстракции, повышением показателей обогащения в цикле флотации, снижением расхода серной кислоты, упрощением технологической схемы и значительным снижением себестоимости получения флотоконцентрата и катодной меди.

Исходя из низкого содержания меди, в коллективном концентрате предлагается внедрить в схему две перечистные операции суммарного коллективного концентрата для достижения содержания в нем меди в районе 12–15% с возвратом хвостов первой перечистки в голову второй коллективной флотации для предотвращения переизмельчения материала, нагрузки на третью стадию измельчения и первую коллективную флотацию (относительно возврата хвостов первой перечистки в голову первой коллективной флотации).

Ввиду комплексности руды Удоканского месторождения (ценность имеют как медь, так и серебро), значительной мощности фабрики по исходной руде и крупности питания второй стадии обогащения флотацией на уровне 85% кл. -0,074 мм целесообразно рассмотреть возможность установки в операциях основной флотации и перечистных операций флотомашин типа реактор-сепаратор. Отечественной промышленностью в настоящее время выпускаются аналоги наиболее известных машин струйного типа (аналогов Jameson Cell), которые планируются к установке на рудах цветных и благородных металлов [20, 21].

Исходя из этого, актуальным является уточнение реагентного режима в части подбора наиболее эффективного собирателя окисленных форм меди, долевого отношения реагентов и суммарного расхода собирателей по операциям флотации и повышение содержания меди в суммарном коллективном концентрате до порядка 15% путем добавления двух перечисток. При этом главными критериями при оценке целесообразности использования аналогов импортного реагента будут являться эффективность обогащения по меди – не меньшая чем при фабричном реагентном режиме, а также не дефицитность (доступность в связи с производством на территории РФ).

В предлагаемой схеме включается подготовка сырья к выщелачиванию путем проведения сульфатизирующего обжига кон-

центрата в трубчатой вращающейся печи с выводом SO_2 на производство собственной серной кислоты. Поскольку степень окисленности используемой сейчас руды в основном достаточно высокая, то сульфатизирующий обжиг должен проходить достаточно стабильно и с приемлемой скоростью с получением преимущественно сульфатов меди, что доказано в результате проведения лабораторных испытаний. Положительными моментами включения в технологическую схему окислительного обжига являются низкая температура процесса, повышение скорости, полноты и селективности выщелачивания меди, существенно меньший расход серной кислоты при выщелачивании.

При проведении сульфатизирующего обжига небольшой процент серы будет переокисляться кислородом и выделяться в газовую фазу. Образующийся диоксид серы будет отводиться в систему очистки пылегазового потока, где в первой ступени проводится обеспыливание, а во второй – сорбция SO_2 с производством серной кислоты, направляемой в дальнейшем на атмосферное окислительное выщелачивание. Огарок окислительного обжига обрабатывается полученной серной кислотой с подачей воздуха, насыщенного кислородом для интенсификации выщелачивания меди и серебра. Выщелачивание проводят в мешалках, оснащенных системой подачи воздуха в пульпу барботажом в целях перевода серебра в раствор и, наоборот, осаждения железа. Пульпа после выщелачивания подается на сгущение и фильтрацию, и затем фильтрат направляется на электролиз меди, при этом для проведения электролиза достаточно содержания меди в фильтрате в районе 50–60 г/дм³. Кек после промывки и нейтрализации будет направляться в отвал.

Полученную в процессе электролиза катодную черновую серебросодержащую медь после проведения электролиза сдирают с осноров и направляют на переплав с разливом на аноды для дальнейшего электрорафинирования. При электрорафинировании получают чистую товарную медь с выделением серебра в анодный шлак: более электроотрицательные, чем медь, металлы (никель, ко-

бальт, цинк) переходят в электролит, а электроположительные (золото, серебро, селен, теллур, олово, свинец, сурьма) концентрируются в шламе. Анодный серебросодержащий шлак направляется на аффинажное производство. Отработанный электролит с электролиза направляется в оборот на атмосферное выщелачивание. Есть другой вариант выделения серебросодержащего продукта путем проведения атмосферного выщелачивания, вывода серебра в кек с дальнейшим проведением хлорирующего обжига последнего и с конденсированием серебросодержащего продукта возгонки, либо с проведением сорбционного цианирования кека.

Целью исследования является предложение альтернативной технологической схемы переработки руд Удоканского месторождения с исключением цикла экстракции и полным выводом меди в катодную медь как продукта с высокой добавленной стоимостью.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ

Для флотации были использованы флотационные машины ФМП-Л1, ФМП-Л3 (производитель ООО «Вэктис Минералз»), объем камер 3, 0,7 и 0,5 л. Флотация велась на фабричном режиме, на I и II перемешках добавлялось натриевое стекло в количестве 200 и 100 г/т соответственно.

Обжиг сульфидного концентрата проводился в трубчатой вращающейся печи при температуре 750°C, частота вращения трубы – 2 об/мин, продолжительность процесса составляла 1 ч. Диоксид серы улавливался системой поглотителей путем пропускания газов с помощью аспиратора.

Сернокислотное выщелачивание велось с концентрацией серной кислоты 3 г/дм³, при Ж:Т, равном 5:1, температура процесса варьировалась в пределах 60–70°C, скорость перемешивания пульпы лопастной мешалкой – 200 об/мин. В процесс выщелачивания для интенсификации процесса в пульпу вводился воздух при помощи воздухоподогревателя с расходом 220 л/ч. Время процесса составило 2 ч.

Содержание железа, серебра и меди в фильтрате после выщелачивания определялись по ГОСТ 2642.5-2016¹⁰, ГОСТ

¹⁰ГОСТ 2642.5-2016. Огнеупоры и огнеупорное сырье. Методы определения оксида железа (III). Введ. 01.01.2017. М.: Стандартинформ, 2017.

3240.17-76¹¹ и ГОСТ 12561.1-78¹² соответственно.

Фазовые и элементные составы твердых продуктов определялись с помощью методов рентгенофазового (на рентгеновском дифрактометре XRD-6000 Shimadzu) и рентгеноспектрального (на автоматизированном волновом рентгенофлуоресцентном спектрометре ShimadzuXRF-1800) анализа.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Отработка обогатительного цикла. По предлагаемой технологии были проведены тестовые (точечные) испытания для обоснования эффективности схемы (рис. 1). Необходимо отметить, что в работе не оптимизировались режимные параметры, и предполагается, что отработка схемы позволит существенно повысить показатели эффективности.

Оценку эффективности внедрения в цикл флотации двух перечисток проводили на пробе окисленной медной руды Удоканского месторождения с исходным содержанием меди 1,1%. Степень окисленности исследуемой пробы руды составляла порядка 74%. Согласно минеральному анализу, основное содержание меди находится в брошантите, содержание которого 4,17%. Также медь находится в сульфидах меди, содержание которых в районе 0,54% и малахите 0,54%. Стоит отметить наличие гипса в данной руде, содержание которого 1,13, что является высоким. Наличие гипса оказывает негативное влияние на процесс ввиду его способности частично адсорбировать некоторые реагенты, что в первую очередь проявляется в ухудшении пенообразования.

Исходя из актуальной работы обогатительной фабрики, смешанный концентрат 2 коллективных операций флотации перед операцией репульпации (питание репульпирования) имеет содержание меди порядка 5–5,5%.

Медь в полученном конечном концентрате, выход (γ) которого составил 2,5%, находится в основном в брошантите, содержание которого 26,5%. Также медь содержится в сульфидах меди – 1,95%, борни-

те – 6,64% и антлерите – 6,78%. Стоит отметить снижение содержание кварца с 54,3 до 35,5%.

Таким образом, включение в схему двух перечисток позволяет повысить содержание меди (β_{Cu}) в концентрате с 5 до 28,5%. Однако при этом зафиксировано снижение извлечения меди (ϵ_{Cu}) до 63,4%. Стоит отметить, что опыт проводился в открытом цикле, без возвращения хвостов в поток, а также было низкое качество исходной руды, 1,1% по меди. Для последующей операции обжига достаточно содержание меди в концентрате – от 10–15%. Таким образом, при отработке реагентного режима флотации можно повысить извлечение меди в концентрат при соответствующем снижении качества.

Можно рассмотреть несколько вариантов схемы обогащения данного типа руды:

1. Исключение второй перечистки при содержании в концентрате первой перечистки порядка 20% при извлечении 70–75%.

2. Корректировка фабричного реагентного режима без перечисток при извлечении в суммарный концентрат порядка 80–85% и содержания в нем меди до 10–15%.

3. Включение двух перечистных операций с целью высокой концентрации меди в нем до 30% и извлечении до 60%.

Отработка металлургического цикла. С целью наработки концентрата с высоким содержанием меди для последующей проработки предлагаемого металлургического цикла использовалась сульфидная руда с содержанием меди 2,5% и степенью окисленности в районе 50%. В результате проведения испытаний по двум коллективным операциям был получен объединенный коллективный концентрат с содержанием меди 12,2%. Фазовые составы наработанного концентрата, огарка и кека показаны в таблице.

Отмечается, что в концентрате степень окисленности составляет порядка 50%. По результату сульфатизирующего обжига был получен огарок с содержанием сульфатной и оксидной меди в районе 1:1, что подтверждает полноту проведения обжига. Выход огар-

¹¹ГОСТ 3240.17-76. Сплавы магниевые. Методы определения серебра. Введ. 01.01.1978. (изм. в июне 1987 г.). М.: Изд-во стандартов, 1987.

¹²ГОСТ 12561.1-78. Сплавы палладиево-серебряно-медные. Метод определения меди и серебра. Введ. 01.07.1979. М.: Изд-во стандартов, 1979.

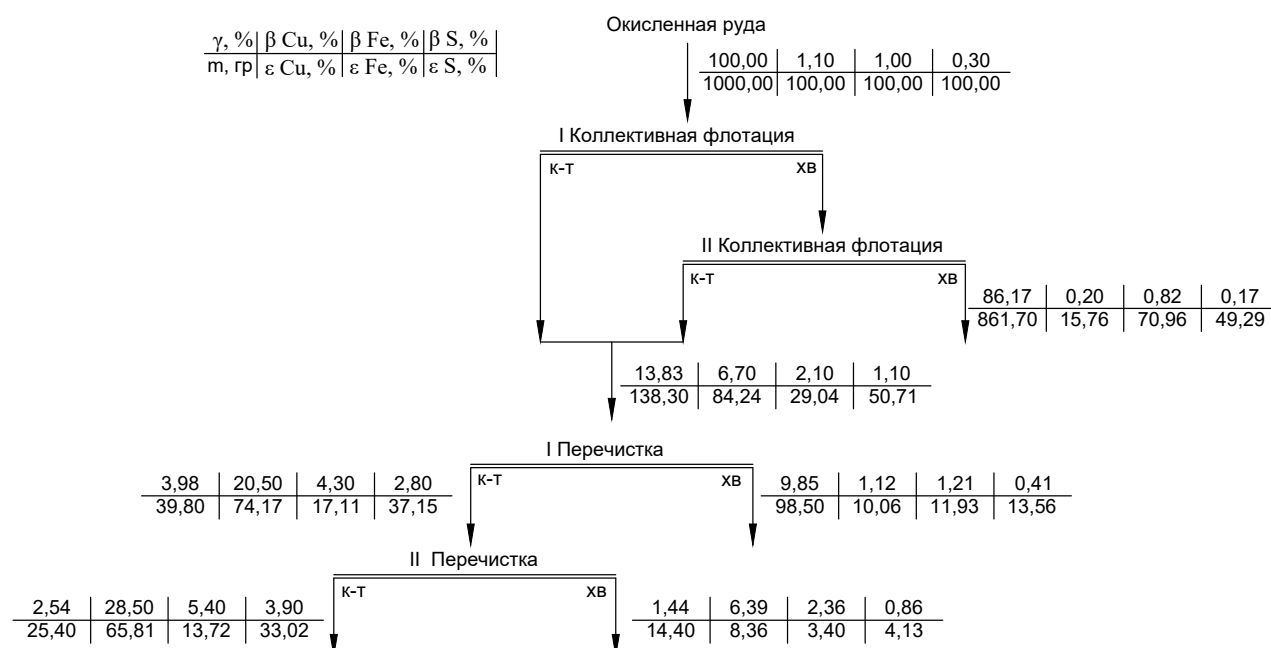


Рис. 1. Качественно-количественная схема тестового опыта: β – содержание компонента, %; ε – извлечение компонента, %; γ – выход продукта, %; m – масса продукта, г

Fig. 1. Material balance flowsheet of the test run: β – component grade, %; ε – component recovery, %; γ – product yield, %; m – product weight, g

Фазовый состав образцов, масс. %

Phase composition of samples, wt%

Формула	Минерал	Концентрат	Огарок	Кек
SiO ₂	кварц	39,8	44	48,29
NaAlSi ₃ O ₈	альбит	11,2	10,4	12,88
KAlSi ₃ O ₈	микроклин	8,31	4,11	8,57
(K, Na, Al, Mg, Fe) ₂ (Si _{3,1} Al _{0,9})O ₁₀ (OH) ₂	мусковит	–	12,3	13,53
Cu ₄ (SO ₄)(OH) ₆	брошантит	6,54	–	–
Cu ₃ (SO ₄)(OH) ₄	антлерит	3,04	–	–
Cu ₅ FeS ₄	борнит	7,44	–	–
Cu _{1,8} S	–	3,01	–	–
CuO	–	–	8,2	1,74
Cu ₂ O(SO ₄)	долерофанит	–	9,01	0,40
Fe ₂ O ₃	гематит	–	2,4	2,20
H ₂ KAl ₃ (SiO ₄) ₃	мусковит	16,5	–	–
CaSO ₄	–	–	9,44	6,05
CaCO ₃	–	4	–	–
Ca(SO ₄) _{0,5} H ₂	бассанит	–	–	6,01

ка ($W_{\text{ог}}$) при обжиге составил 754,5 кг/т концентрата, степень десульфуризации в районе 6,7% (рис. 2).

Сульфатизирующий обжиг и атмосферное выщелачивание с подачей в раствор

воздуха в режиме барботажа позволили извлечь 93% меди и 86,6% серебра при извлечении железа в раствор на уровне 40%. Выход кека ($W_{\text{к}}$) составил 645 кг/т огарка.

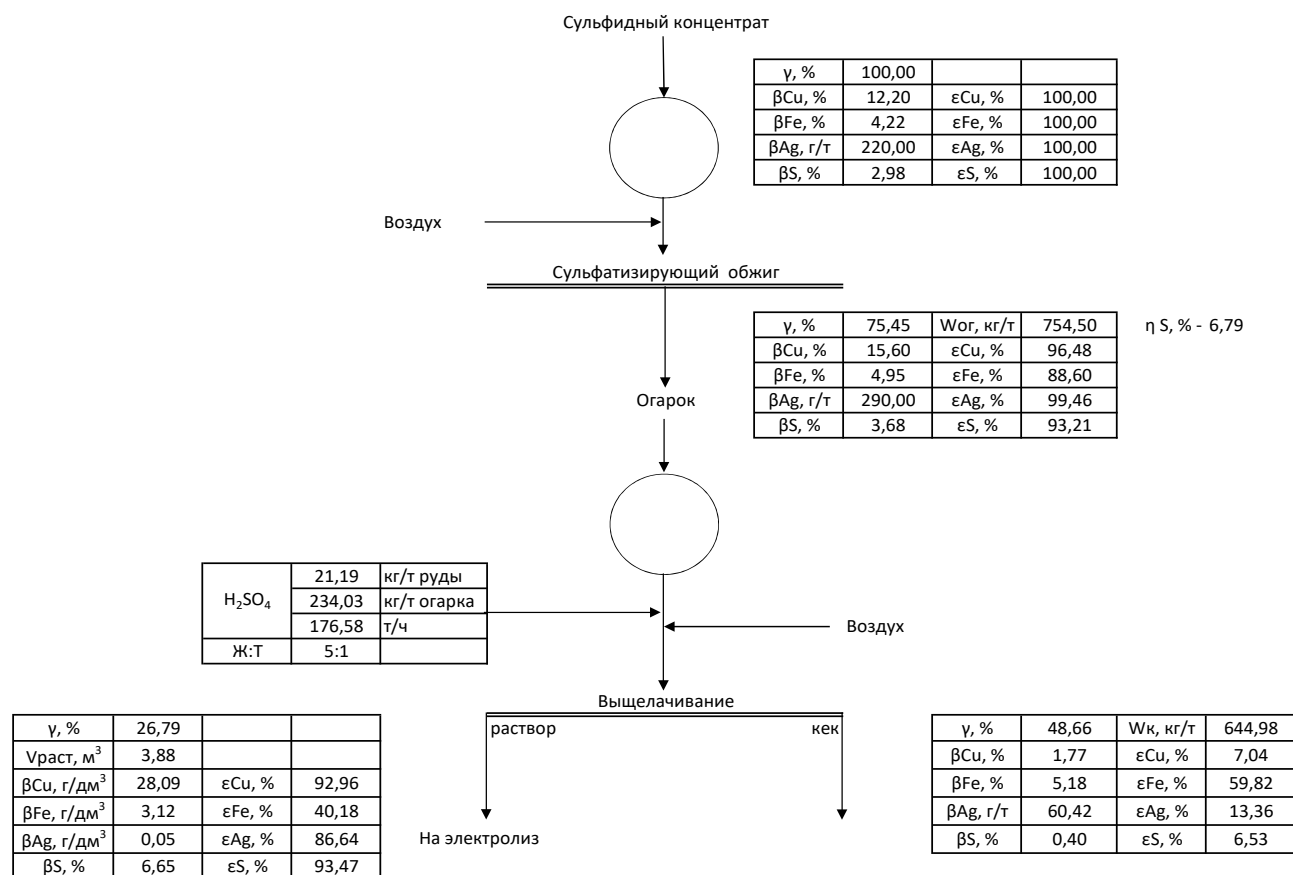


Рис. 2. Качественно-количественная схема металлургического цикла: W – выход продукта, кг; V_{раст} – объем отфильтрованного раствора с выщелачивания, м³

Fig. 2. Material balance flowsheet of the metallurgical cycle: W – product yield, kg; V_{раст} – volume of filtered leaching solution, m³

Согласно фазовому анализу, преимущественно выщелочилась медь в виде сульфата, расход серной кислоты на выщелачивание составил 21,2 кг/т руды (см. рис. 2).

ОБСУЖДЕНИЕ

Планируемые показатели извлечения предлагаемой технологической схемы составляют 95–97% по меди и около 88–90% по серебру. Данная схема позволяет исключить передел экстракции, получить на выходе катодную медь и анодный шлам на аффинажное производство.

Экспериментально достигнуто извлечение железа в раствор при атмосферном выщелачивании на уровне 40%, оставшееся железо можно осадить гидролитически и получить железный купорос как товарный продукт.

В схему необходимо включить подготовку сырья к выщелачиванию путем проведения сульфатизирующего обжига концентрата в трубчатой вращающейся печи с выводом SO₂ на производство собственной серной кислоты. Поскольку степень окисленности ис-

пользуемой сейчас руды в основном достаточно высокая, то сульфатизирующий обжиг должен проходить достаточно стабильно и с приемлемой скоростью с получением преимущественно сульфатов меди, что доказано в результате проведения лабораторных испытаний. Положительными моментами включения в технологическую схему окислительного обжига являются низкая температура процесса, повышение скорости, полноты и селективности выщелачивания меди, меньший расход серной кислоты при выщелачивании.

Мощностей участка атмосферного выщелачивания будет достаточно, при этом высвободившееся оборудование позволит иметь резерв (60–80%) на случай увеличения производительности цикла флотации или выведения на внеплановые ремонты. Извлечение меди при выщелачивании составит до 95–97%. Кеки после выщелачивания можно подвергать дефлотации с получением вторичного концентрата, обогащенного серебром, либо проводить хлорирующий обжиг с получением конденсата, направляемого-

го затем на аффинажное производство.

Возможно снижение Ж:Т пульпы, подаваемой на выщелачивание, это позволит поднять содержание меди в фильтрате до 60 г/дм³, что является оптимальным для проведения последующего электролиза.

При реализации схемы не потребуется значительной реконструкции, участок будет проще организовать на площадях участка экстракции, а его пропускная способность станет существенно выше.

Потребуется увеличение потребляемой мощности в два раза электролизных ванн и площадей участка электролиза либо их количества для переработки всего концентрата на катодную медь (продукт с высокой добавленной стоимостью). Возможна реализация участка переплава катодной меди на анодную с последующим проведением ее электрорафинирования и получением анодного серебросодержащего шлама.

Преимуществом указанной технологии является возможное значительное снижение потребления серной кислоты. Даже без вывода режимных параметров на оптимальные в предлагаемой технологической схеме, расход кислоты составит в районе 21,2 кг/т руды при существующем расходе более 25 кг/т руды. По технологии окислительно-сульфатизирующего обжига сульфидная сера окисляется и переходит в сульфатную, без эвакуации в газовую фазу. Также при обжиге частично железо в магнетите окисляется до гематита и не требует расхода кислоты на побочные реакции. При этом необходимо учитывать четырехкратное снижение объемов коллективного концентрата с повышением содержания ценного компонента. Кроме того, предлагаемая технология позволит организовать производство собственной серной кислоты, что позволит дополнительно снизить расходы на выщелачивание.

Оборудование и строительно-монтажные работы (СМР) для обжига не требуют ни больших затрат, ни строительства теплых зданий и цехов. Печи и газоочистные установки стоят на открытом воздухе и пригодны для использования при любой температуре. Реализация предлагаемой схемы может обеспечить извлечение меди и серебра не менее 98% с получением высококачественной катодной меди и значительно снизит энергоемкость данного производства.

Дополнительное преимущество данной схемы позволяет полностью уйти от процесса экстракции, получить экономию не только на серной кислоте, но и на экстрагенте, растворителе экстрагента, бентоните, очистке экстрагента, но также на автотранспорте и складской логистике.

По предварительной экономической оценке, годовая прибыль от реализации проекта составит свыше 3,5 млрд руб. при окупаемости проекта меньше года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе предложена модернизация схемы переработки руд Удоканского месторождения с исключением цикла экстракции, повышением показателей обогащения в цикле флотации, снижением расхода серной кислоты, упрощением технологической схемы и значительным снижением себестоимости получения флотоконцентрата и катодной меди. Реализация схемы в промышленных условиях не потребует значительной реконструкции, участок гидрохимии легче организовать в здании участка экстракции. Пропускная способность участка гидрохимии будет существенно выше.

Преимуществом указанной технологии, согласно предварительной оценке, является значительное снижение потребления серной кислоты (с учетом потерь примерно в пять раз). Исключается участок экстракции/реэкстракции и потоки экстрагентов. По схеме не предусмотрено получение концентрата для продажи. Реализуется сразу схема с переработкой всего концентрата на катодную медь (продукт с высокой добавленной стоимостью). Оборудование и СМР для обжига не требуют ни больших затрат, ни строительства зданий и цехов. Печи стоят на открытом воздухе и пригодны для использования при любой температуре, как и пыле-газоочистное оборудование. Потребуется увеличение количества электролизных ванн примерно в два раза и, соответственно, энергетических мощностей электролизного отделения, организация участка переплава черновой меди на медные аноды, а также участка электрорафинирования. Реализация предлагаемой схемы может обеспечить извлечение меди и серебра не менее 98–99% с получением высококачественной катодной меди и позволит значительно снизить себестоимость данного производства.

Список источников

1. Сизяков В.М., Власов А.А., Бажин В.Ю. Стратегические задачи российского металлургического комплекса // Цветные металлы. 2016. № 1. С. 32–37. <https://doi.org/10.17580/tsm.2016.01.05>. EDN: VWTIRH.
2. Харченко Е.М., Ульява Г.А., Егорова Т.Г., Рахимбеков С.С. Переработка шлаков медеплавильного производства // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. 2015. № 7-1. С. 30–33. EDN: TVZOTL.
3. Котельникова А.Л. Исследование подвижности загрязняющих веществ при кислотном выщелачивании хвостов переработки медеплавильных шлаков // Инженерная экология. 2006. № 1. С. 54–62.
4. Sarfo P., Young Jamie, Ma Guojun, Young Courtney A. Characterization and recovery of valuables from waste copper smelting slag // Advances in Molten Slags, Fluxes, and Salts: Proceedings of the 10th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts. Cham: Springer, 2016. P. 889-898. https://doi.org/10.1007/978-3-319-48769-4_95.
5. Davenport W.G., King M.J., Schlesinger M.E., Biswas A.K. Extractive metallurgy of copper. Great Britain: Pergamon, 2002. 452 p.
6. Шнеерсон Я.М., Иванова Н.Ф. Применение автоклавных методов для рафинирования труднообогатимых медных полиметаллических концентратов // Цветные металлы. 2003. № 7. С. 63–67. EDN: QAEYGT.
7. Чантурия В.А. Инновационные процессы в технологиях переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № S15. С. 9–25. EDN: LAKAFD.
8. Манцевич М.И., Малинский Р.А., Лапшина Г.А., Херсонский М.И., Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Комбинированные технологии переработки руд цветных металлов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № S15. С. 529–538. EDN: LAKBDJ.
9. Зиновьев Ю.И. Закономерности пространственного размещения окисленных руд Удоканского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № S4. С. 180–185. EDN: MUPCDH.
10. Сенченко А.Е., Куликов Ю.В., Аксенов А.В. Технологические особенности руд Удоканского месторождения меди, определяющие рациональную схему переработки, и перспективные направления совершенствования технологии // Цветные металлы. 2017. № 10. С. 105–120. <https://doi.org/10.17580/tsm.2017.10.04>. EDN: ZXAMRH.
11. Зиновьев Ю.И. Геохимические особенности сакуканских отложений и медных руд Удокана // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № S3. С. 63–68. EDN: LASVRH.
12. Денисов М.Э., Руднев Б.П., Крылова Л.Н., Кучмина Ю.С. Технология переработки медной руды Удоканского месторождения с предварительным сернокислотным выщелачиванием // Цветная металлургия. 2014. № 3. С. 25–30. EDN: TGWFEN.
13. Золотова Е.С., Рябинин В.Ф., Котельникова А.Л., Иванова Н.С. Оценка мобильности элементов из отходов переработки медеплавильных шлаков в лесные почвы // Литосфера. 2020. Т. 20. № 5. С. 717–726. <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2020-20-5-717-726>. EDN: ZSABLA.
14. Зайцев П.В., Плешков М.А., Шнеерсон Я.М. Разработка автоклавной технологии переработки медно-золотого сырья // Золото и технологии. 2016. № 1. С. 157–167.
15. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т., т. 2. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. С. 343-785.
16. Горлова О.Е., Шадрюнова И.В., Синянская О.М. Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической неокислотной технологии переработки отвалов забалансовых медных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 12. С. 157–167. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-12-0-151-167>. EDN: YOPAPJ.
17. Фатьянова А.В., Щеглова С.А. Оптимизация технологии переработки медных руд Удоканского месторождения // Вестник Забайкальского государственного университета. 2021. Т. 27. № 7. С. 33–40. <https://doi.org/10.21209/2227-9245-2021-27-7-33-40>. EDN: MMHGUF.
18. Лапшин Д.А., Простакишин М.Ф., Золотарев В.Н., Храмцова И.Н. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Ч. 1. Лабораторные исследования по определению основных технических решений // Цветные металлы. 2014. № 8. С. 14–19. EDN: SNND RP.
19. Лапшин Д.А., Простакишин В.Н. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Ч. 2. Особенности технологических свойств руд // Цветные металлы. 2015. № 2. С. 21–25. EDN: TNISPL.
20. Васюнина Н.В., Иванова И.К., Дружинин К.Е., Сысоева Я.С., Иванова И.К. Исследование возможности установки флотомашин струйного типа при обогащении медно-молибденовых руд // Металлургия цветных, редких и благородных металлов: сб. докл. XVI Междунар. конф. имени члена-корреспондента РАН Г.Л. Пашкова (г. Красноярск, 5–8 сентября 2023 г.). Красноярск: Красноярский краевой Дом науки и техники Российского союза научных и инженерных общественных объединений, 2023. С. 202–209. <https://doi.org/10.47813/sfu.mnfrpm.2023.202-209>.
21. Bennett D., Crnkovic I., Walker P. Recent process developments at the Phu Kham copper-gold concentrator, Laos // 11th AusIMM Mill Operators' Conference 2012 (Hobart, 29–31 October 2012). Hobart, 2012. P. 257–272.

References

1. Sizyakov V.M., Vlasov A.A., Bazhin V.Yu. Strategy tasks of the Russian metallurgical complex. *Tsvetnye metally*. 2016;1:32-37. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2016.01.05>. EDN: VWTIRH.

2. Kharchenko E.M., Ul'eva G.A., Egorova T.G., Rakhimbekov S.S. The copper smelting slag recycling production. *International Journal of Applied and Basic Research*. 2015;7-1:30-33. (In Russ.). EDN: TVZOTL.
3. Kotelnikova A.L. Investigation of the mobility of pollutants during acid leaching of tailings from the processing of copper smelting. *Inzhenernaya ekologiya*. 2006;1:54-62. (In Russ.).
4. Sarfo P., Young Jamie, Ma Guojun, Young Courtney A. Characterization and recovery of valuables from waste copper smelting slag. In: *Advances in Molten Slags, Fluxes, and Salts: Proceedings of the 10th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts*. Cham: Springer; 2016, p. 889-898. https://doi.org/10.1007/978-3-319-48769-4_95.
5. Davenport W.G., King M.J., Schlesinger M.E., Biswas A.K. *Extractive metallurgy of copper*. Great Britain: Pergamon; 2002, 452 p.
6. Shneerson Ya.M., Ivanova N.F. Using pressure oxidation methods for refractory copper polymetallic concentrate refining. *Tsvetnye metally*. 2003;7:63-67. (In Russ.). EDN: QAEYGT.
7. Chanturiya V.A. Innovated processes in refinement technologies for raw materials of complex minerals. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2009;S15:9-25. (In Russ.). EDN: LAKAFD.
8. Mantsevich M.I., Malinskiy R.A., Lapshina G.A., Hersonskiy M.I., Bocharov V.A., Ignatkina V.A. Integrated technologies of non-ferrous metals processing. *Mining informational and analytical bulletin*. 2009;S15:529-538. (In Russ.). EDN: LAKBDJ.
9. Zinoviev Yu.I. Regularities of Udokan deposit oxidized ore spatial distribution. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2007;S4:180-185. (In Russ.). EDN: MUPCDH.
10. Senchenko A.E., Kulikov Yu.V., Aksenov A.V. Process characteristics of Udokan copper deposit ores, defining the efficient processing flowsheet and prospective ways of the process improvement. *Tsvetnye metally*. 2017;10:105-120. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2017.10.04>. EDN: ZXAMRH.
11. Zinoviev Yu.I. Geochemical features of the Sakukan deposits and copper ores of Udokan. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2009;S3:63-68. (In Russ.). EDN: LASVRH.
12. Denisov M.E., Rudnev B.P., Krylova L.N., Kuchmina Yu.S. Technology of processing of copper ore Udokan deposit with preliminary sulfuric acid leaching. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2014;3:25-30. (In Russ.). EDN: TGWFEN.
13. Zolotova E.S., Ryabinin V.F., Kotelnikova A.L., Ivanova N.S. Assessment of element mobility from copper smelting waste slag into forest soils. *Lithosphere*. 2020;20(5):717-726. (In Russ.). <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2020-20-5-717-726>. EDN: ZSABLA.
14. Zaitsev P.V., Pleshkov M.A., Shneerson Ya.M. Development of autoclave technology for copper-gold raw material processing. *Zoloto i tekhnologii*. 2016;1:157-167. (In Russ.).
15. Lodeishchikov V.V. *Technology of gold and silver recovery from refractory ores*. Irkutsk: Irgiredmet; 1999, p. 343-785. (In Russ.).
16. Gorlova O.E., Shadrinova I.V., Sinyanskaya O.M. Development of a combined technology for nonacid flotation-hydrometallurgical processing of noneconomic copper ore stock piles. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2018;12:157-167. (In Russ.). <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-12-0-151-167>. EDN: YOPAPJ.
17. Fatyanov A.V., Shcheglova S.A. Optimization of the processing technology of copper ores of the Udokan deposit. *Transbaikal State University Journal*. 2021;27(7):33-40. (In Russ.). <https://doi.org/10.21209/2227-9245-2021-27-7-33-40>. EDN: MMHGUF.
18. Lapshin D.A., Prostakishin M.F., Zolotarev V.N., Khramtsova I.N. Technology development of the Udokan copper deposit. Part 1. Laboratory studies to determine the main technical solutions. *Tsvetnye metally*. 2014;8:14-19. (In Russ.). EDN: SNNDRP.
19. Lapshin D.A., Prostakishin V.N. Technology development of the Udokan copper deposit. Part 2. Features of ore technological properties. *Tsvetnye metally*. 2015;2:21-25. (In Russ.). EDN: TNISPL.
20. Vasyunina N.V., Burdakova E.A., Druzhinin K.E., Sisoeva Y.S., Ivanova I.K. Study of the possibility of installing jet flotation machines for the enrichment of copper-molybdenum ores. In: *Metallurgiya cvetnykh, redkikh i blagorodnykh metallov: sbornik dokladov XVI Mezhdunarodnoy konferencii imeni chlena-korrespondenta RAN G.L. Pashkova = Metallurgy of non-ferrous, rare and noble metals: collection of reports of 16th International Conference named after the Corresponding Member of the Russian Academy of Sciences G.L. Pashkov*. 5–8 September 2023, Krasnoyarsk. Krasnoyarsk: Scientific and Technology City Hall Krasnoyarsk; 2023, p. 202-209. (In Russ.). <https://doi.org/10.47813/sfu.mnfrpm.2023.202-209>.
21. Bennett D., Crnkovic I., Walker P. Recent process developments at the Phu Kham copper-gold concentrator, Laos. In: *11th AusIMM Mill Operators' Conference 2012*. 29–31 October 2012, Hobart. Hobart; 2012, p. 257-272.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Васюнина Наталья Валерьевна,

к.т.н., доцент,
доцент кафедры металлургии цветных металлов,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
✉ vvasyunina@yandex.ru
<https://orcid.org/0000-0002-4334-3914>

Natalya V. Vasyunina,

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Associate Professor of the Department
of Non-Ferrous Metals Metallurgy,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr., Krasnoyarsk 660041, Russia
✉ nvvasyunina@yandex.ru
<https://orcid.org/0000-0002-4334-3914>

Дружинин Константин Евгеньевич,
ведущий инженер-металлург,
ООО «Индаст-ПРО»,
660025, г. Красноярск,
ул. Вавилова, 56/197, Россия
bearget@mail.ru

Konstantin E. Druzhinin,
Lead Metallurgical Engineer,
Indast-PRO LLC,
56/197 Vavilova St., Krasnoyarsk
660025, Russia
bearget@mail.ru

Бурдакова Екатерина Александровна,
к.т.н., доцент,
заведующий кафедрой обогащения
полезных ископаемых,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
kate-groo@yandex.ru
<https://orcid.org/0000-0003-2167-7216>

Ekaterina A. Burdakova,
Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Head of the Mineral Processing Department,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr, Krasnoyarsk
660041, Russia
kate-groo@yandex.ru
<https://orcid.org/0000-0003-2167-7216>

Дубова Ирина Владимировна,
к.т.н., доцент,
доцент кафедры фундаментального
естественнонаучного образования,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
idubova@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0002-3910-7513>

Irina V. Dubova,
Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Associate Professor of the Department
of Fundamental Science Education,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr., Krasnoyarsk
660041, Russia
idubova@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0002-3910-7513>

Бакшеев Сергей Пантелеймонович,
независимый исследователь,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
bsp77@yandex.ru

Sergey P. Baksheev,
Independent Researcher,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr., Krasnoyarsk
660041, Russia
bsp77@yandex.ru

Иванова Ирина Константиновна,
инженер-исследователь,
ООО «Индаст-ПРО»
660025, г. Красноярск,
ул. Вавилова 56/197, Россия
irinaswix11@gmail.com

Irina K. Ivanova,
Research Engineer,
Indast-PRO LLC,
56/197 Vavilova St., Krasnoyarsk
660025, Russia
irinaswix11@gmail.com

Богданов Евгений Вячеславович,
студент,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
bogdanov295@yandex.ru

Evgeniy V. Bogdanov,
Student,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr., Krasnoyarsk
660041, Russia
bogdanov295@yandex.ru

Бакшеева Ирина Игоревна,
к.т.н., доцент,
доцент кафедры обогащения
полезных ископаемых,
Сибирский федеральный университет,
660041, г. Красноярск,
Свободный просп., 79, Россия
Irina__igorevna@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0002-3838-7429>

Irina I. Baksheeva,
Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Associate Professor of the
Mineral Processing Department,
Siberian Federal University,
79 Svobodny pr., Krasnoyarsk
660041, Russia
Irina__igorevna@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0002-3838-7429>

Заявленный вклад авторов

Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации.

Authors' contribution

The authors contributed equally to this article.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Информация о статье

Статья поступила в редакцию 10.01.2025 г.; одобрена после рецензирования 17.02.2025 г.; принята к публикации 05.05.2025 г.

Conflict of interests

The authors declare no conflict of interests.

The final manuscript has been read and approved by all the co-authors.

Information about the article

The article was submitted 10.01.2025; approved after reviewing 17.02.2025; accepted for publication 05.05.2025.