

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.74

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-2-83-90

ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ ИХ МЕДЛЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ И УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

МАМОНОВ С. В., ГАЗАЛЕЕВА Г. И., ДРЕСВЯНКИНА Т. П., ВОЛКОВА С. В.,
ВАСИЛЬЕВ И. Д.

В статье приводятся результаты исследований инновационных направлений повышения технологических показателей обогащения шлаков медеплавильных заводов, основанных на медленном их охлаждении и ультратонком измельчении в бисерных мельницах. Установлено, что в процессе медленного охлаждения отвального шлака особую роль играют температурный режим и скорость охлаждения. Отмечено, что наилучшие структурные превращения шлака происходят в температурном интервале от 1080 до 880 °С и при скорости охлаждения 5–10 °С/ч. Показано, что медленное охлаждение приводит к увеличению крупности сульфидных частиц, перераспределению меди по минеральным формам. Установлено оптимальное значение рН пульпы, равное 7–8, при котором содержание меди в медном концентрате возрастает до 27 % при одновременном повышении извлечения на 16 %. Показано, что технология медленного охлаждения шлака с последующей его переработкой на действующей обогатительной фабрике позволила повысить: извлечение меди в медный концентрат на 15–22 %; производительность измельчительного оборудования на 25 %; степень раскрытия минералов меди на 25–30 %. Показана возможность повышения технологических показателей обогащения отвальных шлаков печи Ванюкова и шахтных печей с применением ультратонкого измельчения. Установлено, что полное раскрытие сульфидов меди происходит только при ультратонком измельчении в бисерных мельницах до крупности 10–20 мкм. Установлено, что при флотации шлака, измельченного в шаровой мельнице до содержания 85 %, в медный концентрат можно извлечь 48,8 % меди. Увеличение содержания свободных зерен медных минералов до 100 % при бисерном измельчении позволяет увеличить извлечение меди в медный концентрат до 62,3 %.

Ключевые слова: шлак печи Ванюкова; шлак шахтных печей; свободные зерна; степень раскрытия; тонина помола; сульфиды меди; ультратонкое измельчение; медленное охлаждение шлака; бисерная мельница; медный концентрат.

Мамонов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, заведующий лабораторией обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья ОАО «Уралмеханобр»; заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Газалеева Галина Ивановна – доктор технических наук, заведующая отделом рудоподготовки и специальных методов исследований ОАО «Уралмеханобр»; профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Gazaleeva_GI@umbr.ru

Дресвянкина Татьяна Павловна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Dresvyankina_TP@umbr.ru

Волкова Светлана Владимировна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья. 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Volkova_SV@umbr.ru

Васильев Игорь Дмитриевич – студент кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Интенсивное развитие медеплавильной промышленности в России привело к накоплению большого количества техногенных отходов, по объему практически сопоставимого с запасами медных месторождений, поставленных на баланс. Основными переработчиками вторичного медьсодержащего сырья на Урале являются обогатительные фабрики металлургических заводов ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» (СУМЗ), ЗАО «Карабашмедь», ОАО «Святогор», филиал «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь». Известны случаи переработки шлаков на Гайской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках. Эти предприятия перерабатывают как богатый конвертерный, так и бедный отвальный шлаки. При обогащении конвертерного шлака с содержанием меди 2–5 % на обогатительных фабриках стабильно получают высокие технологические показатели: содержание меди в концентрате 25–35 % при извлечении более 85 %. При обогащении отвального шлака практически на всех обогатительных фабриках получают низкие технологические показатели.

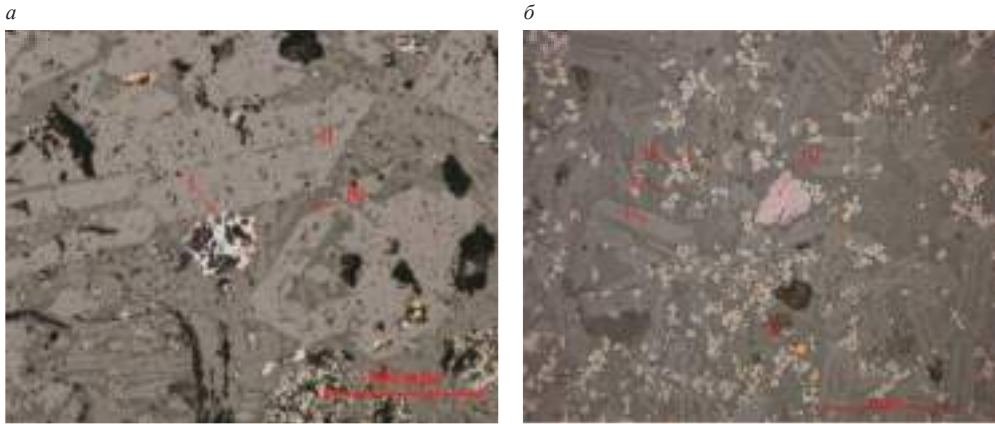


Рис. 1. Структура медленно – *а* и быстро – *б* охлажденного шлака

Анализ литературных данных [1, 2, 4, 8] показал, что при обогащении отвального шлака, содержащего от 0,6 до 1,2 % меди, получают концентраты с содержанием меди до 18 % при ее извлечении 45–60 %. При этом прослеживается закономерность снижения извлечения меди в медный концентрат при снижении ее содержания в исходных шлаках.

Инновационными способами повышения технологических показателей обогащения отвальных шлаков медеплавильных заводов являются медленное охлаждение шлака и его ультратонкое измельчение в процессе обогащения [1–12].

Медленное охлаждение. В процессе медленного охлаждения отвального шлака особую роль играют температурный режим и скорость охлаждения.

В работах [5–7] показано, что в температурном интервале от 1080 до 880 °С наблюдаются структурные превращения шлака. При охлаждении шлака, начиная с температуры 1200 °С, происходят процессы осаждения, коалесценции и кристаллизации. В температурном интервале от 1200 до 1080 °С протекают в основном процессы осаждения и коалесценции, а в интервале температур от 1080 до 880 °С – процесс кристаллизации. Скорость охлаждения в температурном интервале 1200–880 °С должна составлять 5–10 °С/ч. Начиная с температуры 800 °С скорость охлаждения уже не влияет на структуру шлака. Медленное охлаждение приводит к качественным и количественным изменениям структуры шлака – крупность сульфидных частиц увеличивается в несколько раз. В работе [6] при изучении под микроскопом структуры медленно охлажденных шлаков

было установлено, что средний диаметр медных минералов в них составляет 80–90 мкм, в то время как при традиционном быстром охлаждении этот размер составляет 40 мкм.

Данный факт подтвержден исследованиями института Уралмеханобр. На рис. 1 представлена структура медленно и быстро охлажденного шлака ОАО «СУМЗ».

Исследованиями установлено [1, 3, 5–7], что процесс медленного охлаждения текущего шлака не только позволяет увеличить размер медьсодержащих минералов до 3 раз за счет их перекристаллизации, но и перераспределить медь по минеральным формам. В результате этого происходит повышение содержания меди в извлекаемых ассоциациях за счет перехода первичной минеральной формы меди во вторичную, окисления железа и выноса (замещения) его из кристаллической решетки халькопирита в отдельную фазу. При этом в медленно охлажденном шлаке, по сравнению с текущим шлаком, отсутствуют сульфатные и окисленные формы соединений меди.

Технологические показатели обогащения МОШ при разных значениях pH пульпы, %

Продукт	Выход	Массовая доля меди	Извлечение меди
<i>Флотация шлака при pH = 9–12</i>			
Медный концентрат	3,58	10,13	51,80
Отвальные хвосты	96,42	0,35	48,20
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00
<i>Флотация шлака при pH = 7–8</i>			
Медный концентрат	1,77	27,35	68,18
Отвальные хвосты	98,23	0,23	31,82
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00

Известна технология обогащения медленно охлажденного шлака (МОШ) печи Flash furnace на предприятии Ronnskar Smelter New Boliden (Швейцария), содержащего 1,5–2,0 % меди. Технология обогащения предусматривает двухстадийное измельчение шлака, винтовую сепарацию, концентрирование на столе и флотацию. На концентрационном столе получают золотосодержащий концентрат с массовой долей золота 500 г/т. После флотации получается медный концентрат с массовой долей меди 18 % при ее извлечении 35–40 %. Надо отметить, что показатели обогащения медленно охлажденных шлаков на фабрике Boliden значительно ниже, чем при переработке аналогичного сырья на заводе «Хитати» (Япония). На последнем при обогащении шлака, содержащего 2,47 % меди, получают медный концентрат с содержанием меди 24 % при извлечении 89–91 %.

В 2013 г. ОАО «СУМЗ» совместно с ОАО «Уралмеханобр» выполнили работы по медленному охлаждению отвального шлака печи Ванюкова с последующей его флотацией. В процессе лабораторных исследований по флотационному обогащению МОШ установлена закономерность, заключающаяся в снижении технологических показателей обогащения при повышении pH пульпы. Из приведенных в таблице данных следует, что при снижении pH пульпы с 9–12 до 7–8 качество медного концентрата улучшается в 1,5–2,5 раза – содержание меди возрастает с 10 до 27 % при одновременном повышении извлечения на 16 %. Повышение качества медного концентрата при pH пульпы 7–8 обусловлено снижением флотационной активности фаялита и кварца за счет уменьшения адсорбции ионов Ca^{2+} , содержащихся в жидкой фазе пульпы, на их поверхности.

Разработаны реагентный и технологический режимы обогащения МОШ применительно к условиям обогатительной фабрики ОАО «СУМЗ». По результатам лабораторных исследований установлено, что по действующей на фабрике схеме из медленно охлажденного шлака с содержанием меди 0,9–1,1 % можно получить медный концентрат с массовой долей меди 16–20 % при извлечении меди 65–74 %.

В промышленных условиях ОАО «СУМЗ» проведено медленное охлаждение текущего отвального шлака печи Ванюкова. За время испытаний охлаждены 104 шлаковозные чаши и получено 2600 т медленно охлажденного шлака, который был направлен на обогатительную фабрику. Содержание меди в МОШ составило 0,9–1,1 %. Опытно-промышленные испытания по флотационному обогащению МОШ

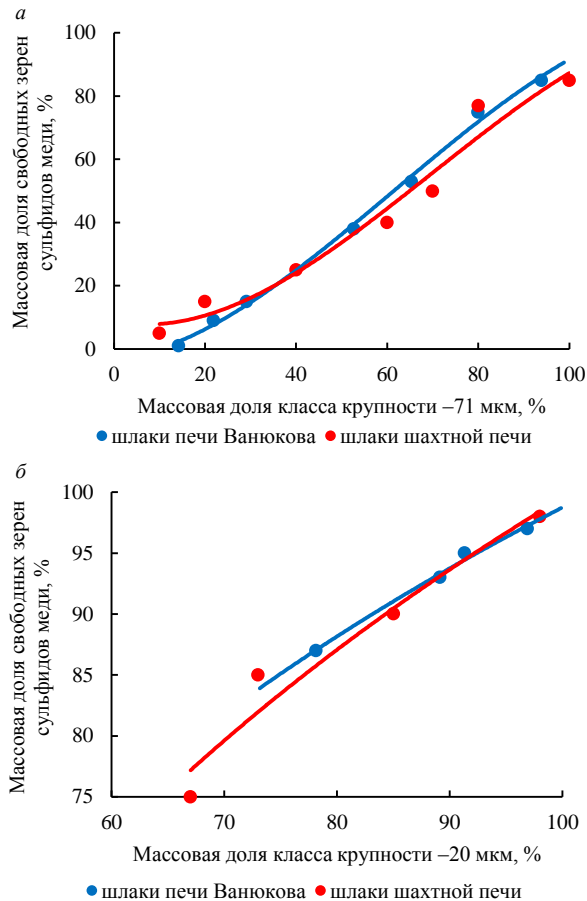


Рис. 2. Зависимость массовой доли свободных зерен сульфидов меди:

а – от массовой доли класса –71 мкм в измельченном продукте при шаровом измельчении; *б* – от массовой доли класса –20 мкм при бисерном измельчении

проведены на первой технологической секции фабрики по действующей схеме, включающей операции основной, контрольной и двух перерывных флотаций. В результате промышленных испытаний на обогатительной фабрике получен медный концентрат с содержанием меди 20 % при ее извлечении 65–74 %.

Таким образом, технология медленного охлаждения шлака с последующей его переработкой на действующей обогатительной фабрике позволила повысить:

– извлечение меди в медный концентрат на 15–22 %;

- производительность измельчительного оборудования на 25 %;
- степень раскрытия минералов меди на 25–30 %.

Ультратонкое измельчение. Исследования влияния ультратонкого измельчения на технологические показатели обогащения проведены в ОАО «Уралмеханобр» на пробе текущего отвального шлака печи Ванюкова (ПВ) ОАО «СУМЗ», содержащего 0,85 % меди. В ходе исследований изучено раскрытие сульфидных минералов меди в процессе измельчения в шаровой лабораторной мельнице МШЛ 300 × 200 и вертикальной лабораторной бисерной мельнице. Результаты исследований шарового измельчения (рис. 2, а) показали, что даже при измельчении шлака до крупности 100 % класса –71 мкм массовая доля свободных зерен сульфидов меди составляет всего 83 %.

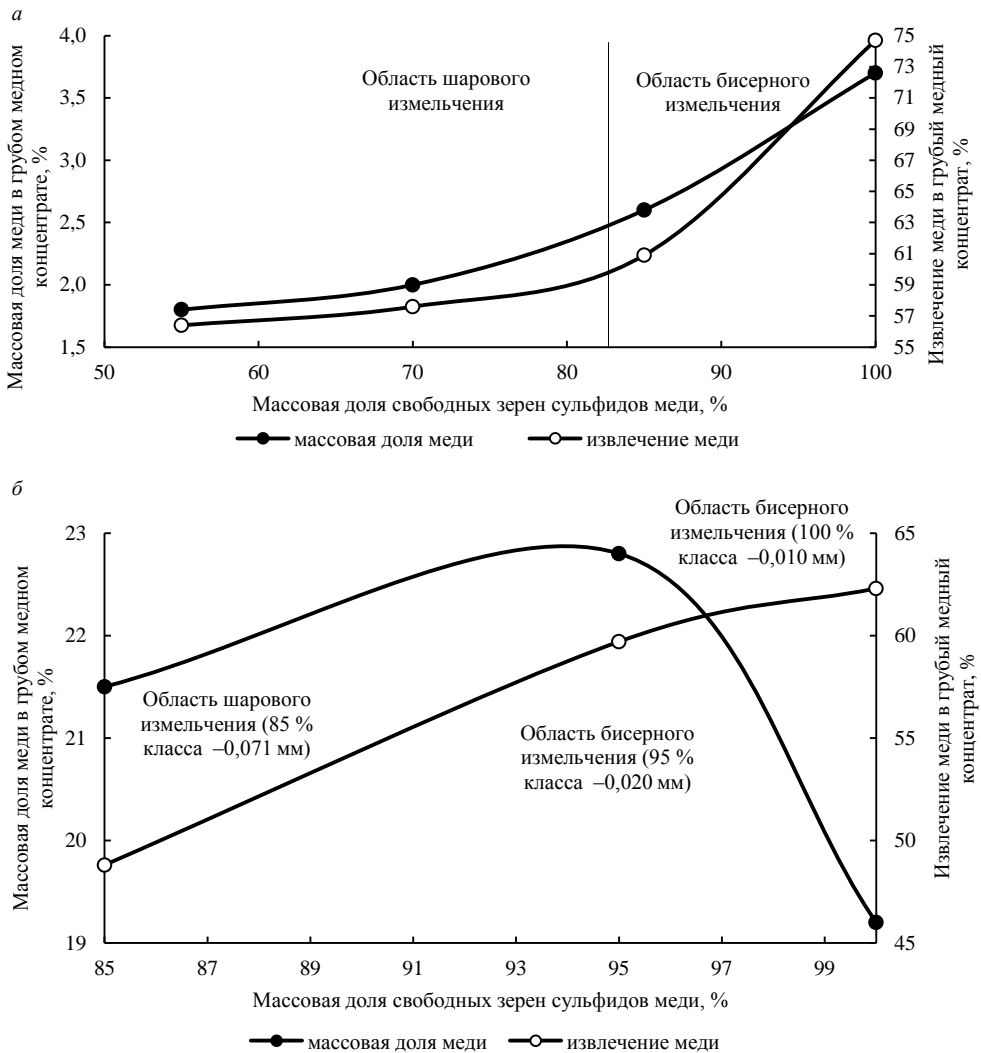


Рис. 3. Зависимость показателей обогащения отвального шлака ПВ от массовой доли свободных зерен сульфидов меди:

а – при постановке открытых опытов; б – при постановке схемных замкнутых опытов

Для повышения степени раскрытия сульфидных минералов меди проведены исследования ультратонкого измельчения шлака ПВ в лабораторной вертикальной бисерной мельнице Knelson-Deswik модели KD-VGM2. Процесс бисерного

измельчения изучался при следующих режимных параметрах работы мельницы: производительность по питанию – 0,5 т/ч; массовая доля твердого в питании – 35 %; крупность питания – 95 % класса –71 мкм; номинальная объемная загрузка мелющих тел – 65 %; установленная мощность – 14,9 кВт; номинальный размер мелющих тел – 2,8 мм; материал мелющих тел – церий, стабилизированный цирконием; удельная плотность мелющих тел – 6,1 кг/л; масса мелющих тел – 7,1 кг.

Согласно рис. 2, б, при бисерном измельчении шлака ПВ до крупности 95 % класса –20 мкм раскрытие сульфидных минералов меди составляет 98 %. Полное (100 %) раскрытие сульфидных минералов меди наблюдается только при измельчении отвального шлака до содержания 100 % класса крупности –10 мкм.

Далее были проведены сравнительные флотационные исследования продуктов шарового и бисерного измельчения. Измельченные продукты поступали в операцию основной медной флотации при постоянных расходах бутилового ксантогената калия 100 г/т и пенообразователя Т-92 – 10 г/т, а также при одинаковой продолжительности флотации 25 мин.

В результате флотационных исследований (рис. 3, а) установлено, что в процессе флотации разгрузки шаровой мельницы в пенный продукт основной медной флотации извлекается 60 % меди при массовой доле меди в нем 2,4 %. При флотации разгрузки бисерной мельницы извлечение меди в пенный продукт возрастает до 74,7 % при содержании меди 3,7 %.

На продуктах шарового и бисерного измельчения шлака были проведены замкнутые флотационные опыты по принципу непрерывного технологического процесса. Результаты замкнутых опытов приведены на рис. 3, б.

Результаты проведенных исследований показывают, что по технологии, включающей измельчение шлака ПВ в шаровой мельнице до крупности 85 % класса –71 мкм (содержание свободных зерен медных минералов 85 %) из отвального шлака ПВ возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 21,5 % при извлечении меди 48,8 %. Увеличение тонины помола до 95 % класса крупности –20 мкм в бисерной мельнице (содержание свободных зерен медных минералов 95 %) способствует повышению содержания меди в медном концентрате до 22,8 % с одновременным увеличением ее извлечения более чем на 10 % (до 59,7 %). Дальнейшее ультратонкое измельчение отвального шлака в бисерной мельнице до крупности 95 % класса –10 мкм и, соответственно, до содержания 100 % свободных сульфидов меди позволяет увеличить извлечение меди до 62,3 %. Однако при этом качество медного концентрата снижается до 19,2 % за счет повышения степени ошламования порообразующих минералов.

Технология ультратонкого измельчения испытана на пробе лежалых шлаков шахтных печей (ШП) Кировградского комбината, содержащих 0,8 % меди.

Исследования (рис. 2, а) показали, что при шаровом измельчении шлака ШП до флотационной крупности 75 % класса –71 мкм, что соответствует практике работы Кировградской обогатительной фабрики, массовая доля свободных зерен сульфидов меди составляет 64 %.

На продукте шарового измельчения проведены флотационные опыты в замкнутом цикле по фабричной схеме. Схема включает: измельчение до 75 % класса крупности –71 мкм, цикл основной и контрольной медной флотации, две перечистные операции флотации грубого медного концентрата. По результатам флотационных исследований получен медный продукт с массовой долей меди 6,32 % при извлечении 52,07 %.

Увеличение тонины помола шлака ШП в шаровой мельнице до крупности 90 % класса –71 мкм позволяет повысить массовую долю свободных зерен суль-

фидов меди до 85 %. При этом флотационными исследованиями показана возможность повышения содержания меди в медном продукте до 9,86 % при одновременном повышении ее извлечения до 53,34 %.

Применение бисерного измельчения шлака ШП позволяет увеличить тонину помола и степень раскрытия сульфидных минералов. Так, при увеличении тонины помола шлака ШП в бисерной мельнице до крупности 95–98 % класса –20 мкм позволяет повысить массовую долю свободных зерен сульфидов меди до 98 %. Полное раскрытие сульфидов меди наблюдается при измельчении шлака ШП до крупности 95 % класса –10 мкм в бисерной мельнице.

Опробован вариант переработки отвального шлака ШП по схеме, включающей измельчение шлака до крупности 90 % класса –71 мкм, цикл основной и контрольной флотации, доизмельчение грубого медного концентрата до 95–98 % класса –20 мкм в бисерной мельнице, проведение перечистных операций флотации. По этой технологии показана возможность получения медного концентрата с массовой долей меди 18,01 % при извлечении 55,18 %.

Итак, процесс медленного охлаждения текущего отвального шлака медеплавильного производства позволяет улучшить качество обогащаемого материала и повысить на 15–22 % извлечение меди в медный концентрат.

Применение ультратонкого измельчения позволяет полностью раскрыть сульфиды меди и повысить извлечение меди в медный концентрат на 10–13 % в случае переработки текущего отвального шлака печи Ванюкова и на 3 % – при переработке упорных лежалых шлаков шахтных печей при одновременном повышении качества медного концентрата почти в 3 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под ред. В. А. Чантурия, И. В. Шадруновой. М.: Наука, 2016. 387 с.
2. Газалеева Г.И., Мамонов С. В., Сладков М. М., Кутепов А. В. Повышение технологических показателей обогащения при переработке медных шлаков // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2016. № 3. С. 18–22.
3. Mamonov S., Ashikhin V. Increasing technology indexes of beneficiation of copper slag // IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings. Paper ID 676.
4. Сабанова М. Н. Интенсификация процесса флотации медного шлака в условиях водооборота: дис. ... канд. техн. наук. М.: 2016. 169 с.
5. Akella L. N., Vasu K. J., Prasad P. M. J. Electrochem. Soc. Indian. 1978. Vol. 27. No. 1. P. 1–8.
6. Shelly T. R., Shelly R. Transaction Institute of Mining and Metallurgy. 1974. No. 33. June (811). P. 124–125.
7. Huang H., Dai Z., Hu Y., Sun W., Cao X. Technology and mechanism research for crystal phase regulating flotation of copper-containing slag // IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings. Paper ID 853.
8. Киреева О. В., Дресвянкина Т. П., Мамонов С. В. Роль процесса специального охлаждения шлака медеплавильного производства в технологии его переработки // Глобус. 2014. № 3. С. 52–53.
9. Киреева О. В., Дресвянкина Т. П., Назаренко Л. Н. Совершенствование технологии обогащения лежалых отвальных шлаков с применением ультратонкого измельчения // Глобус. 2014. № 3. С. 54–55.
10. Селиванов Е. Н., Беляев В. В., Гуляева Р. И., Копытов А. С., Сельменских Н. И. Фазовый состав продуктов и распределение металлов при флотации конвертерных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода // Цветные металлы. 2008. № 12. С. 23–27.
11. Karimi N., Vaghar R., Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Hashemi Ahmad S. Recovery of copper from the slag of khatoonabad flash smelting furnace by flotation method // J. of the Institution of engineers (India): Ser. D. 2013. Vol. 94. No. 1. P. 43–50.
12. Шадрунова И. В., Колодежная Е. В., Ожогина Е. Г., Горлова О. Е. Оценка минералого-технологических особенностей техногенного минерального сырья при прогнозировании возможностей его переработки и селективности дезинтеграции // Технологическая минералогия природных и техногенных месторождений: сб. ст. IX семинара по технологической минералогии. Петрозаводск: КНЦ РАН, 2015. С. 35–42.

IMPROVEMENT OF TECHNOLOGICAL INDICES OF COPPER SMELTERS SLAGS PROCESSING ON THE BASIS OF THEIR SLOW COOLING AND ULTRA-FINE GRINDING

Mamonov S. V., Gazaleeva G. I., Dresviankina T. P., Volkova S. V. – OAO Uralmekhanobr, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Vasil'ev I. D. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.

The article introduces the research results of innovative directions of copper smelters slags enrichment technological indicators improvement based on their slow cooling and ultra-fine grinding in bead mills. It has been established that during the slow cooling of the slag, the temperature regime and the rate of its cooling play a special role. It is noted that the best structural transformations of slag occur in the temperature range from 1080 °C to 880 °C and at a cooling rate of 5–10 °C/h. It is shown that slow cooling leads to the increase in the size of the sulphide particles, copper is redistributed along mineral forms. Optimum value of the pulp has been determined, which is equal to 7–8, at which the content of copper in a copper concentrate increases to 27% with an increase in extraction by 16%. It has been proved that the technology of slow cooling of slag with its subsequent processing at the operating concentrating mill allowed increasing: extraction of copper into copper concentrate by 15–22%; productivity of grinding equipment by 25%; degree of disclosure of copper minerals by 25–30%. The possibility of increasing the technological indexes of enrichment of the waste slag of the Vanyukov furnace and shaft furnaces with the use of their ultra-fine grinding is shown. It has been established that full disclosure of copper sulfides occurs only with ultrathin grinding in bead mills to a fineness of 10–20 μm. It has been found that when flotation of slag crushed in a ball mill to 85% of free grains of copper minerals, copper 48.8% of copper can be extracted into the copper concentrate. An increase in the content of free grains of copper minerals to 100% with bead milling allows increasing the extraction of copper into copper concentrate to 62.3%.

Key words: slag of Vanyukov furnace; slag of shaft furnaces; loose grains; degree of opening; fineness of grinding; copper sulfides; ultra-fine grinding; slow cooling of slag; bead mill; copper concentrate.

REFERENCES

1. *Tekhnologiya obogashcheniya mednykh i medno-tsinkovykh rud Urala. Pod red. V. A. Chanturiia, I. V. Shadrunovoi* [The technology of concentrating copper and copper-zinc ore of the Urals. Edited by V. A. Chanturiia, I. V. Shadrunova]. Moscow, Nauka Publ., 2016. 387 p.
2. Gazaleeva G. I., Mamonov S. V., Sladkov M. M., Kutepov A. V. [Improvement of technological indices of concentration at copper slag processing]. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya – Universities' Proceedings. Nonferrous Metallurgy*, 2016, no. 3, pp. 18–22. (In Russ.)
3. Mamonov S., Ashikhin V. Increasing technology indexes of beneficiation of copper slag. *IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings*. Paper ID 676.
4. Sabanova M. N. *Intensifikatsiia protsessa flotatsii mednogo shlaka v usloviakh vodooborota: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Intensification of copper slag flotation process in conditions of water rotation. Cand. eng. sci. diss.]. Moscow, 2016. 169 p.
5. Akella L. N., Vasu K. J., Prasad P. M. J. *Electrochem. Soc. Indian*. 1978, vol. 27, no. 1, pp. 1–8.
6. Shelly T. R., Shelly R. *Transaction Institute of Mining and Metallurgy*. 1974, no. 33, June (811), pp. 124–125.
7. Huang H., Dai Z., Hu Y., Sun W., Cao X. Technology and mechanism research for crystal phase regulating flotation of copper-containing slag. *IMPC 2016: XXVIII Int. Mineral Processing Congress Proceedings*. Paper ID 853.
8. Kireeva O. V., Dresviankina T. P., Mamonov S. V. [The role of the process of copper smelters slag specialized cooling in the technology of its processing]. *Globus – Globe*, 2014, no. 3, pp. 52–53. (In Russ.)
9. Kireeva O. V., Dresviankina T. P., Nazarenko L. N. [Improvement of stale slag concentration technology with the use of ultra-thin grinding]. *Globus – Globe*, 2014, no. 3, pp. 54–55. (In Russ.)
10. Selivanov E. N., Beliaev V. V., Guliaeva R. I., Kopytov A. S., Sel'menskikh N. I. [Phase products composition and distribution of metals at converter slag flotation at Sredneuralsky copper smelting plant]. *Tsvetnye metally – Non-ferrous Metals*, 2008, no. 12, pp. 23–27. (In Russ.)
11. Karimi N., Vaghar R., Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Hashemi Ahmad S. Recovery of copper from the slag of khatonabad flash smelting furnace by flotation method. *J. of the Institution of engineers (India): Ser. D*. 2013, vol. 94, no. 1, pp. 43–50.
12. Shadrunova I. V., Kolodezhnaia E. V., Ozhogina E. G., Gorlova O. E. [The estimation of mineralogical and technological peculiarities of technogenic raw material when forecasting the possibilities of its processing and selective disintegration]. *Tekhnologicheskaya mineralogiia prirodnykh i tekhnogennykh mestorozhdenii: sb. st. IX seminar po tekhnologicheskoi mineralogii* [Proc. 9th seminar on the technological mineralogy “Technological mineralogy of natural and technogenic deposits”]. Petrozavodsk, KSC RAS Publ., 2015, pp. 35–42.