

Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения Уральского типа

Мамонов С. В.^{1,2*}, Волкова С. В.¹, Чинова Н. Б.¹,
Хисамова А. С.¹, Горайчук П. К.¹

¹АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

²Технический университет УГМК, г. Верхняя Пышма, Россия

*e-mail: mamonov_sv@umbr.ru

Реферат

Введение и цель работы. Медно-цинковые руды колчеданных месторождений Уральского типа являются труднообогатимыми. Трудности в обогащении данных руд связаны с особенностями их вещественного состава: тонкая зернистость и эмульсионная вкрапленность рудных минералов друг в друге, наличие большого количества флотационно-активного пирита, высокое содержание тонкодисперсного и субмикроскопического золота в сульфидах и др. При переработке колчеданных руд на обогатительных фабриках в медные концентраты извлекается 83–91 % меди и 10–45 % золота, в цинковые концентраты извлекается 46–78 % цинка и 5–15 % золота. Повышение технологических показателей переработки руд колчеданных месторождений является перспективной и актуальной задачей.

Методология проведения исследований заключалась в изучении вещественного состава медно-цинковой колчеданной руды посредством количественного химического анализа; химического фазового анализа на формы соединений меди, цинка, золота и серебра; минералогического анализа. Технологические исследования выполнены флотационными и гравитационными методами с применением центробежного концентратора и концентрационного стола.

Выводы. При обогащении медно-цинковой руды колчеданного месторождения в условиях обогатительной фабрики установлен эффект циркуляционной концентрации золота в цикле доизмельчения грубого медного концентрата. Результатами исследований по центробежной концентрации золота в центробежном концентраторе с последующей перемешкой его тяжелой фракции на концентрационном столе показана возможность получения гравитационного продукта с массовой долей золота до 200 г/т при его операционном извлечении до 29 %. Отмечено, что комплексная флотационно-гравитационная технология обогащения медно-цинковой руды позволит увеличить сквозное извлечение золота в товарную продукцию более чем на 1,5 %. Применение в технологии флотации медно-цинковой колчеданной руды сочетания бутилового ксантогената калия с реагентом-коллектором ФРИМ-2920 способствует увеличению извлечения меди и золота в медный концентрат на 0,87 % и 3,22 % соответственно, а цинка в цинковый концентрат – на 0,4 %. Увеличение температуры пульпы в цикле цинковой флотации до 40–45 °С и возврат концентрата контрольной цинковой флотации и хвостов первой перемешанной цинковой флотации во II основную цинковую флотацию позволяет увеличить массовую долю цинка в цинковом концентрате с 48,5 до 51,1 % при одновременном увеличении извлечения цинка в цинковый концентрат с 62,6 до 65,6 %.

Ключевые слова: медь; цинк; золото; извлечение; медно-цинковая руда; колчеданное месторождение; центробежная концентрация; флотация; ФРИМ-2920; тепловое кондиционирование.

Введение. В металлогенических зонах Южного и Среднего Урала выявлено более 20 % балансовых запасов меди и цинка России. Эти промышленно ценные металлы в сырьевой базе горнорудных предприятий Урала представлены

медными и медно-цинковыми месторождениями в основном колчеданного типа [1]. Среди основных промышленных типов колчеданных месторождений можно выделить: Гайское, Учалинское, Ново-Учалинское, Узельгинское, Западно-Озерное, Сафьяновское, Октябрьское, Юбилейное, Подольское, Ново-Шемурское и др. [1–3], (*Методические рекомендации по применению Классификации запасов к месторождениям медных руд. М.: Министерство природных ресурсов Российской Федерации, 2005. 44 с.; Методические рекомендации по применению Классификации запасов к месторождениям свинцовых и цинковых руд. М.: Министерство природных ресурсов Российской Федерации, 2005. 43 с.*)

Внутреннее строение колчеданных рудных тел характеризуется сочетанием руд сплошных (массовая доля серы в руде более 35 %) и вкрапленных (массовая доля серы в руде менее 35 % (*Методические рекомендации по применению Классификации запасов к месторождениям медных руд...*)) текстур. Тела сплошных руд обычно имеют четкие геологические границы; вкрапленные руды, как правило, связаны постепенными переходами со слабо минерализованными вмещающими породами. Существенная особенность сплошных (массивных) руд – тонкозернистость, нередко переходящая в эмульсионную вкрапленность, что осложняет процесс их обогащения и получения высоких технологических показателей.

Сложность обогащения данных руд также вызвана наличием флотационно-активного пирита вследствие активации колломорфных, корродированных и других модификаций его тонких зерен катионами меди и продуктами окисления вторичных минералов меди [4].

Практика работы действующих обогатительных комбинатов показывает, что при переработке сплошных колчеданных руд медные концентраты получают с массовой долей меди 17–20 % и извлечением меди в них 83–91 %, а цинковые концентраты с массовой долей цинка 48–51 % и извлечением цинка в них 46–78 %.

Относительно драгметаллов отмечено, что золото уральских колчеданных руд мелкое и тонкое [5–7], присутствует в двух основных видах: 1) микровключения (1–100 мкм) собственных минералов в сульфидах (самородное золото, обычно низкопробное, и теллуриды, реже другие сложные соединения золота); 2) «невидимое» (тонкодисперсное, субмикроскопическое) золото в сульфидах.

Для колчеданных руд распределение золота в продуктах флотации пропорционально в основном извлечению пирита и других сульфидов и составляет, %: 10–45 – в медный концентрат; 5–15 – в цинковый; 40–90 – в пиритный; при содержании в них золота, г/т: 3–8; 1,5–2,0; 0,8–1,5 [4].

Повышение технологических показателей переработки руд колчеданных месторождений является в настоящее время перспективной и актуальной задачей, решением которой может стать совершенствование существующих технологий за счет изменения технологических схем или изменения точек возврата промпродуктов; корректировки реагентных режимов с изменением и/или расширением номенклатуры реагентов (селективные собиратели, новые депрессоры и т. п.); увеличения степени раскрытия полиминеральных сростков; физико-механического воздействия на объект обогащения (тепловое и аэрационное кондиционирование пульпы, ультразвуковая десорбция, электрохимическое кондиционирование пульпы, растворов флотореагентов и технологической воды и т. п.); комбинации различных методов переработки в рамках одного объекта (комбинированные гравитационно-флотационные, магнитно-флотационные, флотационно-пиро- или гидрометаллургические технологии и т. п.).

Далее рассмотрены некоторые направления совершенствования технологии обогащения медно-цинковой руды одного из колчеданных месторождений Урала.

Результаты и обсуждение. Медно-цинковая руда колчеданного месторождения содержит: 2,17 % меди; 1,03 % цинка; 28,40 % серы; 25,43 % железа; 26,10 % диоксида кремния; 1,10 г/т золота и 5,70 г/т серебра.

Медь в руде на 87,1 % ассоциирована с первичными минералами, 84,8 % из которых связаны с халькопиритом и 2,3 % – с минералами блеклых руд. С вторичными сульфидами ассоциировано 8,8 % меди, с окисленными минералами – 4,1 %.

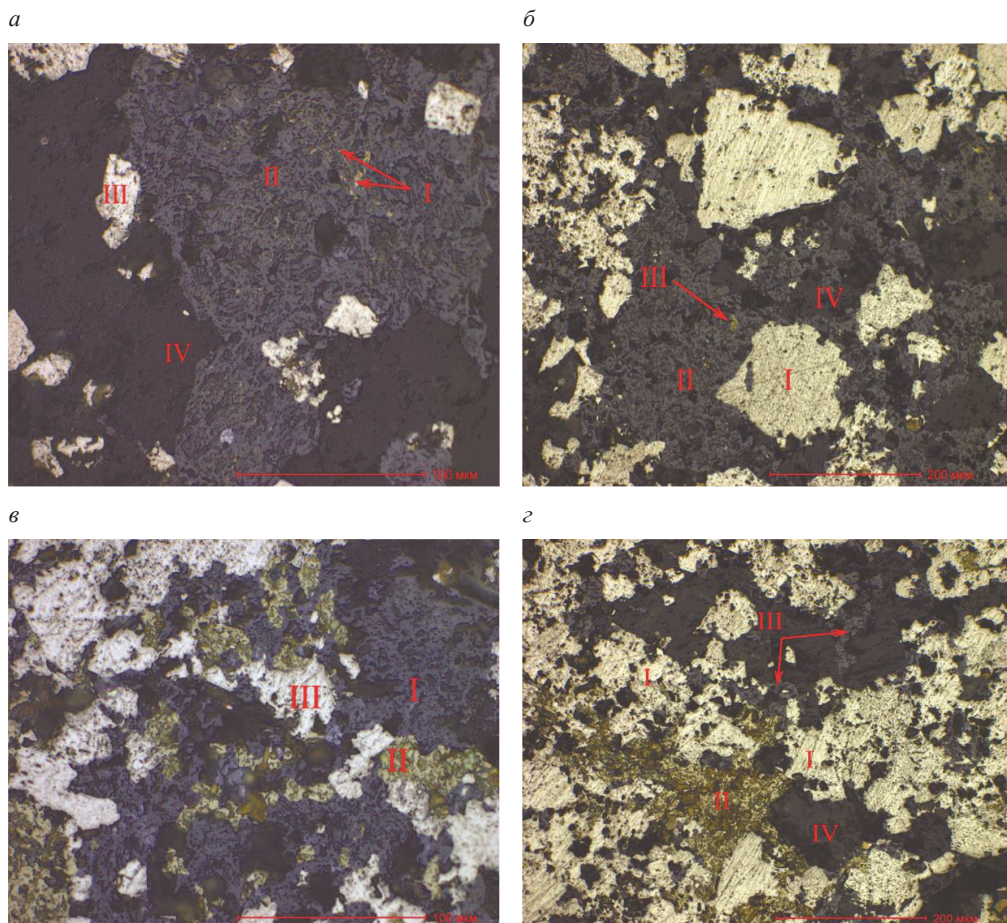


Рисунок 1. Характерный вид минеральных выделений медно-цинковой руды: *а* – эмульсионные вкрапления халькопирита (I) в сфалерите (II) и зерна пирита (III) в нерудной массе (IV); *б* – выделения пирита (I) и сфалерита (II), эмульсионные вкрапления халькопирита (III) в нерудной массе (IV); *в* – выделения сфалерита (I), находящиеся в сростании с зернами пирита (II) и халькопирита (II); *з* – вкрапления зерен пирита (I), халькопирита (II), сфалерита (III) и нерудного минерала (IV)

Figure 1. Characteristic appearance of copper-zinc ore mineral precipitates: *a* – emulsion impregnations of chalcopyrite (I) in sphalerite (II) and pyrite grains (III) in non-metallic mass (IV); *b* – precipitates of pyrite (I) and sphalerite (II), emulsion impregnations of chalcopyrite (III) in the non-metallic mass (IV); *v* – sphalerite (I) precipitates intergrown with pyrite (II) and chalcopyrite (II) grains; *z* – impregnations of grains of pyrite (I), chalcopyrite (II), sphalerite (III) and non-metallic mineral (IV)

Цинк в руде на 80,7 % связан с сульфидной формой (сфалеритом), на 8,7 % – с окисленными минералами, на 8,7 % – с гидроксидами железа и марганца и на 1,9 % – с сульфатами.

Из руды цианированием извлекается 13,7 % золота. Основная часть упорного золота находится в тесной ассоциации с сульфидами железа и меди, его доля составляет 77,1 %. При этом 68,8 % благородного металла, находящегося в ассоциации с пиритом и халькопиритом, является дисперсным. Массовая доля крупного золота, связанного с пиритом и халькопиритом, составляет 8,3 %. Концентрация золота, ассоциированного с нерудными минералами, а также с сульфидами и теллуридами, составляет по 4,6 %.

Доля серебра, извлекаемого цианированием из руды, составляет 13,5 %. Основная доля благородного металла приходится на серебро, связанное с нерудными минералами, и составляет 64,3 %; доля серебра, связанного с сульфидами меди и железа – 21,3 %; с сульфидами и теллуридами – 0,9 %.

По количеству слагающих сульфидов руда относится к вкрапленному типу. Промышленно-ценными минералами руды являются: халькопирит (5 %), теннантит (< 1 %), борнит (< 1 %) и сфалерит (1 %). Пирит (46 %) является преобладающим рудным минералом. Основные породообразующие минералы – пироксен (22 %) и кварц (18 %), в подчиненном количестве присутствуют амфиболы (6 %) и полевые шпаты (2 %).

Халькопирит (рис. 1, а, б) встречается в руде в виде ксеноморфных зерен и прожилков, распределяется по руде неравномерно, его выделения нередко заполняют межзерновое пространство зерен пирита и сфалерита, образуя вкрапления. Максимальный размер участков халькопирита, не содержащих видимые включения других рудных и нерудных минералов, не более $0,1 \times 0,08 \times 0,03$ мм.

Сфалерит (рис. 1, а, в) встречается в виде зерен изометричных неправильных форм. Его зерна образуют зернистые агрегаты. Максимальный размер участков сфалерита не более $0,15 \times 0,1 \times 0,08$ мм. Зернистые агрегаты встречаются в тонких и эмульсионных сростках с пиритом, халькопиритом и нерудными минералами. Нередко в сфалерите наблюдаются эмульсионные вкрапления халькопирита.

Пирит (рис. 1) встречается в виде зерен и их скоплений, образующих сплошные зернистые массы. Зерна пирита неправильной изометричной формы. Максимальный размер зерен пирита $0,08 \times 0,05 \times 0,03$ мм. Поверхность зерен дисульфида железа в большинстве случаев неровная. Включения пирита присутствуют в зернах сфалерита и нерудных минералах, образуя неравномерную тонкую вкрапленность. Крайне редко наблюдаются кристаллы пирита с кристаллографической огранкой. Зернистые массы пирита неправильной изометричной формы. Максимальный размер зернистого пирита не более $0,4 \times 0,3 \times 0,3$ мм. В межзерновом пространстве пирита часто наблюдаются халькопирит, сфалерит и нерудные минералы.

Особенностью медно-цинковой руды является тонкая взаимная вкрапленность сульфидных минералов, доходящая вплоть до эмульсионной.

Медно-цинковая руда на действующей обогатительной фабрике (ОФ) перерабатывается по схеме прямой селективной флотации, включающей: измельчение руды до крупности 70–75 % класса $-0,071$ мм; операцию межстадиальной флотации с выведением части готового медного концентрата; измельчение камерного продукта межстадиальной флотации до крупности 80–85 % класса $-0,071$ мм; операцию флотации медной «головки» с выведением части готового медного концентрата; измельчение камерного продукта операции флотации медной «головки» до крупности 90–92 % класса $-0,071$ мм; основную и контрольную медные флотации; доизмельчение грубого медного концентрата до крупности 95–98 % класса $-0,045$ мм; I–II перечистные медные флотации с получением готового медного концентрата; основную и контрольные цинковые флотации;

доизмельчение грубого цинкового концентрата до крупности 95–98 % класса –0,045 мм; I–III перечистные цинковые флотации с получением готового цинкового концентрата.

В ходе технологического сопровождения работы ОФ и анализа результатов генерального опробования фабричной технологии обогащения медно-цинковой руды специалистами АО «Уралмеханобр» установлен эффект циркуляционной концентрации золота в цикле медной флотации («основная медная флотация–доизмельчение грубого медного концентрата–I перечистная флотация»). Показано, что массовая доля золота в разгрузке мельницы доизмельчения грубого медного концентрата, работающей в замкнутом цикле с гидроциклоном, в 2,5–3,3 раза выше его массовой доли в исходной руде. При этом в циклах рудного измельчения, для которых характерен этот эффект [6, 8–10], циркуляционной концентрации золота не наблюдается.

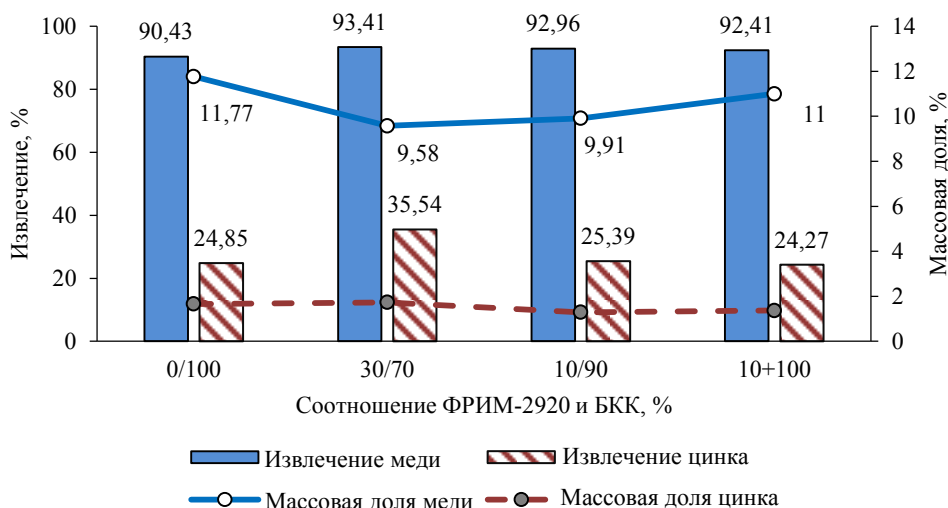


Рисунок 2. Зависимость извлечения и массовой доли меди и цинка в пенном продукте основной медной флотации от соотношения ФРИМ-2920 и БКК

Figure 2. Dependence of the recovery and mass fraction of copper and zinc in the froth product of the main copper flotation on the ratio of FRIM-2920 and butyl xanthate

Результатами исследований по гравитационному выделению золота из разгрузки мельницы доизмельчения грубого медного концентрата посредством центробежной концентрации в центробежном концентраторе и последующей перечистки его тяжелой фракции на концентрационном столе показана принципиальная возможность получения гравитационного продукта с массовой долей золота до 200 г/т при его операционном извлечении до 29 %.

Сравнительные испытания традиционной флотационной и комплексной флотационно-гравитационной технологий показали, что внедрение центробежной концентрации в цикл медной флотации позволит получать гравитационный концентрат с массовой долей золота 50 г/т при извлечении 3,3 % (от руды). При этом суммарное извлечение золота в гравитационный и медный концентраты по комплексной технологии увеличится более чем на 1,5 %. Несмотря на, казалось бы, незначительный прирост извлечения золота в товарную продукцию, комплексная технология является экономически эффективной со сроком окупаемости капитальных затрат не более 2,5 лет.

Другим эффективным направлением в повышении технологических показателей обогащения медно-цинковых руд является совершенствование номенклатуры применяемых реагентов, сочетание сильных и слабых реагентов-собирателей [11–18]. Тестовые исследования собирательных свойств, проведенные в АО «Уралмеханобр», показали, что из множества реагентов как отечественного, так и импортного производства, представленных на российском рынке, интересные результаты при обогащении медно-цинковых руд колчеданного месторождения получены с применением реагента-коллектора ФРИМ-2920. Реагент ФРИМ-2920 относится к классу диалкилдитиофосфатов (аэрофлотов), использование которых самостоятельно или в сочетании с другими собирателями позволяет увеличить извлечение цветных и благородных металлов и в определенной мере повысить селективность процессов разделения сульфидных минералов.

На основании результатов флотационных опытов (рис. 2) отмечено, что дополнительная подача в процесс основной медной флотации ФРИМ-2920 в количестве 10 % к общему расходу бутилового ксантогената калия (БКК) способствует увеличению выхода пенного продукта на 1,5 % относительно выхода пенного продукта базового реагентного режима, предусматривающего только подачу БКК, без существенного снижения качества пенного продукта. При этом отмечается прирост извлечения меди в пенный продукт на 2,0 %. Увеличение доли ФРИМ-2920 в смеси с БКК существенно повышает выход пенного продукта (до 21,1 %) и извлечение меди в пенный продукт (до 93,4 %). Однако при этом отмечается снижение массовой доли меди в пенном продукте (до 9,6 %) и увеличение потерь цинка в нем (до 35,5 %).

Результаты контрольных замкнутых опытов, выполненных по принципу непрерывного технологического процесса, показали, что по технологии с применением сочетания БКК и ФРИМ-2920 и корректировкой технологического режима флотации извлечение основных ценных металлов в товарную продукцию относительно аналогичных показателей для традиционного фабричного реагентного (с применением только БКК) и технологического режима увеличивается: меди – на 0,87 %, цинка – на 0,4 %, золота – на 3,22 %.

Одним из эффективных способов селективной флотации медно-цинковых руд, основанных на повышении скорости флотации сфалерита и усилении депрессии пирита, является тепловое кондиционирование пульпы перед операцией цинковой флотации [19–21].

В АО «Уралмеханобр» проведены сравнительные исследования флотации руды в цинковом цикле при изменении температуры пульпы как по фабричной, так и по усовершенствованной схеме флотации.

Фабричная схема цинкового цикла предусматривает проведение основной, контрольной и трех перечистных операций флотации с возвратом пенного продукта контрольной цинковой флотации и камерного продукта первой перечистой цинковой флотации в основную цинковую флотацию. Усовершенствованная схема флотации подразумевает проведение I и II основных, контрольной и трех перечистных операций флотации с возвратом пенного продукта контрольной цинковой флотации и камерного продукта первой перечистой цинковой флотации во II основную цинковую флотацию. Фабричная технология осуществляется при температуре пульпы не более 30–35 °С. При усовершенствованной технологии процесс цинковой флотации рекомендуется вести при температуре пульпы 40–45 °С. По результатам исследований (рис. 3) установлено, что повышение температуры пульпы в цикле цинковой флотации на 10 °С и изменение

точки возврата промпродуктов цинкового концентрата увеличивают качество с 48,5 до 51,1 % при одновременном увеличении извлечения цинка в цинковый концентрат с 62,6 до 65,6 %.

Выводы. При обогащении медно-цинковой руды колчеданного месторождения в условиях действующей обогатительной фабрики установлен эффект циркуляционной концентрации золота в цикле доизмельчения грубого медного концентрата.

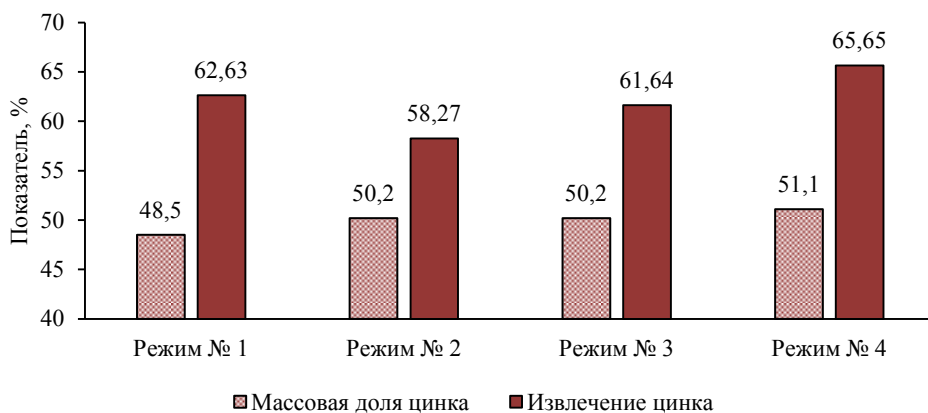


Рисунок 3. Показатели обогащения руды в цинковом цикле флотации при вариации температуры пульпы и изменении схемы флотации: режим № 1 – температура пульпы 30–35 °С, фабричная схема цинкового цикла; режим № 2 – температура пульпы 40–45 °С, фабричная схема цинкового цикла; режим № 3 – температура пульпы 30–35 °С, схема с изменением точки возврата промпродуктов цикла цинковой флотации; режим № 4 – температура пульпы 40–45 °С, схема с изменением точки возврата промпродуктов цикла цинковой флотации

Figure 3. Indicators of ore beneficiation in the zinc flotation cycle under pulp temperature variation and changed flotation scheme: mode № 1 – 30–35 °C pulp temperature and the factory scheme of zinc cycle; mode № 2 – 40–45 °C pulp temperature, and the factory scheme of zinc cycle; mode № 3 – 30–35 °C pulp temperature and a scheme with a changed return point of zinc flotation cycle middlings; mode № 4 – 40–45 °C pulp temperature and a scheme with a changed return point of zinc flotation cycle middlings

Результатами исследований по центробежной концентрации золота в центробежном концентраторе с последующей перераспределением его тяжелой фракции на концентрационном столе показана возможность получения гравитационного продукта с массовой долей золота до 200 г/т при его операционном извлечении до 29 %.

Отмечено, что комплексная флотационно-гравитационная технология обогащения медно-цинковой руды позволит увеличить сквозное извлечение золота в товарную продукцию более чем на 1,5 %.

Применение в технологии флотации медно-цинковой колчеданной руды сочетания сульфгидрильного собирателя (бутилового ксантогената калия) и диалкилдитиофосфата ФРИМ-2920 способствует увеличению извлечения меди и золота в медный концентрат на 0,87 % и 3,22 %, соответственно, и цинка в цинковый концентрат на 0,4 %.

Увеличение температуры пульпы в цикле цинковой флотации до 40–45 °С с возвратом пенного продукта контрольной цинковой флотации и камерного продукта первой перераспределительной цинковой флотации во II основную цинковую флотацию позволяет увеличить массовую долю цинка в цинковом концентрате с 48,5 до 51,1 % при одновременном увеличении извлечения цинка в цинковый концентрат с 62,6 до 65,6 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под ред. В. А. Чантурия и И. В. Шадруновой. М.: Наука, 2016. 387 с.
2. Чинова М. И., Дресвянкина Т. П., Мамонов С. В. Совершенствование технологий обогащения полиметаллических руд // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): матер. Междунар. совещания. 2019. С. 214–217.
3. Мамонов С. В., Дресвянкина Т. П., Зияйтинов С. В., Ершов А. А. Получение медных и цинковых концентратов из медных руд // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: матер. XXV Междунар. науч.-техн. конф. в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады 2–11 апреля 2020 г. Екатеринбург, 2020. С. 333–338.
4. Бочаров В. А., Манцевич М. И., Видуецкий М. Г., Скопов Е. В., Захаров Б. А. Технологии глубокой и комплексной переработки руд цветных металлов // Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / под ред. В. А. Чантурия. М.: Руда и металлы, 2008. 283 с.
5. Белогуб Е. В., Масленников В. В., Цигалов А. М. Поведение золота при обогащении руд октябрьского медно-цинково-колчеданного месторождения (Башкортостан) // Колчеданные месторождения – геология, поиски, добыча и переработка руд: матер. Всерос. науч. конф. (V Чтения памяти С. Н. Иванова). Екатеринбург: Институт геологии и геохимии УрО РАН, 2013. С. 8–11. URL: http://www.igg.uran.ru/sites/default/files/v_chteniya_pamyati_sn_ivanova.pdf
6. Морозов Ю. П. Повышение комплексности использования сульфидных руд на основе дополнительного извлечения золота. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2015. 61 с.
7. Чантурия Е. Л. Развитие теории и методов модификации технологических свойств минералов в разделительных процессах обогащения труднообогатимых руд цветных и редких металлов: дис. ... д-ра техн. наук. М., 2006. 338 с.
8. Способ обогащения золотосодержащих продуктов: пат. 2598668 Рос. Федерация. № 2015126385/03; заявл. 01.07.2015; опубл. 27.09.2016. Бюл. № 27. 7 с.
9. Морозов Ю. П., Хамидулин И. Х., Фалей Е. А., Черкасов В. Ю. Накопительные технологии гравитационного извлечения золота при обогащении сульфидных руд // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 102–106.
10. Afanasenko S. I., Lazaridi A. N., Safonov S. A. Experimental studies of centrifugal concentrators with fluidization and horizontal and vertical of rotor spinning // IMPC 2018, Moscow, 17–21 September 2018. Paper 826. P. 924–930.
11. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Kayumov A. A. Rational separation of complex copper-zinc concentration of sulfide ore // Journal of Mining Science. 2016. Vol. 52. No. 4. P. 793–801.
12. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., D'yachkov F. G. Enhancing the disparity in flotation properties of nonferrous metal sulfides using sulfhydryl collecting agents with different molecular structures // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51. No. 2. P. 389–397.
13. Ignatkina V. A., D'yachkov F. G., Bocharov V. A. Collecting properties of diisobutyl ditiophosphinate in sulfide minerals flotation from sulfide ore // Journal of Mining Science. 2013. Vol. 49. No. 5. P. 795–802.
14. Игнаткина В. А. Развитие теории селективности действия сочетаний собирателей при флотации труднообогатимых руд цветных металлов: дис. ... д-ра техн. наук. М., 2011. 523 с.
15. Bradshaw D. J., Harris P. J., O'Connor C. T. Synergistic interactions between reagents in sulfide flotation // The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 1998. July/August. P. 189–194.
16. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Chanturia E. L. Comprehensive processing of copper-zinc ore flotation tailings // Mining Journal. 2013. No. 12. P. 68–71.
17. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Milovich F. O. Selected composition sulfhydryl collectors and flotation kinetics of sulfide minerals from refractory pyrite pyrrhotite ores of non-ferrous metals // XXVIII IMPC, Quebec, 11–15 September 2016. P. 1–9.
18. Ryaboy V. I., Levkovets S. E., Kretov V. P., Ryaboy I. V. Using effective dialkyl dithiophosphates in the flotation of gold ores // IMPC 2018, Moscow, 17–21 September 2018. Paper 673. P. 1872–1881.
19. Бочаров В. А., Рыскин М. Я. Технология кондиционирования и селективной флотации руд цветных металлов. М.: Недра, 1993. 288 с.
20. Авдохин В. М. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Горная книга, 2021. Том 1. Обоганительные процессы. 424 с.
21. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. М.: Горная книга, 2019. 280 с.

Поступила в редакцию 21 марта 2023 года

Сведения об авторах:

Мамонов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, заведующий отделом обогащения (наука) АО «Уралмеханобр», заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. E-mail: mamonov_sv@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8347-5252>

Волкова Светлана Владимировна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья АО «Уралмеханобр». E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0008-7545-0125>

Чинова Надежда Борисовна – старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья АО «Уралмеханобр». E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0007-9329-1079>

Хисамова Александра Станиславовна – инженер лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья АО «Уралмеханобр». E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0001-0420-8234>
Горайчук Павел Константинович – инженер лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья АО «Уралмеханобр». E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0005-6247-8928>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-86-96

Improving the technology of copper-zinc ore beneficiation of a Uralian-type pyrite deposit

Sergei V. Mamonov^{1,2}, Svetlana V. Volkova¹, Nadezhda B. Chinova¹, Aleksandra S. Khisamova¹, Pavel K. Goraichuk¹

¹ JSC Uralmexhanobr, Ekaterinburg, Russia.

² Technical University of UMMC, Verkhnyaya Pyshma, Russia.

Abstract

Introduction and research objective. Copper-zinc ore of pyrite deposits of the Uralian type are refractory. Difficulties in beneficiation are due to their material composition: fine coarseness and emulsion impregnation of ore minerals in each other; a large amount of flotation-active pyrite, a high content of finely dispersed and submicroscopic gold in sulfides, etc. In the course of pyrite ore processing at dressing mills, 83–91% of copper and 10–45% of gold are extracted into copper concentrates, and 46–78% of zinc and 5–15% of gold are extracted into zinc concentrates. Increasing the process performance of pyrite deposit ore processing is a promising and urgent task.

Methods of research included copper-zinc pyrite ore material composition study through quantitative chemical analysis, chemical phase analysis for the forms of copper, zinc, gold and silver compounds, and mineralogical analysis. Technological studies were carried out by flotation and gravity methods using a centrifugal concentrator and a concentration table.

Conclusions. In the course of pyrite deposit copper-zinc ore beneficiation at the dressing mill, the effect of circulating concentration of gold in the coarse copper concentrate regrinding cycle was established. The results of studies on the centrifugal concentration of gold in a centrifugal concentrator with further secondary cleaning of its heavy fraction on a concentration table show the possibility of obtaining a gravity product with a mass fraction of gold up to 200 g/t under its operational extraction up to 29%. It was noted that the integrated flotation-gravity technology for copper-zinc ore beneficiation will increase the through extraction of gold into marketable mineral products by more than 1.5%. The use of a combination of butyl potassium xanthate and FRIM-2920 reagent-collector in the copper-zinc pyrite ore flotation technology contributes to increased extraction of copper and gold into copper concentrate by 0.87% and 3.22%, respectively, and zinc into zinc concentrate by 0.4%. Increasing the pulp temperature in the zinc flotation cycle to 40–45 °C and returning the control zinc flotation concentrate and tailings from the first cleaning flotation of zinc to the II main zinc flotation allows increasing the mass fraction of zinc in the zinc concentrate from 48.5 to 51.1% under a simultaneous increase in the extraction of zinc into zinc concentrate from 62.6 to 65.6%.

Keywords: copper; zinc; gold; extraction; copper-zinc ore; pyrite deposit; centrifugal concentration; flotation; FRIM-2920; thermal conditioning.

REFERENCES

1. Chanturiia V. A., Shadrinova I. V. (eds.) *The technology of Uralian copper and copper-zinc ore beneficiation*. Moscow: Nauka Publishing; 2016. (In Russ.)
2. Chinova M. I., Dresviankina T. P., Mamonov S. V. Improving beneficiation technologies of polymetallic ores. In: *Problems and prospects of effective processing of mineral raw materials in the 21st century (Plaksin readings 2019): Proceedings of Internat. meeting*. 2019. P. 214–217. (In Russ.)

3. Mamonov S. V., Dresviankina T. P., Ziatdinov S. V., Ershov A. A. Obtaining copper and zinc concentrates from copper ore. In: *Scientific fundamentals and practice of ore and technogenic raw material processing: Proceedings of 15th Internat. sci. and pract. conf. within the framework of the 18th Ural Mining Decade, 2–11 April 2020*. Ekaterinburg, 2020. P. 333–338.
4. Bocharov V. A., Mantsevich M. I., Viduetskii M. G., Skopov E. V., Zakharov B. A. The technologies of deep and integrated processing of nonferrous metal ore. In: *Advanced technologies of integrated processing of mineral raw materials*. Moscow: Ruda i metally Publishing; 2008. (In Russ.)
5. Belogub E. V., Maslennikov V. V., Tsigalov A. M. The behaviour of gold in the course of ore beneficiation at the Oktiabrskiy copper-zinc-pyrite deposit (Bashkortostan). In: *Pyrite deposits. geology, prospecting, extraction, and processing of ore: Proceedings of All-Russian sci. conf. (5th Readings in memory of S. N. Ivanov)*. Ekaterinburg: Institute of Geology and Geochemistry UB RAS; 2013. P. 8–11. Available from: http://www.igg.uran.ru/sites/default/files/v_chneniya_pamyati_sn_ivanova.pdf (In Russ.)
6. Morozov Iu. P. *Improving the integrity of sulphide ore use based on the secondary recovery of gold*. Ekaterinburg: Fort Dialog-Iset Publishing; 2015. (In Russ.)
7. Chanturiia E. L. *Developing the theory and methods of modifying the processing properties of minerals in the separation processes of beneficiation of complex ores of nonferrous and rare metals: DSc in Eng. Diss.* Moscow: 2006. (In Russ.)
8. Morozov Iu. P., Khamidulin I. Kh., Falei E. A. *The method of beneficiation for gold-containing products*. Patent RF no. 2598668; 2016. (In Russ.)
9. Morozov Iu. P., Khamidulin I. Kh., Falei E. A., Cherkasov V. Iu. Storage technologies of gravitational extraction of gold when enriching sulphide ores. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 7: 102–106. (In Russ.)
10. Afanasenko S. I., Lazaridi A. N., Safonov S. A. Experimental studies of centrifugal concentrators with fluidization and horizontal and vertical of rotor spinning. *IMPC 2018, Moscow, 17–21 September 2018*. Paper 826. P. 924–930.
11. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Kaiumov A. A. Rational separation of complex copper-zinc concentration of sulfide ore. *Journal of Mining Science*. 2016; 52(4): 793–801.
12. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Diachkov F. G. Enhancing the disparity in flotation properties of nonferrous metal sulfides using sulphydryl collecting agents with different molecular structures. *Journal of Mining Science*. 2015; 51(2): 389–397.
13. Ignatkina V. A., Diachkov F. G., Bocharov V. A. Collecting properties of diisobutyl ditiophosphinate in sulfide minerals flotation from sulfide ore. *Journal of Mining Science*. 2013; 49(5): 795–802.
14. Ignatkina V. A. *Developing the theory of selectivity of collector combination action under non-ferrous metal refractory ore flotation: DSc in Eng. diss.* Moscow; 2011. (In Russ.)
15. Bradshaw D. J., Harris P. J., O'Connor C. T. Synergistic interactions between reagents in sulfide flotation. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 1998. July/August. P. 189–194.
16. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Chanturia E. L. Comprehensive processing of copper-zinc ore flotation tailings. *Mining Journal*. 2013; 12: 68–71.
17. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Milovich F. O. Selected composition sulphydryl collectors and flotation kinetics of sulfide minerals from refractory pyrite pyrrhotite ores of non-ferrous metals. *XXVIII IMPC, Quebec, 11–15 September 2016*. P. 1–9.
18. Ryaboi V. I., Levkovets S. E., Kretov V. P., Ryaboi I. V. Using effective dialkyl dithiophosphates in the flotation of gold ores. *IMPC 2018, Moscow, 17–21 September 2018*. Paper 673. P. 1872–1881.
19. Bocharov V. A., Ryskin M. Ia. *The technology of conditioning and selective flotation of nonferrous metal ore*. Moscow: Nedra Publishing; 1993. (In Russ.)
20. Avdokhin V. M. *The fundamentals of mineral beneficiation. Vol. 1. Beneficiation processes*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2021. (In Russ.)
21. Abramov A. A. *Flotation methods of beneficiation*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2019. (In Russ.)

Received 21 March 2023

Information about the authors:

Sergei V. Mamonov – PhD (Engineering), Head of Processing Department (Science), JSC Uralkhankobr, Head of the Department of Mineral Processing, Technical University of UMMC. E-mail: mamonov_sv@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8347-5252>

Svetlana V. Volkova – senior researcher, Laboratory of Nonferrous Metal Ore and Technogenic Raw Material Processing, JSC Uralkhankobr. E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0008-7545-0125>

Nadezhda B. Chinova – senior researcher, Laboratory of Nonferrous Metal Ore and Technogenic Raw Material Processing, JSC Uralkhankobr. E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0007-9329-1079>

Aleksandra S. Khisamova – engineer, Laboratory of Nonferrous Metal Ore and Technogenic Raw Material Processing, JSC Uralsmekhanobr. E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0001-0420-8234>

Pavel K. Goraichuk – engineer, Laboratory of Nonferrous Metal Ore and Technogenic Raw Material Processing, JSC Uralsmekhanobr. E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0005-6247-8928>

Для цитирования: Мамонов С. В., Волкова С. В., Чинова Н. Б., Хисамова А. С., Горайчук П. К. Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения Уральского типа // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 3. С. 86–96. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-86-96

For citation: Mamonov S. V., Volkova S. V., Chinova N. B., Khisamova A. S., Goraichuk P. K. Improving the technology of copper-zinc ore beneficiation of a Uralian-type pyrite deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 3: 86–96 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-3-86-96