

УДК 622.7 : 622.342

ГРАВИТАЦИОННОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ В УСЛОВИЯХ СПЕЦИАЛЬНО ФОРМИРУЕМОГО ВЫСОКОГО СОДЕРЖАНИЯ МЕТАЛЛОВ В ИСХОДНОМ СЫРЬЕ

© 2014 г. **С.И. Евдокимов, М.С. Дациев, И.Ю. Подковыров**Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет) (СКГМИ), г. Владикавказ*Статья поступила в редакцию 31.05.12 г., доработана 06.11.13 г., подписана в печать 12.11.13 г.*

Приведены результаты исследования обогащения металлсодержащего сырья на двухкамерной отсадочной машине, отличительной особенностью работы которой является то, что концентрат отсадки выделяют в первой камере машины, в которую загружают исходное питание и возвращают подрешетный продукт второй камеры машины. Сущность новой схемы перемешивания на концентрационных столах тяжелой фракции отсадки состоит в том, что ее делят на 2 равные части и направляют на параллельно установленные столы, смешивая концентрат одного из них с исходным питанием другого, на котором получают готовый гравикоцентрат. Доказано, что попутное выделение золота из медно-колчеданных руд с помощью предложенной схемы позволяет увеличить его извлечение с 5,12 до 9,89 %. В результате опытно-промышленных испытаний разработанной технологии гравитационной сепарации с формированием высокого содержания металла в голове процесса установлено, что ее использование для извлечения свинца из шлаков (4–6 %) от содовой плавки лома отработанных аккумуляторных батарей в короткобарабанных печах позволяет повысить извлечение свинца на 7,7 %, а его содержание в концентрате гравитации – на 14,7 %.

Ключевые слова: отсадка, перемешивание, концентрация на столах, обогащение, золото, попутное извлечение, свинецсодержащие шлаки, утилизация.

The article presents the results of researching metal-containing raw material preparation in two-compartment jigging machine, the distinctive feature of which is that the jigging concentrate is extracted in the first compartment, into which initial feed is loaded and the undersize from the second compartment is returned. The subject matter of a new aftertreatment diagram of heavy fraction on concentration tables is that the heavy fraction is divided into two equal parts, which are supplied to the installed parallel tables mixing the concentrate of one them with initial feed of another table where ready gravio-concentrate is produced. It is proved that the concurrent extraction of gold from copper-pyritic ores using the proposed flow sheet diagram allows increasing gold extraction from 5,12 to 9,89 %. As a result of pilot tests of the developed scheme of gravity separation with formation of high metal content in the head of the process, it is determined that its use for extracting lead from slag (4–6 %) from soda smelting of used battery scrap in rotary kilns allows increasing extraction of lead in concentrate by 7,7 % and its content in gravity concentrate by 14,7 %.

Key words: jigging, aftertreatment, table concentration, preparation, gold, concurrent extraction, lead-containing slag, salvaging.

Разделительные процессы построены по каскадному принципу, так как достижение необходимой степени концентрации в одной операции возможно только при очень малом извлечении [1]. Обоганительные схемы организованы таким же образом, но имеют особенности, которые не позволяют распространить на них выводы, полученные в теории разделения. В ней исходят из предположения об однородности частиц каждого из компонентов, в то время как в обогащительных процессах, в которых

равенство концентраций в продуктах не эквивалентно их тождественности в смысле способности к разделению, это условие не выполняется. Неоднородность разделяемых при обогащении частиц обусловлена их распределением по составу и форме, крупности, поверхностным и другим свойствам, определяющим распределение по извлекаемости.

На практике увеличение содержания полезных компонентов в голове процесса разделения минералов достигается направлением промежуточных про-

Евдокимов С.И. – канд. техн. наук, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых СКГМИ (362021, РСО-Алания, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44, кор. 10). Тел.: (867) 240-73-34. E-mail: eva-ser@mail.ru.

Дациев М.С. – аспирант той же кафедры. E-mail: info@skgmi-gtu.ru.

Подковыров И.Ю. – аспирант той же кафедры.

дуктов в операции, выдающие черновой концентрат. Необходимость этого диктуется прямой зависимостью, существующей между содержанием металла в исходном сырье, его извлечением и качеством концентрата [2–6].

Промежуточные продукты однородны с исходным питанием по вещественному признаку (по металлу, минералу), но различаются по способности к разделению. Смешение разных по разделяемости, но одинаковой концентрации промежуточных продуктов может оказаться невыгодным. Следовательно, разделяемые смеси должны характеризоваться не только энтропией смеси, но также и энтропией, связанной с неоднородностью свойств разделения.

Отличительной особенностью исследуемых схем обогащения металлосодержащего сырья (в том числе техногенного происхождения) гравитационными методами является то, что в них готовый гравиконоцентрат выделяют в операции с высоким содержанием извлекаемого компонента, которое достигается за счет смешения исходного питания с частью черного гравиконоцентрата.

С этой целью при обогащении отсадкой предлагается изменить направление движения продуктов сепарации: подрешетную фракцию второй камеры смешивают с исходным питанием, загружаемым в первую камеру машины, где получают концентрат отсадки (в виде подрешетного продукта с преимущественным содержанием тяжелых фракций); легкая фракция первой камеры перемещается во вторую и далее к сливному порогу машины, формируя продукт, содержащий в основном легкие фракции, — хвосты отсадки. Сущность новой схемы обогащения материала на концентрационных столах (например, с целью доводки концентрата отсадки) состоит в том, что исходный продукт делят пополам и перечищают на параллельно установленных столах, смешивая концентрат одного из них с исходным питанием другого. В обоих случаях (отсадки и концентрации на столах) высокое содержание извлекаемого металла в операции, выдающей готовый гравиконоцентрат, является причиной повышения извлечения ценного компонента.

Прямая зависимость между извлечением металлов в тяжелую фракцию гравитации и их содержанием в исходном питании установлена в работе [7]:

$$\varepsilon_{\text{TiO}_2} = 4,0537\alpha_{\text{TiO}_2} + 76,084 \text{ при } R^2 = 0,7949, \quad (1)$$

$$\varepsilon_{\text{ZrO}_2} = 4,5142\alpha_{\text{ZrO}_2} + 92,797 \text{ при } R^2 = 0,5990, \quad (2)$$

где $\varepsilon_{\text{TiO}_2}$, $\varepsilon_{\text{ZrO}_2}$ — соответственно извлечение в тяжелую фракцию гравитации диоксидов титана и циркония при их содержании в исходном питании α_{TiO_2} и α_{ZrO_2} , мас. %.

Увеличение скорости и полноты выделения золота в гравитационный концентрат с ростом его содержания в исходном питании доказано в работе [8]. Нами получен положительный результат испытания схемы при обогащении россыпей золота [9]. При исследовании обогатимости платинометаллических руд в [10] выведена зависимость

$$\varepsilon = 8,19 \ln \alpha + 69,03, \quad (3)$$

из которой следует, что извлечение платины в гравиконоцентрат увеличивается от 50 до 95 % при повышении ее содержания в исходной руде от 0,11 до 50 г/т.

Экспериментальные исследования выполнены на пробе (740 кг) медно-колчеданных руд Урупского месторождения, составленной из суточных проб разгрузки мельницы II стадии измельчения обогатительной фабрики ЗАО «Урупский ГОК» (ОАО «УГМК—Холдинг»). По данным химического анализа материал имеет следующий состав, мас. %: Cu — 1,62, S — 26,10, Fe — 24,80, SiO₂ — 31,80, Al₂O₃ — 5,24, CaO — 2,42, MgO — 2,43 и Au — 1,45 г/т. Содержание основных металлов в пробе позволяет считать ее представительной. Главными минералами в ней являются пирит, халькопирит, сфалерит, борнит, кварц, хлорит, кальцит, второстепенные — представлены теннантитом, гематитом, галенитом, халькозином, также встречаются пирротин, молибденит, аргентит и самородная медь. Из результатов рационального анализа форм золота следует, что проба руды является упорным по отношению к сорбционному цианированию материалом: извлечение золота из них составляет ~30 %. Из результатов сцинтилляционного анализа следует, что основная масса тонкого и тонкодисперсного золота (крупностью от 3 до 25 мкм) представлена золотиными размером 12–25 мкм (их средний расчетный диаметр равен 8,7 мкм).

Из программ развития российских горно-обогатительных компаний следует, что их производственные стратегии предусматривают повышение использования сырьевого и экономического потенциалов минерального сырья. Это объясняется тем [11], что попутное извлечение металлов, например золота из

медно-колчеданных руд, позволяет снизить суммарные капитальные, технологические и организационные затраты, так как доля дополнительной прибыли, получаемой за счет этого, может достигать 35–40 % в совокупной стоимости конечной продукции. Поэтому проблема разработки и исследования технологических схем, обеспечивающих повышение комплексности использования руд, является актуальной. Важно, что из всех существующих методов сепарации минералов экологически чистым и во многих случаях наименее затратным является гравитационное разделение [12], осуществляемое в отсадочных машинах и концентрационных столах, обеспечивающих высокую степень концентрации полезных компонентов высокой плотности при сравнительно небольшом выходе концентрата.

В условиях Урупской ОФ для попутного извлечения золота в цикле измельчение—классификация используют короткоконусные гидроциклоны \varnothing 500 мм, пески которых доводят на столах типа СКО-15 до продукта, содержащего >30 г/т Au.

В лабораторных условиях извлечение золота из пробы разгрузки мельницы II стадии измельчения по фабричной схеме (с дополнением ее операцией доизмельчения песков гидроциклонов) в продукт, содержащий 34,77 г/т Au, составило 5,12 %; в концентрате стола присутствует 78,8 % (27,4 г/т) свободного золота.

Методика лабораторных экспериментальных исследований была следующей. Пробу разгрузки мельницы II стадии измельчения подвергли обогащению на короткоконусном гидроциклоне конструкции ФГУП «ЦНИГРИ» (г. Москва) при следующих условиях: диаметр гидроциклона 35 мм; угол конусности конической части 90°; эквивалентный диаметр питающего отверстия 6 мм; диаметр песковой насадки 2 мм; диаметр сливного патрубка 8 мм; давление пульпы на входе в гидроциклон 0,051 МПа; крупность номинального зерна в сливе 40 мкм, удельная нагрузка на песковое отверстие 1,43 т/(см²·ч).

Пески гидроциклона усредняли и направляли на отсадочную машину типа МОД-0,2. С целью определения уровня извлечения золота в концентрат отсадки был реализован четырехфакторный двухуровневый эксперимент, в котором независимыми переменными были: X_1 — ход конусов (l , мм); X_2 — частота колебаний конусов (n , мин⁻¹); X_3 — расход подрешетной воды (q , м³/т); X_4 — высота искусственной постели во второй камере машины (h , мм);

в первой камере ее величина была постоянной — 74 мм. Соотношения, связывающие безразмерный и размерный масштабы независимых переменных, выглядят следующим образом:

$$\begin{aligned} X_1 &= \frac{l-5}{2}, & X_2 &= \frac{n-220}{20}, \\ X_3 &= \frac{q-5}{1}, & X_4 &= \frac{h-30}{7}. \end{aligned} \quad (4)$$

В качестве искусственной постели в отсадочной машине использовали стальную дробь диаметром 5–7 мм, уложенную в ячейки съемного трафарета, установленного в камерах машины на решетке с ячейками размером 3×3 мм. Опыты выполняли при удельной производительности отсадочной машины по исходным пескам 14,7 т/(ч·м²).

Для составления технологических балансов металла содержание золота в продуктах обогащения определяли пробирным анализом по методике НСЛМ 162-с. Так как ошибка опытов была неизвестна, то каждый режим отсадки повторяли 6 раз. При постановке эксперимента опыты рандомизировали (случайный выбор очередности их постановки). Эмпирические дисперсии в опытах сравнивали по G -критерию равноточности Кохрена. Результаты обогащения разгрузки мельницы при работе отсадочной машины в открытом цикле аппроксимированы следующим уравнением регрессии:

$$Y = 9,231 + 1,139X_1 + 1,204X_2 + 1,011X_3 + 1,079X_4, \quad (5)$$

где $Y = \epsilon_{Au} - \gamma_k$ — упрощенный критерий Ханкока; ϵ_{Au} — извлечение золота в концентрат (тяжелую фракцию) отсадки в виде над- и подрешетного продуктов отсадочной машины, %; γ_k — выход концентрата отсадки, %.

Исследование уравнения регрессии (5) с помощью F -критерия Фишера показало, что полученное приближение является достаточным с надежностью 95 %.

При работе отсадочной машины по известной схеме методом крутого восхождения определены оптимальные условия процесса отсадки песков короткоконусного гидроциклона, а именно: ход конусов 8 мм; частота их колебаний 250 мин⁻¹; расход подрешетной воды 6,2 м³/т; высота искусственной постели 39 мм. При работе отсадочной машины в этом режиме при выходе 2,45 % и содержании 10,35 г/т Au в тяжелую фракцию извлечено 16,90 % Au; потери золота с легкой фракцией составили 17,87 % при выходе 12,45 % и содержании 2,15 г/т Au.

Из результатов опытов, проведенных по принципу непрерывного процесса, по извлечению золота из разгрузки мельницы II стадии измельчения по схеме «короткокonusный гидроциклон → отсадка песков гидроциклона → доизмельчение тяжелой фракции отсадки → перемешивание тяжелой фракции отсадки на концентрационном столе» следует, что введение в технологическую цепочку операции отсадки песков короткокonusного гидроциклона позволит на 0,85 % повысить извлечение золота — с 5,12 до 5,97 %.

С использованием соотношений (4) реализован четырехфакторный двухуровневый планируемый эксперимент, целью которого было исследование процесса отсадки при работе камер машины по новой схеме. В результате математической обработки результатов опытов получено уравнение регрессии, признанное адекватным экспериментальным данным с уровнем значимости 0,05:

$$Y = 10,089 + 1,993X_1 + 1,555X_2 - 1,340X_3 + 0,723X_4. \quad (6)$$

Проверка отклонений значения функции отклика в центральной точке от среднеарифметического итога опытов также подтверждает гипотезу об адекватности приближения плоскостью и возможность использования линейного уравнения регрессии. Из результатов опытов крутого восхождения следует, что при работе камер отсадочной машины в замкнутом цикле извлечению золота способствуют: увеличение хода конусов до 8 мм, повышение частоты их колебаний до 244 мин^{-1} , поддержание расхода подрешетной воды на уровне $3,95 \text{ м}^3/\text{т}$ и создание во второй камере машины искусственной постели высотой 36 мм. При работе отсадочной машины в этом режиме в экспериментах, моделирующих замкнутый цикл, при выходе 2,69 % и содержании 10,40 г/т Au в тяжелую фракцию извлечено 18,67 % Au; потери золота с легкой фракцией составили 16,10 % при выходе 12,21 % и содержании 1,98 г/т Au.

Таким образом, при работе отсадочной машины по новой схеме извлечение золота в концентрат возрастает на 1,77 % (параметр оптимизации увеличивается на 1,53 ед. — от 14,45 до 15,98) при сохранении качества концентрата.

Следующим мероприятием по повышению извлечения золота в концентрат гравитации является совершенствование технологии доводки тяжелой фракции отсадки на концентрационных столах. Сущность новой схемы состоит в том, что концентрат отсадки делят пополам и переочищают на параллельно установленных столах, смешивая концен-

трат одного из них с исходным питанием другого. В этом случае содержание золота в питании второго стола увеличивается, что является причиной повышения его извлечения. По аналогии с терминологией, используемой при флотации [13, 14], схема названа «струйной».

С помощью концентрационного стола СКО-0,2 выполнено сравнение результатов переочки концентрата отсадки на столе по двум схемам — традиционной и струйной. При переочистке всего концентрата отсадки на одном концентрационном столе влияние частоты и длины хода деки ($X_1 = 260 \div 340 \text{ мин}^{-1}$, $X_2 = 8 \div 16 \text{ мм}$), а также расхода смывной воды ($X_3 = 1,1 \div 2,7 \text{ м}^3/\text{т}$) на упрощенный критерий Ханкока аппроксимировано линейным уравнением регрессии, адекватным экспериментальным данным со статистической надежностью 95 %:

$$Y = 2,534 + 0,290X_1 - 0,654X_2 + 0,391X_3. \quad (7)$$

Получено линейное уравнение регрессии, связывающее указанные факторы с выбранной функцией отклика при переочистке концентрата отсадки по струйной схеме:

$$Y = 5,723 + 1,038X_1 - 1,578X_2 + 0,698X_3. \quad (8)$$

Уравнение (8) признано адекватным опытными данным с уровнем значимости 0,05. Анализ моделей (7) и (8) показывает, что независимо от способа переочки концентрата отсадки высокое извлечение золота в концентрат стола может быть достигнуто при высокой частоте и небольшой длине хода деки, но значительном расходе смывной воды.

С помощью уравнений (7) и (8) методом крутого восхождения определены оптимальные режимы концентрации на столах и установлено, что при использовании предложенной схемы извлечения золота из песков короткокonusного гидроциклона его уровень увеличивается на 3,92 % при содержании золота в концентрате стола на 7,26 г/т выше планового. Для перехода на новую технологию переочки тяжелой фракции отсадки потребуется увеличить на 5 % частоту хода деки стола.

После отработки режима работы отсадочной машины и концентрационных столов по схеме, моделирующей замкнутый цикл обогащения, получены показатели извлечения золота из разгрузки мельницы, приведенные на рис. 1.

Таким образом, при использовании новой технологии выделения золота из разгрузки мельницы II стадии измельчения его извлечение увеличивается

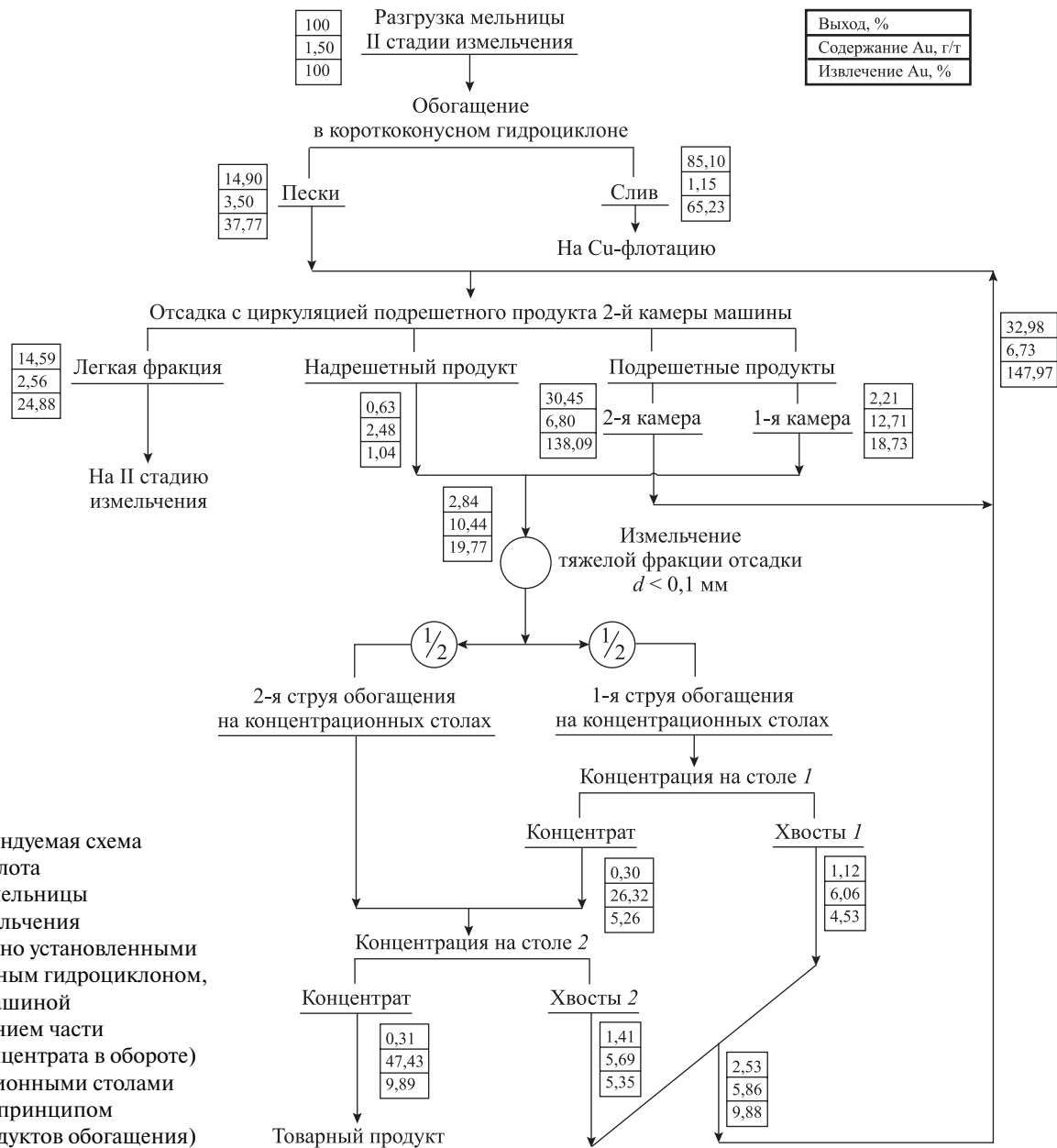


Рис. 1. Рекомендуемая схема извлечения золота из разгрузки мельницы II стадии измельчения последовательно установленными короткоконусным гидроциклоном, отсадочной машиной (с использованием части черного концентрата в обороте) и концентрационными столами (со струйным принципом движения продуктов обогащения)

на 4,77 % — с 5,12 до 9,89 % (в том числе: на 0,85 % за счет применения отсадочной машины для обогащения песков короткоконусного гидроциклона, на 1,77 % за счет использования 1/2 части черного концентрата в обороте и на 2,15 % за счет организации струйного характера движения продуктов при доводке тяжелой фракции отсадки на концентрационных столах.

Разработанный принцип построения технологических схем отсадки и концентрации на столах использован на Мизурской обогатительной фабрике при извлечении свинца из шлаков от содовой плав-

ки лома отработанных аккумуляторных батарей в короткобарабанных печах в ОАО «Электроцинк» (г. Владикавказ, РСО-Алания).

Извлечение свинца из шлаков в условиях Мизурской ОФ осуществляли по технологической схеме [15], в соответствии с которой шлаки дробят в 3 стадии, измельчают в шаровой мельнице, разгрузку которой обогащают на отсадочной машине типа Труд-3. При отсадке выделяют легкую фракцию (которую через спиральный классификатор возвращают в мельницу), металлический свинец в виде надрешетного продукта и подрешетный продукт — кон-

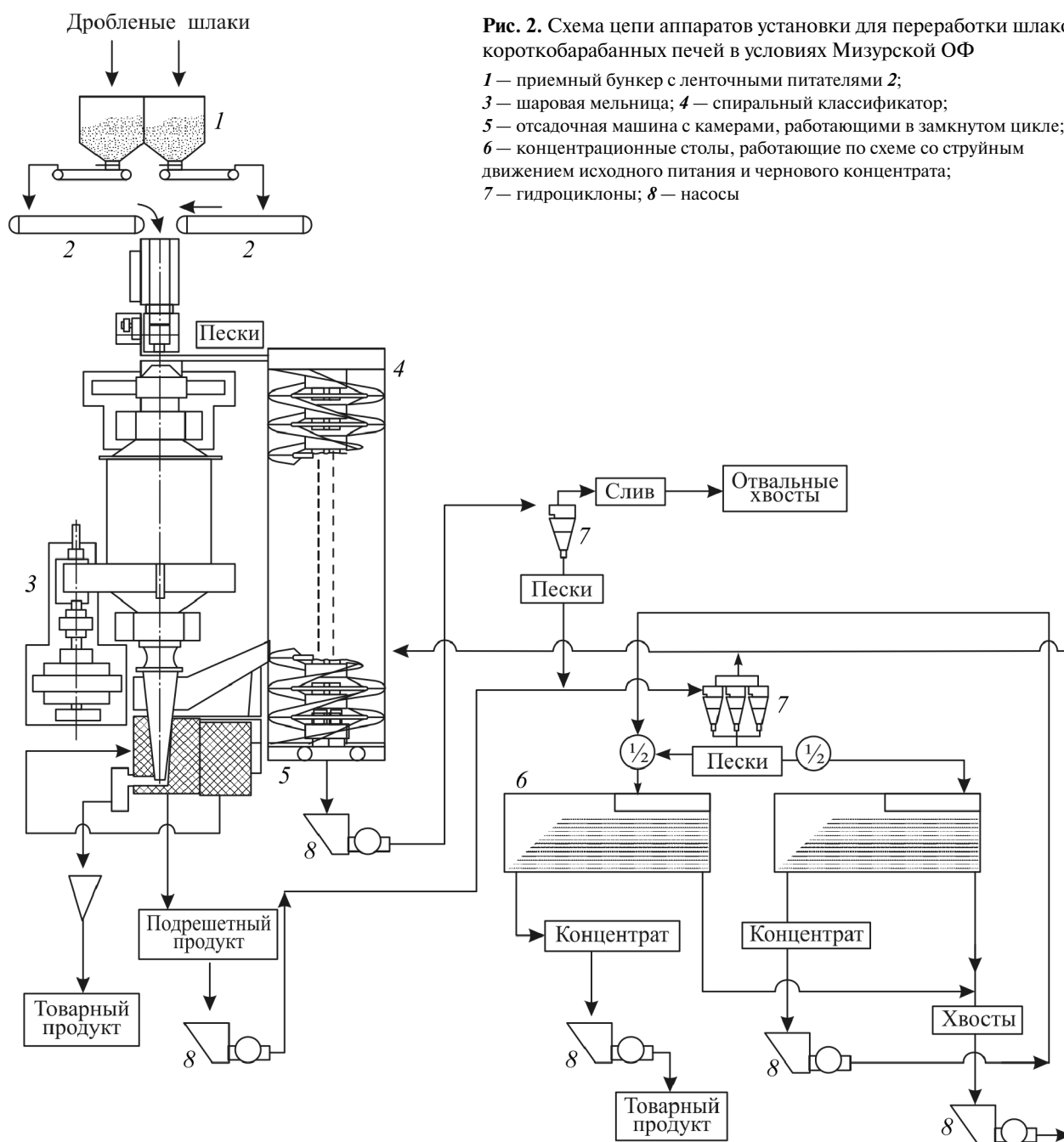


Рис. 2. Схема цепи аппаратов установки для переработки шлаков короткобаранных печей в условиях Мизурской ОФ

- 1 — приемный бункер с ленточными питателями 2;
- 3 — шаровая мельница; 4 — спиральный классификатор;
- 5 — отсадочная машина с камерами, работающими в замкнутом цикле;
- 6 — концентрационные столы, работающие по схеме со струйным движением исходного питания и черного концентрата;
- 7 — гидроциклоны; 8 — насосы

центрат отсадки. На концентрационном столе типа СКО-15 концентрат отсадки доводят до продукта, содержащего $\geq 40\%$ Рb, и совместно с ломом аккумуляторов плавят в короткобаранных печах.

В дальнейшем при уменьшении содержания свинца в шлаках до 4–6 % произошло снижение его количества и в гравииконцентрате до 23–27 %, качество которого не позволяет его утилизировать совместно с ломом аккумуляторов. Разработана технологическая схема переработки бедных шлаков,

отличительными особенностями которой являются использование части черного концентрата в обороте при отсадке и доводка концентрата отсадки на столах по струйной схеме (рис. 2).

В период опытно-промышленных испытаний в откорректированном технологическом режиме по усовершенствованной технологической схеме с производительностью 62,5 т/сут переработано более 15 тыс. т шлаков с содержанием 5,2 % Рb. Прирост цены гравииконцентрата за счет повышения его ка-

чества на 14,7 % (абс.) составил 9158,4 руб./т. За счет внедрения данного решения повышение извлечения Pb в гравииоконцентрат достигло 7,7 %, что позволило получить дополнительно 150,15 т гравииоконцентрата, из которого в ОАО «Электроцинк» получено 56,46 т мягкого свинца. Эффект от переработки 1 т шлаков составил 178,9 руб., а затраты — 112,49 руб. (в работе не учтен значительный эколого-экономический эффект (от ненанесенного ущерба) от утилизации шлаков).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Для повышения эффективности процессов отсадки и концентрации на столах разработана схема движения продуктов обогащения, обеспечивающая заметное, по сравнению с известными схемами циркуляции продуктов, повышение содержания полезного компонента в операции, выдающей черновой концентрат. Необходимость увеличения содержания извлекаемых компонентов в голове процесса определяется прямой зависимостью, существующей между содержанием металла в исходном сырье, его извлечением и качеством концентрата.

При обогащении медно-колчеданных руд, содержащих 1,5 г/т Au, в цикле измельчение—классификация с использованием короткоконусных гидроциклонов и концентрационных столов может быть дополнительно выделено 5,12 % Au. Попутное извлечение золота из разгрузки мельницы по схеме «короткоконусные гидроциклоны → отсадка песков короткоконусных гидроциклонов → доизмельчение концентрата отсадки → концентрация на столах» составляет 9,89 %. Отличительной особенностью разработанной технологии является работа отсадочной машины с циркуляцией части чернового концентрата, а концентрационные столы должны функционировать по схеме со струйным движением исходного питания и части чернового концентрата.

В промышленных условиях доказано, что применение разработанной технологии для извлечения

свинца из отвальных шлаков (4—6 % Pb), образующихся при содовой плавке лома отработанных аккумуляторных батарей в короткобарабанных печах, позволяет повысить извлечение свинца в концентрат на 7,7 % и его содержание в нем на 14,7 %.

ЛИТЕРАТУРА

1. Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1978.
2. Кожиев Х.Х. // Горн. инф.-анал. бюл. МГГУ. 2006. № 8. С. 27—28.
3. Эпельман М.Л., Ручкин И.И., Брюхов В.В., Пургина О.К. // Обогащение руд. 1976. № 4. С. 18—20.
4. Жаксыбаев Н.К., Куляшев Ю.Г., Пустовалов А.И. и др. // Цв. металлы. 1969. № 8. С. 14—16.
5. Тюрин Б.А., Земский Е.В., Пурвэ Я.И. и др. // Горн. журн. 2008. № 2. С. 19—21.
6. Ломоносов Г.Г., Туртыганов Н.А. // Горн. инф.-анал. бюл. МГГУ. 2010. № 2. С. 314—320.
7. Левченко Е.Н. Научно-методическое обоснование минералого-технологической оценки редкометалльно-титановых россыпей: Автореф. дис. ... докт. геол.-минерал. наук. М.: ФГУП «ВИМС», 2011.
8. Митин Л.А. // Обогащение руд. 2002. № 4. С. 15—17.
9. Евдокимов С.И., Паньшин А.М. // Там же. 2008. № 2. С. 5—9.
10. Козлов А.П. Научное обоснование и разработка технологии обогащения платинометаллических руд зональных базит-ультрабазитовых комплексов в особых экологических условиях Камчатки: Автореф. дис. ... докт. техн. наук. М.: ИПКОН РАН, 2010.
11. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л. и др. // Изв. вузов. Цв. металлургия. 2004. № 5. С. 4—9.
12. Богданович А.В., Зарогатский Л.П., Коровников А.Н. // Там же. 1999. № 5. С. 7—9.
13. Паньшин А.М., Евдокимов С.И. // Обогащение руд. 2009. № 5. С. 6—10.
14. Паньшин А.М., Евдокимов С.И. // Там же. 2011. № 6. С. 8—12.
15. Паньшин А.М., Евдокимов С.И., Солоденко А.Б. // Там же. 2007. № 3. С. 34—36.