Вестник Томского государственного университета. 2014. № 380. С. 185–189 DOI: 10.17223/15617793/380/31

УДК 622.7:669.213

С.В. Бордунов, А.Н. Жиганов, И.Г. Кулага

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТВАЛА АРТЁМОВСКОГО РУДНИКА

Настоящая работа является частью многолетних исследований получения концентратов тонкого золота с размером частиц 10–50 мкм из руды и отвалов. В статье описан процесс получения концентрата тонкого золота из отвала Артёмовского рудника в две стадии. На первой стадии растворяют около 50% массы отвала в соляной кислоте. Эти 50% массы состоят из $CaCO_3$ и $CaMg(CO_3)_2$. Раствор $CaCl_2$ и $MgCl_2$ является товаром. Остаток твёрдой фазы обрабатывают электрическими разрядами с энергией 45–120 Дж (м²кг/с²). Золото, которое связано с ним, переходит в свободную форму. Поток воды снизу выносит из реактора частицы с малыми размерами – продукты измельчения крупных частиц в электрическом разряде. Выноса из реактора частиц определенного размера можно достигнуть скоростью потока воды. Результаты специального эксперимента на кварцевом песке показывают, что измельчение песка в электрических разрядах с энергией в разряде 45–120 Дж достигается преимущественно вторичной кавитацией.

Ключевые слова: электровзрывная технология; тонкое золото; обогащение; концентрат золота.

Техногенное золотосодержащее сырье (хвосты и отвалы действующих или закрытых рудников) в настоящее время рассматривается многими специалистами не только как отчужденные под вредные промышленные отходы территории, но и как перспективное сырье для извлечения остаточного золота. Большая часть таких отвалов, с границами и объёмами, нанесёнными на карты, начинала формироваться ещё на заре прошлого века, поэтому содержание золота в техногенном сырье может достигать от 2,0 до 9 г/т. Техногенное сырье, как правило, измельчено, имеет достаточно чёткие границы и расположено вблизи источников энергии, дорог и населённых пунктов. Это минимизирует капитальные затраты на его переработку. К негативному фактору, сдерживающему вторичную переработку техногенного сырья, относится наличие в этом сырье вредных веществ – флотирующих и выщелачивающих реагентов, ртути. К такому типу сырья относится и отвал Артёмовского рудника (Курагинский район Красноярского края), который расположен в каньоне длиной до 3 км и шириной 50–80 м.

По данным Артёмовской золоторудной компании, усреднённый (по всем картам) минералогический состав хвостов следующий: полевой шпат – 25%, кварц – 40%, кальцит – 15–20%, хлориты – 20–30%, пирит – 1–2%, бистит (слюда) – 10–15%, магнезит – 1–2%. Содержание золота, определенного в пробах из разных точек отвала, колеблется от 0,82 до 2,6 г/т, 85–90% золота имеет крупность частиц 50 мкм и менее, масса хвостов 4 551 тыс. т с содержанием золота 3 720,7 кг.

В карте 1 этого отвала, образованной в первой половине прошлого столетия, содержится свободная ртуть в неизвестных до сих пор концентрациях. Совершенно очевидно, что к каждому из таких объектов необходим индивидуальный подход для выбора способа переработки отвала, включающего извлечение золота и других ценных компонентов с нейтрализацией вредных веществ массе отвала.

В.В. Бордунов с соавт. [1] предложил использовать на первой стадии переработки руд и отвальных хвостов высоковольтный импульсный разряд (ВИР) с энергией в разряде до 4 кДж. В настоящей работе для получения концентратов золота используется ВИР с энергией 110–115 Дж.

Цель исследований – разработка рекомендаций по извлечению из техногенного сырья золота и других ценных компонентов с переводом оставшейся части отвала в безопасную для человека и окружающей природной среды породу.

Для исследований были взяты 4 образца из скважины глубиной 7 м в карте № 2 отвала. Карта заполнялась отходами в середине прошлого столетия. Образец А1 взят с глубины 1 м, образец А2 объединен из двух одинаковых по внешнему виду проб, взятых с глубины 2,5 и 5 м, образец А3 взят с глубины 7 м.

Пробы содержат отходы переработки руды, в которой золото связано с пиритом. После удаления глины промывкой образцов с перемешиванием, сушкой и просевом через сито с ячейкой 1,1 мм для этих образцов получены следующие результаты по отношению массы частиц крупностью менее 1,1 мм к крупности частиц 1–6 мм ($m_{\leq 1}/m_{1-6}$): А1 $m_{\leq 1} / m_{1-6} = 3{,}883$, А2 $m_{\leq 1} / m_{1-6} = 26{,}15$, А3 $m_{\leq 1} / m_{1-6} = 56{,}2$, где $m_{\leq 1}$ – доля частиц с размером менее 1 мкм; m_{1-6} – доля частиц с размером частиц 1,1–6 мкм. Объяснить столь высокую разницу в тонине помола в период заполнения карты не представляется возможным.

После обработки образцов А1–А3 ВИР на стенде (рис. 1) с расчетом на удаление в хвосты с глинами компонентами частиц золота с размером 10 мкм и более, получены результаты, приведенные в табл. 1.

Стенд с рабочим объемом реактора 1 дм³ (объем суспензии до верхнего сливного патрубка) позволяет обрабатывать ВИР пробы сырья массой до 200 г с частотой разрядов 0,5–3 Гц, возможностью регулировки скорости потока воды, ввода с водой химических реагентов, ввода в реактор воздуха или озона с регулируемым расходом. Проточную воду подавали в реактор тангенциально через нижний патрубок и выводили также тангенциально через верхний патрубок в течение времени, необходимого для прохода через реактор 5 дм³ воды. В этом эксперименте, со скоростью восходящего

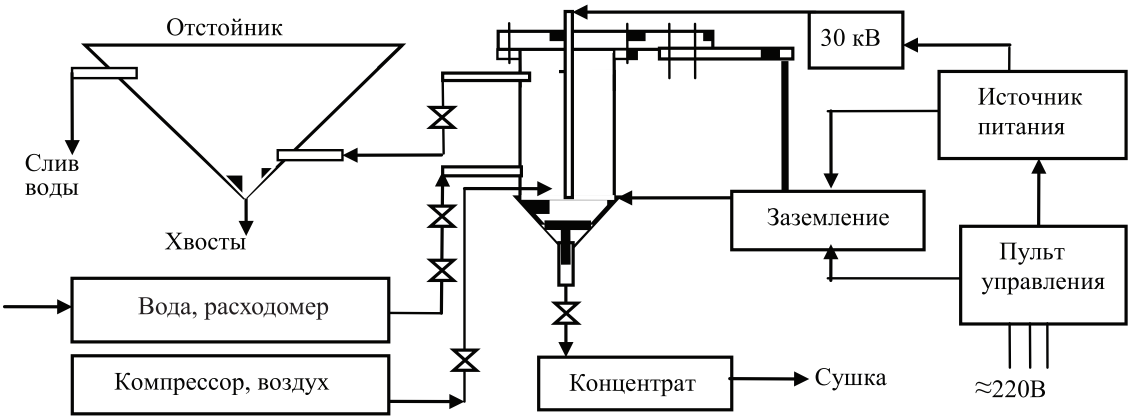

Рис. 1. Схема лабораторного стенда для предварительных технологических исследований по электрогидравлической обработке минерального сырья

потока воды в реакторе $1\cdot10^{-3}$ м/с, решали задачу определения количества золота – частиц размером ≤ 10 мкм в исходном сырье, которое по условиям эксперимента будет уноситься водой в хвосты. При малой доле такого золота в сырье им можно пренебречь, тогда в расчёте производительности промышленной установки можно исходить из скорости потока воды 1×10^{-3} м/с и постоянства соотношения «твёрдое : жидкое = 1 : 5» в реакторе. Одновременно определяли зависимость количества разрядов, необходимых для полного вскрытия золота для определения удельных затрат электроэнергии на 1 т сырья, анализировали распределение исходной массы и минералов по технологической цепи «сырье – концентрат – хвосты». Результаты экспериментов представлены в табл. 1 ($m_{\leq1}$ – доля частиц с размером менее 1 мкм, $m_{1\text{–}6}$ – доля частиц с размером 1–6 мкм).

Таблица 1

Результаты ситового анализа концентратов проб после обработки исходного сырья 20 разрядами с энергией 112,5 Дж в импульсе и отделения из них глинистых компонентов и мелких частиц других минералов, с размером частиц менее 45 мкм, восходящим потоком воды со скоростью $1\cdot10^{-3}$ м/с

Фракция, мм	A1	A2	A3
1,1>2,5	3,78	–	–
0,63<1,1	0,98	–	–
0,315<0,63	8,73	4,24	8,34
0,16<0,315	32,44	18,35	29,82
0,1<0,16	22,04	20,05	24,17
0,071<0,1	20,74	37,74	21,44
0,063<0,071	4,17	9,97	3,79
0,045<0,063	4,61	7,73	8,73
<0,045	1,6	1,92	3,72
Отношение $m_{<1}/m_{1\text{–}6}$	25,46	∞	∞
$m_{<1}/m_{1\text{–}6}$ в исходном образце	3,83	26,15	56,2

Резкое изменение отношения массы частиц с размером ≤ 1,1 мм к массе частиц с размером ≥ 1,1 мм в исходных образцах и в полученных концентратах, как видно из табл. 1, свидетельствует о высокой степени измельчения исходного сырья в электровзрывном реакторе даже с использованием низких энергий в разряде.

Исследование фазового состава и структурных параметров проб проводилось на дифрактометре Shimadzu XRD-7000 на CuK_α-излучении в Нано-Центре НИ ТПУ с идентификацией фаз и использованием порошковой базы данных PDF-4 Международного центра дифракционных данных (ICDD).

Полученные рентгенограммы обрабатывались методом полнопрофильного анализа с использованием программного комплекса Powder Cell 2.4.

Для электровзрывной обработки была выбрана проба A2, минералогический состав концентрата и хвостов представлен в табл. 2. Расход восходящего потока воды в реакторе при получении концентрата, в соответствии с рекомендациями работы [2], был выбран с расчетом заведомых потерь частиц золота крупностью менее 10 мкм.

Таблица 2

Результаты электрогидравлической обработки проб «А»

Проба	Минерал	Содержание, % объёмные		
		Исх.	Конц.	Хвосты
A1	Кварц, SiO_2	10		
	$CaCO_3$	6		
	Доломит, $CaMg(CO_3)_2$	84		
A2	Кварц, SiO_2	7	35	28
	$CaCO_3$	5	15	–
	Доломит, $CaMg(CO_3)_2$	84	46	33
	$Ca(SO_4)$	–	–	9
	$Ca(SO_4)\cdot(H_2O)_{0,6}$	–	–	5
	$Ca(SO_4)\cdot H_2O$	–	–	23
A3	Кварц, SiO_2	8		
	$CaCO_3$	4		
	Доломит, $CaMg(CO_3)_2$	88		

Примечание. Исх. – исходный образец; Конц. – концентрат после ВИР обработки.

Как видно из данных, приведенных в табл. 2, пробы A1, A2 и A3 отвала Артёмовского рудника в карте № 2 идентичны по минералогического составу, основная масса сопутствующей породы представлена доломитом, полученные результаты отличаются от вышеприведенных нами данных Артёмовской горнорудной компании.

Эффект измельчения крупных зёрен, отмеченный в табл. 1, связан с измельчением частиц карбонатов, имеющих относительно низкую механическую прочность по шкале проф. Протодьяконова. Так, при обработке в реакторе (рис. 1) пробы A1 100 разрядами с частотой 1 Гц потеря массы образца – тонкодисперсная фракция с размером частиц менее 0,045 мм, не оседающая в отстойнике за 3 ч, в этом эксперименте увеличилась с 2,5 до 11% при пятикратном увеличении энергозатрат, т.е. с 1 до 5 кВт·ч/т сырья.

Отвалы Артёмовского рудника в карте № 2 можно полностью использовать в производстве вяжущих для строительных материалов, что экономически целесообразно даже не извлекая золото. Поэтому нами был поставлен эксперимент по растворению пробы А3 с содержанием карбонатов 92% в соляной кислоте для определения действительного содержания карбонатов и разработки схемы переработки отвала рудника. При обработке карбонатов соляной кислотой практически нацело происходят следующие реакции:

$$CaMg(CO_3)_2 + 4HCl = CaCl_2 + MgCl_2 + 2H_2O + 2CO_2 \text{ (газ)};$$
$$CaCO_3 + 2HCl = CaCl_2 + H_2O + CO_2$$

Эксперимент выполняли следующим образом. Предварительно отвешивали три сухих навески пробы А3 с наибольшим содержанием карбонатов массой по 50 г, помещали их в стаканы объёмом 200 мл, вливали 50 мл дистиллированной воды и 50 мл концентрированной соляной кислоты. Растворение карбонатов проводили при перемешивании механической мешалкой до окончания процесса выделения углекислого газа. Раствор солей сливали, добавляли к осадку 100 мл дистиллированной воды, промывали осадок при перемешивании мешалкой 5 мин, сливали воду и сушили осадок при 100°С в сушильном шкафу. Средняя степень уменьшения исходной массы составила 42,22%.

Полученный раствор с суммарным содержанием хлоридов кальция и магния 99,2%, но не содержащий золота, может быть использован как антигололёдный материал.

Средняя степень уменьшения исходной массы по обработке соляной кислотой трех навесок составила не 92% (содержание суммы $CaCO_3$ и $CaMg(CO_3)_2$, как следует из табл. 2), а 42,22%.

После аналогичной обработки проб А1 и А2 соляной кислотой степень уменьшения исходной массы составила 41,87 и 42,31%; в среднем уменьшение исходной массы хвостов после выщелачивания по трём пробам А1, А2 , А3 составляет 42,13%.

Таким образом, предварительная обработка хвостов Артёмовского рудника карты № 2 соляной кислотой может дать товарный продукт – раствор хлоридов кальция и магния для производства антигололёдных реагентов с одновременным обогащением золотосодержащей части хвостов на 42,13%.

Для электровзрывной обработки пробы А3 был проведен аналогичный эксперимент на двух сухих навесках пробы А3 массой по 150 г, их помещали в стаканы объёмом 200 мл, вливали 50 мл дистиллированной воды и 100 мл концентрированной соляной кислоты. Растворение карбонатов проводили при перемешивании механической мешалкой до окончания процесса выделения углекислого газа. Раствор солей сливали, добавляли к осадку 100 мл дистиллированной воды, промывали осадок при перемешивании мешалкой 5 мин, сливали воду и сушили осадок при 100°С в сушильном шкафу. Степень уменьшения исходной массы составила 42,27%.

После выщелачивания пробы А3 соляной кислотой твёрдый остаток № 1 с массой 173,19 г обработали электрическими разрядами с энергией в импульсе 112,5 Дж в реакторе с рабочим объёмом 1 дм^3 и эрлифтом для ввода кислорода воздуха и перемешивания твёрдой фазы в реакторе.

Обработку пробы выполняли при частоте 0,5 Гц в течение 2 мин. По окончании электровзрывной обработки отключали источник питания и подачу воздуха, включали подачу воды со скоростью потока через реактор $1 \cdot 10^{-3}$ м/с для удаления тонкой суспензии породы, гидроксидов и растворенных солей с общим объёмом промывной воды 5 дм^3. Затем извлекали из реактора твёрдый остаток, промывали его водой, сушили и взвешивали.

В результате электровзрывного обогащения хвостов масса осадка после выщелачивания № 1 уменьшилась на 31,3%, а масса сухого остатка после электровзрывной обработки № 2, в которую переходит все золото из исходных хвостов А3, составила 118,98 г.

В результате применения такого способа обогащения хвостов – при выщелачивании – 42,27% мас. от исходной массы хвостов Артёмовского рудника карты № 2 переработано в концентрированный раствор хлоридов кальция и магния (антигололедный раствор), после электровзрывной обработки 18,07% мас. ушло в хвосты в виде растворимых солей, гидроксида железа и тонкоизмельчённой породы, в результате получен концентрат 39,66 % мас. Полученный концентрат со свободным золотом может направляться на извлечение золота любым известным способом.

В табл. 1 приведены экспериментальные данные, которые показывают на достаточно высокий эффект измельчения зёрен проб хвостов. Доля частиц, попавших в 10-миллиметровый разрядный промежуток между электродами реактора по рис. 1, составляет сотые доли процента от всех частиц пробы. Частица, попавшая в межэлектродное пространство, разрушится, если электрическая прочность минерала такой частицы меньше напряжения пробоя в канале разряда. Так как электрическая прочность кварца основной вмещающей породы в золотосодержащем сырье приближается к 500 кВ/см, то при напряжении 30 кВ/см в описываемом опыте не должен разрушаться даже асбест с электрической прочностью 30–60 кВ/см [3. С. 125]. Таким образом, эффект измельчения частиц в электровзрывном реакторе с энергией в разряде менее 120 Дж и напряжением пробоя 30 кВ можно объяснить действием ударных волн сжатия, разрушающих частицы по дефектам структуры, или, что более вероятно, вторичной кавитацией в волнах разрежения – микровзрывами пузырьков воздуха на поверхности части, распределённых в водной фазе.

Содержание золота определяли нейтронно-активационным методом анализа на спектрометре ANALYST фирмы Caderra (США) с применением базового программного обеспечения Genie-2000 и детекторов из особо чистого германия, по среднему значению от 5 навесок. Установлено, что содержание золота в исходной пробе равной 2,4 г/т, после выщелачивания и электровзрывной обработки степень извлечения тонкого золота с крупностью частиц 10–50 мкм в концентрат составила 95%.

Проверку этой гипотезы производили на образцах песка из русла р. Обь после отмывки от глины и частиц с размером менее 0,045 мм. Содержание SiO_2 в этом песке с коэффициентом крепости по шкале проф. Протодьяконова 10 составляет более 92%. Обработку электрическими разрядами с энергией 112,5 Дж выполняли в реакторе, изображённом на рис. 2 при частоте 1 Гц. Результат определяли по фракционному составу и материальному балансу масс исходного песка, концентратов и хвостов.

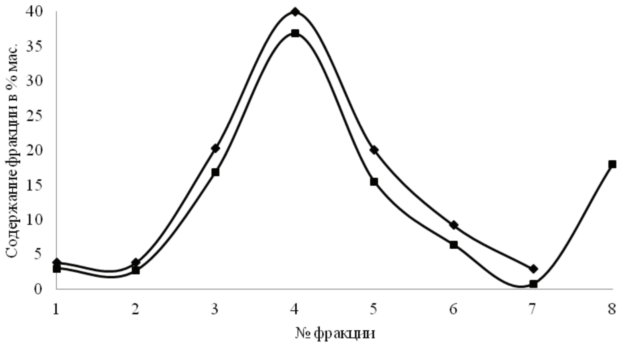

Рис. 2. Результат обработки песка из р. Обь 10 разрядами по 112,5 Дж. ◆ – Исходный песок, ■ – Песок после обработки ВИР. Фракции: № 1 – крупность 5–2,5 мм; № 2 – 2,5–2 мм; № 3 – 2–1 мм; № 4 – 1–0,315 мм; № 5 – 0,315–0,2 мм; № 6 – 0,2–0,1 мм; № 7 – 0,1–0,045 мм; № 8 – менее 0,045 мм

Результаты эксперимента подтверждают гипотезу о измельчении частиц твёрдой фазы в водных суспензиях при напряжении пробоя 30 кВ преимущественно за счёт вторичной кавитации. Незначительное изменение соотношения фракций в исходном песке и в концентрате после электровзрывной обработки (рис. 2) свидетельствует о практически равномерном дроблении с отколом частиц с размером менее 0,045 мм, содержание которых в обработанном песке достигло 18%.

На рис. 3 показана зависимость степени уменьшения содержания фракции 0,16–0,315 мм и увеличения содержания фракции менее 0,045 мм от числа разрядов с энергией 112,5 Дж при частоте разрядов 1 Гц.

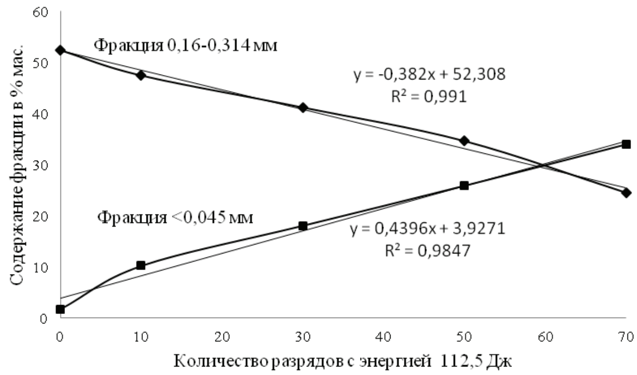

Рис. 3. Изменение содержания фракций 0,16–0,315 и менее 0,045 мм от количества разрядов

Как видно из рис. 3, зависимость уменьшения содержания крупных фракций и увеличения содержания мелких частиц практически линейная.

Таким образом, характер изменения состава фракций после обработки в реакторе суспензий разрядами с энергией менее 120 Дж показывает высокую вероятность измельчения частиц за счет действия кавитации с отколом микрочастиц с поверхности более крупных частиц.

Результаты исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. Предложен способ переработки хвостов Артёмовского рудника, который на первой стадии позволяет из 42,13% мас. от исходной массы хвостов получить концентрированный раствор хлоридов кальция и магния, пригодный для производства антигололёдных реагентов. На второй стадии, после электровзрывной обработки – получить концентрат 39,66% мас. от исходной массы, в котором сконцентрировать 95% всего золота, пригодного для извлечения любым известным способом.

2. Установлено, что при электровзрывной обработке с энергией в импульсе менее 120 Дж диспергирование частиц твердой фазы в суспензиях происходит за счет вторичной кавитации.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Бордунов В.В., Бордунов С.В., Соболев И.А.* Повышение степени извлечения золота из рудного и техногенного сырья путём электрогидравлической обработки. Доклады Второй региональной конференции «Проблемы недропользования на территории Эвенкийского автономного округа» (20–21 апреля 1999 г., г. Красноярск). Красноярск, 1999. С. 123–131.
2. *Базуткин В.В., Ларионов В.П., Пинтакс Ю.С.* Техника высоких напряжений. Изоляция и перенапряжения в электрических системах. М. : Энергоатомиздат, 1986. 469 с.
3. *Бордунов С.В., Кулага И.Г.* О перспективах использования электроразрядной технологии для извлечения тонкого золота из рудного и техногенного сырья : сб. докл. и каталог участников Пятой Междунар. конф. «Металлургия-Интехэко-2012». М. : ООО «Интехэко», 2012. С. 124–126.

Статья представлена научной редакцией «Науки о Земле» 28 декабря 2013 г.

COMPLEX PROCESSING OF THE ARTYOMOVSKY MINE DUMP

Tomsk State University Journal. No. 380 (2014), 185-189. DOI: 10.17223/15617793/380/31

Bordunov Sergey V. Echtekh (Tomsk, Russian Federation). E-mail: bvv@academ.tsc.ru
Zhiganov Aleksandr N. Seversk Technological Institute, branch of Moscow Engineering Physics Institute (Seversk, Russian Federation). E-mail: agan@ssti.ru
Кulaga Igor G. Branch 46 CSRI MR RF (Mytishchi, Russian Federation). E-mail: bvv@academ.tsc.ru

Keywords: electroexplosive technology; fine-dispersed gold; concentration; gold concentrate.

This work is part of a multiyear research of production of concentrates with fine-dispersed gold particles of 10–50 mm from the ore and waste rock dumps. Large and very large gold is extracted in Russia. However, the gold of 0.9–0.01 mm fraction makes up about 75% in the lithosphere. In primary ores gold is represented as particles smaller than 0.01 mm, and more than a half of the gold particles have a size of about 1-5 mm. This gold can be in the form of free particles and in the bound form with sulfides mostly. Clay deposits and weathering crusts basically contain subtle gold. As a rule the particles of gold are covered with a dense clay shell in these deposits. They do not lose their rigidity when wet as grains of other minerals. The gold particle in this shell is not easy to extract to the gravity concentrates and leach solutions. No more than 5% of gold particles with a size of 50 microns and less are extracted by modern gravitational methods and therefore it all goes to the mine refuse of factories. The weight of technogenic raw materials in the dumps of many mines is 5–15 million tons with the content of gold of 1–3 gr/t (sometimes more). These materials locate near highways and power transmission lines. They can become an object for processing if technologies for extraction of fine-dispersed gold are available. This article describes the process of production of a fine-dispersed gold concentrate from the Artyomovsky mine dump that contains wastes of gravity concentration of carbonate ores from the mine and weathering crusts with a high content of clay. The process consists of two stages. At the first stage 50% of the dump weight is dissolved in hydrochloric acid. CaCO3 and $CaMg(CO_3)_2$ make up 50% of this mass. The solution of CaCl2 and MgCl2 is a deicer. The remainder of the solid phase is treated by electrical discharges with the energy of 45–120 J (m^2kg/s^2). The clay components and, partially, minerals of associated rocks are crushed into particles of less than 45 microns in this process. The water flow directed upward and toward the flow of raw materials; it carries out the fine-dispersed particles of a certain size from the reactor, which is possible due to the water speed. Quartz and clay particles of less than 45 microns and gold particles of less than 10 microns are removed from the reactor with a cross section of 0.09 m2 at a 3.6 m/min flow rate of water, quartz particles of less than 200 microns and gold particles of 50 microns and less – at a flow rate of 89.2 m/min. Suspension moves to the deposition chamber of fine-dispersed gold in laminar conditions. The rate of sedimentation of identical particles of gold and quartz correlates as 14 : 1 in these conditions. The length of the deposition chamber does not exceed 2000 mm. Thus, a concentrate of fine-dispersed gold was obtained by using electroexplosive technologies and by moving fine-dispersed gold particles into the chamber in laminar deposition conditions.

REFERENCES

1. Bordunov V.V., Bordunov S.V., Sobolev I.A. Povyshenie stepeni izvlecheniya zolota iz rudnogo i tekhnogennogo syr’ya putem elektrogidravlicheskoy obrabotki. Doklady Vtoroy regional’noy konferentsii «Problemy nedropol’zovaniya na territorii Evenkiyskogo avtonomnogo okruga» (20–21 aprelya 1999 g., g. Krasnoyarsk). Krasnoyarsk, 1999. P. 123-131.
2. Bazutkin V.V., Larionov V.P., Pintaks Yu.S. Tekhnika vysokikh napryazheniy. Izolyatsiya i perenapryazheniya v elektricheskikh sistemakh. M. : Energoatomizdat, 1986. 469 p.
3. Bordunov S.V., Kulaga I.G. O perspektivakh ispol’zovaniya elektrorazryadnoy tekhnologii dlya izvlecheniya tonkogo zolota iz rudnogo i tekhnogennogo syr’ya : sb. dokl. i katalog uchastnikov pyatoy mezhdunar. konf. «Metallurgiya-Intekheko-2012». M. : OOO «Intekheko», 2012. P. 124-126.