

Технологические исследования золотосодержащей руды с использованием методов центробежной концентрации

Павел Константинович ФЕДОТОВ^{1*}

Аркадий Евгеньевич СЕНЧЕНКО^{2**}

Константин Вадимович ФЕДОТОВ^{1***}

Александр Евгеньевич БУРДОНОВ^{1****}

¹Иркутский национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия

²ООО «НИИПИ «ТОМС»», Иркутск, Россия

Аннотация

Актуальность. Применение гравитационных методов обогащения, в частности центробежной концентрации, обусловлено наличием в золотосодержащей руде, наряду с тонковкрапленным, свободного крупного золота, которое недостаточно полно извлекается в процессе цианирования и флотации.

Цель работы – проведение технологических исследований по центробежной концентрации золотосодержащего сырья с целью оценки ее применимости в производственном процессе.

Основными задачами исследования являлись: изучение вещественного состава пробы, проведение тестов по определению гравитационно извлекаемого золота (GRG-тест), а также тесты с использованием центробежного концентратора с непрерывной разгрузкой концентрата (CVD-тест).

Объект исследования. В работе представлены результаты исследований обогатимости золотосодержащей руды с использованием методов центробежной концентрации. Для проведения исследований отобрана проба массой 160 кг, крупностью –100 мм. По данным фазового анализа, при измельчении руды до крупности 94,8 % класса –0,071 мм количество свободного золота составило 66 %. Остальное золото в количестве 33,9 % находится в сростках и пленках, в том числе в закрытых сростках с сульфидами (4,06 %) и кварцем (3,7 %).

По результатам исследований сделаны выводы о свойствах руды месторождения и определены оптимальные условия для ее переработки (крупность измельчения, выход концентрата) гравитационными методами. Установлено, что исследуемая руда эффективно обогащается гравитационными методами. Центробежная сепарация на промежуточной крупности 64,6 % класса –0,071 мм с малым выходом концентрата работает эффективно. Получен концентрат с содержанием золота 432,0 г/т при выходе 0,07 % и извлечении 32,04 %. Уровень извлечения золота гравитацией со стадийным измельчением руды (тест GRG) достаточно высок – 53,97 %. Оптимальный выход гравитационного концентрата при обогащении на концентраторе KC-CVD составил 10,55 %. При данном выходе извлечение золота составило 82,28 % при содержании 7,77 г/т.

Ключевые слова: золото, центробежная концентрация, технология, обогатимость, CVD, концентрат.

Введение

Золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием вещественного и химического состава. Наиболее часто встречаются кварц-сульфидно-золотосодержащие руды, которые имеют наибольшее промышленное значение. Обычно кварцевые золотосодержащие руды содержат самородное золото с различной крупностью – от крупного до мелкого, а в сульфидных рудах золото имеет характер тонкодисперсного и пылевидного. Из этих руд золото извлекается попутно наряду с медными, цинковыми и пиритными концентратами. Первичные золотосодержащие руды по своему минеральному составу и текстурно-структурным характеристикам относятся к категории упорного минерального сырья [1, 2]. Извлечение золота из этих руд имеет особое значение для всех золотодобывающих и перерабатывающих стран в мире

[3], так как истощаются запасы россыпного золота, легкоперерабатываемых окисленных руд и возникает стратегическая необходимость увеличения объемов трудноперерабатываемых руд, при этом следует иметь в виду, что запасы этих руд составляют 40–60 % от разведанных запасов золота.

Проблема истощения минерально-сырьевой базы и сокращения государственного финансирования на проведение геологоразведочных работ диктует новые требования к поискам и добыче полезных ископаемых, а именно принципиально меняются источники приращения минерально-сырьевой базы. В рамках этого вопроса многие работы посвящены разработке гипотез по эффективному природопользованию [4]. Сегодня это не просто открытие и ввод в эксплуатацию новых минерально-сырьевых

✉ fedotovpavel@yandex.ru

**senchenko@tomsmineral.ru

***fedotov@istu.edu

****burdonovae@ex.istu.edu

объектов, но экономически выгодные варианты полной отработки и самого глубокого передела получаемой продукции. При этом понимание комплексной переработки сырья расширяется в сторону совокупного восприятия экономической оценки данного процесса – от комплексной оценки всестороннего изучения до полноциклового отработки месторождения.

Работы в данной области велись с тех пор, как существует горно-обогатительный комплекс. Несмотря на большое количество научно-исследовательских работ, ведущихся как на территории Российской Федерации [5, 6], так и в зарубежных исследовательских центрах Казахстана [7], Китая [8], Южной Кореи [9], Бразилии [10], тематика по максимально возможному извлечению ценных компонентов из упорных руд остается актуальным направлением развития для всего горно-обогатительного и металлургического направлений. На основании анализа литературы [11–14] установлено, что наиболее востребованным направлением является переработка золотосодержащих руд с наличием веществ, таких как сера и мышьяк, препятствующих полному и эффективному извлечению ценного компонента.

Применение той или иной схемы обогащения минерального сырья зависит от множества различных факторов, таких как форма частиц, геометрические размеры, масса, смачиваемость, ассоциация с минералами и др. К примеру, в работе [15] показано влияние формы частиц и индекса шероховатости на процесс флотации сырья. В работе [16] представлены исследования по влиянию крупности частиц сырья на эффективность обогащения в промышленных условиях и обосновано применение гравитационного метода переработки.

Применение гравитационных методов обогащения обусловлено наличием в золотосодержащей руде наряду с тонковкрапленным свободным крупным золотом, которое недостаточно полно извлекается в процессе цианирования и флотации [17]. Крупное золото плохо флотируется, а при цианировании требует значительного увеличения продолжительности процесса. Для извлечения крупного золота в схему переработки руды включают операции гравитационного обогащения в голове процесса, выделяя в гравитационный концентрат относительно крупное золото. Выведение из руды крупного свободного золота в концентрат снижает возможность аккумуляции золота в измельчительных аппаратах. Подробный обзор о применении гравитационной сепарации представлен в работе [18]. Как известно, гравитационные сепараторы обычно используются для обогащения минерального сырья мелкой фракции. В отличие от обычных гравитационных сепараторов, к примеру, винтовых, в современном оборудовании используют дополнительные факторы, а именно

искусственно усиленное гравитационное поле, которое создается быстровращающейся чашей, что приводит к значительному увеличению разницы в скорости осаждения между тяжелыми и легкими частицами [19]. Наиболее распространенные сепараторы такого типа считаются концентратор Knelson (КС) и концентратор Falcon. Достаточно подробный анализ механизма работы концентратора Knelson представлен в работах [20–22].

На рынке существует большое количество и других представителей, занимающихся производством данного вида оборудования: Orokon, Kelsey, MGS, STL, Itomak, однако они не нашли такого же широкого применения на производстве. Тем не менее предприятия горно-обогатительного комплекса рассматривают центробежную концентрацию как одну из основных технологических операций при переработке минерального и техногенного сырья.

Целью данной работы являлось проведение технологических исследований по центробежной концентрации золотосодержащего сырья с целью оценки ее применимости в производственном процессе.

Подготовка проб и аналитические исследования.

На начальной стадии вся проба дробилась до крупности –20 мм. Дробленая руда –20 мм рассеивалась на три фракции –20+12 мм, –12+2 мм и –2+0 мм. Для каждой фракции определялись масса и содержание в ней золота. Руда первых двух фракций дробилась в –2 мм для обеспечения представительности отбора проб. От материала крупностью –2 мм в соответствии со стандартной методикой отбирались навески на пробирный анализ золота. Далее все фракции руды объединялись и тщательно перемешивались. Полученная исходная руда крупностью –2 мм сокращалась в соответствии со стандартной методикой с выделением навесок для технологических исследований и изучения вещественного состава.

Изучение гранулометрического состава дробленой руды –20 мм. Гранулометрический состав дробленой руды крупностью –20 мм с распределением золота по классам крупности приведен в табл. 1.

Анализ показал, что золото по классам крупности распределено неравномерно с постепенным увеличением содержания от верхних фракций к нижним. Содержание серебра во всех фракциях менее 2 г/т.

Пробирный анализ дробленой руды прямой и с предварительным выделением крупного золота. Определение содержания золота в руде проводилось двумя способами: прямым пробирным анализом и анализом с предварительным выделением крупного золота. Для этого от исходной руды крупностью –2 мм были отобраны две порции материала массой 100 и 10 000 г. Навеску руды 10 000 г обогащали на центробежном концентраторе КС-МД.

Таблица 1. Гранулометрический состав исходной руды
Table 1. Granulometric composition of the original ore

Класс крупности, мм	Выход, %	$\Sigma \gamma$ «-», %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
–20+12	44,94	100,00	0,79	41,87
–12+2	41,24	55,06	0,84	40,85
–2+0	13,82	13,82	1,06	17,28
<i>Итого</i>	100,00	–	0,85	100,00

Таблица 2. Гранулометрический состав дробленой руды крупностью –2 мм
Table 2. Granulometric composition of crushed ore with a particle size of –2 mm

Класс крупности, мм	Выход, %	$\Sigma \gamma$ «-», %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %	Содержание Fe, %	Распределение Fe, %	Содержание S, %	Распределение S, %
–2+1	34,40	100,00	0,72	28,62	1,12	44,52	0,13	5,17
–1+0,5	25,20	65,60	0,52	15,14	1,05	30,58	0,11	3,20
–0,5+0,315	13,00	40,40	0,54	8,11	1,12	16,83	0,10	1,50
–0,315+0,2	8,10	27,40	0,92	8,61	1,47	13,76	0,12	1,12
–0,2+0,1	8,60	19,30	1,00	9,94	1,54	15,30	0,13	1,29
–0,1+0,071	2,30	10,70	1,84	4,89	2,17	5,77	0,15	0,40
–0,071+0,045	1,80	8,40	1,60	3,33	2,03	4,22	0,19	0,40
–0,045+0	6,60	6,60	2,80	21,36	3,29	25,09	0,27	2,06
<i>Итого</i>	100,00	–	0,87	100,00	1,35	156,07	0,13	15,14

Таблица 3. Результаты рационального анализа золота руды месторождения
Table 3. Results of rational analysis of gold ore deposit

Форма золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Золото свободное с чистой поверхностью в исходной крупности –2 мм	0,277	22,97
Золото свободное с чистой поверхностью 55 % класса –0,071 мм	0,327	27,11
Золото свободное с чистой поверхностью 94,8 % класса –0,071 мм	0,192	15,92
Всего свободного золота	0,796	66,00
Золото в сростках (цианируемое)	0,270	22,39
Всего цианируемого золота (свободное и в сростках)	1,066	88,39
Золото в пленках	0,046	3,81
Золото в сульфидах (скрытое)	0,049	4,06
Золото в нерастворимых в царской водке минералах и кварце	0,045	3,73
<i>Всего</i>	1,206	100,00

От хвостов обогащения отбирали пробу, которую вместе с концентратом и навеской исходной руды (100 г) после истирания направляли на пробирный анализ. По данным прямого пробирного анализа, содержание золота в руде составило 0,54 г/т. По результатам пробирного анализа с предварительным выделением крупного золота, содержание в руде составило 0,87 г/т.

Гранулометрический состав дробленой руды крупностью –2 мм с распределением Au, Fe и S по классам крупности приведен в табл. 2.

Анализ показал, что золото, железо и сера по классам крупности распределены неравномерно с увеличением содержания от верхних классов к нижним. Максимальные содержания элементов приходятся на фракцию –0,045 мкм. В частности, содержание в ней золота составило 2,8 г/т при среднем по руде 0,87 г/т.

Химический состав руды месторождения определялся по технологии ICP-OES (оптическая эмиссионная спектроскопия с индуктивно связанной плазмой). Установлено, что руда имеет простой состав, в котором окислы кремния, алюминия и железа в сумме составляют более 97 %. Единственным ценным компонентом руды является золото. Содержание прочих цветных металлов исчисляется сотыми и тысячными долями процентов.

Для выяснения форм нахождения золота, характера его взаимосвязи с рудными компонентами и оценки

высвобождаемости в процессе измельчения был выполнен фазовый (рациональный) анализ пробы руды, результаты которого приведены в табл. 3.

По данным фазового анализа, в руде крупностью –2 мм доля свободного золота составляет 22,97 %. При измельчении руды до крупности 94,8 % класса –0,071 мм количество свободного золота увеличивается до 66 %. Остальное золото в количестве 33,99 % находится в сростках и пленках, в том числе в закрытых сростках с сульфидами (4,06 %) и кварцем (3,73 %). Всего доля цианируемого золота (свободное и в сростках) составляет 88,39 %.

Исследования на обогатимость руды месторождения. На основании аналитических исследований было установлено, что исследуемая руда будет являться благоприятным сырьем для обогащения гравитационными методами. Авторами были инициированы исследования по гравитационному обогащению с применением следующих тестов:

- стадийный тест с целью определения оптимальной крупности измельчения руды;
- тест по определению гравитационно извлекаемого золота (GRG-тест);
- тест на центробежном концентраторе с непрерывной разгрузкой концентрата (CVD) с целью определения влияния выхода концентрата на извлечение золота и его содержание в продуктах обогащения;

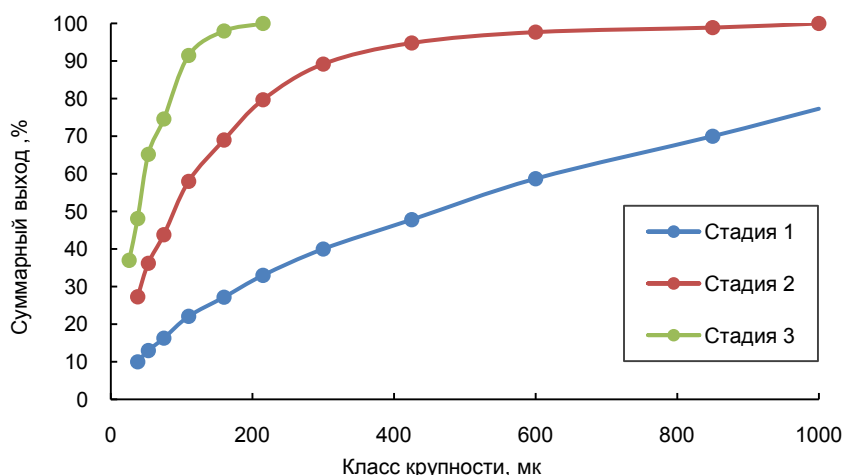


Рисунок 1. Гранулометрический состав питания по каждой стадии
Figure 1. Granulometric composition of nutrition for each stage

Таблица 4. Результаты теста GRG (общее извлечение золота по стадиям)
Table 4. GRG test results (total gold recovery by stage)

Крупность измельчения P80, мкм	Продукт	Масса/выход		Содержание	Извлечение
		г	%	Ац, г/т	%
1074	Концентрат, стадия 1	86,6	0,41	37,80	17,02
248	Концентрат, стадия 2	92,0	0,43	42,10	20,28
68	Концентрат, стадия 3	93,0	0,44	34,20	16,66
Отвальные хвосты		20 929,0	98,75	0,42	46,30
Исходное питание		21 200,0	100,00	0,90	100,00
Суммарный концентрат		271,0	1,28	38,02	53,97

– тест с целью установления извлечения золота при малом выходе концентрата (десятые доли процента).

Оценка возможности применения центробежных методов обогащения (GRG-тест). Цель теста GRG – оценка возможности применения центробежных методов обогащения для руды месторождения. Методика выполнения GRG-теста предусматривает трехстадийное обогащение руды. В соответствии с методикой крупность питания составляет на первой стадии –2 мм, на второй ориентировочно P80 –250 мкм и на третьей P80 –75 мкм. Гранулометрический состав питания по каждой стадии обогащения показан на рис. 1. Результаты гравитационного теста представлены в табл. 4.

Общий объем золота, извлекаемого гравитацией, после трех стадий составил 53,97 % при выходе концентрата 1,28 %, в том числе: на первой стадии извлечение гравитацией составило 17,02 %, на второй и третьей стадиях соответственно 20,28 и 16,66 % (рис. 2). Расчетное содержание золота в исходной руде для теста GRG составило 0,90 г/т.

В целом на основании результатов теста установлено, что руда месторождения эффективно обогащается гравитационными методами. Уровень извлечения золота гравитацией со стадийным измельчением руды (GRG) достаточно высок – 53,97 %. Использование центробежных концентраторов может быть рекомендовано в комбинированных схемах (гравитация–флотация, гравитация–цианирование продуктов обогащения) для извлечения свободного (гравитируемого) золота в цикле измельчения, к примеру, как в работе [23].

Стадийное центробежное обогащение руды. Целью опыта являлось определение оптимальной (конечной) крупности измельчения руды для обогащения. Оптимальная крупность измельчения определялась по результатам стадийного гравитационного обогащения руды. Опыт проводился на центробежном концентраторе «Нельсон» (КС-МД3) при последовательном снижении крупности руды на каждой стадии.

Исследован диапазон крупности измельчения от 8,4 % класса –0,071 мм (–2 мм) до 92,8 % класса –0,071 мм. На каждой стадии выполнялось по 4 операции обогащения. Сводные результаты теста представлены в табл. 5. На основе данных табл. 5 построены графики зависимости извлечения золота от крупности руды (рис. 3). Дополнительно на графики нанесена кривая эффективности по данным расчета критерия Хенкока. В полном объеме результаты стадийного теста приведены на рис. 4.

В результате теста установлено, что при исходной крупности руды –2 мм (8,4 % класса –0,071 мм) извлечение золота составляет 22,06 %. При последовательном измельчении руды до крупности 92,8 % класса –0,071 мм и стадийном ее обогащении извлечение золота возросло на 62,25 % и в сумме составило 84,31 %.

По данным теста, оптимальная (конечная) крупность измельчения руды для гравитационного обогащения находится в интервале 80–85 % класса –0,071 мм (рис. 3). Данному интервалу соответствует пик кривой эффективности обогащения, рассчитываемой по критерию Хенкока. Последующий спад кривой эффективности связан со

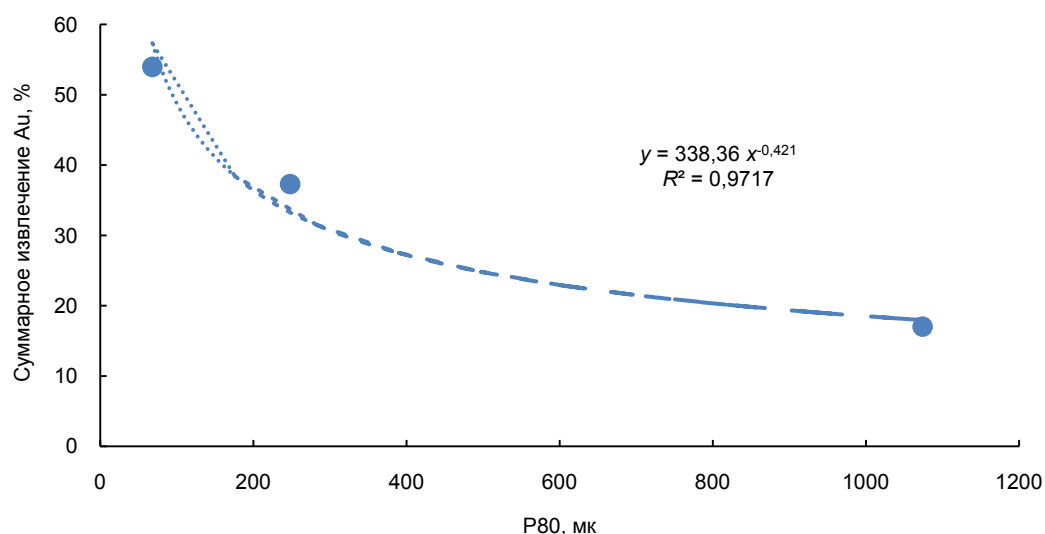


Рисунок 2. Общий процент золота, извлекаемого гравитацией, в зависимости от крупности руды
Figure 2. Total percentage of gold recoverable by gravity, depending on the size of the ore

Таблица 5. Результаты стадийного гравитационного обогащения руды
Table 5. Results of staged gravity enrichment of ore

Крупность руды (содержание фракции $-0,071$ мм), %	Выход концентрата (нарастающим итогом), %	Суммарное извлечение Au, %
8,4	0,76	22,60
34,5	4,30	55,97
52,0	6,93	71,13
69,3	9,15	79,10
86,5	11,12	82,29
92,8	13,11	84,31

снижением количества золота, находящегося в свободной форме, а также в сростках с сульфидами и пустой породой, извлекаемого гравитационными методами.

Кроме определения оптимальной крупности измельчения руды по результатам теста выполнена предварительная оценка влияния выхода концентрата на извлечение золота. Так, при выходе черного концентрата от 0 до 10 % эффективность обогащения нарастает и достигает максимального значения, при котором извлечение золота в концентрат составляет 80 %. При увеличении выхода концентрата свыше 10 % показатель эффективности начинает плавно снижаться. На этом этапе (при выходе более 10 %) происходит значительное разубоживание концентрата пустой породой и снижение его качества. Поэтому выход черного концентрата, равный 10 %, является оптимальным. При этом выходе извлечение золота в концентрат составляет 81 % при содержании 6,56 г/т.

Центробежная сепарация руды с малым выходом концентрата. Результаты стадийного теста показали, что при крупности измельчения руды 52–69 % класса $-0,071$ мм суммарное извлечение золота в концентрат составило 71–70 % при выходе 7–9 %. Примерно на этой же крупности (60 % класса $-0,071$ мм) фазовым анализом установлено, что 46,48 % золота находится в свободной форме.

Целью данного теста являлась оценка возможности извлечения свободного золота на промежуточной круп-

ности измельчения руды (50–70 % класса $-0,071$ мм) гравитационными методами при малом выходе концентрата (десять доли процента). Эти условия соответствуют работе центробежного сепаратора с периодической разгрузкой концентрата в цикле измельчения.

В процессе теста выполнили однократное обогащение навески исходной руды крупностью 64,6 % класса $-0,071$ мм на центробежном концентраторе (КС-МД), табл. 6.

Результаты опыта показали, что центробежная сепарация с малым выходом концентрата на промежуточной крупности 64,6 % класса $-0,071$ мм работает эффективно. Получен концентрат с содержанием золота 432,0 г/т при выходе 0,07 % и извлечении золота 32,04 %.

Обогащение руды на КС-CVD. Целью тестов на центробежном концентраторе с непрерывной разгрузкой концентрата являлась оценка влияния выхода концентрата на извлечение золота и его содержание в продуктах обогащения. Тест выполнялся на руде, измельченной до оптимальной крупности 80 % класса $-0,071$ мм. Сводные результаты тестов представлены в табл. 7. На основе данных табл. 7 построен график показателей гравитационного обогащения руды от выхода концентрата (рис. 5). За основу брался подход, описанный в работе [24]. Дополнительно на график нанесена кривая эффективности, построенная по данным расчета критерия Хенкока.

В процессе выполнения тестов были получены гравитационные концентраты с выходом в диапазоне

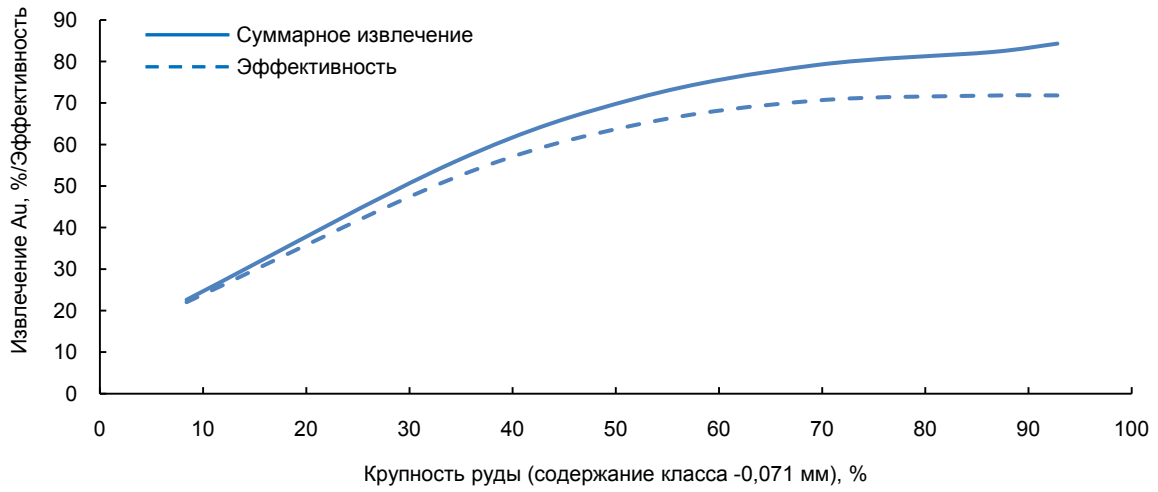


Рисунок 3. Зависимость эффективности извлечения золота от крупности руды
Figure 3. Dependence of gold recovery efficiency on ore size

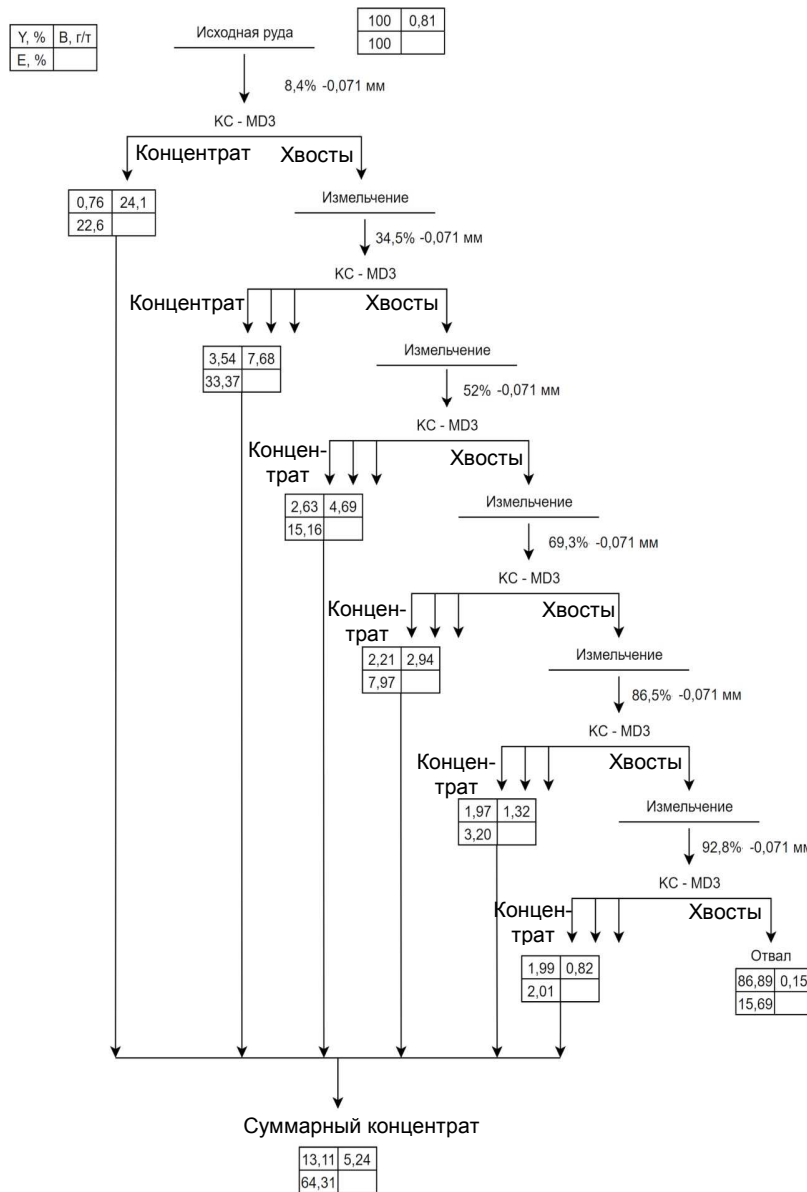


Рисунок 4. Схема и результаты стадийного обогащения руды в центробежном сепараторе с периодической разгрузкой концентрата КС-MD3
Figure 4. Scheme and results of staged ore enrichment in a centrifugal separator with periodic discharge of KC-MD3 concentrate

Таблица 6. Результаты обогащения руды центробежной сепарацией при малом выходе концентрата
Table 6. Results of ore enrichment by centrifugal separation at low concentrate yield

Продукт	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
<i>Измельчение руды до крупности 64,6 % класса –0,071 мм. Центробежная сепарация на KC-MD3</i>			
Концентрат KC-MD3	0,07	432,00	32,04
Хвосты KC-MD3	99,93	0,68	67,96
Исходная руда	100,00	1,00	100,00

Таблица 7. Результаты обогащения руды крупностью 80 % класса –0,071 мм на центробежном сепараторе KC-CVD
Table 7. Results of ore enrichment with a size of 80% of the -0.071 mm class on a cen-trifugal separator KC-CVD

Концентрат			Хвосты		
Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, Au, %
4,21	17,62	75,19	95,65	0,25	23,82
7,77	10,33	79,65	92,42	0,23	20,45
10,45	7,76	82,31	89,45	0,21	17,75
15,72	5,38	84,80	84,28	0,21	17,13

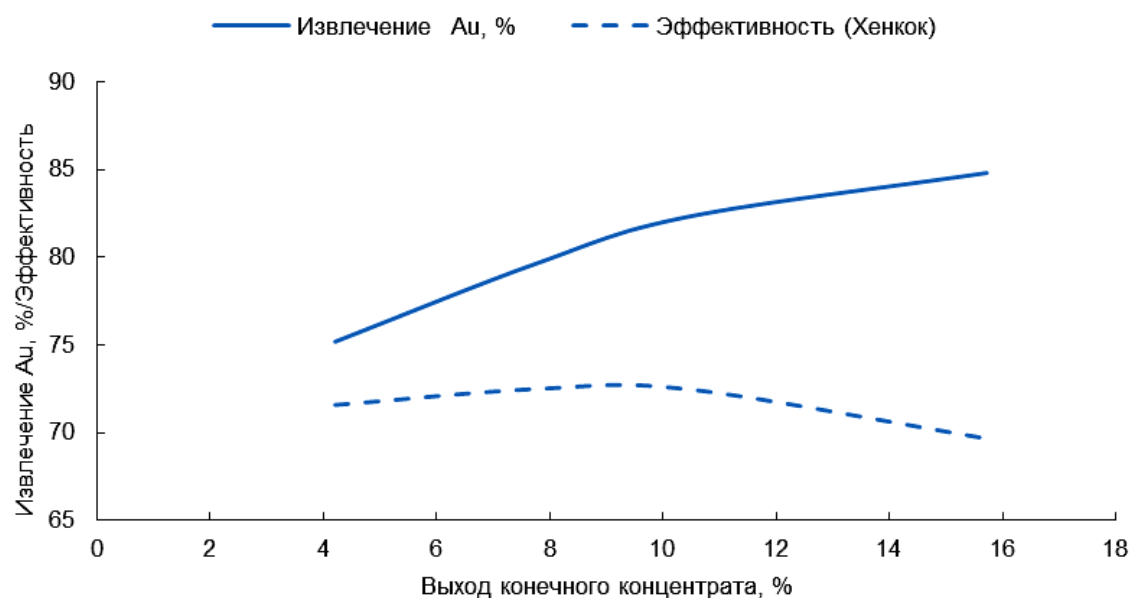


Рисунок 5. Зависимость показателей гравитационного обогащения руды от выхода концентрата (тест CVD)
Figure 5. Dependence of indicators of gravitational ore enrichment on concentrate yield (CVD test)

4,31–15,72 % при извлечении золота 76,19–84,77 % и содержании 5,37–17,62 г/т. При этом извлечение золота в хвосты ставило 15,23–23,81 % при содержании 0,18–0,25 г/т. Кривая эффективности начинает резко снижаться при выходе концентрата, превышающем 10,55 %. На этом этапе начинается значительное разубоживание концентрата пустой породой. Место перегиба кривой эффективности является точкой, определяющей оптимальный выход концентрата. В данном случае оптимальный выход гравитационного концентрата CVD составил 10,55 %, что близко совпадает с предварительными данными, полученными при выполнении стадийного теста (оптимальный выход 10 %). При оптимальном выходе концентрата CVD 10,55 % извлечение золота составило 82,28 % при содержании 7,77 г/т. Содержание золота в хвостах равно 0,2 г/т.

Заключение

На основании комплекса проведенных исследований

установлено, что исследуемая руда эффективно обогащается гравитационными методами. По данным фазового анализа, при измельчении руды до крупности 94,8 % класса –0,071 мм количество свободного золота составило 66 %. Остальное золото в количестве 33,9 % находится в сростках и в пленках, в том числе в закрытых сростках с сульфидами (4,06 %) и кварцем (3,7 %). Уровень извлечения золота гравитацией со стадийным измельчением руды (тест GRG) достаточно высок – 53,97 %.

Установлено, что центробежная сепарация на промежуточной крупности 64,6 % класса –0,07 мм с малым выходом концентрата работает эффективно. Получен концентрат с содержанием золота 432,0 г/т при выходе 0,07 % и извлечении 32,04 %. Это обстоятельство указывает на возможность применения этой операции для извлечения свободного золота в цикле измельчения комбинированных стадийных схем обогащения.

При обогащении руды оптимальной крупности (80 % класса –0,071 мм) на центробежном концентраторе КС-CVD получены гравитационные концентраты с выходом в диапазоне 4,31–15,72 % при извлечении золота 76,19–84,77 % и содержании 5,37–17,62 г/т. Содержание зо-

лота в хвостах составило 0,18–0,25 г/т. Оптимальный выход гравитационного концентрата при обогащении на концентраторе КС-CVD составил 10,55 %. При данном выходе извлечение золота составило 82,28 % при содержании 7,77 г/т. Содержание золота в хвостах при этом равно 0,2 г/т.

ЛИТЕРАТУРА

- Gülyüz N., Gülyüz E., Shipton Z. K., Kuşcu İ., Lord R. A. Geological and mineralization characteristics of the Kestanelik epithermal Au–Ag deposit in the Tethyan Metallogenic Belt, NW Turkey // *Geosciences Journal*. 2020. Vol. 24(4). P. 407–424. <https://doi.org/10.1007/s12303-019-0030-y>
- Chen Ya., Fan Yu., Zhou T.-F., Fu B., Liu Yi-N., Wang B., Liu Q. Pyrite textures and compositions in Jiangshan gold deposit, Bengbu Uplift, southeastern North China Craton: Implications for ore genesis // *Ore Geology Reviews*. 2020. Vol. 122. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2020.103512>
- Ribeiro-Duthie A. C., Domingos L. M. B., Oliveira M. F., Araujo P. C., Alamino R. C. J., Silva R. S. V., Ribeiro-Duthie J. M., Z. C. Castilhos. Sustainable development opportunities within corporate social responsibility practices from LSM to ASM in the gold mining industry // *Mineral Economics*. 2017. Vol. 30(2). P. 141–152. <https://doi.org/10.1007/s13563-017-0107-x>
- Potravný I. M., Novoselov A. L., Gengut I. B. Formalization of the general model of the green economy at the regional level // *Economy of Region*. 2016. Vol. 2 (2). P. 438–450. <https://doi.org/10.17059/2016-2-10>
- Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. Concentration studies for low sulfide ores // *Obogashchenie Rud*. 2020. No. 1. P. 15–21. <https://doi.org/10.17580/or.2020.01.03>
- Pelikh V. V., Salov V. M., Burdonov A. E., Lukyanov N. D. Application of Knelson CVD technology for beneficiation of gold-lead ore // *Obogashchenie Rud*. 2019. No. 1. P. 3–11. <https://doi.org/10.17580/or.2019.01.01>
- Abdykirova G. Zh., Kenzhaliev B. K., Koyzhanova A. K., Magomedov D. R. Low-sulfide gold-quartz ore concentration potential study // *Obogashchenie Rud*. 2020. No. 3. P. 14–18. <https://doi.org/10.17580/or.2020.03.03>
- Qin H., Guo X., Tian Q., Zhang L. Pyrite enhanced chlorination roasting and its efficacy in gold and silver recovery from gold tailing // *Separation and Purification Technology*. 2020. Vol. 250. Article number 117168. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2020.117168>
- Cho K., Kim H., Myung E., Purev O., Choi N., Park C. Recovery of gold from the refractory gold concentrate using microwave assisted leaching // *Metals*. 2020. Vol. 10(5). P. 1–17. <https://doi.org/10.3390/met10050571>
- Santos N. T. D. G., Moraes L. F., da Silva M. G. C., Vieira M. G. A. Recovery of gold through adsorption onto sericin and alginate particles chemically crosslinked by proanthocyanidins // *Journal of Cleaner Production*. 2020. Vol. 253. Article number 119925. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.119925>
- Umarova I. K., Matkarimov S. T., Makhmarezhabov D. B. Development of a flotation technology for gold-bearing ores of the Amantaytau deposit // *Obogashchenie Rud*. 2020. No. 2. P. 29–33. <https://doi.org/10.17580/or.2020.02.05>
- Oraby E. A., Eksteen J. J., Tanda B. C. Gold and copper leaching from gold-copper ores and concentrates using a synergistic lixiviant mixture of glycine and cyanide // *Hydrometallurgy*. 2017. Vol. 169. P. 339–345. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.02.019>
- Mubarak M. Z., Winarko R., Chaerun S. K., Rizki I. N., Ichlas Z. T. Improving gold recovery from refractory gold ores through biooxidation using iron-sulfur-oxidizing/sulfur-oxidizing mixotrophic bacteria // *Hydrometallurgy*. 2017. Vol. 168. C. 69–75. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.10.018>
- Ignatov D. O., Kayumov A. A., Ignatkina V. A. Selective separation of arsenic-containing sulfide minerals // *Tsvetnye Metally*. 2018. No. 7. P. 32–38. <https://doi.org/10.17580/tsm.2018.07.05>
- Huang Z.-J., Sun W., Gao Z.-Y. Effects of grinding on mineral surface properties and flotation behaviors // *The Chinese Journal of Nonferrous Metals*. 2019. Vol. 29(11). P. 2671–2680. <https://doi.org/10.19476/j.ysxb.1004.0609.2019.11.24>
- Duchnowska M., Bakalarz A. Influence of feed particle size on upgrading selectivity of scavenger stage of industrial copper ore flotation // *Minerals and Metallurgical Processing*. 2015. Vol. 32(4). P. 215–221. <https://doi.org/10.1007/bf03402478>
- Grosse A. C., Dicoski G. W., Shaw M. J., Haddad P. R. Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review) // *Hydrometallurgy*. 2003. Vol. 69. Issues 1–3. P. 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X)
- Das A., Sarkar B. Advanced Gravity Concentration of Fine Particles: A Review // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2018. Vol. 39(6). P. 359–394. <http://dx.doi.org/10.1080/08827508.2018.1433176>
- Honaker R. Q., Das A. Ultrafine Coal Cleaning Using a Centrifugal Fluidized-Bed Separator // *Coal Preparation*. 2004. Vol. 24. Issue 1–2. P. 1–18. <https://doi.org/10.1080/07349340490467668>
- Chen Q., Yang H., Tong L., Lin Y., Ali A. Ring-by-Ring Analysis and Models of Retained Mass of Quartz in a Laboratory Knelson Concentrator // *Minerals Engineering*. 2020. Vol. 149. Article number 106236. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106236>
- Knelson B., Jones R. "A New Generation of Knelson Concentrators" a Totally Secure System Goes on Line // *Minerals Engineering*. 1994. Vol. 7. Issues 2–3. P. 201–207. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90064-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90064-7)
- Бурдонов А. Е., Лукьянов Н. Д. Применение методов теории управления при описании процессов центробежной концентрации минерального сырья // *Обогащение руд*. 2022. № 4. С. 20–26. <https://doi.org/10.17580/or.2022.04.04>
- Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Гравитационно-флотационное обогащение золотосодержащей руды // *Известия высших учебных заведений // Цветная металлургия*. 2021. Т. 27. № 1. С. 4–15. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2021-1-4-15>
- Burdonov A. E., Lukyanov N. D. Mathematical model of using CVD technology // *Separation Science and Technology*. 2023. Vol. 58. Issue 8. P. 1552–1563. <https://doi.org/10.1080/01496395.2023.2189545>

Статья поступила в редакцию 02 мая 2023 года

Technological studies of gold ore using centrifugal concentration methods

Pavel Konstantinovich FEDOTOV^{1*}
 Arkadiy Evgen'evich SENCHENKO^{2**}
 Konstantin Vadimovich FEDOTOV^{1***}
 Aleksandr Evgen'evich BURDONOV^{1****}

¹Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia
 2LLC "NiiPI 'TOMS'", Irkutsk, Russia

Abstract

Relevance. The use of gravitational enrichment methods, in particular centrifugal concentration, is based upon the presence in gold-bearing ore, along with finely disseminated free coarse gold, which is not fully recovered in the process of cyanidation and flotation.

The purpose of the work is to conduct technological research on the centrifugal concentration of gold-bearing raw materials in order to assess its applicability in the production process.

The main objectives of the study were: studying the material composition of the sample, conducting tests to determine the gravity recoverable gold (GRG test), as well as tests using a centrifugal concentrator with continuous concentrate discharge (CVD test).

Object of study. The paper presents the results of studies of the enrichability of gold-bearing ore using centrifugal concentration methods. For research, a sample weighing 160 kg, with a size of –100 mm was taken. According to the phase analysis data, when the ore was ground to a fineness of 94,8% of the –0,071 mm class, the amount of free gold was 66%. The rest of the gold in the amount of 33.9% is found in intergrowths and films, including closed intergrowths with sulfides (4,06%) and quartz (3,7%).

Based on the results of the research, conclusions were made about the properties of the ore of the deposit and the optimal conditions for its processing (grinding size, concentrate yield) were determined by gravity methods. It has been established that the studied ore is effectively enriched by gravity methods. Centrifugal separation at an intermediate size of 64,6% class –0,071 mm with a low concentrate yield works efficiently. A concentrate with a gold content of 432,0 ppm was obtained with a yield of 0,07% and a recovery of 32,04%. The level of gold recovery by gravity with staged ore grinding (GRG test) is quite high – 53,97%. The optimal yield of gravity concentrate during enrichment at the KC-CVD concentrator was 10,55%. With this yield, gold recovery was 82,28% at a grade of 7,77 ppm.

Keywords: gold, centrifugal concentration, technology, enrichability, CVD, concentrate.

REFERENCES

- Gülyüz N., Gülyüz E., Shipton Z. K., Kuşçu İ., Lord R. A. 2020, Geological and mineralization characteristics of the Kestanelik epithermal Au–Ag deposit in the Tethyan Metallogenic Belt, NW Turkey. *Geosciences Journal*, vol. 24(4), pp. 407–424. <https://doi.org/10.1007/s12303-019-0030-y>
- Chen Ya., Fan Yu., Zhou T.-F., Fu B., Liu Yi-N., Wang B., Liu Q. 2020, Pyrite textures and compositions in Jiangshan gold deposit, Bengbu Uplift, southeastern North China Craton: Implications for ore genesis. *Ore Geology Reviews*, vol. 122. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2020.103512>
- Ribeiro-Duthie A. C., Domingos L. M. B., Oliveira M. F., Araujo P. C., Alamino R. C. J., Silva R. S. V., Ribeiro-Duthie J. M., Z. C. Castilhos 2017, Sustainable development opportunities within corporate social responsibility practices from LSM to ASM in the gold mining industry. *Mineral Economics*, vol. 30(2), pp. 141–152. <https://doi.org/10.1007/s13563-017-0107-x>
- Potravný I. M., Novoselov A. L., Gengut I. B. 2016, Formalization of the general model of the green economy at the regional level. *Ekonomika regiona [Economy of Region]*, vol. 2 (2), pp. 438–450. (In Russ.) <https://doi.org/10.17059/2016-2-10>
- Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. 2020, Concentration studies for low sulfide ores. *Obogashchenie Rud [Ore enrichment]*, no. 1, pp. 15–21. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2020.01.03>
- Pelikh V. V., Salov V. M., Burdonov A. E., Lukyanov N. D. 2019, Application of Knelson CVD technology for beneficiation of gold-lead ore. *Obogashchenie Rud [Ore enrichment]*, no. 1, pp. 3–11. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2019.01.01>
- Abdykairova G. Zh., Kenzhaliev B. K., Koyzhanova A. K., Magomedov D. R. 2020, Low-sulfide gold-quartz ore concentration potential study. *Obogashchenie Rud [Ore enrichment]*, no. 3, pp. 14–18. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2020.03.03>
- Qin H., Guo X., Tian Q., Zhang L. 2020, Pyrite enhanced chlorination roasting and its efficacy in gold and silver recovery from gold tailing. *Separation and Purification Technology*, vol. 250, article number 117168. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2020.117168>
- Cho K., Kim H., Myung E., Purev O., Choi N., Park C. 2020, Recovery of gold from the refractory gold concentrate using microwave assisted leaching. *Metals*, vol. 10(5), pp. 1–17. <https://doi.org/10.3390/met10050571>
- Santos N. T. D. G., Moraes L. F., da Silva M. G. C., Vieira M. G. A. 2020, Recovery of gold through adsorption onto sericin and alginate particles chemically crosslinked by proanthocyanidins. *Journal of Cleaner Production*, vol. 253, article number 119925. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.119925>

✉ fedotovpavel@yandex.ru
 **senchenko@tomsmineral.ru
 ***fedotov@istu.edu
 ****burdonovae@ex.istu.edu

11. Umarova I. K., Matkarimov S. T., Makhmarezhabov D. B. 2020, Development of a flotation technology for gold-bearing ores of the Amantaytau deposit. *Obogashchenie Rud* [Ore enrichment], no. 2, pp. 29–33. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2020.02.05>
12. Oraby E. A., Eksteen J. J., Tanda B. C. 2017, Gold and copper leaching from gold-copper ores and concentrates using a synergistic lixiviant mixture of glycine and cyanide. *Hydrometallurgy*, vol. 169, pp. 339–345. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.02.019>
13. Mubarak M. Z., Winarko R., Chaerun S. K., Rizki I. N., Ichlas Z. T. 2017, Improving gold recovery from refractory gold ores through biooxidation using iron-sulfur-oxidizing/sulfur-oxidizing mixotrophic bacteria. *Hydrometallurgy*, vol. 168, pp. 69–75. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.10.018>
14. Ignatov D. O., Kayumov A. A., Ignatkina V. A. 2018, Selective separation of arsenic-containing sulfide minerals. *Tsvetnye Metally* [Nonferrous Metals], no. 7, pp. 32–38. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/tsm.2018.07.05>
15. Huang Z.-J., Sun W., Gao Z.-Y. 2019, Effects of grinding on mineral surface properties and flotation behaviors. *The Chinese Journal of Non-ferrous Metals*, vol. 29(11), pp. 2671–2680. <https://doi.org/10.19476/j.ysxb.1004.0609.2019.11.24>
16. Duchnowska M., Bakalarz A. 2015, Influence of feed particle size on upgrading selectivity of scavenger stage of industrial copper ore flotation. *Minerals and Metallurgical Processing*, vol. 32(4), pp. 215–221. <https://doi.org/10.1007/bf03402478>
17. Grosse A. C., Dicoski G. W., Shaw M. J., Haddad P. R. 2003, Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review). *Hydrometallurgy*, vol. 69, issues 1–3, pp. 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X)
18. Das A., Sarkar B. 2018, Advanced Gravity Concentration of Fine Particles: A Review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, vol. 39(6), pp. 359–394. <http://dx.doi.org/10.1080/08827508.2018.1433176>
19. Honaker R. Q., Das A. 2004, Ultrafine Coal Cleaning Using a Centrifugal Fluidized-Bed Separator. *Coal Preparation*, vol. 24, issue 1–2, pp. 1–18. <https://doi.org/10.1080/07349340490467668>
20. Chen Q., Yang H., Tong L., Lin Y., Ali A. 2020, Ring-by-Ring Analysis and Models of Retained Mass of Quartz in a Laboratory Knelson Concentrator. *Minerals Engineering*, vol. 149, article number 106236. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106236>
21. Knelson B., Jones R. 1994, “A New Generation of Knelson Concentrators” a Totally Secure System Goes on Line. *Minerals Engineering*, vol. 7, issues 2–3, pp. 201–207. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90064-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90064-7)
22. Burdonov A. E., Lukyanov N. D. 2022, Application of Control Theory Methods in Describing Processes of Centrifugal Concentration of Mineral Raw Materials. *Obogashcheniye rud* [Ore enrichment], no. 4, pp. 20–26. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2022.04.04>
23. Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. 2021, Gravity-flotation enrichment of gold-bearing ore. News of higher educational institutions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Tsvetnaya metallurgiya* [News of higher educational institutions. Nonferrous metallurgy], vol. 27, no. 1, pp. 4–15. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2021-1-4-15>
24. Burdonov A. E., Lukyanov N. D. 2023, Mathematical model of using CVD technology. *Separation Science and Technology*, vol. 58, issue 8, pp. 1552–1563. <https://doi.org/10.1080/01496395.2023.2189545>

The article was received on May 02, 2023