

Обоснование эффективности флотации в условиях нагрева смачивающих пленок

© 2022 г. С.И. Евдокимов, Т.Е. Герасименко

Северо-Кавказский горно-металлургический институт (СКГМИ)
(государственный технологический университет), г. Владикавказ, Россия

Статья поступила в редакцию 08.04.2021 г., доработана 03.05.2022 г., подписана в печать 06.05.2022 г.

Аннотация: При исследовании агрегативной устойчивости дисперсных систем методом седиментоволюметрии нарушение структуры воды в области контакта вызывает образование нанопузырьков, коалесценция которых приводит к появлению силы гидрофобного притяжения. Изменение агрегативной устойчивости водных дисперсий частиц может объясняться тем, что в межфазный зазор между поверхностями частиц затруднено втекание молекул воды с высоким потенциалом взаимодействия с молекулами среды и нарушен отток молекул воды с высокой интенсивностью взаимодействия с твердой поверхностью. Избыточное осмотическое давление между гидрофильными поверхностями вызывает их гидрофильное отталкивание, а избыточное осмотическое давление окружающей воды (пониженное осмотическое давление между поверхностями) — гидрофобное притяжение поверхностей. Для изменения результата флотации достаточно подвести тепловой поток к слою жидкости наноразмерной толщины, в пределах которого локализовано действие сил структурного происхождения, определяющих устойчивость смачивающих пленок. Для повышения температуры в межфазном зазоре между частицей и пузырьком за счет теплоты конденсации водяного пара предложено применять в качестве газа при флотации смесь воздуха с горячим водяным паром. Разработанный способ флотации апробирован при флотации золотосодержащих руд. Рациональный расход пара, определенный по результатам факторного эксперимента, составляет $10,7 \cdot 10^{-3}$ кг/(с·м²) при расходе ксантогената 1,74 г/т. В операции основной флотации использован струйный способ построения схемы, предусматривающий объединение исходного питания и черного концентрата. В сравнении с флотацией руд по фабричной схеме выход концентрата, направляемого на гидрометаллургическую переработку, на 23,4 отн.% меньше при сохранении достигнутого уровня извлечения золота.

Ключевые слова: золотосодержащая руда, флотация, смачивающие пленки, устойчивость, силы структурного происхождения, температурная зависимость, извлечение, выход концентрата.

Евдокимов С.И. — канд. техн. наук, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых» СКГМИ (362048, РСО-Алания, г. Владикавказ, пр-т Доватора, 43). E-mail: eva-ser@mail.ru.

Герасименко Т.Е. — канд. техн. наук, нач.-к отдела интеллектуальной собственности СКГМИ. E-mail: gerasimenko_74@mail.ru.

Для цитирования: Евдокимов С.И., Герасименко Т.Е. Обоснование эффективности флотации в условиях нагрева смачивающих пленок. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2022. Т. 28. № 5. С. 4–18.
DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2022-5-4-18.

Rationale for efficiency of flotation in the conditions of wetting film heating

S.I. Evdokimov, T.E. Gerasimenko

North Caucasian Mining and Metallurgical Institute (State Technological University), Vladikavkaz, Russia

Received 08.04.2021, revised 03.05.2022, accepted for publication 06.05.2022

Abstract: When studying the aggregative stability of dispersed systems by sediment volumetry, nanobubbles are formed due to water structure imperfections in the contact area, and the coalescence of nanobubbles results in a hydrophobic attraction force. Changes in the aggregative stability of aqueous dispersions of particles can be explained as follows: water molecules with a high potential of interaction with medium molecules are difficult to flow into the interfacial gap between particle surfaces, and the outflow of water molecules with a high intensity of interaction with a solid surface is impaired. Excessive osmotic pressure between hydrophilic surfaces causes their hydrophilic repulsion, and excessive osmotic pressure of the surrounding water (reduced osmotic pressure between surfaces) causes hydrophobic attraction of the surfaces. To change the result of flotation, it is sufficient to bring the heat flow to a thin liquid layer of nanoscale thickness with the action of forces of structural origin localized inside, which determine the stability of wetting films. To increase the temperature in the interfacial gap between the

particle and the bubble due to the heat of water vapor condensation, it is proposed to use a mixture of air with hot water vapor as a gas during flotation. The developed flotation method was tested in the flotation of gold-bearing ores. The rational vapor consumption determined based on the factorial experiment results is $10.7 \cdot 10^{-3}$ kg/(s·m²) at a xanthate consumption of 1.74 g/t. The rougher flotation operation used a jet method of flotation circuit design, which provides for the combination of the initial feed and the rough concentrate. In comparison with ore flotation according to the factory scheme, the yield of concentrate sent for hydrometallurgical processing is 23.4 rel.% less while maintaining the gold recovery level achieved.

Keywords: gold ore, flotation, wetting films, stability, forces of structural origin, temperature dependence, recovery, concentrate yield.

Evdokimov S.I. — Cand. Sci. (Eng.), assistant prof. of the Department of mineral processing of the North Caucasian Mining and Metallurgical Institute (State Technological University) (362048, Russia, Republic of North Ossetia-Alania, Vladikavkaz, Dovatora pr., 43). E-mail: eva-ser@mail.ru.

Gerasimenko T.E. — Cand. Sci. (Eng.), head of Intellectual property Department of the North Caucasian Mining and Metallurgical Institute (State Technological University). E-mail: gerasimenko_74@mail.ru.

For citation: Evdokimov S.I., Gerasimenko T.E. Rationale for efficiency of flotation in the conditions of wetting film heating. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya (Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy)*. 2022. Vol. 28. No. 5. P. 4–18 (In Russ.). DOI: dx.doi.org/10.17073/0021-3438-2022-5-4-18.

Введение

Золото в современных экономических системах является надежным финансовым активом ведущих государств, составной частью их золотовалютного резерва, необходимым ресурсным компонентом для таких отраслей, как электроника и телекоммуникации, приборостроение и здравоохранение.

Стабильное наращивание производства золота из минерального сырья позволило России войти в тройку крупнейших стран — продуцентов драгоценного металла.

Золотодобывающие компании наращивали объем добычи руд за счет вовлечения в эксплуатацию месторождений руд с легко извлекаемыми формами золота. Эта наиболее инвестиционно-привлекательная часть фонда недр ими практически полностью освоена. Характерной технологической особенностью перерабатываемых в настоящее время золотосодержащих руд является «упорность» заключенного в них золота — пониженная растворимость в цианиде без предварительной подготовки металла. Причиной упорности золота является его тонкая вкрапленность в арсенопирите, пирите и других сульфидных минералах, что затрудняет доступ выщелачивающего раствора.

В России наиболее крупными месторождениями руд с упорными формами золота являются первичные руды Олимпиадинского месторождения, золотосульфидные руды Майского месторождения, руды месторождений Сухой Лог и др.; за рубежом — Barrick Goldstrike, Barrick Mercur, Cortez, Newmont, Carlin (США), Hillgrove (Австралия), Masraes (Новая Зеландия) и др.

Переработка руд с упорными формами золота включает выделение из них методами гравитации и флотации концентратов, в которых матрицы сульфидов с тонковкрапленным золотом вскрывают термохимическим, автоклавным или бактериальным окислением, цианированием (Олимпиадинское, Суздальское, Амурский ГМК, Кокпатас и др.).

Удельные капитальные затраты на 1 т флотоконцентрата, получаемого по схеме «бактериальное выщелачивание — сорбционное цианирование», составляют ~17 тыс. руб., операционные затраты с учетом затрат на аффинаж — около 21 тыс. руб. (~580 руб./г золота); первые затраты для схемы «автоклавное окисление — сорбционное цианирование» более чем в 2 раза выше (~38 тыс. руб.), вторые — около 20 тыс. руб. (~560 руб./г золота) [1].

Из приведенных экономических показателей указанных технологий следует, что при небольшом количестве получаемого золота капитальные затраты и эксплуатационные расходы не окупаются в приемлемые для инвестора сроки. С целью получения положительного экономического результата, повышения рентабельности производства актуальным является снижение количества концентрата (при сохранении достигнутого уровня извлечения), направляемого на дорогостоящую гидрометаллургическую переработку для разрушения кристаллической решетки сульфидных минералов.

Основным методом переработки руд с золотом, вкрапленным в сульфиды, и неконтрастных по

смачиваемости (с небольшой разницей в скорости флотации разделяемых минералов) остается флотация.

Для повышения эффективности разделения минералов флотацией оказывают воздействие на все три фазы флотационной пульпы: твердую (например, микроволновой обработкой [2], комплексобразующими аминами [3], физической формой сорбции собирателя [4], высокоэнергетическими электронами [5], высоковольтными наносекундными импульсами [6], разрядно-импульсной обработкой [7]), жидкую (в частности, изменением температуры пульпы [8]) и газовую (например, аэрозолем керосина [9]).

При флотации устойчивость смачивающих пленок может быть изменена путем повышения температуры: в условиях внезапного контакта холодной воды с пузырьком, заполненным горячим водяным паром, в зону контакта частицы с пузырьком может поступить >2200 кДж/кг в виде теплоты конденсации пара [10, 11].

Данная работа направлена на получение экспериментального доказательства и теоретического обоснования возможности получения технологического эффекта от применения при флотации золотосодержащих руд смеси воздуха с горячим водяным паром — термонагруженных пузырьков.

Объект и методы исследования

В лабораторных условиях исследовательские испытания режима флотации паровоздушной смесью проведены на пробе руды Олимпиадинского месторождения.

Указанная проба руды относится к упорным золотомышьяковым рудам. Основными рудными минералами являются пирротин, пирит, арсенопирит, халькопирит, сфалерит и антимонит. Сульфиды (в первую очередь арсенопирит, пирротин и антимонит) тонко взаимно прорастают, а также присутствуют в виде тончайших выделений во вмещающих породах. Нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, слюдами (серицит, биотит).

Золото в руде в основном тонко ассоциировано с сульфидами: при измельчении руд до 65–95 % кл. –74 мкм с сульфидами ассоциировано 59,30–62,08 % металла. Одновременно 31,91–32,8 % золота находится в цианируемой форме и 1,74–1,9 % Au связано с оксидами железа и карбонатами. В порообразующих минералах при грубом

измельчении руд (65 % кл. –74 мкм) остается тонко вкрапленным 6,89 % золота; при уменьшении крупности измельченного продукта (до 85–95 % кл. –74 мкм) содержание золота в порообразующих минералах снижается до 3,55–4,37 %.

Зерна золота раскатаны в тонкие пластинки с разорванными контурами. Основная масса зерен имеет округлые, вытянутые, каплевидные, неправильные формы с причудливыми различными ответвлениями и изгибами. При большом увеличении видно, что поверхность золота шероховатая, пористая, с элементами техногенного воздействия (вмятины на поверхности), на поверхности отдельных зерен золотин наблюдаются пленки гидроксидов железа (золото «в рубашке»). По цвету выделяются две основные разновидности золота: золотисто-желтое, ассоциирующееся главным образом с кварцем, и соломенно-желтое. Золото первой разновидности более высокой пробы — от 790 до 895 ед. Соломенно-желтое золото имеет разные оттенки и пробу от 769 до 806 ед.

Силы в контакте между частицами в дисперсной системе исследовали методом седиментолюметрии [12].

Объем (высота) образуемого при седиментационном разрушении дисперсной системы осадка зависит от сил в контактах между частицами [12, 13]. Если в процессе седиментации силы прилипания между частицами меньше сил отталкивания, то они сохраняют свою индивидуальность до тех пор, пока не займут среди частиц, уже упакованных в плотный осадок небольшого объема ($V_s \rightarrow \min$), место, отвечающее минимуму потенциальной энергии. При значительных силах прилипания частицы сохраняют то случайное взаимное расположение, в котором оказались при соударении впервые, и образуют ажурные агрегаты, из которых формируется осадок большого объема ($V_s \rightarrow \max$).

Разработан прибор (рис. 1), в котором две емкости, заполненные суспензией, соединены длинной трубкой небольшого диаметра. По аналогии с песочными часами, в рабочем положении прибора частицы из верхней емкости по трубке оседают в нижней (накопительной) емкости. Таким образом, осадок начинает формироваться в нижней емкости, вытесняя из нее жидкую среду в верхнюю емкость; образование осадка после заполнения накопительной емкости заканчивается в выходящей из нее узкой трубке. По аналогии измерения темпе-

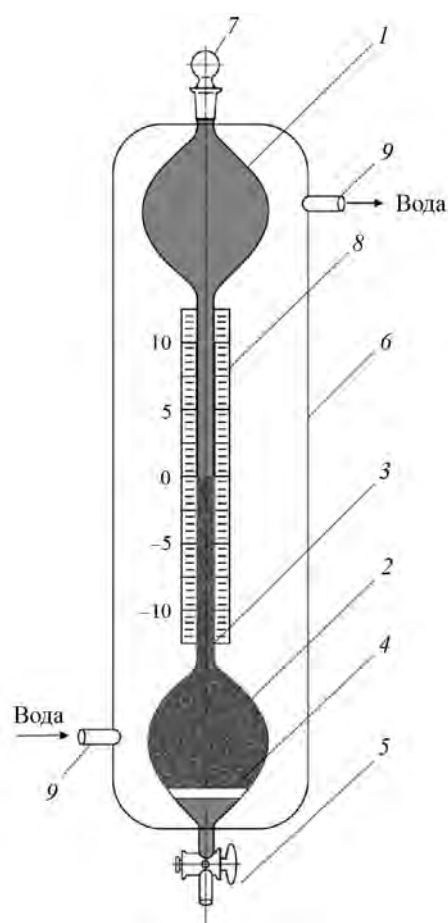


Рис. 1. Прибор для измерения объема осадка

1, 2 — емкости; 3 — трубка небольшого диаметра; 4 — фильтр Шотта № 4 с двухходовым стеклянным краном 5; 6 — термостатирующая рубашка с тубусами 9; 7 — притертая пробка; 8 — миллиметровая шкала

Fig. 1. Sediment volume meter

1, 2 — containers; 3 — small-diameter tube; 4 — Schott Filter No. 4 with a two-way glass valve 5; 6 — tubulated thermostatic jacket 9; 7 — ground-glass stopper; 8 — millimeter scale

ратуры по положению мениска ртути в капилляре при изменении объема ртути в баллончике, изменение положения столбика осадка в узкой измерительной трубочке пропорционально изменению сил в контактах между большим числом частиц в накопительной емкости.

Загрузку прибора дисперсной фазой осуществляют через верхнюю емкость 1 с притертой пробкой 7, а удаление дисперсионной среды — через фильтр Шотта № 4 с двухходовым стеклянным краном 5 в нижней емкости. Для поворота на 180° и фиксации прибора в рабочем вертикальном положении емкостью 2 вниз существует поворотный механизм с электрическим приводом. Прибор

снабжен системой термостатирования, что позволяет исследовать формирование осадка при различной температуре.

Пьезокварц Светлинского месторождения с плотностью 2,65 г/см³ использовали в виде порошка, полученного сухим измельчением в фарфоровой мельнице. Для удаления примесей металлов порошок после размолы нагревали в течение 6 ч в 10 %-ной серной кислоте с последующей промывкой дистиллированной водой до полного исчезновения (по реакции на хлорид бария) ионов SO₄²⁻. Органические примеси удаляли кипячением в концентрированной азотной кислоте с повторной промывкой дистиллированной водой до электропроводности фильтрата, равной электропроводности используемой для промывки воды (не более 5·10⁻⁶ Ом⁻¹·см⁻¹). Обработанные порошки подвергали фракционированию в дистиллированной воде по методу восходящего потока с последующим дополнительным отмучиванием в цилиндрах.

Гидрофобные поверхности моделировали порошком тефлона Ф-4 (Ф-4ПН) плотностью не более 2,26 г·см⁻³; исследуемые фракции кварца крупностью 7–10 мкм имели в воде обычные одномодальные кривые распределения частиц по размерам.

Подготовка воды к эксперименту заключалась в кипячении бидистиллята (электропроводность 1,14 мкСм/см) в течение 1,5 ч и последующем вакуумировании (вакуум ≥133·10⁻³ Па). Бидистиллят 3 раза замораживали (при температуре –40 °С) и плавил (t = 20±24 °С) под вакуумом.

Контрольные измерения объема осадка выполняли при достижения физико-химического равновесия в системе, при котором получались воспроизводимые значения величины объема осадка.

Оптические исследования выполнены с применением поляризационного микроскопа «Leica DM 2700P» (Leica Microsystems, Германия). Для изучения минералогического состава использован оптический стереомикроскоп «Olympus» модели SZ51 (Япония). Рентгеноспектральный микроанализ минералов осуществляли с помощью электронно-зондового микроанализатора EPMA-1720/1720H (Shimadzu, Япония). Содержание золота определяли пробирным концентрированием благородных металлов в свинцовый сплав и пробирно-атомно-абсорбционным методом.

Обоснование новой схемы и режима флотации

С ростом содержания ценного компонента его извлечение из руд увеличивается (рис. 2).

В существующих схемах, исходя из примерного равенства концентраций полезного компонента, продукты разделения из последующих операций флотации направляют в предыдущие. В том числе сходное питание в операции основной флотации смешивают с хвостами I перечистки и концентратом контрольной флотации. Такое смешение продуктов позволяет повысить содержание извлекаемого компонента в операции основной флотации и доизвлечь ценный компонент из промпродуктов.

Однако при таком смешении в операции основной флотации объединяются продукты, одинаковые по вещественному составу (концентрации ценного компонента, минеральному составу и т.д.), но разные по способности к разделению. В результате потери ценного компонента возрастают за счет уменьшения величины отношения скоростей флотации разделяемых компонентов, появления распределения минералов по флотационным свойствам.

Следовательно, разделяемые флотацией смеси характеризуются энтропией смеси и энтропией, связанной с неоднородностью свойств разделения, и при стремлении последней к минимуму крутизна в рабочей точке сепарационной характеристики операции основной флотации увеличивается.

В работе с целью повышения содержания золота при одновременном увеличении контрастности материала по флотируемости в обороте используют выделенный из части руды черновой концентрат, который смешивают с исходным питанием в операции основной флотации.

Формирование материала с высоким уровнем обогатимости дополняют режимом флотации, при котором аэрацию пульпы осуществляют паровоздушной смесью, получаемой смешением воздуха с горячим ($>104^\circ\text{C}$) водяным паром.

При флотации паровоздушной смесью основным физическим эффектом является нагрев воды в граничном слое пузырьков за счет теплоты конденсации водяного пара [10, 11].

Свойства воды на границе раздела фаз газ—жидкость (например, пониженная плотность воды, ориентация диполей воды параллельно поверхности, 25 % свободных ОН-групп в нарушенной сетке Н-связей и т.д.) и твердой гидрофобной поверхности одинаковы, и это позволяет считать пузырек воздуха типично гидрофобной частицей [14–16]. При утончении пленок до толщин h , при которых перекрываются граничные слои с измененной, по сравнению с объемом жидкости, структурой, в пленке появляется структурная слагающая расклинивающего давления $\Pi_s(h)$ [17, 18]. Ее частным случаем является гидрофобное взаимодействие частиц, приводящее к их агрегации [19–23], в том числе при гидрофобизации золота ксантогенатом [24–26]. Силы отталкивания при утончении прослоек между частицами с гидрофильными поверх-

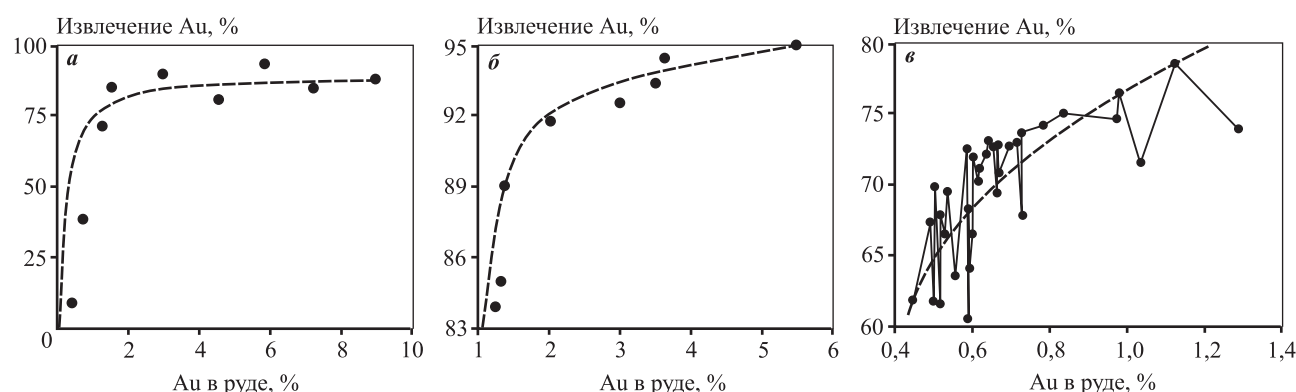


Рис. 2. Влияние содержания золота на его извлечение из руд трех золоторудных месторождений

a – Березняковское, *б* – Наталка, *в* – Селигдар

Fig. 2. Effect of gold content on its recovery from ores at three gold ore fields

a – Bereznyakovskoe, *b* – Natalka, *v* – Seligdar

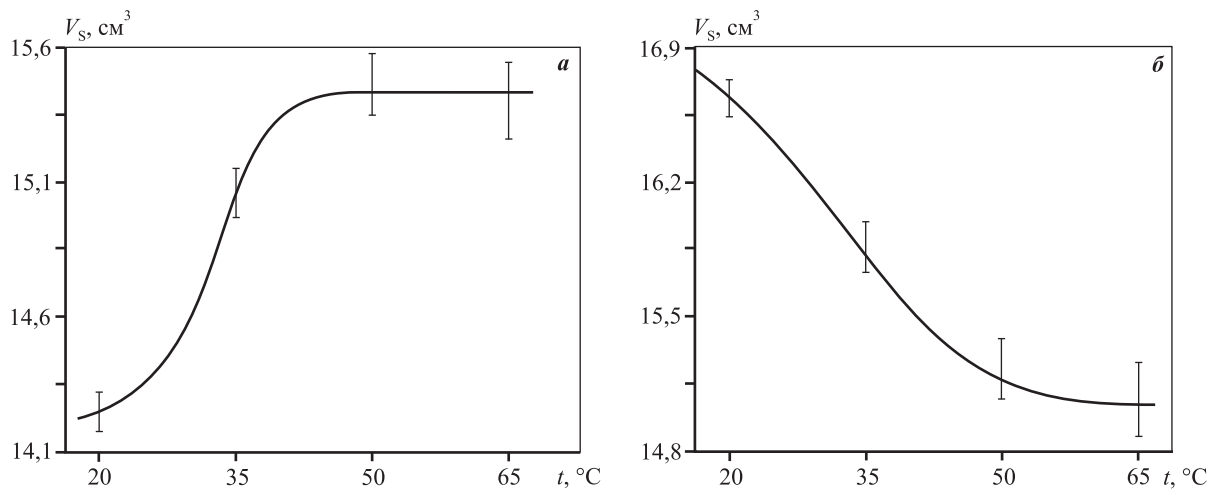


Рис. 3. Объем осадка как функция температуры суспензии
 а – гидрофобные частицы, б – гидрофильные

Fig. 3. Sediment volume as a function of suspension temperature
 а – hydrophobic particles, б – hydrophilic particles

ностями были названы гидрофильными взаимодействиями [27–29].

Установлено, что гидрофобные частицы тефлона при кинетическом разрушении его водных суспензий формируют осадок, объем которого увеличивается с ростом температуры (рис. 3, а). Наоборот, гидрофильные частицы кварца при повышении температуры упаковываются в плотные осадки небольшого объема (рис. 3, б).

В узких зазорах между гидрофобными поверхностями кривые фазового равновесия смещаются по сравнению с кривыми для объема жидкости таким образом, что система переходит в метастабильное состояние и нуклеация растворенного газа становится вероятной. Нанопузырьки могут образовываться также из-за локальных градиентов давления и температуры, конвекции и т.д.

Увеличение объема осадка может быть результатом объединения гидрофобных частиц в ажурный каркас с участием нанопузырьков [30–35]. Появление в дисперсной системе газовой фазы связано с переходом от устойчивого гомогенного смачивания (в режиме Венцеля–Дерягина [36]) к метастабильному смачиванию (в режиме Касси–Бакстера [37]) с захватом воздуха в шероховатой структуре гидрофобной поверхности твердого тела (рис. 4).

При смачивании исходят из положения, что скорость скольжения жидкости вдоль твердой поверхности (u_s) (рис. 5) пропорциональна танген-

циальной силе, действующей на единицу поверхности площади твердого тела [38]:

$$u_s = b \frac{\partial u}{\partial z}.$$

Здесь $b = h_g(\eta/\eta_g - 1)$ — длина скольжения жидкости вдоль твердой поверхности при скорости сдвига $\partial u/\partial z$ и толщине газового слоя h_g ; η , η_g — вязкость жидкости и газа соответственно.

Проскальзывание жидкости (увеличение потока по сравнению с ожидаемым при выполнении условия прилипания) вдоль гидрофобной поверхности ($b \rightarrow \infty$, $\partial u_s/\partial z \rightarrow 0$) по пристенному газожидкостному слою с пониженной вязкостью (η_g) способствует агрегации частиц. Связывание воды гидрофильной поверхностью вызывает увеличение поверхностной вязкости и выполнение условия прилипания ($b \rightarrow 0$, $u_s \rightarrow 0$), что оказывает сопротивление сближению частиц.

Можно предположить, что собственно структурная компонента расклинивающего давления $\Pi_s(h)$ существует только в отсутствие газовой фазы в дисперсной системе [39, 40] (в том числе при флотации [20, 25, 41]) и связана с различным действием гидрофобных и гидрофильных частиц на структуру и свойства граничных слоев воды [42, 43].

В рамках модели [17, 44] в непосредственной близости от гидрофильной поверхности, где электрический потенциал велик, нормально ориентированные диполи прочно связаны нескомпен-

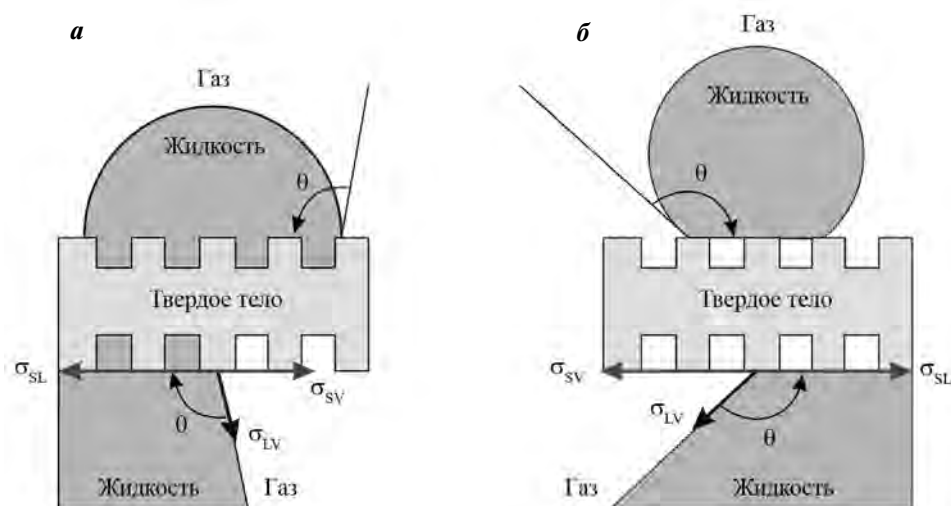


Рис. 4. Схема смачивания водой гидрофильной (а) и гидрофобной (б) поверхностей

Fig. 4. Diagram of hydrophilic (a) and hydrophobic (b) surface wetting with water

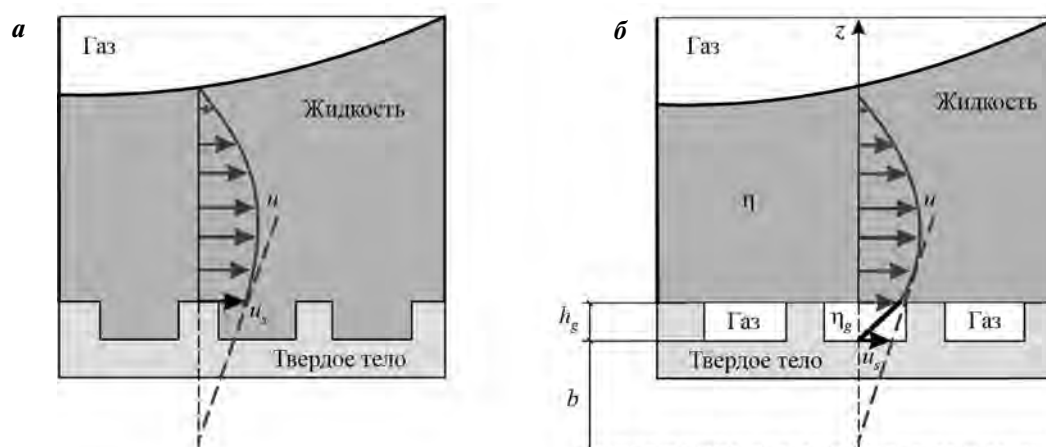


Рис. 5. Схема скольжения жидкости вдоль гидрофильной (а) и гидрофобной (б) поверхностей с проскальзыванием

Fig. 5. Diagram of liquid sliding along hydrophilic (a) and hydrophobic (b) surface with slip

сированными зарядами на твердой поверхности. Между этим слоем и невозмущенным раствором (объемной фазой) существует переходный (так называемый «подплавленный») слой с меньшей степенью упорядоченности и нарушенными межмолекулярными связями. Хотя вблизи гидрофобных поверхностей или углеводородных радикалов молекул ПАВ диполи воды прочно связаны в льдоподобную структуру (с ориентацией диполей параллельно поверхности) [13, 43, 45, 46], все же слоя неупорядоченно расположенных молекул здесь нет.

Связанное с перекрытием «подплавленных» слоев воды повышенной плотности изменение

свободной энергии $dF = dH - TdS$ приводит к положительному значению составляющей расклинивающего давления $\Pi = (\partial F / \partial H) > 0$ — действию сил гидрофильного отталкивания ($\Pi_s(h) > 0$). Льдоподобная структура имеет ажурный квазикаркас, порожденный сеткой водородных связей, и более низкую плотность, что при сближении гидрофобных частиц приводит к отрицательному значению составляющей расклинивающего давления $\Pi = (\partial F / \partial H) < 0$ — действию сил гидрофобного притяжения ($\Pi_s(h) < 0$).

Силы структурного взаимодействия относят к «не-ДЛФО»-силам [46–48].

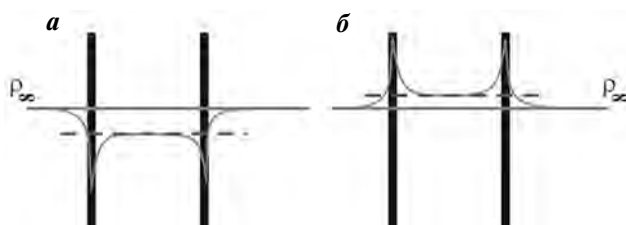


Рис. 6. Схема понижения плотности воды вблизи гидрофобной поверхности (*а*) и ее повышения вблизи гидрофильной поверхности (*б*) по отношению к объемной плотности ρ_{∞}

Fig. 6. Diagram of water density lowering near hydrophobic surface (*a*) and its rising near hydrophilic surface (*b*) relative to bulk density ρ_{∞}

Таким образом, увеличение при повышении температуры объема осадка, формируемого при кинетическом разрушении водной дисперсной системы гидрофобных частиц тефлона, может рассматриваться как сумма вкладов от выделения нанопузырьков газа и сил гидрофобного притяжения. Плотная упаковка гидрофильных частиц кварца с уменьшением седиментационного объема есть результат действия сил гидрофильного отталкивания.

Механизм действия сил структурного происхождения можно свести к действию осмотического давления [49]. Молекулы воды в гидрофобном зазоре имеют высокий потенциал взаимодействия с молекулами в объеме среды [43, 45]: плотность воды в зазоре понижена за счет оттока молекул воды в объем среды и тангенциальной ориентации диполей воды (рис. 6, *а*) [43, 45].

Наоборот, за счет высокого потенциала взаимодействия между гидрофильными телами и молекулами воды плотность воды в зазоре повышена (рис. 6, *б*) [43, 45, 49] из-за втягивания в него молекул воды из объема среды. В граничных слоях вода имеет структуру из нормально ориентированных к гидрофильной поверхности диполей воды.

Таким образом, межфазный зазор между телами является «полупроницаемой» мембраной: в зазор затруднено втекание молекул воды с высоким потенциалом взаимодействия с молекулами среды и осложнен отток молекул воды с высокой интенсивностью взаимодействия с твердой поверхностью.

Избыточное осмотическое давление между гидрофильными поверхностями вызывает их гидро-

фильное отталкивание, а избыточное осмотическое давление окружающей воды (пониженное осмотическое давление (декомпрессия) между поверхностями) — гидрофобное притяжение поверхностей.

Вследствие стабилизации модифицированной структуры присутствием твердой поверхности ее разрушение при повышении температуры идет менее интенсивно, чем в объеме. В результате свободная энергия поверхностной структуры убывает с ростом температуры медленнее, чем объемной, что является причиной роста сил структурного происхождения. Это позволяет связать увеличение объема осадка при повышении температуры с ростом сил гидрофобного притяжения в контактах между гидрофобными поверхностями (см. рис. 3, *а*) и уменьшение объема осадка — с ростом сил гидрофильного отталкивания в контактах между гидрофильными частицами (см. рис. 3, *б*).

Силы между частицами при толщине прослойки h аппроксимируются уравнением для структурной составляющей расклинивающего давления [17, 45]:

$$P_s(h) = \pm K \exp(-h/\lambda),$$

в котором параметр K , характеризующий величину сил, отрицателен в случае сил гидрофобного притяжения и положителен при действии между частицами сил гидрофильного отталкивания.

Значения параметра λ , характеризующего дальное действие поверхностных сил, определяются толщиной слоев воды, структура которых изменена под действием твердой поверхности [17, 45]. В силу направленности водородных связей, изменения в структуре воды передаются от слоя к слою на расстояние порядка 0,1—1,0 мкм от поверхности [45, 50].

При флотации высокая величина межфазной энергии газ—жидкость (72 мДж/м²) позволяет рассматривать поверхность пузырьков, заполненных газами, как очень гидрофобную, а их коалесценцию — как результат гидрофобного взаимодействия поверхностей с измененной структурой воды в граничном слое жидкости.

Таким образом, с целью сокращения затрат на теплоноситель (с учетом газосодержания в пульпе — в 5—7 раз) можно перейти к повышению температуры в разделяющем частицу и пузырек слое жидкости, в пределах которого локализовано дей-

ствие поверхностных сил. Поставленная цель достигается путем смешения воздуха, используемого для аэрации пульпы, с водяным паром при температуре насыщения 104 °С [10, 11].

Результаты флотации новым способом и их обсуждение

Для определения целесообразности выделения свободного золота в цикле измельчения—классификации проведен GRG-тест при последовательном понижении крупности питания центробежного концентратора в 3 стадии.

Для проведения GRG-теста пробу руды массой 50 кг измельчили до крупности 100 % класса –800 мкм в лабораторной мельнице полусаморазмельчения размером $D \times L = 700 \times 230$ мм и с нагрузкой 600 г/мин подавали в чашу концентратора «Knelson KCMD3» (диаметр чаши 75 мм) при расходе оживающей воды 1,8 л/мин и давлении 20 кПа. На следующих двух этапах GRG-теста золото извлекали из хвостов предыдущих операций центробежного обогащения после измельчения до крупности 85 и 95 % класса –74 мкм. Сепарацию выполняли с уменьшением нагрузки по исходному питанию до 480 и 240 г/мин и понижении давления оживающей воды до 10 кПа.

Всего в тяжелую фракцию центробежной сепарации извлечено 23,56 % золота (табл. 1).

С учетом результатов GRG-теста (табл. 1), извлечение золота из пробы руды осуществляли по гравитационно-флотационной схеме обогащения (рис. 7).

Проведены исследования по определению рационального числа стадий извлечения золота из пробы руды методом гравитации. При извлечении золота из пробы руды в одну стадию сравнивали показатели, полученные при использовании в ка-

честве основного аппарата отсадочной машины и центробежного концентратора (интенсивность центробежного поля 60g); в обоих случаях черновой концентрат доводили на концентрационном столе (табл. 2).

Установлено, что при примерно равном извлечении золота выход тяжелой фракции при использовании отсадочной машины приблизительно в 1,8 раза больше, чем при обогащении руды на центробежном концентраторе.

При извлечении руды в две стадии (с получением продуктов измельчения крупностью соответственно 40,3 и 85,7 % кл. –74 мкм) и стадийном извлечении золота на концентрационном столе (типа 30А-КЦМ) извлечение золота в гравеоцентрикат составляет 20,08 %; тяжелые фракции аппаратов объединяли и совместно перечисляли на концентрационном столе СКЛ2 (табл. 3).

Следует иметь в виду, что при гидрометаллургической переработке концентратов гравитации и флотации суммарное извлечение золота тем выше, чем больше металла с гравитационным концентратом поступит на интенсивное цианирование.

Золото из хвостов гравитации извлекали методом флотации. С применением схемы и реагентного режима, рекомендуемого для обогащения руд [35], из пробы руды в концентрат, содержащий 65,08 г/т золота при выходе 4,01 %, извлечено 85,01 % металла.

Для повышения достигнутых технологических показателей в операции основной флотации Au-I использовали паровоздушную смесь. Для определения рационального расхода пара и ксантогената реализован композиционный план для двух факторов (табл. 4).

В качестве функции отклика выбрана разница между извлечением золота в черновой концентрат (%) и его выходом (%).

Таблица 1. Результаты GRG-теста

Table 1. GRG test results

Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Концентрат 1 (–2,0 мм)	0,407	47,45	8,08
Концентрат 2 (–0,5 мм)	0,397	60,74	10,09
Концентрат 3 (–0,16 мм)	0,416	30,97	5,39
Объединенный концентрат	1,22	46,15	23,56
Хвосты гравитации	98,78	1,85	76,44
Итого: руда по балансу (по анализу)	100,0	2,39/(2,64±0,5)	100,0

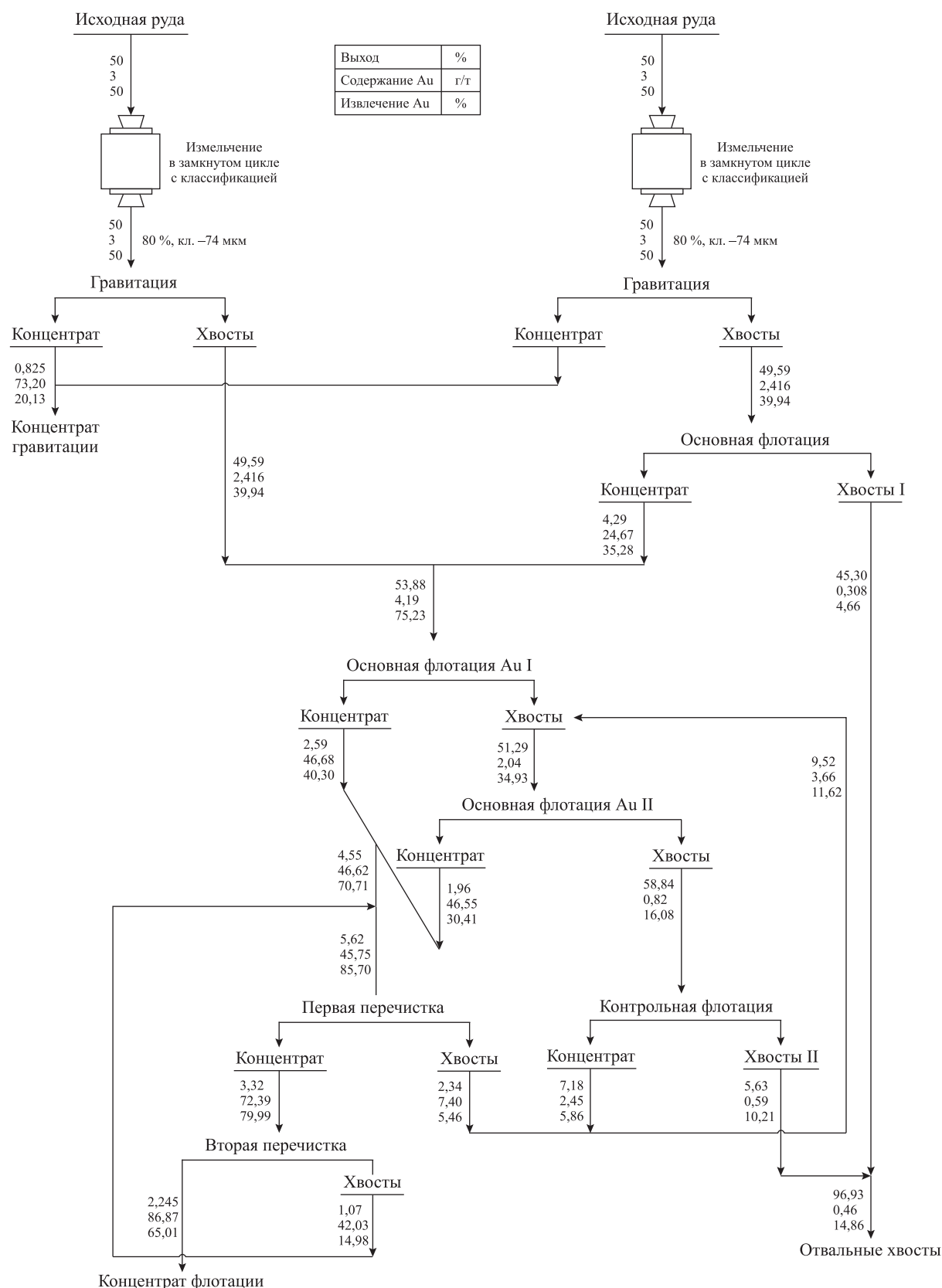


Рис. 7. Рекомендуемая качественно-количественная схема обогащения руд

Fig. 7. Recommended qualitative and quantitative ore processing flow sheet

Таблица 2. Результаты извлечения золота методом гравитации в одну стадию

Table 2. Results of gold recovery by gravity in one stage

Наименование продукта	Выход, %		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	
Обогащение на отсадочной машине с доводкой на концентрационном столе						
I концентрат гравитации	0,05	1,01	370,37	49,47	6,43	17,35
II концентрат гравитации	0,96		32,76		10,92	
Промпродукт	9,74		1,26		4,26	
Хвосты гравитации	89,25		2,39		74,13	
Исходная руда	100,0		2,88		100,0	
Обогащение на центробежном концентраторе с доводкой на концентрационном столе						
I концентрат гравитации	0,03	0,56	640,22	85,84	7,14	17,87
II концентрат гравитации	0,53		54,46		10,73	
Промпродукт	4,51		1,54		2,58	
Хвосты гравитации	94,93		2,25		79,55	
Исходная руда	100,0		2,69		100,0	

Таблица 3. Результаты извлечения золота методом гравитации в две стадии

Table 3. Results of gold recovery by gravity in two stages

Наименование продукта	Выход, %		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	
Обогащение на отсадочной машине и центробежном концентраторе с доводкой на концентрационном столе						
I концентрат гравитации	0,71	0,83	75,50	72,58	17,87	20,08
II концентрат гравитации	0,12		55,25		2,21	
Хвосты гравитации	99,17		2,42		79,92	
Исходная руда	100,0		3,00		100,0	

Таблица 4. Граничные условия (уровни) независимых переменных

Table 4. Boundary conditions (levels) of independent variables

Параметр планирования	Фактор (X_i)	
	Расход пара, кг/(с·м ²) X_1	Расход ксантогената, г/т X_2
Основной уровень (X_0)	$10,7 \cdot 10^{-3}$	2,0
Интервал варьирования (ΔX_i)	$2,7 \cdot 10^{-3}$	0,5
Интервал варьирования, % от основного уровня	25,2	25,0
Верхний уровень ($+X_i$)	$13,4 \cdot 10^{-3}$	2,5
Нижний уровень ($-X_i$)	$8,0 \cdot 10^{-3}$	1,5

Таблица 5. План для двух факторов и результаты опытов

Table 5. Plan for two factors and results of experiments

Номер опыта	Кодированное значение исследуемого фактора					Экспериментальное значение функции отклика				Расчетное значение функции отклика
	X_1	X_2	X_1^2	X_2^2	X_1X_2	Y_1	Y_2	Y_3	$\bar{Y}_3$	Y_p
1	+1	+1	+1	+1	+1	41,57	37,90	39,30	39,59	39,55
2	-1	+1	+1	+1	-1	58,00	59,35	59,77	59,04	58,95
3	+1	-1	+1	+1	-1	60,14	60,52	63,09	61,25	61,23
4	-1	-1	+1	+1	+1	54,41	52,03	53,58	53,34	55,07
5	+1	0	+1	0	0	53,77	55,10	54,78	54,55	54,63
6	-1	0	+1	0	0	60,01	60,91	62,29	61,07	61,25
7	0	+1	0	+1	0	57,24	56,12	53,35	55,57	55,71
8	0	-1	0	+1	0	64,07	65,07	64,33	64,49	64,61
9	0	0	0	0	0	63,89	64,14	65,86	64,63	64,40

Результаты флотации паровоздушной смесью приведены в табл. 5.

В результате математической обработки данных табл. 5 получено уравнение регрессии в кодовых переменных:

$$Y = 64,40 - 3,31X_1 - 4,45X_2 - 6,46X_1^2 - 4,24X_2^2 - 6,39X_1X_2. \quad (1)$$

Все коэффициенты уравнения регрессии значимы, так как их абсолютные величины больше доверительных интервалов, построенных с использованием t -критерия Стьюдента при уровне значимости 0,05.

Отношение остаточной дисперсии $s_{\text{ост}}^2 = 1,92$ к дисперсии воспроизводимости $s_b^2 = 1,73$ равно $F_p = 1,11$. Для числа степеней свободы в числителе $f_1 = 3$, в знаменателе $f_2 = 18$ и $P = 95$ %-ной доверительной вероятности табличное значение критерия Фишера $F_T = 3,2$. Следовательно, модель адекватна.

После канонического преобразования получено уравнение регрессии в канонической форме:

$$Y_s = 65,56 - 8,73Z_1^2 - 1,97Z_2^2. \quad (2)$$

Знаки коэффициентов канонического уравнения (2) показывают, что факторная функция представляет собой эллиптический параболоид с максимумом в определенной точке. Эллипс вытянут по оси X_2 . Используя формулу перехода меж-

ду кодированными и натуральными значениями факторов, определим этот максимум:

$$X_{1s} = 0,00534 \text{ и } X_{2s} = -0,529. \quad (3)$$

По формуле перехода между кодированными и натуральными значениями факторов получаем рациональный расход пара — $x_1 = 10,7 \cdot 10^{-3}$ кг/(с·м²) и расход ксантогената — $x_2 = 1,74$ г/т. Точка максимума принадлежит той области факторного пространства, где проводили эксперименты.

Рекомендуемая качественно-количественная схема флотации руд, полученная по результатам флотации в условиях, моделирующих замкнутый цикл, приведена на рис. 7. Опыт состоял из 6 заворотов промежуточных продуктов, при которых была достигнута стабилизация содержания золота в отвальных хвостах.

В концентрат извлечено 85,14 % золота (в том числе 20,13 % — в концентрат гравитации); при выходе концентрата 3,07 % в нем содержится 83,20 г/т золота.

Из сравнения достигнутых показателей обогащения руд (рис. 7) с ранее полученными [27, 28] следует, что применение разработанной технологии позволяет при достигнутом уровне извлечения золота уменьшить выход концентрата, направляемого на гидрометаллургическую переработку, на $[(4,01 - 3,07)/4,01] \cdot 100 = 23,4$ отн. %.

Заключение

В данной работе устойчивость водных микро-дисперсий к агрегации оценивали методом седименто-волюметрии с использованием разработанного прибора. Установлено, что при повышении температуры агрегативная устойчивость дисперсных систем с гидрофобными частицами дисперсной фазы уменьшается, а с гидрофильными частицами — увеличивается. Разная направленность температурной зависимости дисперсных систем частиц, отличающихся поверхностными свойствами, свидетельствует о том, что температура является значимым фактором в процессах их селективной флотации.

Для изменения результата флотации достаточно подвести тепловой поток к тонкому слою жидкости наноразмерной толщины, в пределах которого локализовано ориентирующее действие твердой поверхности.

Для повышения температуры в межфазном зазоре между частицей и пузырьком предложено использовать теплоту конденсации водяного пара. С этой целью в качестве газовой фазы при флотации применяют смесь воздуха с горячим водяным паром.

Разработанный способ флотации апробирован при флотации золотосодержащих руд.

В операции основной флотации использован струйный способ построения схемы, предусматривающий объединение исходного питания и черного концентрата.

Рациональный расход пара, определенный методом математического планирования эксперимента, составляет $10,7 \cdot 10^{-3}$ кг/(с·м²) при расходе ксантогената 1,74 г/т.

Выход концентрата, направляемого на гидрометаллургическую переработку, при использовании разработанной технологической схемы и режима флотации в сравнении с флотацией руд по фабричной технологии на 23,4 отн.% меньше при сохранении достигнутого уровня извлечения металла.

Литература/References

1. Сидоров И.А. Разработка технологии извлечения золота из упорных золотых концентратов на основе процесса сверхтонкого помола: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Иркутск: Иркутский нац. иссл. техн. ун-т, 2018.
2. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Александров А.В. Применение микроволновой обработки для снижения степени упорности углеродистых концентратов. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2020. No. 1. С. 148—154.
Aleksandrova T.N., Afanasova A.V., Aleksandrov A.V. The use of microwave treatment to reduce the degree of persistence of carbonaceous concentrates. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2020. No. 1. P. 148—154 (In Russ.).
3. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих и адсорбционных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации золотосодержащих руд. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2020. No. 2. С. 121—127.
Matveeva T.N., Gromova N.K., Lantsova L.B. Analysis of the complexing and adsorption properties of dithiocarbamates based on cyclic and aliphatic amines for the flotation of gold-bearing ores. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2020. No. 2. P. 121—127 (In Russ.).
4. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Влияние физической формы сорбции собирателя на активацию флотации сфалерита. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2020. No. 3. С. 131—143.
Gavrilova T.G., Kondratiev S.A. Influence of the physical form of sorption of the collector on the activation of sphalerite flotation. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2020. No. 3. P. 131—143 (In Russ.).
5. Хуайфа В., Бочкарев Г.Р., Ростовец В.И., Вейгельт Ю.П., Лу Шоуци. Интенсификация обогащения полиметаллических сульфидных руд высокоэнергетическими электронами. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2002. No. 5. С. 96—103.
Khuaifa V., Bochkarev G.R., Rostovtsev V.I., Veigel't Yu.P., Lu Shoutsu. Intensification of enrichment of polymetallic sulfide ores with high-energy electrons. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2002. No. 5. P. 96—103 (In Russ.).
6. Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Чантурия Е.Л., Хабарова И.А., Копорулина Е.В., Анашкина Н.Е. Модификация структурно-химических и технологических свойств минералов редких металлов при воздействии высоковольтных наносекундных им-

- пульсов. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2017. No. 4. С. 117—134.
- Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V., Chanturiya E.L., Khabarova I.A., Kaporulina E.V., Anashkina N.E. Modification of the structural-chemical and technological properties of rare metal minerals under the influence of high-voltage nanosecond pulses. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2017. No. 4. P. 117—134 (In Russ.).
7. Алгебраистова Н.К., Бурдакова Е.А., Романченко А.С., Маркова А.С., Колотушкин Д.М., Антонов А.В. Исследование влияния разрядно-импульсной обработки на структурно-химические свойства сульфидных минералов и их флотуруемость. *Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых*. 2017. No. 4. С. 145—152.
 - Algebraistova N.K., Burdakova E.A., Romanchenko A.S., Markova A.S., Kolotushkin D.M., Antonov A.V. Investigation of the influence of discharge-pulse processing on the structural and chemical properties of sulfide minerals and their floatability. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2017. No. 4. P. 145—152 (In Russ.).
 8. Albrecht T.W.S., Addai-Mensah J., Fornasiero D. Critical copper concentration in sphalerite flotation: Effect of temperature and collector. *Int. J. Miner. Process.* 2016. Vol. 146. P. 15—22.
 9. Xu T., Sun C.-B. Aerosol flotation of low-grade refractory molybdenum ores. *Int. J. Miner. Metall. Mater.* 2012. Vol. 19. No. 12. P. 1069—1076.
 10. Евдокимов С.И., Герасименко Т.Е. Комбинированная гравитационно-флотационная технология обогащения техногенных россыпей золота. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2021. Т. 27. No. 4. С. 4—15.
 - Evdokimov S.I., Gerasimenko T.E. Combined gravity-flotation technology for enrichment of technogenic gold placers. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya (Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy)*. 2021. Vol. 27. No. 4. P. 4—15 (In Russ.).
 11. Евдокимов С.И., Герасименко Т.Е. Схема и режим флотации для извлечения золота из упорных руд. *Вестн. Магнитогорского гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова*. 2021. Т. 19. No. 3. С. 24—36.
 - Evdokimov S.I., Gerasimenko T.E. Scheme and flotation regime for extracting gold from refractory ores. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G.I. Nosova*. 2021. Vol. 19. No. 3. P. 24—36 (In Russ.).
 12. Пчелин В.А. О моделировании гидрофобных взаимодействий. *Коллоид. журн.* 1972. Т. 34. Вып. 5. С. 783—787.
 - Pchelin V.A. On modeling hydrophobic interactions. *Kolloidnyi zhurnal*. 1972. Vol. 34. Iss. 5. P. 783—787 (In Russ.).
 13. Урьев Н.Б. Физико-химическая динамика дисперсных систем. *Успехи химии*. 2007. Т. 73. No. 1. С. 39—62.
 - Uriev N.B. Physical and chemical dynamics of disperse systems. *Uspekhi khimii*. 2007. Vol. 73. No. 1. P. 39—62 (In Russ.).
 14. Лу Шоу-Цзы. О роли гидрофобного взаимодействия во флотации и флокуляции. *Коллоид. журн.* 1990. Т. 52. No. 5. С. 858—864.
 - Lu Shou-Tszy. On the role of hydrophobic interaction in flotation and flocculation. *Kolloidnyi zhurnal*. 1990. Vol. 52. No. 5. P. 858—864 (In Russ.).
 15. Чураев Н.В., Соболев В.Д. Вклад структурных сил в смачивание поверхности кварца растворами электролита. *Коллоид. журн.* 2000. Т. 62. No. 2. С. 278—285.
 - Churaev N.V., Sobolev V.D. Contribution of structural forces to the wetting of the quartz surface by electrolyte solutions. *Kolloidnyi zhurnal*. 2000. Vol. 62. No. 2. P. 278—285 (In Russ.).
 16. Чураев Н.В., Соболев В.Д. Прогноз условий смачивания на основе изотерм расклинивающего давления. Компьютерные расчеты. *Коллоид. журн.* 1995. Т. 57. No. 6. С. 888—896.
 - Churaev N.V., Sobolev V.D. Prediction of wetting conditions based on disjoining pressure isotherms. Computer calculations. *Kolloidnyi zhurnal*. 1995. Vol. 57. No. 6. P. 888—896 (In Russ.).
 17. Дерягин Б.В., Чураев Н.В. Смачивающие пленки. М.: Наука, 1984.
 - Deryagin B.V., Churaev N.V. Wetting membrane. Moscow: Nauka, 1984 (In Russ.).
 18. Smith A.M., Borkovec M., Trefalt G. Forces between solid surfaces in aqueous electrolyte solutions. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2020. Vol. 275. P. 102078.
 19. Skvarla J. Hydrophobic interaction between macroscopic and microscopic surfaces. Unification using surface thermodynamics. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2001. Vol. 91. Iss. 3. P. 335—390.
 20. Gillies G., Kappl M., Butt H.-J. Direct measurements of particle-bubble interactions. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2005. Vol. 114-115. P. 165—172.
 21. Xie L., Wang J., Lu Q., Hu W., Yang D., Qiao C., Peng X., Peng Q., Wang T., Sun W., Lin Q., Zhang H., Zeng H. Surface interaction mechanisms in mineral flotation. Fundamentals, measurements, and perspectives. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2021. Vol. 295. P. 102491.
 22. Hu P., Liang L. The role of hydrophobic interaction in the heterocoagulation between coal and quartz particles. *Miner. Eng.* 2020. Vol. 154. P. 106421.
 23. Mishchuk N.A. The model of hydrophobic attraction in the

- framework of classical DLVO forces. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2011. Vol. 168. Iss. 1–2. P. 149–166.
24. Li Z., Yoon R.-H. AFM force measurements between gold and silver surface treated in ethyl xanthate solutions: Effect of applied potentials. *Miner. Eng.* 2012. Vol. 36–38. P. 126–131.
 25. Wang J., Yoon R.-H., Morris J. AFM surface force measurements conducted between gold surface treated in xanthate solutions. *Int. J. Miner. Process.* 2013. Vol. 122. P. 13–21.
 26. Pan L., Yoon R.-H. Measurement of hydrophobic forces in thin liquid films of water between bubbles and xanthate-treated gold surfaces. *Miner. Eng.* 2016. Vol. 98. P. 240–250.
 27. Sedev R., Exerova D. DLVO and non-DLVO surfaces in foam films from amphiphilic block copolymers. *Adv. Colloid Interface Sci.* 1999. Vol. 83. Iss. 1–3. P. 111–136.
 28. Liu S., Xie L., Liu G., Zhong H., Zeng H. Understanding the hetero-aggregation mechanism among sulfide and oxide mineral particles driven by bifunctional surfactants: Intensification flotation of oxide minerals. *Miner. Eng.* 2021. Vol. 169. P. 106928.
 29. Krasowska M., Malysa K. Wetting films in attachment of the colloid bubble. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2007. Vol. 134–135. P. 138–150.
 30. Theodorakis P.E., Che Z. Surface nanobubbles: A review. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2019. Vol. 272. P. 101995.
 31. Nguyen A.V., Nalaskowski J., Miller J.D., Butt H.-J. Attraction between hydrophobic surfaces studied by atomic force microscopy. *Int. J. Miner. Process.* 2003. Vol. 72. Iss. 1–4. P. 215–225.
 32. Attard P. Nanobubbles and the hydrophobic attraction. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2003. Vol. 104. Iss. 1–3. P. 75–91.
 33. Simonsen A.C., Hansen P.L., Klösgen B. Nanobubbles give evidence of incomplete wetting at a hydrophobic interface. *J. Colloid Interface Sci.* 2004. Iss. 1. P. 291–299.
 34. Hampton M.A., Nguyen A.V. Nanobubbles and the nanobubble bridging capillary force. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2010. Vol. 154. Iss. 1–2. P. 30–55.
 35. Li Z., Yoon R.-H. AFM force measurements between gold and silver surfaces treated in ethyl xanthate solutions: Effect of applied potentials. *Miner. Eng.* 2012. Vol. 36–38. P. 126–131.
 36. Ejenstam L., Ovaskainen L., Rodriguez-Meizoso I., Wagberg L., Pan J., Swerin A., Claesson P.M. The effect of superhydrophobic wetting state on corrosion protection — The AKD example. *J. Colloid Interface Sci.* 2013. Vol. 412. P. 56–64.
 37. Zhu J., Zangari G., Reed M.L. Three-phase contact force equilibrium of liquid drops at hydrophilic and superhydrophobic surfaces. *J. Colloid Interface Sci.* 2013. Vol. 404. P. 179–182.
 38. Belyaev A.V., Vinogradova O.I. Effective slip in pressure-driven flow past super-hydrophobic stripes. *J. Fluid Mech.* 2010. Vol. 652. P. 489–499.
 39. Liu S., Xie L., Liu G., Zhong H., Zeng H. Understanding the hetero-aggregation mechanism among sulfide and oxide mineral particles driven by bifunctional surfactants: Intensification flotation of oxide minerals. *Miner. Eng.* 2021. Vol. 169. P. 106928.
 40. Hu P., Liang L. The role of hydrophobic interaction in the heterocoagulation between coal and quartz particles. *Miner. Eng.* 2020. Vol. 154. P. 106421.
 41. Huang K., Yoon R.-H. Control of bubble ζ -potentials to improve the kinetics of bubble-particle interactions. *Miner. Eng.* 2020. Vol. 151. P. 106295.
 42. Gunko V.M., Turov V.V., Bogatyrev V.M., Zarko V.I., Goncharuk E.V., Novza A.A., Chuiko A.A., Leboda R., Turov A.V. Unusual properties of water at hydrophilic/hydrophobic interfaces. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2005. Vol. 118. Iss. 1–3. P. 125–172.
 43. Miller J.D., Wang X., Jin J., Shrimali K. Interfacial water structure and the wetting of mineral surfaces. *Int. J. Miner. Process.* 2016. Vol. 156. P. 62–68.
 44. Drost-Hansen W. Structure of water near solid interfaces. *J. Ind. Eng. Chem.* 1969. Vol. 61. No. 11. P. 10–47.
 45. Чупаев H.B. Поверхностные силы и физикохимия поверхностных явлений. *Успехи химии.* 2004. Т. 73. No. 1. С. 26–38.
 - Churaev N.V. Surface forces and physical chemistry of surface phenomena. *Uspekhi khimii.* 2004. Vol. 73. No. 1. P. 26–38 (In Russ.).
 46. Boinovich L., Emelyanenko A. Wetting and surface forces. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2011. Vol. 165. Iss. 2. P. 60–69.
 47. Xie L., Wang J., Lu Q., Hu W., Yang D., Qiao C., Peng X., Peng Q., Wang T., Su W., Liu Q., Zhang H., Zeng H. Surface interaction mechanisms in mineral flotation: Fundamentals, measurements, and perspectives. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2021. Vol. 295. P. 102491.
 48. Smith A.M., Borkovec M., Trefalt G. Forces between solid surfaces in aqueous electrolyte solutions. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2020. Vol. 275. P. 102078.
 49. Ролдугин В.И. О едином механизме действия поверхностных сил различной природы. *Коллоидный журнал.* 2015. Т. 77. No. 2. С. 214–218.
 - Roldugin V.I. On the unified mechanism of action of surface forces of various nature. *Kolloidnyi zhurnal.* 2015. Vol. 77. No. 2. P. 214–218 (In Russ.).
 50. Zheng J.-M., Chin W.-C., Khijniak E., Pollack G.H. Surfaces and interfacial water: Evidence that hydrophilic surfaces have long-range impact. *Adv. Colloid Interface Sci.* 2006. Vol. 127. Iss. 1. P. 19–27.