

## МЕХАНИЗМ КОАГУЛЯЦИИ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ МИКРОДИСПЕРСИЙ ЗОЛОТА МИНЕРАЛАМИ-НОСИТЕЛЯМИ

С.И. Евдокимов<sup>1</sup>, Е.А. Гусева<sup>2</sup>, М.В. Константинова<sup>2</sup>,  
Е.Л. Вайтекунене<sup>3,4,5</sup>, Е.В. Филюшина<sup>3,4</sup>

<sup>1</sup> Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), Владикавказ, Россия, e-mail: eva-ser@mail.ru

<sup>2</sup> Иркутский Национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия

<sup>3</sup> Сибирский государственный университет науки и технологий им. М.Ф. Решетнёва, Красноярск, Россия

<sup>4</sup> Сибирский федеральный университет, Красноярск, Россия

<sup>5</sup> Сибирская пожарно-спасательная академия ГПС МЧС России, Железногорск, Россия

**Аннотация:** Приведены результаты исследования флотации тонких шламов с помощью минералов-носителей – твердой стенки. Влияние стенки на гидродинамическую силу, действующую на движение частицы, может быть учтено поправкой, в выражение для которой входит параметр, учитывающий интенсивность движения частицы и среды при данной геометрии системы и время  $t$  их взаимодействия. Причем при наличии стенки поправка, обусловленная нестационарностью течения жидкости, будет меняться как величина  $t^{-3/2}$ . Если же стенки нет, то соответствующая поправка будет изменяться как  $t^{-1/2}$ . При интерпретации результатов исследования времени индукции при прилипании зерен золота друг к другу при различной температуре и константы скорости флотации самородного золота разной крупности и пробы привлечены представления о силах гидрофобного притяжения и об эффекте скольжения потока воды вдоль гидрофобной поверхности в результате расслоения пристенного газожидкостного слоя или выделения нанопузырьков из неровностей рельефа поверхности. Установлено, что при агрегации полидисперсных частиц пороговая энергия быстрой коагуляции меньше, чем при взаимодействии монодисперсных частиц, для агрегации которых требуется большая глубина потенциальной ямы. При флотации руд по схеме в три струи извлечение золота в товарный концентрат составило 90,19% против 82,93% по фабричной схеме; в результате снижения выхода готового концентрата на 20,52% отн. содержание золота в нем увеличилось на 32,93% отн.

**Ключевые слова:** флотация, микродисперсии золота, минералы-носители, влияние стенки, скольжение, поправка, время индукции, потенциальная яма, натурный эксперимент, схема флотации.

**Благодарность:** Исследование выполнено при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (соглашение № 23-27-00093).

**Для цитирования:** Евдокимов С. И., Гусева Е. А., Константинова М. В., Вайтекунене Е. Л., Филюшина Е. В. Механизм коагуляции в условиях флотации микродисперсий золота минералами-носителями // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 11-1. – С. 190–206. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_111\_0\_190.

---

## Mechanism of coagulation under flotation of gold microdispersions with carrier minerals

S.I. Evdokimov<sup>1</sup>, E.A. Guseva<sup>2</sup>, M.V. Konstantinova<sup>2</sup>, E.L. Vaitekunene<sup>3,4,5</sup>, E.V. Filushina<sup>3,4</sup>

<sup>1</sup> North Caucasus Mining-and-Metallurgy Institute (State Technological University), Vladikavkaz, Republic of North Ossetia-Alania, Russia, e-mail: eva-ser@mail.ru

<sup>2</sup> Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia

<sup>3</sup> Reshetnev Siberian State University of Science and Technology, Krasnoyarsk, Russia

<sup>4</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia

<sup>5</sup> Siberian Fire and Rescue Academy of State Fire Service of Ministry of Emergency Situations of Russia, Zheleznogorsk, Russia

---

**Abstract:** The article presents the results of a study of thin sludge flotation with the help of carrier minerals – a solid wall. The influence of the wall on the hydrodynamic force acting on the motion of a particle can be taken into account by a correction, the expression for which includes a parameter that takes into account the intensity of motion of the particle and the medium for a given geometry of the system and the time  $t$  of their interaction. Moreover, in the presence of a wall, the correction due to the unsteadiness of the fluid flow will change as the value  $t^{-3/2}$ . If there is no wall, then the corresponding correction will change as  $t^{-1/2}$ . When interpreting the results of studying the induction time when gold grains stick to each other at different temperatures and the flotation rate constant of native gold of different sizes and samples, the concepts of hydrophobic attraction forces and the sliding effect water flow along the hydrophobic surface as a result of stratification of the near-wall gas-liquid layer or the release of nanobubbles from surface topography irregularities. It has been established that during the aggregation of poly-disperse particles, the threshold energy of fast coagulation is lower than during the interaction of monodisperse particles, the aggregation of which requires a large depth of the potential well. When flotation of ores according to the scheme in three jets, the extraction of gold into commercial concentrate amounted to 90.19% against 82.93% according to the factory scheme; as a result of reducing the output of the finished concentrate by 20.52% Rel. the gold content in it increased by 32.93% rel.

**Key words:** flotation, gold microdispersions, carrier minerals, wall effect, slip, correction, induction time, potential well, field experiment, flotation scheme.

**Acknowledgements:** The study was supported by the Russian Science Foundation, Grant No. 23-27-00093.

**For citation:** Evdokimov S. I., Guseva E. A., Konstantinova M. V., Vaitekunene E. L., Filushina E. V. Mechanism of coagulation under flotation of gold microdispersions with carrier minerals. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(11-1):190-206. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_111\_0\_190.

---

### Введение

Достигнутый уровень понимания физической природы поверхностных сил и поверхностных явлений, связанных с механизмом взаимодействия частиц через тонкие прослойки жидкостей, позволил разработать технологии извлечения минералов из руд методом флотации с

высокими технико-экономическими показателями [1 – 3]. Однако проблема снижения потерь минеральных микродисперсий с отходами флотации остается актуальной [4 – 6].

Крупные частицы за счет сил инерции сближаются с поверхностью пузырька по прямолинейной траектории – ударом

или ударом с последующим скольжением по поверхности пузырька. С уменьшением размера частицы ее гидродинамическое взаимодействие с пузырьком заключается в том, что в течение времени контакта (времени движения частицы от верхнего полюса пузырька к его экватору и ниже) траектория движения частицы и линии тока жидкости, обтекающие пузырек, искривляются и совпадают. Безынерционное взаимодействие с пузырьком — перемещение с потоком жидкости без контакта с поверхностью пузырька вплоть до его нижней полушеры — основная причина потерь мелких частиц при флотации, в том числе золота [7, 8].

Для повышения эффективности извлечения микродисперсий минералов создают условия для их предварительной агрегации с крупными минералами [9]. Технологии основаны на том, что скорость налипания мелких частиц на крупные в 400—500 раз больше скорости агрегации мелких частиц между собой [10], а частота соударения частиц, значительно отличающихся крупностью, стремится к единице, в то время как для мелких частиц — пренебрежимо мала [11].

Золото достаточно полно извлекается флотацией после загрузки ксантогената [12] и ValderramaL. Показано [13], что за счет агрегации с крупными частицами извлечение ксантогенатом мелкого золота увеличивается на 24%, а содержание на 50% при увеличении скорости флотации в 3—4; выявлено два пика флотации — при энергии сдвига  $0,5 - 2,0 \text{ кВт/м}^3$  и  $3 - 4 \text{ кВт/м}^3$ .

Общим положительным эффектом от использования технологий-аналогов, основанных на агрегации полидисперсных частиц, является увеличение извлечения мелкодисперсных фракций ценного компонента. Например, используют гидрофобные стеклянные шарики [14],

парафин, органические полимеры, магнетит [15]. Однако развитие сил притяжения между полидисперсными частицами возможно только при высокой концентрации крупных частиц [16]. Поэтому во флотационную систему необходимо вводить до 200% (от массы мелких частиц) минералов-носителей [17]. Такие флотационные платформы-носители являются расходным материалом, что увеличивает эксплуатационные расходы на ведение процесса флотации.

Технико-экономические показатели процесса будут иными, если, как предлагается в настоящей работе, использовать в качестве твердой стенки максимально однородный с извлекаемой микродисперсией материал — черновой концентрат, выделенный из части руды [18], и представляющий собой наиболее флотационно активную часть сырья, обогащенную полезным компонентом.

Цель работы — разработка механизма флотации с использованием минералов-носителей на основе выявленных закономерностей гидродинамического взаимодействия гидрофобных поверхностей через симметричные и смачивающие пленки.

## **Материалы и оборудование**

### *Объект исследования*

Объектом исследования являлась комбинированная проба руд Березняковского золоторудного месторождения. Проба составлена из дубликата керна скважин и канав (77 проб крупностью — 50 мм общей массой 143 кг), расположенных на различных гипсометрических уровнях.

Рентгеноструктурным анализом установлено, что 35—40% материала двух проб составляет кварц и около 50% материала представлено пиррофилитом, иллитом, серицитом, парагонитом. Основная масса сульфидов в пробах сложена пиритом (до 10% по массе); блеклые руды, вторичные сульфиды меди и суль-

фо-соли вместе составляют не более 0,6%, а на долю сфалерита, халькопирита и галенита приходится 0,10–0,45% (преобладает сфалерит – 0,4%). Зерна пирита (идиоморфной, гипидиоморфной и фрамбоидальной формы) имеют размер от 1–5 мкм до 0,05–0,10 мм, иногда обогащены мышьяком (до 1%) и серой (55,2%).

Золото в рудах преимущественно связано с пиритом, извлекаемый на действующей золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) флотацией в концентрат, который подвергают цианированию после автоклавного вскрытия золота.

#### *Оборудование для флотации*

Натурные испытания технологии флотации с использованием чернового концентрата в качестве минералов-носителей выполнены на лабораторном стенде конструкции ООО «НПП ГЕОС» [19].

Метод извлечения золота выбран флотационный, с построением технологической схемы по струйному принципу [20–22]. Флотацию руд осуществляли с использованием лабораторной установки с флотомашинами колонного типа.

Из сравнения структуры потоков в аппаратах двух идеальных типов следует, что условиям эффективного разделения минералов методом флотации по интенсивности продольного и поперечного перемешивания в большей мере соответствует аппарат идеального вытеснения. Колонную флотомашину можно отнести к аппарату с режимом, близким к идеальному вытеснению, в то время как аппараты с перемешивающими устройствами (механически флотомашины) — к аппарату с идеальным перемешиванием. Низкая турбулентность и разница во времени пребывания минералов в рабочей зоне флотационной колонны позволяет без потери извлечения значительно уменьшить объем аппарата, повысить производственную мощность

[21]. Лабораторная установка для флотации руд изготовлена на основе колонных флотомашин с поперечным сечением 47×47 мм.

Флотацию мономинералов осуществляли в противоточной флотомашине колонного типа  $\varnothing 64$  мм и высотой 1,7 м с подачей исходного питания под зону очистки на глубину 0,46 м. Производительность колонны по исходному питанию составляет 1,5 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>2</sup> сечения камеры.

#### *Режим флотации*

Исходную руду крупностью — 3 мм измельчали в лабораторной мельнице при отношении Т:Ж = 1:1 до крупности 80% класса — 71 мкм в присутствии сернистого натрия (112 г/т). После активации медным купоросом (15 г/т) флотацию сульфидов осуществляли бутиловым ксантогенатом калия (85 г/т) и пенообразователем Т-92 (35 г/т) при pH 8,5–8,7.

При флотации приведенная скорость воздуха составляла  $1,75 \times 10^{-2}$  м/с при расходе  $3,85 \times 10^{-5}$  м<sup>3</sup>/с. Расход воздуха измеряли диафрагмовым реометром (последовательно включенным в пневмосистему) или газометром типа UGIMETERS (в некоторых случаях — объемным методом); давление воздуха на входе в эжектор измеряли ртутным манометром. Избыточное давление воздуха в пневмосистеме можно было регулировать в пределах от  $1,1 \times 10^{-2}$  до  $1,4 \times 10^{-2}$  МПа. Управление подачей воздуха в эжектор осуществляли регулируемым зажимом. Показатели газовых расходомеров проверяли расчетом по перепаду статического давления флотокамера — атмосфера, измеренного U-образным манометром.

Рабочий поток жидкости в эжектор подают из бака с переливом (для поддержания постоянного уровня заполнения водой) водяным насосом через расходомер с вентилями тонкой регулиров-

ки и контролем давления манометрами на входе и выходе. На подающей трубе смонтирована лабораторная запорно-регулирующая арматура; в рабочей струе давление воды изменяли в пределах от  $20,01 \times 10^{-2}$  до  $25,20 \times 10^{-2}$  МПа.

Расход промывной воды составлял  $0,4 \text{ м}^3/\text{мин}$  на  $1 \text{ м}^2$  сечения камеры, что обеспечивало на 7–8% превышение потока воды в хвосты по сравнению с потоком воды в питание и удаление механически захваченных минералов пустой породы из пенного слоя.

В эрлифт воздух подают компрессором через расходомер, запорную арматуру и манометр.

При флотации объемную производительность флотационной колонны поддерживали на уровне  $1,59 \times 10^{-5} \text{ м}^3/\text{с}$  при приведенной скорости пульпы  $\sim 1 \times 10^{-2} \text{ м}/\text{с}$ .

### Теоретические положения.

#### Постановка задачи

Объектом настоящего исследования является процесс флотации с минералами-носителями, реализуемый с помощью нового способа построения схемы флотации без изменения номенклатуры применяемых реагентов. В схеме цикл основной флотации выполнен в виде трех параллельных потоков исходного питания — трех струй флотации (рис. 1).

В каждую флотомашину поступает  $1/3$  исходного питания. Колонны технологически связаны между собой потоком черного концентрата. Готовый черновой концентрат выделяют в три приема, используя материал концентрата первых двух флотационных колонн в качестве минералов-носителей.

Флотационный концентрат является технологически однородной по вещественному признаку (по металлу, минералу) частью исходного питания. Поэтому при объединении концентрата и исходного сырья увеличение содержания извлекаемого минерала в полученной смеси достигается без понижения ее способности к разделению (обогастимости).

Другой особенностью исследуемой технологии является то, что во 2–3 струе после смешения концентрата с исходным питанием в первые минуты флотации по существу происходит перечистка самого концентрата, и только затем — собственно процесс основной флотации. В тот промежуток времени, когда идет выделение наиболее богатого концентрата (при «перечистке») в качестве газовой фазы используют смесь воздуха с горячим водяным паром. Идея паровоздушной флотации заключается в том, что при контакте заполненного паром пузырька с холодной пульпой во-

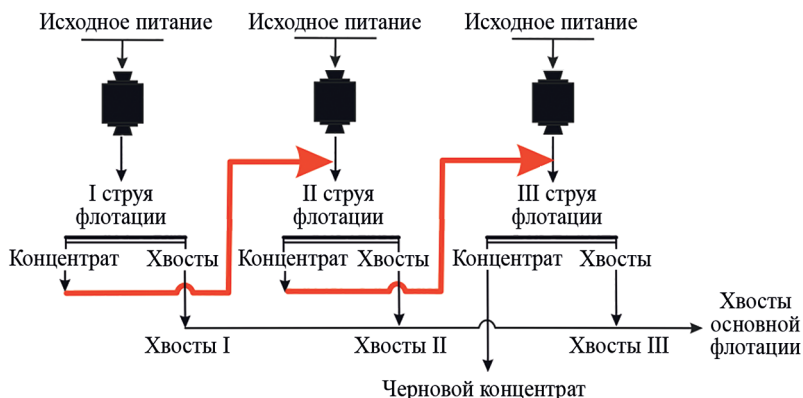


Рис. 1. Принципиальная схемы струйной флотации

Fig. 1. Jet flotation schematic diagram

да в его граничном слое нагревается за счет теплоты конденсации и совмещенного тепломассопереноса, что является причиной роста извлечения (в результате увеличения скорости утоньшения и прорыва смачивающей пленки) и избирательности прилипания (в результате роста сил гидрофобного притяжения). Для этого режима флотации наиболее удобна флотомашина колонного типа.

Если при флотации с использованием минералов-носителей высокое содержание извлекаемого минерала в питании является причиной повышения извлечения, то взаимодействие стенки (материала черногого концентрата) и движущегося вдоль нее минерала микронного размера — предмет настоящего исследования. Его новизна заключается в выявлении механизма агрегации полидисперсных гидрофобных минералов применительно к условиям флотации с минералами-носителями.

### Решение задачи

На этапе сближения взаимодействие частицы и пузырька определяется гидродинамическими силами — дальним гидродинамическим взаимодействием ( $F_h$ ). На расстоянии примерно радиуса частицы гидродинамическое поле пузырька испытывает возмущения, вносимые частицей, — начинают проявляться ближнее гидродинамическое взаимодействие и поверхностные силы — ДЛФО (сокр. от Дерягин, Ландау, Фервей, Овербек),  $F_{DLVO}$  [23], и «не-ДЛФО»-силы,  $F_{non-DLVO}$  [24]:

$$F = F_h + F_{DLVO} + F_{non-DLVO} \quad (1)$$

В исследуемом режиме флотации поток жидкости с одной стороны ограничен поверхностью минерала микронного размера, а с другой — «твердой стенкой» в виде поверхности относительно крупного минерала, используемого в обороте. Взаимодействие микродисперсий минералов со стенкой будет зависеть от

силы, действующей со стороны жидкости, теперь уже ограниченной стенкой [25, 26].

Со стороны потока вязкой неограниченной жидкости на движущуюся в нем твердую частицу действует сила сопротивления, которая при

$$Re = v_{\infty} R_p / \nu \ll 1 \quad (2)$$

складывается из двух сил: силы вязкого сопротивления Стокса

$$F_{Stk} = 6\pi\eta v_{\infty} R_p \quad (3)$$

и силы Архимеда

$$F_{Arh} = 4 / 3\pi R^3 \rho g \quad (4)$$

В рассматриваемом случае система основных дифференциальных уравнений гидродинамики жидкости с учетом внешних объемных сил (внешними массовыми силами пренебрегаем), действующих на жидкость, состоит из уравнения неразрывности

$$\frac{d\rho}{dt} + \rho \operatorname{div} \vec{v} = 0 \quad (5)$$

и уравнения Стокса

$$-\frac{1}{\rho} \nabla p + \nu \Delta \vec{v} = 0 \quad (6)$$

при условии, что гидродинамическая сила действует на твердую частицу, размеры которой  $R_p$  малы по сравнению с ее расстоянием от стенки  $l$

$$R / l \ll 1. \quad (7)$$

Неравенство (7) соответствует условию дальнего гидродинамического взаимодействия крупной (стенки) и мелкой частицы.

Здесь  $Re$  — критерий Рейнольдса;  $v_{\infty}$  — характерный масштаб скорости (абсолютная величина вектора скорости натекающего потока жидкости);  $\nu = \eta / \rho$ ,  $\eta$  — кинематическая и динамическая вязкость;  $\rho$  — плотность;  $R_p$  — размер обтекаемого жидкостью тела или внутренний радиус трубы, по которому течет жидкость;  $g$  — ускорение свободного падения;  $t$  — время;  $\vec{v}$  — вектор ско-

рости;  $p$  — гидростатическое давление. В записи уравнений (5)–(6) использованы обозначения:

$$\nabla = \vec{i} \frac{\partial}{\partial x} + \vec{j} \frac{\partial}{\partial y} + \vec{k} \frac{\partial}{\partial z}; \quad (8)$$

$$\Delta \vec{v} = \vec{i} \Delta v_x + \vec{j} \Delta v_y + \vec{k} \Delta v_z$$

где  $\vec{i}, \vec{j}, \vec{k}$  — единичные векторы вдоль направлений осей  $O_x, O_y, O_z$  декартовой системы координат;  $\Delta$  — оператор Лапласа.

Влияние свойств поверхности — ее смачиваемости — при решении задачи ее гидродинамического взаимодействия со стенкой учтем, записав условия прилипания жидкости на твердой гидрофильной поверхности

$$\vec{v}|_S = \vec{u}; \quad (9)$$

$$\vec{v}|_\Sigma = 0; \quad (10)$$

при условии, что поверхность твердой частицы  $S$  находится внутри поверхности стенки  $\Sigma$ .

Исходя из линейности уравнений движения (5)–(6) и граничных условий (9)–(10), поле локальных скоростей  $\vec{v}$  представляет собой сумму полей  $\vec{v}^{(i)}$  [27], и решение задачи будем искать в виде разложения в ряд:

$$\vec{v} = \vec{v}^{(1)} + \vec{v}^{(2)} + \vec{v}^{(3)} + \dots, \quad (11)$$

используя условия прилипания (9)–(10) и граничное условие

$$\vec{v}^{(1)}|_S = \vec{u} - \vec{v}^{(0)}. \quad (12)$$

В разложении (11) каждый член  $\vec{v}^{(i)}$  отдельно удовлетворяет уравнениям движения (5)–(6) и условиям прилипания жидкости на твердой гидрофильной поверхности (9)–(10). Входящее в (12) выражение для  $\vec{v}^{(0)}$  можно разложить в ряд Тейлора в окрестности центра частицы:

$$\vec{v}^{(0)} = \vec{v}_0^{(0)} + O(R/l). \quad (13)$$

Входящую в уравнение (12) величину  $\vec{v}^{(1)}$  — исходного поля скорости, со-

ответствующего движению частицы в отсутствие твердой стенки в жидкости (в занятом жидкостью безграничном пространстве) — найдем подстановкой разложения (13) в соотношение (12):

$$\vec{v}^{(1)}|_S = \vec{u} - \vec{v}_0^{(0)} + O(R/l). \quad (14)$$

Соответствующая сила, действующая на эту частицу со стороны жидкости:

$$\vec{F}^{(1)} = \vec{F}_\infty. \quad (15)$$

Течение жидкости, вызванное неустановившимся движением твердой частицы относительно стенки, исследуем при помощи уравнения Стокса в нестационарной форме

$$\frac{\partial \vec{v}}{\partial t} = -\frac{1}{\rho} \nabla p + \nu \Delta \vec{v} \quad (16)$$

и уравнения неразрывности (5) при условии:

$$\vec{v}(r, 0) = 0; \quad \vec{v}|_S = \vec{u}(t) \text{ при } t > 0, \quad (17)$$

где  $r$  — величина радиус-вектора.

С учетом [22] выражение для силы, действующей в момент времени  $t$  на твердую частицу, движущуюся в жидкости со скоростью  $\vec{u}$ , может быть записано в виде:

$$\frac{F}{6\pi\eta Ru} = 1 + \frac{R}{\sqrt{\pi vt}} + \frac{9}{16} \frac{R}{l} K\left(\frac{l}{\sqrt{vt}}\right). \quad (18)$$

Пусть  $\varphi = l/\sqrt{vt}$ , и при  $\varphi < 1$  разложение для функции  $K(\varphi)$

$$K(\varphi) = 1 - \frac{16}{9\sqrt{\pi}} \varphi + \frac{8}{9\sqrt{\pi}} \varphi^3 - \frac{1}{6} \varphi^4 + O(\varphi^5) \quad (19)$$

подставим в выражение для силы сопротивления (18), и для установившегося течения при  $t \rightarrow \infty$  находим:

$$\frac{F}{6\pi\eta Ru} = 1 + \frac{9}{16} \frac{R}{l} + \frac{1}{2\sqrt{\pi}} \frac{R}{l} \left(\frac{l}{\sqrt{vt}}\right)^3. \quad (20)$$

В начальный момент времени  $t$  частица находится на достаточно большом расстоянии от стенки, так что  $\varphi > 1$ . Подставив разложение функции  $K(\varphi)$

$$K(\varphi) = \frac{1}{3}\varphi^{-2} + \frac{4}{3\sqrt{\pi}}\varphi^{-3} + O(\varphi^{-4}) \quad (21)$$

в соотношении (20) имеем выражение для силы при отсутствии стенки

$$\frac{F}{6\pi\eta Ru} = 1 + \frac{R}{\sqrt{\pi vt}} + \frac{9}{16} \frac{R}{l} \left( \frac{vt}{3l^2} \right)^3. \quad (22)$$

Таким образом, влияние стенки на гидродинамическую силу, действующую на движение частицы, может быть учтено поправкой, в выражение для которой входит параметр, учитывающий интенсивность движения частицы и среды при данной геометрии системы (в виде отношения  $R/l$  размера частицы  $R$  к ее расстоянию от стенки  $l$ , которое всегда меньше единицы) и время  $t$  их взаимодействия. Причем, согласно выражению (20), при наличии стенки поправка, обусловленная нестационарностью течения жидкости, будет меняться как величина  $t^{-3/2}$ . Если же стенки нет, то соответствующая поправка, как это следует из выражения (22), будет изменяться как  $t^{-1/2}$ . Следовательно, наличие стенки — в виде материала черного концентрата — быстро приближает нестационарное течение жидкости между частицами к установившемуся режиму.

При флотации микродисперсий минералов с использованием минералов-носителей быстрый переход к стационарному режиму течения жидкости между частицами является причиной снижения интенсивности хаотического движения мелких частиц и увеличения интенсивности их движения в направлении к крупной, что способствует их агрегации. Вероятно, наличие стенки физически аналогично эффекту, достигаемому от снижения интенсивности перемешивания пульпы при флотации шламов.

Полученные результаты могут быть также использованы для оценки влияния силы гидродинамического сопротивления со стороны жидкости, огра-

ниченной стенкой, на движение группы мелких частиц, но при условии, что их взаимодействием между собой можно пренебречь.

### Результаты экспериментальных исследований

Целью этого раздела работы являлось получение экспериментальных доказательств технологической эффективности технологии флотации с использованием в качестве минералов-носителей черного концентрата и паровоздушной смеси для аэрации пульпы.

Паровоздушная смесь — источник теплоты, используемой для нагрева воды в смачивающей пленке с целью увеличения скорости ее утончения и прорыва с образованием краевого угла смачивания. Одним из механизмов, с помощью которого можно объяснить изменения устойчивости смачивающих пленок в режиме флотации паровоздушной смесью, является рост сил гидрофобного притяжения с повышением температуры.

Для установления связи между гидрофобными взаимодействиями и устойчивостью симметричных пленок выполнено измерение времени индукции при прилипании зерен друг к другу при различной температуре.

Для решения поставленной задачи в конструкцию контактного прибора конструкции Эйгелеса внесено изменение — система для генерации пузырька газа была заменена балочкой-кантилевером (зондом) с приклеенным зерном золота. При сборке зонда отбирали максимально уплощенные зерна — тонкие пластинки, чешуйки и листочки самородного золота. Выбранные зерна золота при монтаже на зонде ориентировали по отношению к материалу в кювете большей поверхностью — гранью (стенкой). При заданном положении зерна на зонде время индукции измеряли при прилипании отдельных зерен к «золотой стенке»,



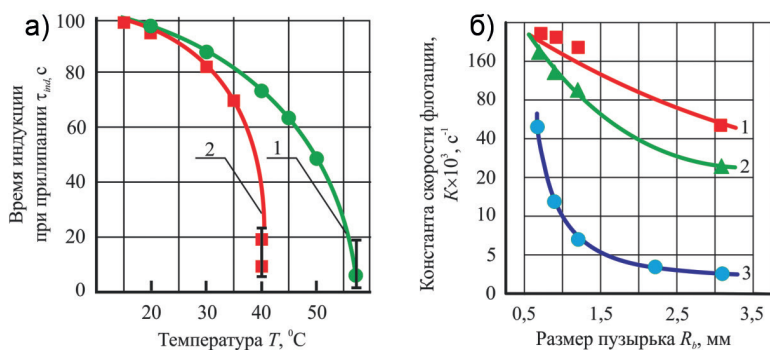


Рис. 2. Зависимость времени индукции  $\tau_{ind}$  от температуры  $T$  (а) и константы скорости флотации  $K$  от размера пузырька газа  $R_b$  (б)

Fig. 2. Dependence of induction time  $\tau_{ind}$  on temperature  $T$  (a) and flotation rate constant  $K$  on gas bubble size  $R_b$  (b)

а не к ее ребру или углу. Тем не менее, отсутствие геометрического подобия межфазного зазора при взаимодействии плоской стенки с полиэдрическими зернами золота в слое материала являлось основной причиной разброса измерений.

Зерна золота заданной крупности выделяли методом седиментометрического анализа.

Для первого эксперимента (рис. 2, а, кривая 1) отобраны зерна самородного золота с зеркально-гладкой поверхностью, без какого-либо рельефа, коррозионных оболочек на периферии зерен, признаков гипергенного преобразования граней золотин.

Наоборот, для второго эксперимента (рис. 2, а, кривая 2) объектом исследования были неокатанные золотины с шагреневой (шероховатой), ямчатой и бугорчатой поверхностью. При использовании электронного микроскопа с высоким разрешением на гранях золотин отмечены хаотично (мозаично) расположенные углубления микронного размера (от долей микрона до 1–3 мкм), имеющие геометрически правильную форму в виде «пчелиных сот».

Зерна самородного золота были обработаны раствором этилового ксантогената (концентрация раствора —  $10^{-3}$  М)

В первом случае (рис. 2, а, кривая 1) уменьшение времени индукции при по-

вышении температуры можно объяснить ростом сил гидрофобного притяжения — эндотермического процесса.

Появление сил гидрофобного притяжения в системе можно объяснить тем, что некоторый слой воды вблизи гидрофобной поверхности за счет высокой упорядоченности молекул находится в термодинамически менее выгодном состоянии, чем жидкость в объеме. Из сравнения значений свободной энергии  $\Delta F$ , энтальпии  $\Delta H$  и энтропии  $\Delta S$ , входящих в выражение второго закона термодинамики

$$\Delta F = \Delta H - T\Delta S,$$

следует, что, судя по отрицательным величинам  $\Delta H$  (от  $-1,0$  до  $-2,6$  ккал/моль), присутствие гидрофобных поверхностей в воде является выгодным, но в результате упорядочения молекул воды величина энтропии системы  $\Delta S$  сильно уменьшается (от  $-18$  до  $-23$  кал/моль\*град), и изменения свободной энергии  $\Delta F$  в системе оказываются положительными (изменяются от  $+3,0$  до  $+5,8$  ккал/моль). Поэтому легко представить себе и обратный процесс — стремление воды избавиться от гидрофобных поверхностей с целью увеличения энтропии, что можно рассматривать как причину гидрофобных взаимодействий.

Увеличение крутизны зависимости времени индукции от температуры при

взаимодействии частиц с шероховатой поверхностью (рис. 2, а, кривая 2) можно связать с проявлением эффекта скольжения потока воды вдоль гидрофобной поверхности частиц в результате расслоения пристенного газо-жидкостного слоя или выделения устойчивых нанопузырьков из неровностей рельефа поверхности.

Обработка результатов экспериментов проведена с выбраковкой серий измерений: если эмпирическая дисперсия серии измерений была заметно больше, то значимость ее отличия от остальных проверяли сравнением по критерию Кохрена ( $G$ -критерию). Критические (табличные) значения  $G$ -критерия определяли при уровне значимости 0,95. Точки на рис. 2 принадлежат серединам доверительных интервалов, построенных с использованием  $t$ -распределения Стьюдента.

Измерения времени индукции дополнены экспериментом по флотации самородного золота разной крупности и пробы. Опыты выполнены в противоточной флотационной колонне  $\varnothing 64$  мм при концентрации ксантогената 15,6 мг/л и пенообразователя — 0,025 мг/л. Промывную воду на пенный слой не подавали.

Для определения диаметра пузырьков воздуха ( $d_b$ , мм) использовали его зависимость (достоверность аппроксимации  $R^2 = 0,98$ ) от перепада давления [28] между фазами ( $p$ , МПа) и диаметра отверстия истечения ( $d$ , мм). Итоговая формула получилась следующего вида:

$$d_b = -33,81 \times 10^{-2} + 60,08 \times p + 18,15 \times d + 430,02 \times pd \quad (23)$$

В опытах использовано медистое высокопробное (870—930‰) самородное золото (красноватого цвета) с примесью платины и включениями ильменита и магнетита; на поверхности неокатанных золотин признаков гипергенных преоб-

разований не отмечено. Только отдельные зерна имеют низкую пробу (680—770‰), их поверхность отличается неоднородным строением, имеет признаки эндогенной деформации, коррозионные оболочки. Мелкие классы крупности обогащены пластинчатым и чешуйчатым морфотипом среднекатанных золотин. Использовали самородное золото трех классов крупности:  $-100+71$  мкм (см. рис. 2, б, кривая 1),  $-71+40$  мкм (рис. 2, б, кривая 2),  $-20$  мкм (рис. 2, б, кривая 3).

Установлено (рис. 2, б), что константа скорости флотации уменьшается с ростом размера пузырьков и уменьшением величины отношения  $R_p/R_b$ . Полученный результат объясняется влиянием гидродинамического взаимодействия частиц и пузырьков на образование флотокомплекса — низким коэффициентом захвата мелких частиц пузырьком большого размера (действием вязких сил) и высокой вероятностью соударения с поверхностью пузырька крупных частиц за счет действия сил инерции.

Далее с использованием выражения для энергии гидрофобного притяжения

$$V_s = K\lambda R_{eff}\theta^* \exp\left(-\frac{h}{\lambda}\right) \quad (24)$$

решена задача определения пороговой глубины потенциальной ямы, начиная с которой происходит лавинообразное увеличение размера агрегата, и, несмотря на возможность обратного процесса — дезагрегации, агрегация во вторичном минимуме соответствует условиям быстрой коагуляции. Здесь  $K$  — параметр, характеризующий свойства симметричной пленки ( $K = -0,14$  Н/м);  $\lambda$  — параметр, характеризующий дальное действие сил ( $\lambda = 1 - 2$  нм для малых расстояний и  $\lambda = 13 - 15$  нм для больших расстояний);  $\theta^*$  — параметр, характеризующий мозаичность поверхности величиной отношения площади гидрофобных участков поверхности к площади гидрофильных

Таблица 1

**Результаты расчета энергии парного взаимодействия частиц при размере крупной частицы  $R_{p1} = 70$  мкм**  
**Results of calculating the energy of pair interaction of particles with a large particle size  $R_{p1} = 70$   $\mu\text{m}$**

Размер частицы $R_{p2}$ , мкм	Пороговая энергия быстрой агрегации $ U_{\text{min}}  / kT$ , ккал/моль	Размер частицы $R_{p2}$ , мкм	Пороговая энергия быстрой агрегации $ U_{\text{min}}  / kT$ , ккал/моль	Размер частицы $R_{p2}$ , мкм	Пороговая энергия быстрой агрегации $ U_{\text{min}}  / kT$ , ккал/моль
0,55	1,46	3,25	1,00	10,00	0,62
0,66	1,39	4,38	0,92	14,77	0,61
0,78	1,26	5,50	0,84	21,25	0,59
0,89	1,24	6,63	0,77	32,5	0,53
1,00	1,14	7,75	0,72	43,75	0,52
2,12	1,03	8,88	0,69	55,00	0,46

( $\theta^* = 0,6$  при  $\cos\theta = 0,50 - 0,64$ );  $h$  — расстояние между центрами частиц  $R_{p1}$  и  $R_{p2}$ .

В настоящей работе для учета взаимодействия двух однородных частиц с радиусами  $R_{p1}$  и  $R_{p2}$  в выражение (24) введен параметр  $R_{\text{eff}}$ :

$$R_{\text{eff}} = 2 \frac{(R_{p1} \times R_{p2})}{R_{p1} + R_{p2}}, \quad (25)$$

что отличает его от других известных выражений. В табл. 1 приведены результаты расчета.

Из данных, приведенных в табл. 1, следует, что пороговая энергия быстрой агрегации постепенно убывает с ростом размера мелкой частицы. Можно предположить, что агрегации полидисперсных частиц (в выбранном интервале их размеров) протекает по безбарьерному механизму — в дальней потенциальной яме, а силы гидрофобного притяжения следует отнести к дальнедействующим. Влияние электростатических сил мало. Расчет пороговой энергии быстрой агрегации выполнен для сил гидрофобного притяжения, однако, с учетом аддитивного действия дисперсионных сил, интенсивность которых с уменьшением толщины водной пленки  $h$  нарастает по степенному закону ( $\sim h^{-3}$ ), возможен барьерный механизм агрегации частиц за счет преодоления энергетического ба-

рьера отталкивания, созданного ионно-электростатическими взаимодействиями. Снижению сил отталкивания и росту сил притяжения с закреплением частиц в ближней потенциальной яме способствует также изменение мозаичности поверхности — рост параметра  $\theta^*$  за счет увеличения площади гидрофобных участков в результате адсорбции ксантогената.

Натурные эксперименты выполнены на пробе золотосодержащих руд.

В первой серии эксперимента золотосодержащий концентрат был получен по схеме флотации, принятой на действующей обогатительной фабрике, перерабатывающей данные руды. По фабричной схеме концентрат основной флотации три раза перечищают, получая готовый концентрат. Хвосты основной флотации направляют на операцию контрольной флотации, концентрат которой после перечистки объединяют с концентратом основной флотации. В отвал направляют хвосты контрольной флотации и хвосты перечистки концентрата контрольной флотации. Реагентный режим флотации принят аналогичным фабричному. По этой схеме флотации в опыте, проведенном по принципу непрерывного процесса, получены технологические показатели, приведенные в табл. 2.

Таблица 2

**Результаты флотации руд в первой серии эксперимента по схеме флотации обогатительной фабрики**  
**Results of ore flotation in the first series of experiments using the flotation scheme of a concentrating plant**

№ п/п	Наименование продукта	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
<b>Схема и режим действующего предприятия</b>				
1	Концентрат	3,07	20,8	82,93
2	Хвосты	96,93	0,136	17,07
3	Исходная руда	100,0	0,77	100,0

При каноническом построении схемы флотации и моделировании замкнутого цикла в лабораторных условиях флотацию выполняют на 6–7 параллельных навесках, возвращая хвосты первой перемешки и концентрат контрольной флотации в операцию основной флотации. При моделировании замкнутого цикла при струйном принципе построения схемы из предыдущей навески в последующую направляют концентрат основной флотации (рис. 3), что отличает ее от первой схемы флотации.

На пробе руды в опыте, выполненном на 7 параллельных навесках руды, исследованы закономерности операции основной флотации при шестикратном смешении концентрата с исходным питанием (рис. 3). Из данных, приведенных на рис. 3, следует, что содержание золота стабилизировалось в хвостах 3–4 струи флотации, что свидетельствует

о наступлении замкнутого цикла. С учетом полученного результата в следующем опыте на пробе руды осуществлено получение готового концентрата по полной технологической схеме, отличающейся от схемы действующего предприятия тем, что выделение чернового концентрата осуществляли в три струи — с двукратным смешением концентрата и исходного питания. Опыт проведен по принципу замкнутого цикла (см. табл. 3).

При флотации по схеме в три струи при первом смешении чернового концентрата с исходной рудой содержание золота в питании основной флотации увеличилось от 0,77 до 1,22 г/т и до 1,62 г/т при втором смешении, т.е. на 58,4 и 110,4% отн. по отношению к исходной руде. Следствием увеличения содержания золота в исходном питании операции основной флотации является повышение операционного извлечения металла от

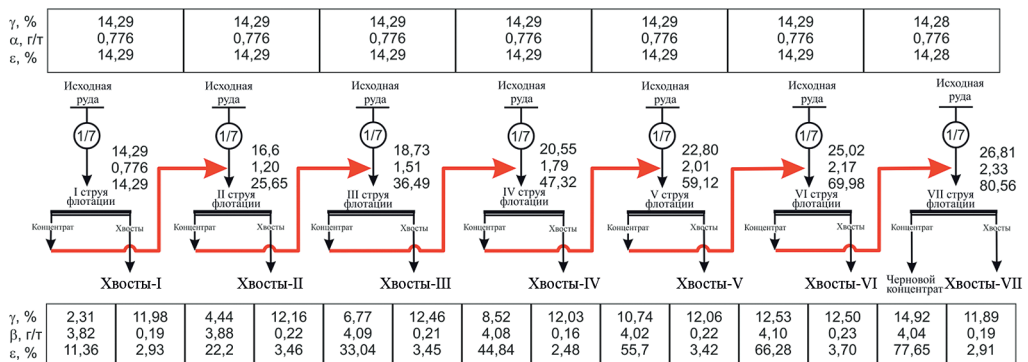


Рис. 3. Качественно-количественная схема струйной флотации золотосодержащих руд

Fig. 3. Qualitative-quantitative scheme of jet flotation of gold ores

Таблица 3

**Результаты струйной флотации руд**  
**Results of jet ore flotation**

№ п/п	Наименование продукта	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
<b>Схема флотации в 3 струи</b>				
1	Черновой концентрат	14,77	4,39	84,23
2	Хвосты 1-ой струи флотации	28,01	0,149	5,42
3	Хвосты 2-ой струи флотации	29,51	0,139	5,37
4	Хвосты 3-ей струи флотации	24,71	0,139	5,01
5	Готовый концентрат	2,44	27,65	87,62
6	Отвальные хвосты	97,56	0,098	12,38
7	Исходная руда	100,0	0,77	100,0

83,74 до 91,28 и 94,40% соответственно. Извлечение золота в товарный концентрат составило 90,19% при содержании 30,73 г/т Au, уменьшении выхода концентрата  $\Delta\gamma$  (в сравнении с фабричной схемой) на

$$\Delta\gamma = \frac{3,07 - 2,44}{3,07} \times 100 = 20,52 \text{ \%отн.},$$

увеличении качества концентрата на

$$\Delta\beta = \frac{27,65 - 20,80}{20,80} \times 100 = 32,93 \text{ \%отн.}$$

Таким образом, при использовании материала черного концентрата в качестве минералов-носителей получается смесь, которая по содержанию извлекаемого минерала и флотируемости тождественна исходной руде с повышенным содержанием ценного компонента.

Возможны различные способы переработки упорных сульфидных золотосодержащих концентратов, на осуществление которых требуются значительные эксплуатационные расходы. Например, при пирометаллургической переработке сульфидного концентрата (высокотемпературное автоклавное окисление + обезвоживание с отмывкой + сорбционное цианирование), себестоимость которой ориентировочно составляет 45 505,1 руб./т, снижение эксплуатационных расходов по сравнению с базовой технологией флотации руд составляет 745,6 руб./т

концентрата; при использовании технология Albion Process и Leachox (сверхтонкое измельчение + окислительное выщелачивание при атмосферном давлении + сорбционное цианирование — CIL-процесс) — 664,7 руб./т концентрата (при себестоимости переработки 40 565,7 руб./т); при использовании CIP-процесса (бактериальное окисление + нейтрализация + сорбционное цианирование) — 817,5 руб./т концентрата (при себестоимости переработки 49 886,9 руб./т).

### **Заключение**

Скорость образования агрегатов при взаимодействии полидисперсных частиц выше, чем в дисперсной системе, образованной мелкими частицами одного размера. Эффект налипания мелких частиц на твердую стенку используют при флотации трудноизвлекаемых частиц — микродисперсий минералов, предварительно вводя во флотационную систему вспомогательные минералы-носители. С целью разработки механизма флотации с использованием минералов-носителей на основе представлений механики сплошных сред дается теоретический анализ влияния стенки на движение отдельной твердой частицы. При этом учитывается гидродинамическая ситуация применительно к условиям флотации: рассматривается случай стока обтекания ча-

стицы (при малых значениях критерия Рейнольдса) произвольной формы, движущейся параллельно бесконечной плоской стенке — флотационной платформы-носителя.

Влияние стенки на гидродинамическую силу, действующую на движение частицы, может быть учтено поправкой, в выражение для которой входит параметр, учитывающий интенсивность движения частицы и среды при данной геометрии системы (в виде отношения  $R/l$  размера частицы  $R$  к ее расстоянию от стенки  $l$ , которое всегда меньше единицы) и время  $t$  их взаимодействия. Причем при наличии стенки поправка, обусловленная нестационарностью течения жидкости, будет меняться как величина  $t^{-3/2}$ . Если же стенки нет, то соответствующая поправка будет изменяться как  $t^{-1/2}$ . Следовательно, наличие стенки — в виде материала чернового концентрата — быстро приближает нестационарное течение жидкости между частицами к установившемуся режиму.

При флотации микродисперсий минералов с использованием минералов-носителей быстрый переход к стационарному режиму течения жидкости между частицами является причиной снижения интенсивности хаотического движения мелких частиц и увеличения интенсивности их движения в направлении к крупной, что способствует их агрегации. Вероятно, наличие стенки физически аналогично эффекту, достигаемому от снижения интенсивности перемешивания пульпы при флотации шламов.

Анализ движения твердой частицы в потоке жидкости приводит к выводу, что наличие стенки является причиной роста толщин симметричных пленок, при которых совершается их прорыв, и агрегация в полидисперсной системе всегда протекает с большей интенсивностью, чем при взаимодействии мелких частиц одной крупности.

При интерпретации результатов исследования времени индукции при прилипании зерен золота друг к другу при различной температуре и константы скорости флотации самородного золота разной крупности и пробы привлечены представления о силах гидрофобного притяжения (в случае зерен золота с зеркально-гладкой поверхностью без какого-либо рельефа) и об эффекте скольжения потока воды вдоль гидрофобной поверхности частиц в результате расслоения пристенного газожидкостного слоя или выделения устойчивых микропузырьков из неровностей рельефа поверхности (в случае золотин с шероховатой поверхностью).

Установлено, что при агрегации полидисперсных частиц пороговая энергия быстрой коагуляции меньше, чем при взаимодействии монодисперсных частиц, для агрегации которых требуется большая глубина потенциальной ямы.

При извлечении золота из руд по схеме в три струи флотации установлено, что следствием увеличения содержания золота в исходном питании операции основной флотации (от 0,77 г/т в исходной руде до 1,22 г/т во второй и до 1,62 г/т в третьей струе флотации) является повышение операционного извлечения металла от 83,74 до 91,28 и 94,40% соответственно.

Извлечение золота в товарный концентрат составило 90,19% против 82,93% по фабричной схеме; в результате снижения выхода готового концентрата на 20,52%отн. содержание золота в нем увеличилось на 32,93%отн.

Количественной оценкой эксплуатационных расходов, связанных с металлургической переработкой концентрата, показан возможный уровень повышения показателей коммерческой эффективности производства при использовании разработанного подхода к извлечению микродисперсий золота.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Матвеева Т. Н. Флотационные реагенты для извлечения тонковкрапленного золота из труднообогатимых руд и техногенных продуктов // Устойчивое развитие горных территорий. — 2021. — Т. 13. — № 2. — С. 201–207. DOI: 10.21177/1998-4502-2021-13-2-201-207.
2. Санакулов К. С., Воробьев А. Е., Козырев Е. Н., Ляньцзы Ч. Физико-химические свойства наночастиц золота в рудах и катализаторах // Устойчивое развитие горных территорий. — 2022. — Т. 14. — № 4. — С. 676–684. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-4-676-684.
3. Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е., Максимов Р. Н., Клыков Ю. Г. Анализ сопряженного тепломассопереноса при аэрозольной флотации золота из россыпей // Устойчивое развитие горных территорий. — 2022. — Т. 14. — № 2. — С. 163–175. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-2-163-175.
4. Kondratiev V. V., Karlina A. I., Guseva E. A., Konstantinova M. V., Kleshnin A. A. Processing and application of ultra disperse wastes of silicon production in construction // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. 2018, vol. 463, no. 3, article 032068. DOI: 10.1088/1757-899X/463/3/032068.
5. Malyukova L. S., Martyushev N. V., Tynchenko V. V., Kondratiev V. V., Bukhtoyarov V. V., Konyukhov V. Y., Bashmur K. A., Panfilova T. A., Brigida V. Circular mining wastes management for sustainable production of camellia sinensis // Sustainability. 2023, vol. 15, no. 15, article 11671. DOI: 10.3390/su151511671.
6. Голик В. И., Дедегкаева Н. Т., Кожиев Х. Х., Белодедов А. А. Ресурсосберегающая технология утилизации хвостов обогащения руд цветных металлов // Устойчивое развитие горных территорий. — 2023. — Т. 15. — № 2. — С. 225–233. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-2-225-233.
7. Kiventera J., Golek L., Yliniemi J., Ferreira V., Dejce J., Llikainen M. Utilization of sulphidictailinds from gold mine as a raw material in geopolymerization // International Journal of Mineral Processing. 2016, vol. 149, pp. 104–110. DOI: 10.1016/j.minpro.2016.02.012.
8. Герасименко Т. Е., Рубаева И. О., Максимов Р. Н., Васильев В. В. Особенности взаимодействия полидисперсных частиц в процессах флотации микродисперсий золота // Устойчивое развитие горных территорий. — 2023. — Т. 15. — № 1. — С. 97–113. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-1-97-113.

Литературу с п. 9 по п. 28 смотри в REFERENCES. **ГИАБ**

## REFERENCES

1. Matveeva T. N. Flotation reagents for finely disseminated gold extraction from unenriched ores and technogenic products. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2021, vol. 13, no. 2, pp. 201–207. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2021-13-2-201-207.
2. Sanakulov K. S., Vorobyov A. E., Kozyrev E. N., Lianzi Zh. Physical and chemical properties of gold nanoparticles in ores and catalysts. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022, vol. 14, no. 4, pp. 676–684. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-4-676-684.
3. Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E., Maksimov R. N., Klykov Yu. G. Analysis of conjugate heat and mass transfer during aerosol flotation of gold from placers. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022, vol. 14, no. 2, pp. 163–175. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-2-163-175.
4. Kondratiev V. V., Karlina A. I., Guseva E. A., Konstantinova M. V., Kleshnin A. A. Processing and application of ultra disperse wastes of silicon production in construction. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*. 2018, vol. 463, no. 3, article 032068. DOI: 10.1088/1757-899X/463/3/032068.
5. Malyukova L. S., Martyushev N. V., Tynchenko V. V., Kondratiev V. V., Bukhtoyarov V. V., Konyukhov V. Y., Bashmur K. A., Panfilova T. A., Brigida V. Circular mining wastes management for sustainable production of camellia sinensis. *Sustainability*. 2023, vol. 15, no. 15, article 11671. DOI: 10.3390/su151511671.

6. Golik V. I., Dedegkaeva N. T., Kozhiev Kh. Kh., Belodedov A. A. Resource-saving technology of tailings utilization of non-ferrous metals beneficiation. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2023, vol. 15, no. 2, pp. 225 – 233. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-2-225-233.
7. Kiventera J., Golek L., Yliniemi J., Ferreira V., Dejce J., Llikainen M. Utilization of sulphidetailinds from gold mine as a raw material in geopolymerization. *International Journal of Mineral Processing*. 2016, vol. 149, pp. 104 – 110. DOI: 10.1016/j.minpro.2016.02.012.
8. Gerasimenko T. E., Rubayeva I. O., Maksimov R. N., Vasiliev V. V. Peculiarities of poly disperse particle interaction in gold micro dispersions flotation processes. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2023, vol. 15, no. 1, pp. 97 – 113. [In Russ]. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-1-97-113.
9. Zhang J., Zhang Y., Richmond W., Wang H.-P. Processing technologies for gold-telluride ores. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*. 2010, vol. 17, no. 1, pp. 1 – 10.
10. Kondratiev V. V., Nebogin S. A., Sysoev I. A., Gorovoy V. O., Karlina A. I. Description of the test stand for developing of technological operation of nano-dispersed dust preliminary coagulation. *International Journal of Applied Engineering Research*. 2017, vol. 12, no. 22, pp. 12809 – 12813.
11. Wang J., Yoon R.-H., Morris J. AFM surface force measurements conducted between gold surface treated in xanthate solutions. *International Journal of Mineral Processing*. 2013, vol. 122, pp. 13 – 21.
12. Kempainen J., Aaltonen A., Sihvonen T., Leppinen J., Siren H. Xanthate degradation occurring in flotation process waters of a gold concentrator plant. *Minerals Engineering*. 2015, vol. 80, pp. 1 – 7.
13. Li Z., Yoon R.-H. AFM force measurements between gold and silver surface treated in ethyl xanthate solutions: Effect of applied potentials. *Minerals Engineering*. 2012, vol. 36-38, pp. 126 – 131.
14. Gul A., Kangal O., Sirkeci A. A., Onal G. Beneficiation of the gold bearing ore le gravity and flotation. *International Journal of Minerals. Metallurgy and Materials*. 2012, vol. 19, no. 2, pp. 106 – 110.
15. Valderrama L., Rubio J. High intensity conditioning and the carrier flotation of gold fine particles. *International Journal of Mineral Processing*. 1998, vol. 52, pp. 273 – 285.
16. Liu S., Xie L., Liu G., Zhang H., Zeng H. Understanding the hetero-aggregation mechanism among sulfide and oxide mineral particles driven by bifunctional surfactants: Intensification flotation of oxide minerals. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 169, article 106928.
17. Bıçak Ö., Ekmekçi Z., Bradshaw D. J. Determination of flotability using JKMSI and Oxidation Index methods. *Flotation'11*, Cape Town, South Africa, 2011.
18. Allan G. C., Woodcock J. T. A review of the flotation of native gold and electrum. *Minerals Engineering*. 2001, vol. 14, pp. 931 – 962.
19. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Brigida V., Efremenkov E. A., Sorokova S. N., Mengxu Q. Tailings utilization and zinc extraction based on mechano-chemical activation. *Materials*. 2023, vol. 16, no. 2, article 726. DOI: 10.3390/ma16020726.
20. Bevilaqua D., Acciari H. A., Arena F. A., Benedetti A. V., Fugivara C. S., Filho G. T., Junior O. G. Utilization of electrochemical impedance spectroscopy for monitoring bornite ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ) oxidation by *Acidithiobacillus ferrooxidans*. *Minerals Engineering*. 2009, vol. 22, pp. 254 – 262.
21. Ekmekçi Z. Electrochemical methods in surface chemistry of sulfide minerals / *Encyclopedia of Surface and Colloid Science*. Taylor & Francis, 2nd edition, 2011. DOI: 10.1081/E-ESCS-120047361.
22. Kondratiev V. V., Govorkov A. S., Kolosov A. D., Gorovoy V. O. The development of a test stand for developing technological operation «flotation and separation of MD2. The deposition of nanostructures MD1» produce nanostructures with desired properties. *International Journal of Applied Engineering Research*. 2017, vol. 12, no. 22, pp. 12373 – 12377.
23. Hu Y., Sun W., Wang D. *Electrochemistry of flotation of sulphide minerals*. Tsinghua University Press and Springer, 2009, p. 304



24. Lehner S., Savage K., Ciobanu M., Cliffel D. E. The effect of As, Co, and Ni impurities on pyrite oxidation kinetics: An electrochemical study of synthetic pyrite. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 2007, vol. 71, pp. 2491 – 2509.

25. Marsden J. O., House C. I. *The Chemistry of Gold Extraction*. SME, USA, 2006.

26. Niu Y., Sun F., Xu Y., Cong Z., Wang E. Applications of electrochemical techniques in mineral analysis. *Talanta*. 2014, vol. 127, pp. 211 – 218.

27. Tadie M., Corin K. C., Wiese J. G., Nicol M., O'Connor C. T. An investigation into the electrochemical interactions between platinum group minerals and sodium ethyl xanthate and sodium diethyl dithiophosphate collectors: Mixed potential study. *Minerals Engineering*. 2015, vol. 83, pp. 44 – 52.

28. Verrelli D. I., Albijanic B. A comparison of methods for measuring the induction time for bubble-particle attachment. *Minerals Engineering*. 2015, vol. 80, pp. 8 – 13.

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Евдокимов Сергей Иванович* – канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: eva-ser@mail.ru,

Северо-Кавказский горно-металлургический институт  
(государственный технологический университет),

*Гусева Елена Александровна*<sup>1</sup> – канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: el.guseva@rambler.ru,

*Константинова Марина Витальевна*<sup>1</sup> – канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: mavikonst@mail.ru,

*Филюшина Елена Владимировна*<sup>2,3</sup> – канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: ies\_ief@mail.ru,

*Вайтекунене Елена Леонидовна*<sup>2,3</sup> – канд. техн. наук,  
доцент, e-mail: ies\_vel@sibsau.ru, Сибирская пожарно-  
спасательная академия ГПС МЧС России,

<sup>1</sup> Иркутский Национальный исследовательский технический университет,

<sup>2</sup> Сибирский государственный университет науки и технологий им. М.Ф. Решетнёва,

<sup>3</sup> Сибирский федеральный университет.

**Для контактов:** Евдокимов С.И., e-mail: eva-ser@mail.ru.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*S.I. Evdokimov*, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,  
North Caucasus Mining-and-Metallurgy Institute

(State Technological University), 362021, Vladikavkaz,  
Republic of North Ossetia-Alania, Russia, e-mail: eva-ser@mail.ru,

*E.A. Guseva*<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, e-mail: el.guseva@rambler.ru,

*M.V. Konstantinova*<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.),

Assistant Professor, e-mail: mavikonst@mail.ru,

*E.V. Filushina*<sup>2,3</sup>, Cand. Sci. (Eng.),

Assistant Professor, e-mail: ies\_ief@mail.ru,

*E.L. Vaitekunen*<sup>2,3</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, e-mail: ies\_vel@sibsau.ru,

Siberian Fire and Rescue Academy of State Fire Service of Ministry

of Emergency Situations of Russia, Zheleznogorsk, Russia,

<sup>1</sup> Irkutsk National Research Technical University, 664074, Irkutsk, Russia,

<sup>2</sup> Reshetnev Siberian State University of Science and Technology, 660037, Krasnoyarsk, Russia,

<sup>3</sup> Siberian Federal University, 660041, Krasnoyarsk, Russia.

**Corresponding author:** S.I. Evdokimov, e-mail: eva-ser@mail.ru.

Получена редакцией 10.07.2023; получена после рецензии 28.09.2023; принята к печати 10.10.2023.

Received by the editors 10.07.2023; received after the review 28.09.2023; accepted for printing 10.10.2023.