ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2023;(5-1):50-72
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.765 DOI: 10.25018/0236_1493_2023_51_0_50

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ КВАЙСИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

О.З. Габараев[1], С.И. Евдокимов[1], Т.Е. Герасименко[1], Р.Н. Максимов[1]

[1] Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), Владикавказ, РСО-Алания, Россия, e-mail: eva-ser@mail.ru

Аннотация: При переработке лежалых хвостов получен цинковый концентрат, содержащий 50,0% Zn при извлечении 28,77%. Однако экономическими расчетами доказано, что выручка от реализации небольшого количества товарной продукции, получаемой из сырья низкого качества, соизмерима с затратами, связанными с переработкой. Обоснован способ построения схемы флотации смеси руд и хвостов, позволяющий снизить потери металлов с хвостами путем уменьшения влияния распределения извлекаемых минералов по флотируемости. Этот эффект достигается за счет того, что в операции основной флотации исходное питание поступает в три параллельные ступени разделения, связанные между собой концентратом так, что выделенный в первой ступени разделения концентрат последовательно смешивается с исходным питанием последующих ступеней разделения. Обогащение питания флотационно активным продуктом – концентратом – позволяет получить значительное увеличение содержания при минимальном уменьшении контрастности материала по флотационным свойствам. Для полного и селективного извлечения минералов в процессе флотации с выделением чернового концентрата в три приема разработан способ подготовки поверхности пузырьков воздуха на основе модификации технологических свойств газовой фазы. Идея модификации технологических свойств газовой фазы заключается в использовании связи устойчивости смачивающих пленок и зависящих от температуры сил, вызванных изменениями структуры жидкости на фазовых границах по сравнению со структурой жидкости в объеме – гидрофобного притяжения и гидрофильного отталкивания. Апробирована технология, особенностью которой является тепловое воздействие на смачивающую пленку со стороны газовой фазы: воздух, подаваемый для аэрации пульпы, смешивают с горячим водяным паром, теплота конденсации которого теплопроводностью жидкости отводится в смачивающую пленку. Показано, что при совместной переработке руд и хвостов предприятие получает экономический эффект, что недостижимо при индивидуальной переработке хвостов.

Ключевые слова: свинцово-цинковая руда, лежалые хвосты, совместная переработка, схема обогащения, режим флотации, гидрофобное притяжение, гидрофильное отталкивание.

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

Для цитирования: *Габараев О. З., Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е., Максимов Р. Н.* Освоение техногенных минеральных ресурсов Квайсинского месторождения с применением инновационных технологий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 5-1. – С. 50–72. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_51_0_50.

© О.З. Габараев, С.И. Евдокимов, Т.Е. Герасименко, Р.Н. Максимов. 2023.

Development of manmade mineral reserves using innovative technologies at Kvaisa deposit

O.Z. Gabaraev[1], S.I. Evdokimov[1], T.E. Gerasimenko[1], R.N. Maksimov[1]

[1] North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russia, e-mail: eva-ser@mail.ru

Abstract: Treatment of old tailings allowed production of a zinc concentrate at Zn content of 50.0% and recovery of 28.77%. The economic valuations show that profit from the sales of a small amount of a marketable product produced from a low-grade raw material is comparable with the processing expenses. The validated technique of construction of a flotation circuit for a mix of ore and tailings makes it possible to cut down the loss of metals with tailings through the reduced effect of mineral floatability. Namely, the rougher flotation process includes division of the initial feed between three parallel stages interconnected by the concentrate so that the first stage concentrate is mixed with the initial feeds of the subsequent stages of separation. Enrichment of the feed mixed with the better floatable product–concentrate–enables an increase in the content of the valuable component at the minimized decrease in the floatability contrast of the material. For the complete selective extraction of minerals in flotation with the production of rougher concentrates at three stages, the method is developed for conditioning air bubble surface via modification of process properties of the gas phase. Idea of modifying the process properties of the gas phase consists in using the connection between the wetting film stability and the temperature-governed forces induced by the changed structure of water at the phase interfaces as compared with the structure of water in the volume—the hydrophobic attraction and the hydrophilic repulsion. The tested technology features the thermal effect on the wetting film by the gas phase: air fed for airing the pulp is mixed with hot water steam, and the thermally conductive water brings the heat of condensation of the steam to the wetting film. It is shown that economic effect produced in the joint processing of ore and tailings is unachievable in treatment of tailings only.

Key words: lead–zinc ore, old tailings, joint processing, processing circuit, flotation regime, hydrophobic attraction, hydrophilic repulsion.

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

For citation: Gabaraev O. Z., Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E., Maksimov R. N. Development of manmade mineral reserves using innovative technologies at Kvaisa deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023;(5-1):50-72. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_51_0_50.

Введение

Горнодобывающие и металлургические предприятия ориентированы на обеспечение промышленности металлами, и наращивание объемов их добычи и производства является актуальной задачей [1—3]. Исходя из «Стратегии развития минерально-сырьевой базы РФ до 2035 г.», достигнутый уровень добычи свинца и цинка превышает запасы месторождений, разрабатываемых горнодобывающими предприятиями.

Финансовые поступления от возобновления эксплуатации Квайсинского свинцово-цинкового месторождения занимают важное место в доходной части

бюджета Республики Южная Осетия, на территории которой расположено месторождение.

Сложный вещественный состав, тонкая вкрапленность и тесное взаимное прорастание между собой минералов свинца, цинка и пустой породы — факторы, обуславливающие применение при селективной флотации свинцово-цинковых руд технологических схем сложной конфигурации и большого набора флотационных реагентов самого разного функционального назначения, в том числе токсичных химических веществ (например, цианида натрия). Но основные потери (взаимные и с отвальными хвостами) связаны со сложными кинетическими закономерностями флотации минералов свинца и цинка: селективность их разделения оказывается недостаточной, когда скорость флотации трудно флотируемых фракций сульфидов свинца оказывается ниже скорости флотации быстро флотируемой фракции подавляемых сульфидов цинка. Следствием разной измельчаемости сульфидов свинца и цинка является то, что с отвальными хвостами теряется ошламованный галенит и крупные сростки сфалерита.

После извлечения из минерального сырья ценных компонентов до 90—95% горной массы в виде отходов производства будет направлено на складирование в специально построенное хранилище. При флотации полиметаллических руд величина потерь ценных компонентов с отвальными хвостами определяется соответствием применяемой технологии обогатимости руд, составляя от 7 до 11% для свинца, от 6 до 14% для цинка, от 5 до 7% для меди; величина потерь серебра (23—27%) и золота (52—68%) связана с полнотой извлечения их минералов-носителей [4, 5]. Имеются и другие примеры: при селективной флотации свинцово-цинковых руд Горевского, Благодатского, Акатуевского, Кадаинского месторождений потери минералов свинца и цинка с отвальными хвостами в сумме превышают 40% [6, 7].

Использование техногенного сырья в хозяйственном обороте является эффективным механизмом значительного увеличения периода работы горного предприятия [8—10], восполнения минерально-сырьевой базы страны, повышения уровня ее рационального использования, снижения нагрузки на окружающую среду [11—13]. В современных условиях хозяйствования техногенное сырье приобретает важное значение при рыночном саморегулировании — спросе и предложении [14—16].

Однако переработка техногенного сырья оказывается для недропользователей низкорентабельной, поскольку выручка от реализации небольшого количества товарной продукции, получаемой из сырья низкого качества, соизмерима с затратами, связанными с переработкой отходов. При необходимости создания новых производственных мощностей для переработки отходов проекты оказываются убыточными.

Решение этой проблемы было найдено при переходе к рыночной экономике — за счет горизонтальной интеграции предприятий [17]. Экономический эффект оказывается существенно положительным, если малое горное предприятие, работающее на техногенном сырье, и горное предприятие, на стационарной обогатительной фабрике которого по единой технологической схеме и реагентному режиму могут быть совместно переработаны первичные руды и отходы обогащения аналогичных руд, ведут совместную хозяйственную деятельность. В данном случае доминирующим мотивом реструктуризации является ожидаемый экономический эффект (в том числе синергетический) — возможность получить в группе большую стоимость, чем от действий отдельных предприятий в сумме.

При горизонтальной интеграции наиболее важным мотивом является эффект масштаба — снижение удельных издержек производства при увеличении объемов добычи (минимизация упущенной выгоды): отдельные бизнес-единицы — участки одного большого месторождения, отрабатываемые единым предприятием (например, холдингом) [18].

Организационный механизм, используемый при переработке лежалых хвостов, должен быть дополнен инновационными технологическими решениями, обеспечивающими получение высоких показателей переработки сырья при минимальных затратах. К ним можно отнести новый принцип построения флотационного каскада разделения, использование последних достижений в области поверхностных сил в тонких пленках и устойчивости дисперсных систем при разработке режимов разделения минералов методом флотации [19—21].

Материалы и оборудование

Объектом исследования являются свинцово-цинковая руда Квайсинского месторождения и лежалых хвосты от переработки этих руд в прошлые годы.

Минералогический состав руд прост и одинаков для всех участков месторождения. Основные рудные минералы: сфалерит, галенит, пирит, марказит; второстепенные: халькопирит, пирротин, мельниковит-пирит; нерудные: известняки, кальцит, доломит, сидерит, кварц, халцедон.

Вмещающие породы содержат при измельчении вязкий порошок, что отрицательно влияет на технологические особенности рудного материала.

Сфалерит по цвету и форме выделения, парагенезису ассоциирующих с ним минералов разделяют на несколько разновидностей. Наиболее широко распространена разновидность сфалерита светло-коричневого цвета скрытокристаллического строения. Образует прослои различной мощности от 1—2 мм до 15—20 мм, гнезда 0,5—5 мм. Ассоциирует с известняками, границы взаимопрорастания с породообразующими минералами преобладают простые, с галенитом — сложные.

Таблица 1

Химический состав рудного сырья
Chemical composition of ore raw materials

Наименование компонентов	Содержание, %	Наименование и соединения	Содержание, %
Свинец	0,8—1,7	Кобальт	0,0015—0,002
Цинк	4,35—5,0	Никель	0,0013—0,0033
Медь	0,01—0,03	Кремнезем	13,0—25,0
Железо	1,0—5,0	Окись кальция	35—45
Мышьяк	0,004—0,015	Карбонаты	19,0—26,0
Сурьма	0,001—0,014	Глинозем	3,5—16,0
Кадмий	0,006—0,02	Марганец	0,015—0,25
Марганец	0,1—0,25	Магний	0,45
Сера общ.	1,8—6,0	Углерод	5,3—7,8
Барит	0,2—1	Фтор	0,02
Олово	0,00045	Золото, г/т	< 0,1
Висмут	< 0,0006	Серебро, г/т	5,4—17,5

Галенит встречается двух генераций: крупнокристаллический, с величиной зерен до 1 см (распространен преимущественно на участках месторождения Верхняя Квайса) и мелкозернистый (Надарбаз). На участке Вальхох встречаются обе разновидности. Галенит распространен очень неравномерно в рудах, однако в рудных телах, залегающих среди порфиритов, его заметно больше.

При обогащении руд потери свинца и цинка в сульфидной форме с отвальными хвостами составляли 28,6 и 85,7% соответственно (табл. 2).

Минеральный состав отвальных хвостов: пирит (1%), сфалерит (1,5%), галенит (единичные зерна), нерудные минералы (97,5%). Пирит находится в основном в свободных зернах изометричной формы размером от 30 до 60 мкм.

Сфалерит встречается чаще всего в виде тонких жилок и небольших скоплений, заключенных в кварцевые зерна. Размер этих включений не превышает 10 — 15 мкм при общем размере зерен кварца 100 — 150 мкм. Иногда сфалерит образует в зернах нерудных минералов тонкораспыленную вкрапленность, размер отдельных частиц которой лежит в пределах 3 — 5 мкм.

Свободные от срастаний зерна цинковой обманки отмечаются в аншлифе лишь в единичных случаях. Они имеют вытянутую форму, размеры их очень невелики: 15 — 20 мкм в поперечном направлении и 30 — 40 мкм вдоль удлинения. Цинк потерян как за счет сростков сфалерита с породообразующими минералами, так и за счет свободных зерен сфалерита.

Зерна нерудных минералов, составляющие основную массу хвостов, имеют самые различные размеры — от 200 мкм до 0,2 мм. Местами они содержат тонкую вкрапленность сульфидов.

Обоснование принятых технологических решений

В [22, 23] на основе статистической обработки зависимости удельных капи-

Таблица 2

Гранулометрический состав хвостов фабрики
Granulometric composition of mill tailings

Класс крупности, мм	Отвальные хвосты фабрики				
	выход, %	содержание, %		распределение, %	
		свинец	цинк	свинец	цинк
+0,2	14,8	0,09	0,93	18,9	15,9
+0,1	23,8	0,07	0,92	23,7	25,2
–0,10	19,2	0,07	0,87	19,0	19,2
+0,074	57,8	0,075	0,9	61,6	60,36
–0,074	42,2	0,09	0,82	38,4	39,7
+0,044	8,0	0,08	0,9	9,1	8,3
–0,044	34,2	0,06	0,79	29,3	31,4
+0,022	14,1	0,06	0,81	12,1	13,2
+0,011	15,7	0,06	0,79	13,3	14,3
+0,005	2,2	0,06	0,71	1,8	1,8
0,005	2,2	0,07	0,83	2,1	2,1
Исходный	100,0	0,07	0,87	100,0	100,0

Таблица 3

Уравнения зависимости технологических показателей. Оценка регрессивных уравнений

Equations of dependence of technological indicators. Evaluation of regression equations

Уравнение	Коэффициент множественной корреляции (*R*)	Коэффициент детерминации (*Д*)=R^2	Остаточное стандартное отклонение σ^2	Расчетное значение показателей при α_{Pb}=1,47%, α_{Zn}=4,81%	Предельное отклонение	Критерий Фишера	
						расчетное значение $F_р$	табличное значение $F_т$
$\varepsilon_{Pb}=63{,}86+13{,}73\alpha_{Pb}$	0,935	0,875	±2,85	84,04	±5,7	8,03	2,65
$\gamma_{Pb}=0{,}082+1{,}238\alpha_{Pb}$	0,993	0,987	±0,08	1,9	±0,16	76,36	2,65
$\varepsilon_{Zn}=72{,}02+2{,}6\alpha_{Zn}$	0,893	0,798	±1,68	84,52	±3,36	4,94	2,65
$\gamma_{Zn}=0{,}436+1{,}63\alpha_{Zn}$	0,998	0,998	±0,128	8,28	±0,256	8,43	2,65
$\nu_{Pb}=0{,}914\alpha_{Pb}$	0,982	0,965	±0,01	0,13	±0,02	25,8	2,65
$\nu_{Zn}=0{,}03+0{,}082\alpha_{Zn}$	0,990	0,980	±0,025	0,42	±0,05	54,7	2,65

тальных и эксплуатационных затрат от производственной мощности по объему вскрыши и добычи получена корреляционная зависимость для расчета себестоимости добычи руд открытым способом (руб./т):

$$З_{доб}= 0{,}98^{A}\times 68{,}5\times 1{,}0028^{H}\times 1{,}0043^{f}\times Ц_{инф} \quad (1)$$

здесь *A* — годовая производственная мощность горнодобывающего предприятия, млн т; *H* — глубина залегания руд, м; *f* — коэффициент крепости руд по Протодьяконову; $Ц_{инф}$ — индекс инфляции обогащения руд.

$$З_{об}= 140\times 0{,}98^{A}\times 0{,}98^{\alpha}\times 1{,}003^{\gamma}\times Ц_{инф}, \quad (2)$$

здесь α, γ — соответственно, содержание извлекаемого металла в исходной руде, %, и выход товарного концентрата, %.

В настоящей работе с использованием проектных и фактически достигнутых технико-экономических показателей на ряде горных предприятий Северо-Востока РФ по методике, изложенной в [25], выявлена зависимость капитальных затрат (см. рис. 1, *а*) и эксплуатационных расходов (рис. 1, *б*) от производственной мощности предприятия, а также величины чистого дисконтированного дохода (NPV) от годового объема обогащаемых песков (рис. 1, *в*).

Из полученных результатов следует вывод о том, что увеличение производственной мощности горного предприятия приводит к снижению удельных капитальных и эксплуатационных затрат. Следовательно, объединение техногенных ресурсов с запасами базового (осваиваемого) месторождения с целью совместной переработки повышает экономическую эффективность горного производства.

Природное и техногенное минеральное сырье — взаимодополняющие ресурсы, и горизонтальная интеграция горных предприятий в пределах одной производственной цепочки (сделки M&A) позволяет объединенному предприятию за счет эффекта масштаба [25—27] получить большую прибыль [20].

В табл. 3 (рис. 2, *а, б*) приведены результаты исследования связи между содержанием свинца (α_{Pb}) и цинка (α_{Zn}) в исходной руде и извлечением соответствующих металлов в одноименные концентраты (ε_{Pb}, ε_{Zn}), а также выходом товарных концентратов (γ_{Pb}, γ_{Zn}) и содержанием свинца и цинка в отвальных хвостах (ν_{Pb}, ν_{Zn}).

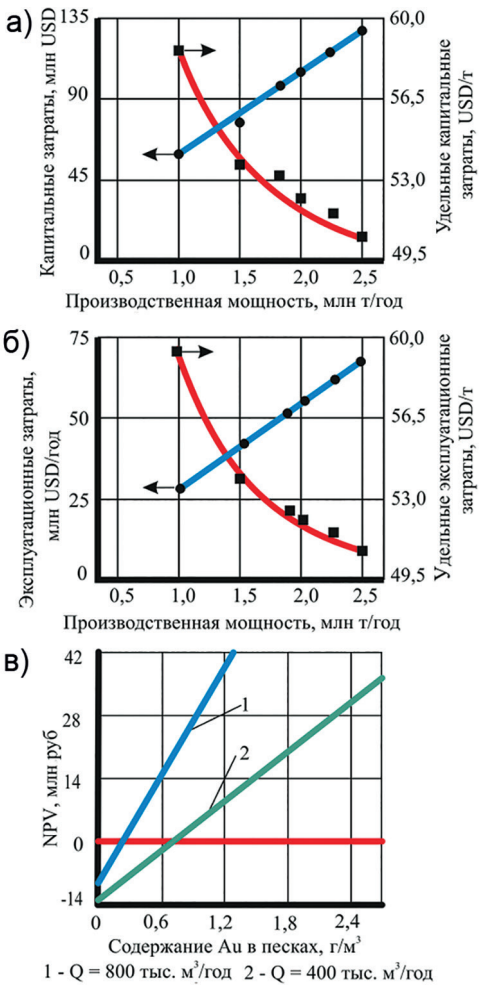

Рис. 1. Зависимость капитальных (а) и эксплуатационных (б) затрат, чистого дисконтированного дохода (NPV) (в) от объема производства

Fig. 1. Dependence of capital (a) and operating (b) costs, net discounted income (NPV) (v) on production volume

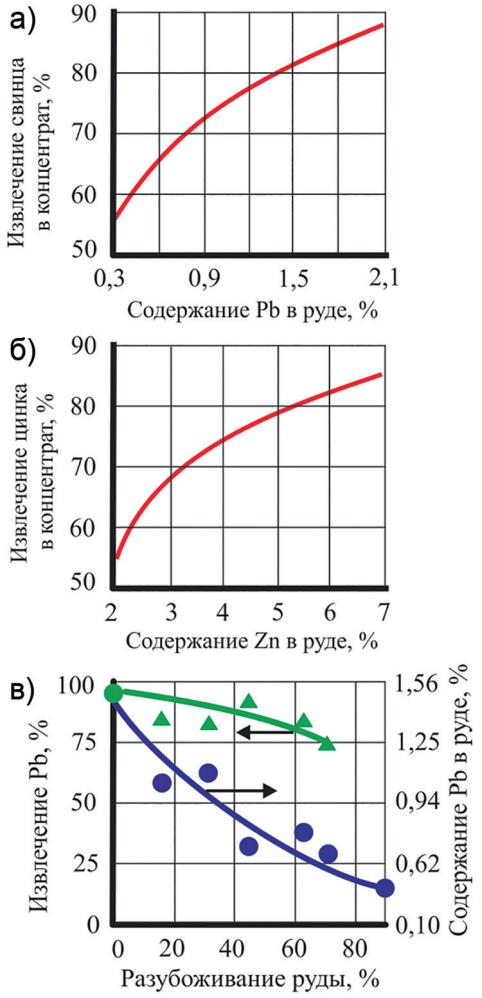

Рис. 2. Извлечение Pb (а) и Zn (б) как функция содержания в исходной руде и разубоживания руды (в)

Fig. 2. Extraction of Pb (a) and Zn (b) as a function of content in the initial ore and ore dilution (v)

Анализ зависимости содержания извлекаемых металлов в исходной руде от технологических показателей был выполнен по данным сменных, суточных и декадных показателей работы Квайсинской обогатительной фабрики. В результате статистической обработки получен ряд уравнений, с коэффициентами множественной корреляции выше доверительного уровня ($F_р > F_т$).

Влияние увеличения содержания металла в руде (рис. 2, *а, б*) и разубоживания руд (рис. 2, *в*) на извлечение металла в концентрат — разнонаправленное, что не противоречит другим многочисленным данным [4—6].

Исходя из полученных результатов, смешение во флотационном каскаде разделения однородного по минеральному и химическому составам, но разного по

содержанию извлекаемого металла сырья может оказаться технологически невыгодным: разубоживание первичного минерального сырья техногенными минеральными ресурсами может быть причиной понижения технологических показателей при их совместном обогащении. Так, при смешении руд Квайсинского месторождения (α_{Pb} = 1,47%, α_{Zn} = 4,82%) и лежалых хвостов обогащения этих руд (ν_{Pb} = 0,06%, ν_{Zn} = 0,77%) в соотношении 4:1 в шихте, направляемой на флотацию, будет содержаться α_{Pb} = 1,19% Pb и α_{Zn} = 4,01% Zn.

Для решения задачи снижения влияния уменьшения содержания металлов на технологические показатели совместного обогащения природного и техногенного сырья использован новый способ построения схемы флотации с выделением чернового концентрата в три приема. Идея схемы флотации заключается в том, что в операции основной флотации исходное питание поступает в три параллельные ступени разделения (рис. 3), связанные между собой концентратом так, что выделенный в первой ступени разделения концентрат последовательно смешивается с исходным питанием последующих ступеней разделения.

Степень обогащения пульпы в ступени разделения находится в прямой зависимости от количества металла, смешиваемого с исходным питанием ступени.

При выделении чернового концентрата в соответствии со схемой (рис. 3) достигается высокая концентрация извлекаемого металла при минимальном количестве возвращаемого материала. Флотируемость извлекаемых минералов в черновом концентрате и в исходной руде — максимально близкая. Поэтому вероятность появления распределения извлекаемых минералов по флотируемости при смешении исходной руды и чернового концентрата и понижение способности смеси к разделению — минимальные. Подобие кинетики флотации минералов (однородность флотируемости) в исходной руде и в черновом концентрате позволяет получить максимально возможный технологический эффект от увеличения содержания в операции основной флотации выбранным способом.

При смешении исходного питания с черновым концентратом в благоприят-

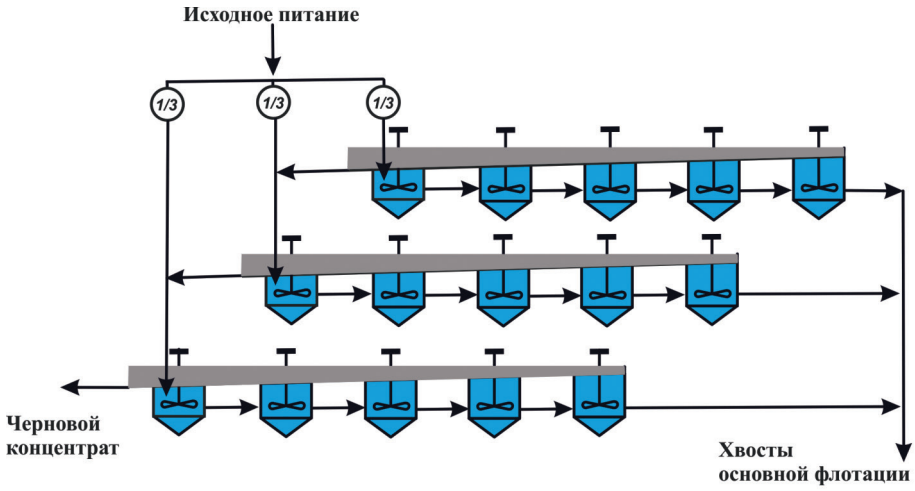

Рис. 3. Схема каскада флотации из трех ступеней разделения в операции основной флотации
Fig. 3. Scheme of the flotation cascade of three separation stages in the main flotation operation

ном направлении изменяется отношение полезного и подавляемого минерала; в данном случае понижается так называемый «цинковый модуль» — отношение содержания цинка к свинцу.

При повышении доли поверхности галенита в смеси в 8,5 раз константа скорости его флотации увеличивается в 40 раз [28]. При селективной флотации интенсивное прилипание извлекаемых минералов (в частности галенита) приводит к высокой занятости (нагруженности) поверхности пузырьков и вытеснению с нее непрочно закрепленных минералов другого сорта — частиц породыи подавляемых ценных минералов, в том числе сфалерита, что улучшает качество свинцового концентрата.

Таким образом, при достижении (с помощью флотационных реагентов) достаточной контрастности поверхности разделяемых минералов по флотируемости (смачиваемости) полнота извлечения и селективность процесса флотации определяется свойствами газовой фазы — пузырьков воздуха.

Физико-химическое обоснование методов повышения селективности процесса флотации

Структура воды на границе раздела фаз газ-жидкость изменена тем же образом, что и вблизи твердой гидрофобной поверхности или границы с неполярной жидкостью. Это позволяет считать воздух гидрофобной фазой и рассматривать поверхность смачивающей пленки, граничащую с газом, как гидрофобную, и ожидать появления сил гидрофобного притяжения [29 — 32].

Задача интенсификации процессов флотации с выделением чернового концентрата в три приема может быть решена путем теплового воздействия на устойчивость смачивающей пленки со стороны «гидрофобной» газовой фазы.

Идея модификации технологических свойств газовой фазы заключается в использовании связи устойчивости смачивающих пленок и зависящих от температуры сил, вызванных изменениями структуры жидкости на фазовых границах по сравнению со структурой жидкости в объеме — гидрофобного притяжения и гидрофильного отталкивания [29 — 32].

Процесс смачивания гидрофобной поверхности идет экзотермически, с уменьшением энтальпии. Структура воды в граничных слоях твердой гидрофобной поверхности и пузырька газа изменена подобным образом: в слое воды пониженной плотности диполи молекул воды ориентированы преимущественно тангенциально (или параллельно) поверхности [33 — 35]. Для разрабатываемых практических приложений важно оценить величину локального изменения энтропии (ΔS) и энтальпии (ΔH) в результате индуцированной поверхностью пузырька газа поляризации молекул воды — источнике сил взаимодействия, вызванных измененной структурой воды — с тем, чтобы рассматривать пузырек газа в воде как «гидрофобную» поверхность, взаимодействие которой с минералами в процессах определяется поверхностными силами структурного происхождения — гидрофобного притяжения и гидрофильного отталкивания [36 — 38].

Поверхность при сильном взаимодействии с молекулами воды препятствует перестройке дипольных моментов молекул воды в структуру льда. Наоборот, при слабом взаимодействии пленка переохлаждается, и льдообразующая активность поверхности становится высокой (увеличивается вероятность флуктуационного возникновения зародышей льда).

Если α — доля ориентированных в монослое воды на единице поверхности в направлении $\varphi \to 0°$ диполей [39, 40],

то обусловленная ориентацией диполей в расчете на одну молекулу конфигурационная часть энтропии равна

$$S_\alpha = k_B \ln\left[3{,}2^{-3/2}\,\alpha^{-\alpha/2}\left(1-\alpha\right)^{-(1-\alpha)/2}\right], \quad (3)$$

где k_B — постоянная Больцмана. При повышении гидрофобности поверхности угол наклона диполей воды к поверхности увеличивается ($\varphi \to 90°$), и параметр ориентации изменяется в пределах $0 \leqslant \alpha \leqslant 1$, в которых изменение конфигурационной энтропии составит

$$\overline{\Delta S}^0 = 1/\alpha_{max} \int_0^{\alpha_{max}} S_\alpha \, d\alpha\,. \quad (4)$$

При условии, что $A_0 = \pi R_d^2$ — площадь зоны с модифицированной структурой воды на поверхности твердой частицы радиусом R_d, а ω — площадь, занимаемая одной молекулой воды в граничном слое толщиной Δh, который при формировании краевого угла смачивания утончается до h^*, то в граничном слое содержится

$$N = \left(\pi R_d^2/\omega\right)\left(h^*/\Delta h\right)$$

молекул воды. Оценку изменения конфигурационной энтропии на участке поверхности площадью A_0 получим умножением числа молекул N на среднее изменение энтропии в зоне с модифицированной структурой воды $\overline{\Delta S}^0$

$$\overline{\Delta S} = \overline{\Delta S}^0\left(\pi R_d^2/\omega\right)\left(h^*/\Delta h\right). \quad (5)$$

С помощью формулы (6) и уравнения Гиббса-Гельмгольца

$$\Delta G = \Delta H - T\,\Delta S \quad (6)$$

при условии термодинамической обратимости ($\Delta G = 0$) перехода $h \leftrightarrow h^*$ при площади гидрофобных участков N_d и изменении температуры в граничном слое вследствие эндотермического эффекта ΔT найдем

$$-Q_0 = N_d T\,\overline{\Delta S}^0\left(\pi R_d^2/\omega\right)\left(h^*/\Delta h\right). \quad (7)$$

С учетом температурной релаксации эндотермического эффекта баланс тепла для каждого гидрофобного участка поверхности запишем в виде уравнения

$$Q_0 = \Delta T\, C_\upsilon\, \rho\, \pi\, R_d^2\, h^*\,, \quad (8)$$

в котором C_υ — средняя по толщине граничного слоя плотностью ρ изохорическая теплоемкость. Сравнением правых частей уравнений (7) и (8) найдем предельную оценку эндотермического эффекта при смачивании гидрофобной поверхности

$$-\Delta T = T\,\overline{\Delta S}\left(C_\upsilon\, \rho\, \omega\, \Delta h\right)^{-1}. \quad (9)$$

При изменении доли ориентированных в одном направлении диполей воды в пределах $0 < \alpha < 1/2$ средняя энтропия в граничном слое составляет

$$\overline{\Delta S}^0 = 2\int_0^{1/2} S_\alpha \, d\alpha = 0{,}13\, k_B\,,$$

и для условий, характерных для флотации ($\omega = 1{,}2\cdot10^{-19}$ м^2, $\Delta h = 3\cdot10^{-10}$ м, $C_\upsilon = 4{,}18\cdot10^3$ Дж/кг·град, $\rho = 1\cdot10^3$ кг/м^3, $R_d = 10^{-8}$ м, $N_d = 1014$ м$^{-2}$), с использованием (7) и (9) найдем: $Q \approx -10^{-2}$ Дж и $-\Delta T \approx$ ≈ 10 К.

Полученные результаты позволяют выбрать следующие решения поставленной задачи.

Переработка первичного и техногенного минерального сырья (в том числе при горизонтальной интеграции горных предприятий) в одном технологическом потоке может быть действенным механизмом повышения устойчивости функционирования, снижения риска и степени неопределенности, получения общего экономического эффекта.

Совместно обогащать сырье целесообразно по схеме, в которой снижение содержания ценных компонентов компенсируется высокой контрастностью разделяемых минералов по флотируемости [41, 42]. Схема основана на делении исходного сырья на параллельные потоки, связанные между собой концентратом, что позволяет получить максимально

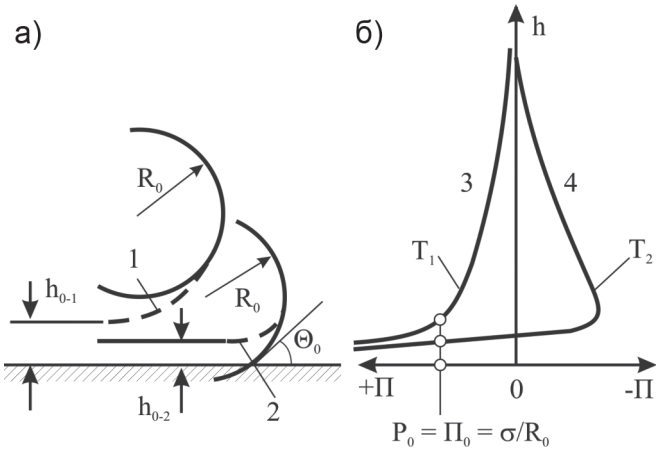

Рис. 4. Влияние изменения смачиваемости поверхности и температуры на толщину равновесной смачивающей пленки h_0 (а) и изотерму расклинивающего давления П(h) (б)

Fig. 4. Effect of changes in surface wettability and temperature on the thickness of the equilibrium wetting film h_0 (a) and the isotherm of the wedging pressure П(h) (b)

возможный технологический эффект от увеличения содержания в операции основной флотации.

Задача интенсификации флотации в потоке, в котором выделяют черновой концентрат, может быть решена на основе использования эндотермического характера сил, появление которых связано с перестройкой дипольных моментов молекул воды на границе с гидрофобной поверхностью [43]. Например, путем смешения воздуха, подаваемого во флотомашину для аэрации пульпы, с горячим водяным паром. Теплота конденсации, выделяемая при контакте пара с холодной пульпой, отводится в смачивающую пленку, что снижает время ее перехода в метастабильное состояние.

При повышении температуры структура воды изменяется в граничном слое и в объеме воды, но в приповерхностном слое твердой поверхности — меньше, что является причиной роста сил гидрофильного отталкивания и гидрофобного притяжения.

На рис. 4 (кривая *1*) показан профиль переходной зоны, толщиной которой ограничено действие поверхностных сил, для случая полного смачивания поверхности; профиль соответствует изотерме, показанной кривой *3*. Кривая *2* отвечает неполному смачиванию и соответствует изотерме, изображенной кривой *4*. Оба профиля переходной зоны имеют одну кривизну R_0, и соответственно, одно и то же давление $P_0 = П_0 = \sigma/R_0$. Физический механизм гидрофобизации поверхности при флотации заключается в ослаблении сил структурного отталкивания ($П_s>0$) и усилении структурного притяжения ($П_s<0$): изотерма $П(h)$ заходит в область $П<0$. В этом случае толщина смачивающей пленки уменьшается от h_{0-1} до h_{0-2}, и только в этом случае продолжение кругового профиля пузырька пересечет поверхность твердого тела, что отвечает образованию краевого угла Θ_0 (рис. 4, кривая *2*).

Повышение температуры оказывает то же действие, что и гидрофобизация поверхности флотационными реагентами: изменение структуры воды в смачивающей пленке при повышении температуры от T_1 до T_2 обусловливает изменение изотермы структурных сил $П_s(h)$ и уменьшение равновесной толщины

Таблица 4

Технико-экономическая оценка эффективности проекта индивидуальной переработки лежалых хвостов
Technical and economic evaluation of the effectiveness of individual processing of tailings

№ п/п	Наименование показателя	Единица измерения	Значение показателя
	Производство		
1	Сырье	тыс. т	50,0
	Переработка		
2	Сырье	тыс. т	50,0
3	Годовое количество Zn концентрата	т	221,50
4	Получено Zn в Zn концентрате	т	110,75
	Выручка		
5	Принятый курс доллара США	руб.	60,48
6	Цена на цинк (LME.Zinc)	USD/т	2982,88
7	Стоимость товарной продукции	тыс. руб.	5155,76
	Операционные затраты		
	Горные работы		
8	Добыча	тыс. руб.	482,56
	Переработка		
9	Измельчение	тыс. руб.	10 120,00
10	Флотация	тыс. руб.	2783,00
11	Сгущение	тыс. руб.	379,50
12	Фильтрование	тыс. руб.	12 270,05
13	Складирование и отгрузка концентратов	тыс. руб.	531,90
14	Удаление и укладка хвостов	тыс. руб.	834,90
15	Всего производственные затраты	тыс. руб.	26 919,15
16	Удельные производственные затраты	руб./т	538,38
17	Общехозяйственные затраты	тыс. руб.	2795,85
	Налоги		
18	НДПИ	тыс. руб.	309,35
19	Налог на имущество	тыс. руб.	131,88
20	Амортизация	тыс. руб.	5064,78
21	Всего операционные затраты	тыс. руб.	35 221,01
22	Удельные операционные затраты	руб./т	704,42
	Инвестиции в реализацию проекта		
23	Капитальные затраты	тыс. руб.	302 068,50
24	Включая стоимость рекультивации и закрытие предприятия	тыс. руб.	5587,76
25	Удельные капитальные затраты на 1 т годовой производительности по руде	руб./т	6041,37
26	Чистый оборотный капитал	тыс. руб.	13 139,98
27	Финансовые издержки в период инвестиций	тыс. руб.	14 323,59
28	Всего инвестиций в реализацию проекта	тыс. руб.	329 532,07
	Доход		
29	Убыток	тыс. руб.	–30 065,25

пленки до h_{0-2} (рис. 4, *б*), отвечающей смене знака структурной составляющей расклинивающего давления $П_s$.

При оценке экономической эффективности переработки лежалых хвостов установлено, что индивидуальная переработка лежалых хвостов не позволяет вернуть деньги инвестору в сколько-нибудь приемлемые сроки (табл. 4).

Результаты и их обсуждение

На рис. 5 приведены результаты опыта, моделирующего замкнутый цикл процесса флотации. Объектом исследования были лежалые хвосты Квайсинской обогатительной фабрики. Хвосты измельчали до крупности >91% класса –74 мкм и извлекали минералы цинка бутиловым ксантогенатом калия (30 г/т) и Т–80 (40 г/т) после активации медным купоросом (200 г/т). Черновой концентрат три раза перечищали. В итоге получен цинковый концентрат, содержащий 50,0% Zn при выходе 0,443% и извлечении 28,77%.

Отличительной особенностью технологической схемы флотации хвостов является выделение чернового концентрата в три приема и использование в качестве газовой фазы в третьей струе флотации паровоздушной смеси с целью нагрева воды в межфазной пленке, разделяющей частицу и пузырек.

На рис. 6 приведена качественно-количественная схема свинцового цикла флотации при совместной переработке лежалых хвостов и руд текущей добычи Квайсинского месторождения (в соотношении 1:4).

Обогащение руд в смеси с хвостами осуществляют по схеме прямой селективной флотации. Измельчение руд осуществляют до крупности 66 — 69% класса –74 мкм с загрузкой соды (70 г/т). Минералы свинца извлекают бутиловым ксантогенатом (40 г/т) и Т–80 (60 г/т) после подавления минералов цинка смесью цинкового купороса (900 г/т) и ДМДК (200 г/т). Черновой концентрат после доизмельчения (98% класса –74 мкм) три раза перечищают без подачи реагентов. В товарном концентрате содержится 66,57% свинца при извлечении 86,88%. Результаты получены в опыте (из 7 навесок), моделирующем замкнутый цикл флотации, на оборотной воде.

В соответствии со схемой рис. 7 черновой концентрат, выделенный из 1/2 части исходного питания, объединяют со второй 1/2 частью исходного питания и получают готовый черновой цинковый концентрат. Причем во втором приеме выделения чернового концентрата аэрацию пульпы осуществляют паровоздушной смесью.

Активацию минералов цинка осуществляют медным купоросом (300 г/т) в известковой среде (1500 г/т); расход бутилового ксантогената был увеличен (против свинцового цикла флотации) на 75% — до 70 г/т.

Извлечение цинка в оборотный черновой концентрат (от питания первой струи флотации) составило 77,06% отн.; при выделении готового чернового концентрата во второй струе флотации извлечение цинка от операции увеличилось до 87,75% отн.

С помощью доизмельчения (98% класса –71 мкм) и трех перечисток содержание цинка в концентрате было доведено до 55,0%; извлечение цинка в товарный концентрат составило 89,01%.

В базовом опыте флотации, проведенном по схеме, принятой на обогатительной фабрике, в товарный цинковый концентрат извлечено 78,64% цинка при содержании 50,0% цинка.

При цене на свинец (LME.Lead) 2120,25 USD/т и на цинк (LME. Zinc) 2982,88 USD/т возможно получение товарной продукции на сумму 649,6 млн руб. в год. Операционные затраты при ведении добычных работ и переработке руд совместно с лежалыми хвостами со-

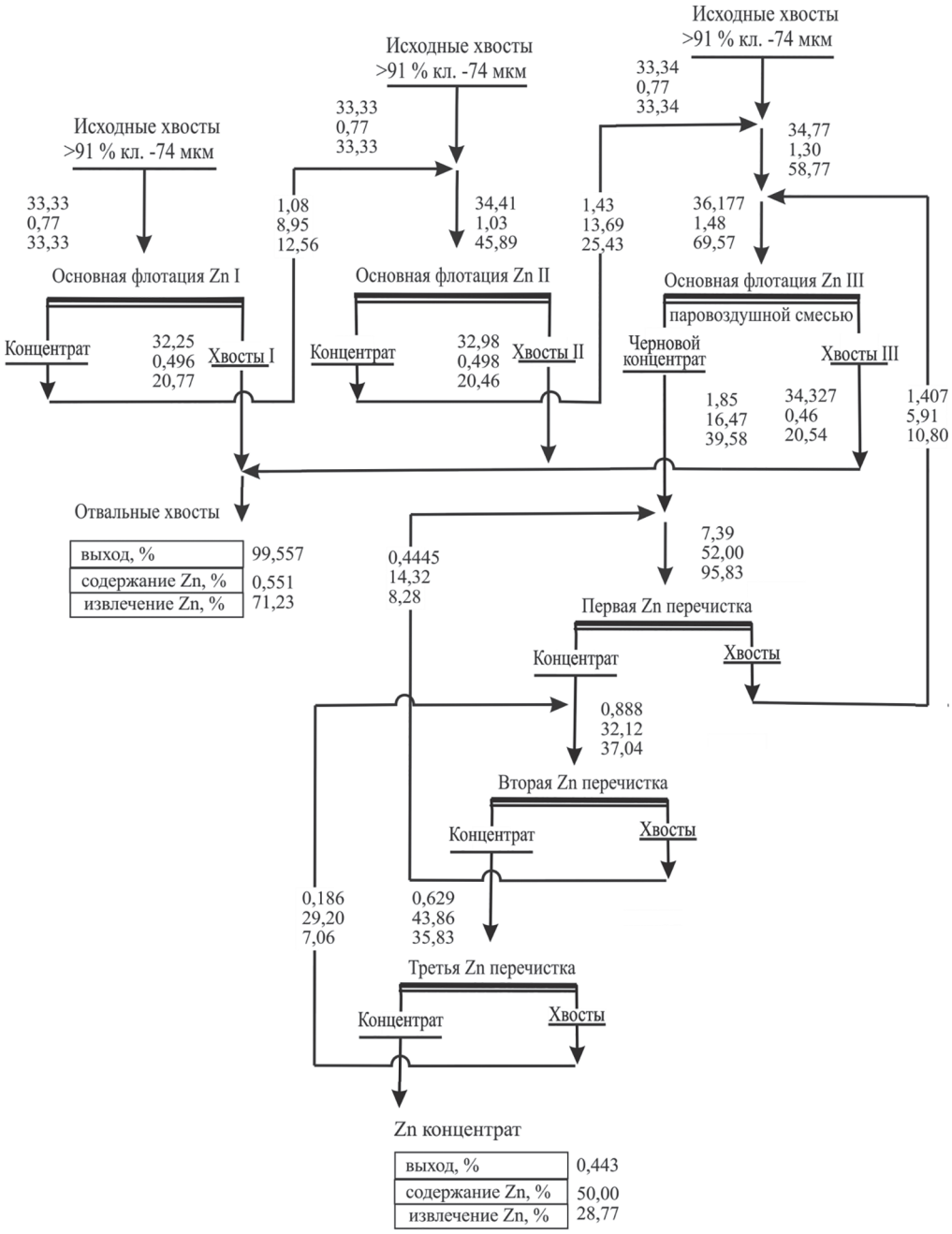

Рис. 5. Качественно-количественная схема флотации лежалых хвостов Квайсинской обогатительной фабрики, составленная по результатам опыта, проведенного по принципу непрерывного процесса

Fig. 5. Qualitative-quantitative scheme of flotation of the laid tailings of the Kvaisi concentrator, based on the results of experiments carried out according to the principle of a continuous process

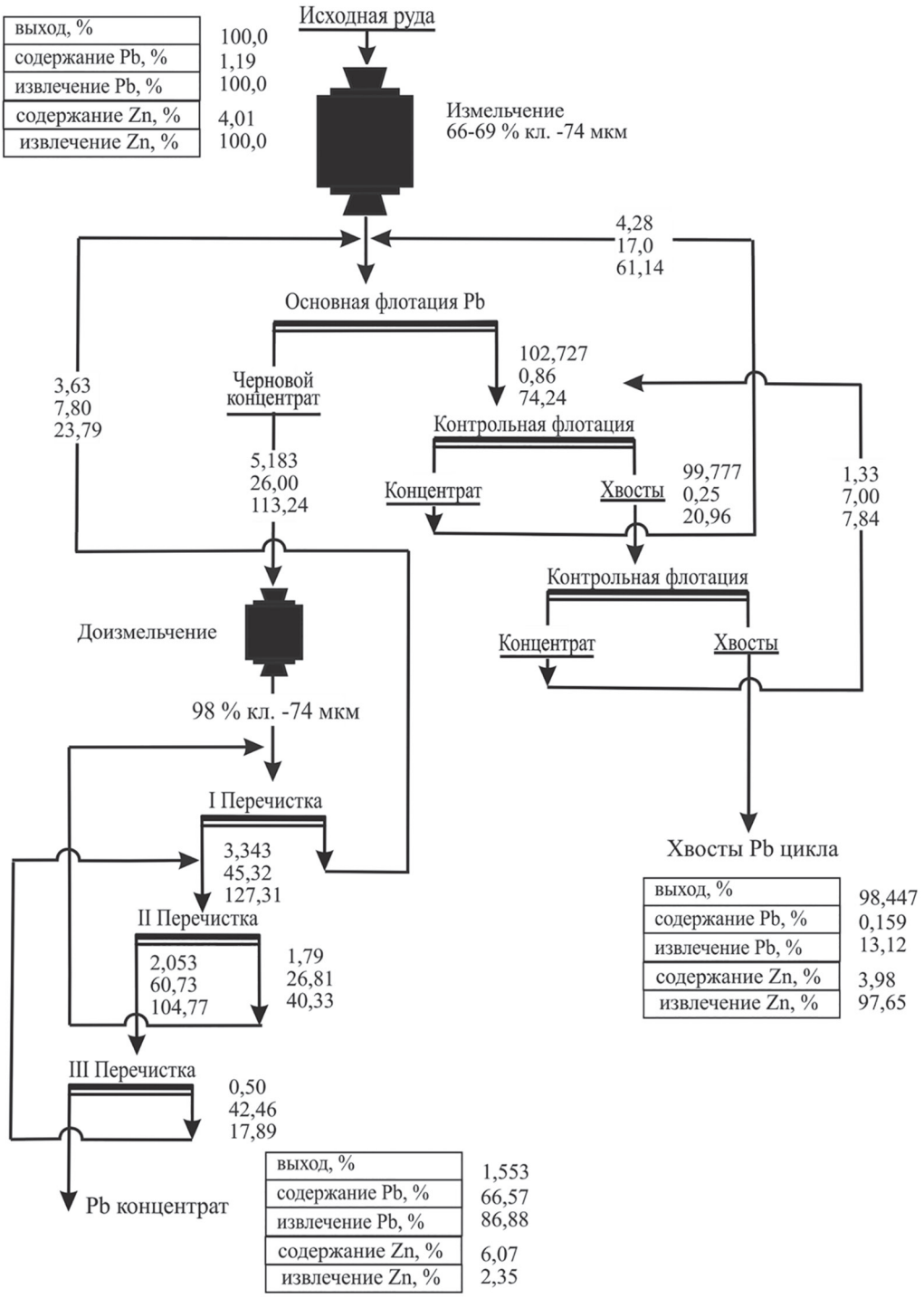

Рис.6. Качественно-количественная схема свинцового цикла флотации
Fig.6. Qualitative and quantitative scheme of lead flotation cycle

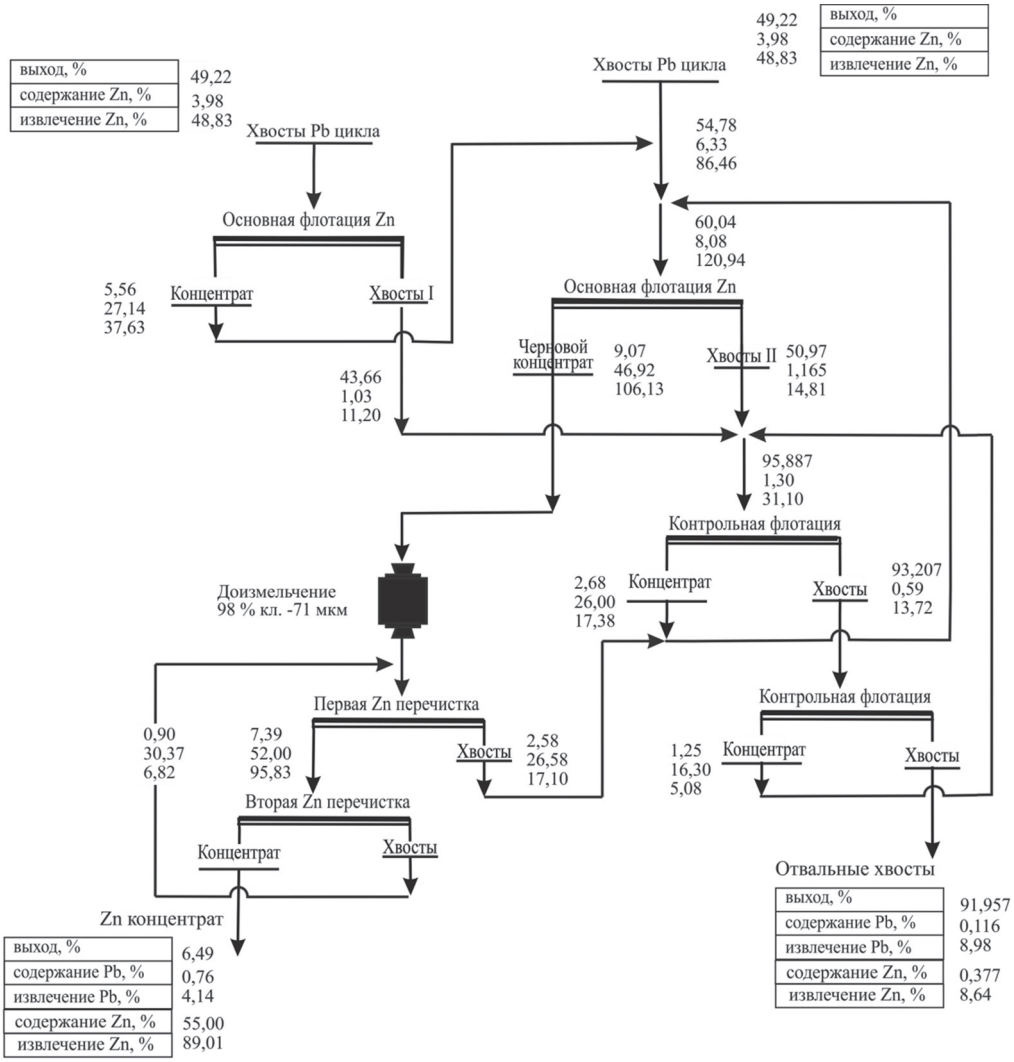

Рис. 7. Качественно-количественная схема цинкового цикла флотации, оставленная по результатам опыта, проведенного по принципу замкнутого цикла (7 навесок)

Fig. 7. Qualitative-quantitative scheme of the zinc flotation cycle, left by the results of the experiment carried out according to the principle of the closed cycle (7 sample weight)

ставляют 1248,45 руб. на 1 т руды. После уплаты налогов (при существующем налоговом окружении) и обязательств по платежам чистая прибыль составляет 270,0 млн руб. в год.

Заключение

Минерально-сырьевая база Квайсинской обогатительной фабрики, перерабатывающей сульфидные свинцово-цинковые руды, может быть восполнена вовлечением в переработку лежалых хвостов, накопленных в период прошлой производственной деятельности предприятия.

Использование техногенного сырья в хозяйственном обороте является эффективным механизмом значительного уве-

личения периода работы горного предприятия, снижения нагрузки на окружающую среду. В современных условиях хозяйствования техногенное сырье приобретает важное значение при рыночном саморегулировании.

При переработке лежалых хвостов получен цинковый концентрат, содержащий 50,0% Zn при извлечении 28,77%. Однако экономическими расчетами доказано, что индивидуальная переработка лежалых хвостов не позволяет вернуть деньги инвестору в сколько-нибудь приемлемые сроки, поскольку выручка от реализации небольшого количества товарной продукции, получаемой из сырья низкого качества, соизмерима с затратами, связанными с переработкой отходов.

Экономический результат будет иным, если с целью увеличения производственной мощности объединяются малое горное предприятие, работающее на техногенном сырье, и горное предприятие, на стационарной обогатительной фабрике которого по единой технологической схеме и реагентному режиму могут быть совместно переработаны первичные руды и отходы обогащения аналогичных руд.

Обоснован способ построения схемы флотации смеси руд и хвостов, позволяющий снизить потери металлов с хвостами путем уменьшения влияния распределения извлекаемых минералов по флотируемости. Этот эффект достигается за счет того, что в операции основной флотации исходное питание поступает в три параллельные ступени разделения, связанные между собой концентратом так, что выделенный в первой ступени разделения концентрат последовательно смешивается с исходным питанием последующих ступеней разделения. Обогащение питания флотационно-активным продуктом — концентратом — позволяет получить значительное увеличение содержания при минимальном уменьшении контрастности материала по флотационным свойствам.

Для полного и селективного извлечения минералов в процессе флотации с выделением чернового концентрата в три приема разработан способ подготовки поверхности пузырьков воздуха на основе модификации технологических свойств газовой фазы. Идея модификации технологических свойств газовой фазы заключается в использовании связи устойчивости смачивающих пленок и зависящих от температуры сил, вызванных изменениями структуры жидкости на фазовых границах по сравнению со структурой жидкости в объеме — гидрофобного притяжения и гидрофильного отталкивания.

Отличительной особенностью способа теплового кондиционирования газовой фазы при флотации является тепловое воздействие на смачивающую пленку со стороны газовой фазы: воздух, подаваемый для аэрации пульпы, смешивают горячим водяным паром, теплота конденсация которого теплопроводностью жидкости отводится в смачивающую пленку.

Показано, что при совместной переработке руд и хвостов в концентрат, содержащий 55,0% Zn, извлечение составляет 89,01%, что позволяет получать устойчивый экономический эффект.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Матвеева Т. Н.*, *Громова Н. К.*, *Ланцова Л. Б.*, *Гладышева О. И.* Экспериментальное обоснование применения реагента цианэтилдитиокарбамата для повышения извлечения меди и серебра из лежалых хвостов Солнечного ГОКа // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 1. — С. 119—129. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_119.

2. *Душин В. А.* Минерально-сырьевой потенциал редких и редкоземельных металлов Уральского Севера // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 5. — С. 52—66. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_5_0_52.

3. *Аленичев В. М.*, *Аленичев М. В.* Инновационная направленность ресурсосбережения при разработке россыпных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 5-1. — С. 35—45. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_51_0_35.

4. *Евдокимов С. И.*, *Евдокимов В. С.* Переработка лежалых хвостов свинцово-цинковой обогатительной фабрики // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. — 2015. — № 3. — С. 3—11. DOI: 10.17073/0021-3438-2015-3-3-11.

5. *Евдокимов С. И.*, *Евдокимов В. С.* Извлечение металлов из лежалых хвостов с целью утилизации // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2014. — № 4. — С. 172—182.

6. *Евдокимов С. И.*, *Евдокимов В. С.* Ликвидация накопленного экологического ущерба путем утилизации лежалых хвостов свинцово-цинковой обогатительной фабрики // Экология и промышленность России. — 2014. — № 8. — С. 8—13.

7. *Чантурия В. А.* Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России // Горный журнал. — 2007. — № 2. — С. 2—9.

8. *Kelso Jody, Cincilla Williama, Malhotra Deepak* Opportunities and challenges for mineral waste reprocessing in North America / Mining Environmental Management. 2006, pp. 8—19.

9. *Алгебраистова Н. К.*, *Прокопьев И. В.*, *Маркова А. С.*, *Колотушкин Д. М.*, *Прокопьев И. В.* Разработка технологической схемы и реагентного режима коллективного цикла флотации свинцово-цинковой руды // Горный журнал. — 2017. — № 1. — С. 50—54. DOI: 10.17580/gzh/2017.01.10.

10. *Семушкина Л. В.*, *Турысбеков Д. К.*, *Рулев Н. Н.*, *Нарбекова С. М.* Флотация хвостов обогащения свинцово-цинковых руд комбинированным собирателем с использованием микроэмульгирования // Обогащение руд. — 2017. — № 2. — С. 26—31. DOI: 10.17580/or.2017.02.05.

11. *Cairncross K. H.*, *Tadie M.* Life cycle assessment as a design consideration for process development for value recovery from gold mine tailings // Minerals Engineering. 2022, vol. 183, article 107588. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107588.

12. *Bevandic S., Blannin R., Escobar A. G., Bachmann K., Muchez P.* Metal deportament in Pb-Zn mine wastes from a historic tailings pond, Plombieres, East Belgium // Minerals Engineering. 2022, vol. 184, article 107628. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107628.

13. *Каплунов Д. Р.*, *Рыльникова М. В.*, *Радченко Д. Н.* Расширение сырьевой базы горно-рудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. — 2013. — № 12. — С. 29—33.

14. *Ayeni F. A.*, *Lbitoye S. A.*, *Adeleke A. A.* Evaluation of a magnetic-gravity processing route to recover columbity from Jos Minesfield tailings dump, Nigeria // Journal of Mining and Metallurgy, Section A: Mining. 2012, vol. 48 A, pp. 143—151.

15. *Chen Y., Mariba E. R., Van Dyk L.*, *Potgieter J. H.* A review of non-conventional metals extracting technologies from ore and waste // International Journal of Mineral Processing. 2011, vol. 98, no. 1-2, pp. 1—7. DOI: 10.1016/j.minpro.2010.10.001.

16. *Nam K. S.*, *Jung B. H.*, *An J. W.*, *Ha T. J.*, *Tran T.*, *Kim M. J.* Use of chloride-hypochlorite leachants to recover gold from tailings // International Journal of Mineral Processing. 2008, vol. 86, no. 1, pp. 131—140. DOI: 10.1016/j.minpro.2007.12.003.

17. *Valderrama L., Rubio J.* Unconventional column flotation of low-grade gold fine particles from tailings // International Journal of Mineral Processing. 2008, vol. 86, no. 1, pp. 75—84.

18. *Kashinath Pal, Harsha Vardhan, Mangalpady Aruna* Investigation of contaminant transport in groundwater from the tailings pond of uranium mine: a case study // International Journal of Mining and Mineral Engineering. 2010, vol. 2, no. 4, pp. 290—309. DOI: 10.1504/ijmme.2010.039039.

19. *Poling G. W.* Mining/milling processes and tailings generation // Marine Georesources & Geotechnology. 1995, vol. 13, no. 1—2, pp. 19—31.

20. *Краденых И. А.*, *Барчуков А. В.* Роль горизонтальной интеграции в стратегическом развитии малого и среднего золотодобывающего бизнеса // Вестник Сибирского института бизнеса и информационных технологий. — 2015. — № 4 (16). — С. 10—15.

21. *Кудрявский Ю. П.*, *Черный С. А.* Эколого-экономический критерий эффективности технологий переработки производственных отходов в цветной металлургии // Цветные металлы. — 2008. — № 4. — С. 8—11.

22. *Пешков А. М.* Формирование требований к качеству природного и техногенного минерального сырья при комплексном освоении рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2013. — № 5. — С. 86—96.

23. *Рыльникова М. В.*, *Пешков А. М.* Обоснование требований к качеству природного и техногенного минерального сырья при комплексном освоении месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № 1. — С. 58—64.

24. *Ле Дык Нгуен* Геомеханическое обоснование параметров камерной системы разработки для отработки переходной зоны месторождения Син-Куен (Вьетнам) // Маркшейдерия и недропользование. — 2011. — № 2. — С. 44—52.

25. *Пешкова М. Х.*, *Мацко Н. А.*, *Харитонова М. Ю.* Оценка возможностей повышения доступности близко расположенных россыпных месторождений за счет их совместной разработки // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2007. — № 10. — С. 29—36.

26. *Сергеев И. Б.*, *Пономаренко Т. В.* Формирование и оценка синергетических эффектов при интеграции горных компаний // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2013. — № 6. — С. 316—322.

27. *Зимин В. В.* Оценка эффективности и результативности синергии при слияниях и поглощениях // Экономические науки. — 2019. — № 9(178). — С. 131—134. DOI: 10.14451/1.178.131.

28. *Самыгин В. Д.*, *Григорьев П. В.* Моделирование влияния гидродинамических факторов на селективность процесса флотации. Ч. 1. Влияние диаметра пузырька и диссипации турбулентной энергии // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2015. — № 1. — С. 145—152.

29. *Teisala H.*, *Butt H. J.* Hierarchical structures for superhydrophobic and superoleophobic surfaces // Langmuir. 2019, vol. 35, no. 33, pp. 10689—10703. DOI: 10.1021/acs.langmuir.8b03088.

30. *Miller J. D.*, *Wang X.*, *Jin J.*, *Shrimali K.* Interfacial water steucture and the wetting of mineral durfaces // International Journal of Mineral Processing. 2016, vol. 156, pp. 62—68.

31. *Смородин В. Е.* Эндотермический эффект смачивания и механизм льдообразующего действия AgI // Коллоидный журнал. — 1991. — Т. 53. — № 2. — С. 290—297.

32. *Nilsson A.*, *Pettersson L. G.* Perspective on the structure of liquid water. Chemical Physics. 2011, vol. 389, iss. 1—3, pp. 1—34.

33. *Xie L.*, *Wang J.*, *Lu Q.*, *Hu W.*, *Yang D.*, *Qiao C.*, *Peng Q.*, *Wang T.*, *Sun W.*, *Liu Q.*, *Zhang H.* Surface interaction mechanisms in mineral flotation: Fundamentals, measurements, and perspectives // Advances in Colloid and Interface Science. 2021, vol. 295, article 102491. DOI: 10.1016/j.cis.2021.102491.

34. *Hu P.*, *Liang L.* The role hydrophobic interaction in the heterocoagulation between coal and quartz particles // Minerals Engineering. 2020, vol. 154, article 106421. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106421.

35. *Xue J.*, *Ren D.*, *Chen T.*, *Bu X.*, *Wan X.*, *Song Z.*, *Zhao C.* Hydrophobic agglomeration flotation of oxidized digenite fine particles induced by Na_2S and butyl xanthate // Minerals Engineering. 2021, vol. 168, article 106932. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106932.

36. *Guo H., Kovscek A. R.* Investigation of the effects of ions on short-range non-DLVO forces at the calcite/brine interface and implications for low salinity oil-recovery processes // Journal of Colloid and Interface Science. 2019, vol. 552, pp. 295—311. DOI: 10.1016/j.jcis.2019.05.049.

37. *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.

38. *Pan L., Jung S., Yoon R.-H.* A fundamental study on the role of collector in the kinetics of bubble-particle interaction // International Journal of Mineral Processing. 2012, vol. 106-109, pp. 37—41.

39. *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.

40. *Skvarla J.* Hydrophobic interaction between macroscopic and microscopic surfaces. Unification using surface thermodynamics // Advances in Colloid and Interface Science. 2001, vol. 91, no. 3, pp. 335—390.

41. *Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е.* Разработка режима флотации золотосодержащих руд смесью воздуха с водяным паром // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2021. — № 2. — С. 162—167. DOI: 10.15372/FTPRPI20210217.

42. *Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е.* Определение рационального расхода пара при флотации апатит-нефелиновых руд паровоздушной смесью // Записки Горного института. — 2022. — Т. 256. — С. 567—578. DOI: 10.31897/PMI.2022.62.

43. *Бойнович Л. Б.* Дальнодействующие поверхностные силы и их роль в развитии нанотехнологии // Успехи химии. — 2007. — Т. 76. — № 5. — С. 510—528. ГИАБ

REFERENCES

1. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B., Gladysheva O. I. Experimental justification of cyanoethyl dithiocarbamate usability toward enhanced copper and silver recovery from old waste at Solnechny GOK. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 1, pp. 119—129. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_1_0_119.

2. Dushin V. A. Mineral resource potential of rare and rare-earth metals in the Polar Urals. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 5, pp. 52—66. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_5_0_52.

3. Alenichev V. M., Alenichev M. V. Innovative orientation of resource saving in development of placer deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 5-1, pp. 35—45. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_51_0_35.

4. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Processing of stale tailings of a lead–zinc concentrating plant. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya*. 2015, no. 3, pp. 3—11. [In Russ]. DOI: 10.17073/0021-3438-2015-3-3-11.

5. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Extraction of metals from stale tailings for the purpose of disposal. Physico-technical problems of mineral development. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2014, no. 4, pp. 172—182. [In Russ].

6. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Liquidation of accumulated environmental damage by disposal of stale tailings of a lead-zinc concentrating plant. *Ecology & Industry of Russia*. 2014, no. 8, pp. 8—13. [In Russ].

7. Chanturia V. A. Prospects for sustainable development of the mining industry in Russia. *Gornyi Zhurnal*. 2007, no. 2, pp. 2—9. [In Russ].

8. Kelso Jody, Cincilla Williama, Malhotra Deepak. Opportunities and challenges for mineral waste reprocessing in North America. *Mining Environmental Management*. 2006, pp. 8—19.

9. Algebraistova N. K., Prokopiev I. V., Markova A. S., Kolotushkin D. M., Prokopiev I. V. Development of the technological scheme and reagent mode of the collective cycle of lead-zinc ore flotation. *Gornyi Zhurnal*. 2017, no. 1, pp. 50—54. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh/2017.01.10.

10. Semushkina L. V., Turysbekov D. K., Rulev N. N., Narbekova S. M. Flotation of lead-zinc ores beneficiation tailings with a combined collector using microemulsification. *Obogashchenie Rud*. 2017, no. 2, pp. 26—31. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2017.02.05.

11. Cairncross K. H., Tadie M. Life cycle assessment as a design consideration for process development for value recovery from gold mine tailings. *Minerals Engineering*. 2022, vol. 183, article 107588. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107588.

12. Bevandic S., Blannin R., Escobar A. G., Bachmann K., Muchez P. Metal deportament in Pb-Zn mine wastes from a historic tailings pond, Plombieres, East Belgium. *Minerals Engineering*. 2022, vol. 184, article 107628. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107628.

13. Kaplunov D. R., Rylnikova M. V., Radchenko D. N. Expansion of the raw material base of mining enterprises based on the integrated use of mineral resources of deposits. *Gornyi Zhurnal*. 2013, no. 12, pp. 29—33. [In Russ].

14. Ayeni F. A., Lbitoye S. A., Adeleke A. A. Evaluation of a magnetic-gravity processing route to recover columbity from Jos Minesfield tailings dump, Nigeria. *Journal of Mining and Metallurgy, Section A: Mining*. 2012, vol. 48 A, pp. 143—151.

15. Chen Y., Mariba E. R., Van Dyk L., Potgieter J. H. A review of non-conventional metals extracting technologies from ore and waste. *International Journal of Mineral Processing*. 2011, vol. 98, no. 1-2, pp. 1—7. DOI: 10.1016/j.minpro.2010.10.001.

16. Nam K. S., Jung B. H., An J. W., Ha T. J., Tran T., Kim M. J. Use of chloride-hypochlorite leachants to recover gold from tailings. *International Journal of Mineral Processing*. 2008, vol. 86, no. 1, pp. 131—140. DOI: 10.1016/j.minpro.2007.12.003.

17. Valderrama L., Rubio J. Unconventional column flotation of low-grade gold fine particles from tailings. *International Journal of Mineral Processing*. 2008, vol. 86, no. 1, pp. 75—84.

18. Kashinath Pal, Harsha Vardhan, Mangalpady Aruna Investigation of contaminant transport in groundwater from the tailings pond of uranium mine: a case study. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*. 2010, vol. 2, no. 4, pp. 290—309. DOI: 10.1504/ijmme.2010.039039.

19. Poling G. W. Mining/milling processes and tailings generation. *Marine Georesources & Geotechnology*. 1995, vol. 13, no. 1—2, pp. 19—31.

20. Kradenykh I. A., Barchukov A. V. The role of horizontal integration in the strategic development of small and medium-sized gold mining businesses. *Herald of Siberian institute of business and information technologies*. 2015, no. 4 (16), pp. 10—15. [In Russ].

21. Kudryavsky Yu. P., Cherny S. A. Ecological and economic criterion for the effectiveness of industrial waste processing technologies in non-ferrous metallurgy. *Tsvetnye metally*. 2008, no. 4, pp. 8—11. [In Russ].

22. Peshkov, A. M. Formation of requirements to the quality of natural and technogenic mineral raw materials in the complex development of ore deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2013, no. 5, pp. 86—96. [In Russ].

23. Rylnikova M. V., Peshkov A. M. Justification of requirements to the quality of natural and technogenic mineral raw materials in the complex development of deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2011, no. 1, pp. 58—64. [In Russ].

24. Le Duc Nguyen Geomechanical justification of the parameters of the chamber development system for mining of the transition zone of Sin-Queen deposit (Vietnam). *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2011, no. 2, pp. 44—52. [In Russ].

25. Peshkova M. Kh., Matsko N. A., Kharitonova M. Yu. Assessment of opportunities to increase accessibility of closely located placer deposits through their joint development. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2007, no. 10, pp. 29—36. [In Russ].

26. Sergeev I. B., Ponomarenko T. V. Formation and assessment of synergistic effects in the integration of mining companies. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2013, no. 6, pp. 316 — 322. [In Russ].

27. Zimin V. V. Estimation of efficiency and effectiveness of synergy in mergers and acquisitions. *Ekonomicheskie nauki*. 2019, no. 9(178), pp. 131 — 134. [In Russ]. DOI: 10.14451/1.178.131.

28. Samygin V. D., Grigoryev P. V. Modeling the influence of hydrodynamic factors on flotation selectivity. Part 1. Influence of bubble diameter and dissipation of turbulent energy. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2015, no. 1, pp. 145 — 152. [In Russ].

29. Teisala H., Butt H. J. Hierarchical structures for superhydrophobic and superoleophobic surfaces. *Langmuir*. 2019, vol. 35, no. 33, pp. 10689 — 10703. DOI: 10.1021/acs.langmuir.8b03088.

30. Miller J. D., Wang X., Jin J., Shrimali K. Interfacial water steucture and the wetting of mineral durfaces. *International Journal of Mineral Processing*. 2016, vol. 156, pp. 62 — 68.

31. Smorodin V. E. Endothermic wetting effect and mechanism of ice-forming action of AgI. *Colloid Journal*. 1991, vol. 53, no. 2, pp. 290 — 297. [In Russ].

32. Nilsson A., Pettersson L. G. Perspective on the structure of liquid water. *Chemical Physics*. 2011, vol. 389, iss. 1 — 3, pp. 1 — 34.

33. Xie L., Wang J., Lu Q., Hu W., Yang D., Qiao C., Peng Q., Wang T., Sun W., Liu Q., Zhang H. Surface interaction mechanisms in mineral flotation: Fundamentals, measurements, and perspectives. *Advances in Colloid and Interface Science*. 2021, vol. 295, article 102491. DOI: 10.1016/j.cis.2021.102491.

34. Hu P., Liang L. The role hydrophobic interaction in the heterocoagulation between coal and quartz particles. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 154, article 106421. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106421.

35. Xue J., Ren D., Chen T., Bu X., Wan X., Song Z., Zhao C. Hydrophobic agglomeration flotation of oxidized digenite fine particles induced by Na_2S and butyl xanthate. *Minerals Engineering*. 2021, vol. 168, article 106932. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106932.

36. Guo H., Kovscek A. R. Investigation of the effects of ions on short-range non-DLVO forces at the calcite/brine interface and implications for low salinity oil-recovery processes. *Journal of Colloid and Interface Science*. 2019, vol. 552, pp. 295 — 311. DOI: 10.1016/j.jcis.2019.05.049.

37. 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.

38. Pan L., Jung S., Yoon R.-H. A fundamental study on the role of collector in the kinetics of bubble-particle interaction. *International Journal of Mineral Processing*. 2012, vol. 106-109, pp. 37 — 41.

39. 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.

40. Skvarla J. Hydrophobic interaction between macroscopic and microscopic surfaces. Unification using surface thermodynamics. *Advances in Colloid and Interface Science*. 2001, vol. 91, no. 3, pp. 335 — 390.

41. Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E. Development of the regime of flotation of gold-bearing ores by a mixture of air with water vapor. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2021, no. 2, pp. 162 — 167. [In Russ]. DOI: 10.15372/FTPRPI20210217.

42. Evdokimov S. I. I., Gerasimenko T. E. Determination of rational steam consumption during flotation of apatite-nepheline ores by steam-air mixture. *Journal of Mining Institute*. 2022, vol. 256, pp. 567 — 578. [In Russ]. DOI: 10.31897/PMI.2022.62.

43. Boinovich L. B. Long-range surface forces and their role in development of nanotechnology. *Uspekhi Khimii*. 2007, vol. 76, no. 5, pp. 510—528. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Габараев Олег Знаурович[1] — д-р техн. наук,
зав. кафедрой, e-mail: gabaraev59@mail.ru,
Евдокимов Сергей Иванович[1] — канд. техн. наук,
доцент, e-mail: eva-ser@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-2960-4786,
Герасименко Татьяна Евгеньевна[1] — канд. техн. наук,
начальник отдела интеллектуальной собственности,
e-mail: gerasimenko_74@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0001-7048-4379,
Максимов Руслан Николаевич[1] — д-р техн. наук,
профессор, e-mail: maks.rn@mail.ru,
[1] Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет).
Для контактов: Евдокимов С.И., e-mail: eva-ser@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

O.Z. Gabaraev[1], Dr. Sci. (Eng.),
Head of Chair, e-mail: gabaraev59@mail.ru,
S.I. Evdokimov[1], Cand. Sci. (Eng.),
Assistant Professor,
e-mail: eva-ser@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-2960-4786,
T.E. Gerasimenko[1], Cand. Sci. (Eng.),
Head of Intellectual Property Department,
e-mail: gerasimenko_74@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0001-7048-4379,
R.N. Maksimov[1], Dr. Sci. (Eng.),
Professor, e-mail: maks.rn@mail.ru,
[1] North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy
(State Technological University),
362021, Vladikavkaz, Russia.
Corresponding author: S.I. Evdokimov, e-mail: eva-ser@mail.ru.

Получена редакцией 13.01.2023; получена после рецензии 13.03.2023; принята к печати 10.04.2023.
Received by the editors 13.01.2023; received after the review 13.03.2023; accepted for printing 10.04.2023.