

Моделирование и оптимизация гидроаэродинамического режима в зоне транспортирования – вторичной концентрации в колонных флотационных машинах

Метелёв А. А.¹, Видуецкий М. Г.¹, Гарифулин И. Ф.¹, Пургин А. П.¹, Морозов В. В.²

¹ Уралмеханобр, г. Екатеринбург, Россия; ² МИСИС, г. Москва, Россия

Аннотация. На основании моделирования аэрогидродинамического режима в области транспортирования и вторичной концентрации пенного продукта выбран подход к оптимизации конструктивных параметров колонных пневматических флотационных машин. Для удаления зёрен нерудных минералов, механически вынесенных в пенный слой, предложено достичь удаления избыточной межпузырьковой жидкости.

Визиометрическими исследованиями с использованием люминофоров выявлены закономерности процессов вторичной концентрации. Установлены зависимости массовой доли и извлечения меди в концентрат от плотности водно-минеральной фракции пенного продукта. Показано, что требуемая эффективность вторичной концентрации обеспечивается при высоте зоны транспортирования пены от 1,2 до 1,4 м.

Предложены конструкции аппаратов колонной флотации со средним расположением пенного жёлоба, обеспечивающим стабилизацию аэрогидродинамического режима и равноразгрузку пенного продукта.

Выбранные конструктивные параметры колонных пневматических флотационных машин апробированы и рекомендованы к использованию в новой серии колонных флотомашин КФМ.

Ключевые слова: колонная флотация, аэрофлокулы, вторичная концентрация, пена, синерезис, медная руда, минеральный состав, люминофоры, гидрофильные минералы.

Для цитирования: Метелёв А. А., Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Пургин А. П., Морозов В. В. Моделирование и оптимизация гидроаэродинамического режима в зоне транспортирования – вторичной концентрации в колонных флотационных машинах. Руды и металлы. 2025. № 4. С. 88–100. DOI: 10.47765/0869-5997-2025-10014.

Modeling and optimization of the hydroaerodynamic regime in the transport – secondary concentration zone in column flotation machines

Metelev A. A.¹, Viduetsky M. G.¹, Garifulin I. F.¹, Purgin A. P.¹, Morozov V. V.²

¹ Scientific Research and Design Institute of Mineral Processing and Mechanical Processing "Uralmekhanobr", JSC, Ekaterinburg, Russia; ² National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russia

Abstract. Based on the results of modeling of aero-hydrodynamic regime in the area of transportation and secondary concentration of the foam product of copper ore flotation, approaches to optimizing the design parameters of column pneumatic flotation machines have been selected. To remove grains of non-metallic minerals mechanically deposited in the foam layer, it is proposed to achieve maximum "discharge" of excess inter-bubble fluid.

Visiometric studies using mineral luminophores have established patterns of secondary concentration processes. The dependences of the mass fraction and extraction of copper into concentrate on the density of the water-mineral fraction of the foam product were determined. The calculation results show that the required duration of the secondary concentration process is provided when the height of the foam transportation zone is from 1.2 to 1.4 m.

Designs of column flotation devices with an average foam chute arrangement which ensure stabilization of the aero-hydrodynamic regime and equal-speed unloading of the foam product are proposed.

The selected design parameters of column pneumatic flotation machines have been tested and recommended for use in a new series of devices of the KFM series.

Keywords: column flotation, air floccules, secondary concentration, foam, syneresis, copper ore, mineral composition, luminophores, hydrophilic minerals.

For citation: Metelev A. A., Viduetsky M. G., Garifulin I. F., Purgin A. P., Morozov V. V. Modeling and optimization of the hydroaerodynamic regime in the transport – secondary concentration zone in column flotation machines. Ores and metals. 2025. No. 4. pp. 88–100. DOI: 10.47765/0869-5997-2025-10014.

Введение

Минералогическими исследованиями определены причины снижения качества медного флотационного концентрата, заключающиеся в механическом захвате тонких классов породных минералов. Предложен подход к решению задачи повышения качества концентрата за счёт оптимизации гидроаэродинамического режима процесса флотации.

Комбинированные пневматические флотомашины колонного типа предназначены для обогащения широкого спектра руд и техногенного сырья, в том числе труднообогатимых руд цветных металлов [1, 12]. В Российской Федерации разработкой такого оборудования наиболее интенсивно занимаются в институте «Уралмеханобр», где созданы эффективные конструкции аппаратов в первую очередь для флотационного обогащения медных и медноцинковых руд [2, 4]. Однако дальнейшее развитие флотационной техники вполне актуально и для других рудообогатительных технологий и предприятий [5].

Флотационные пневматические машины серии КФМ конструктивно сочетают высокоскоростной и традиционный колонный флотационные аппараты. Рабочая зона флотационной машины включает два уровня аэрирования [3, 8]. В верхней части рабочей зоны корпуса флотомашин размещены аэрирующие устройства (эжекторы 1-го уровня аэрации), обеспечивающие подачу в рабочую зону подготовленной к флотации пульповоздушной смеси, в которой формируются аэрофлокулы гидрофобных минералов (рис. 1). В процессе работы флотомашин КФМ в верхней части рабочей зоны реализуются принципы пенной сепарации и флотогравитации [10]. Нижняя часть рабочей зоны флотомашин, куда поступают нефлотированные крупные фракции, работает по принципу противоточной колонной флотации.

Современная концепция эволюции флотационных машин КФМ предусматривает оптимизацию геометрических пропорций рабочих камер, в т. ч. выбор высоты и формы зоны транспортирования и вторичной концентрации и других конструктивных параметров в

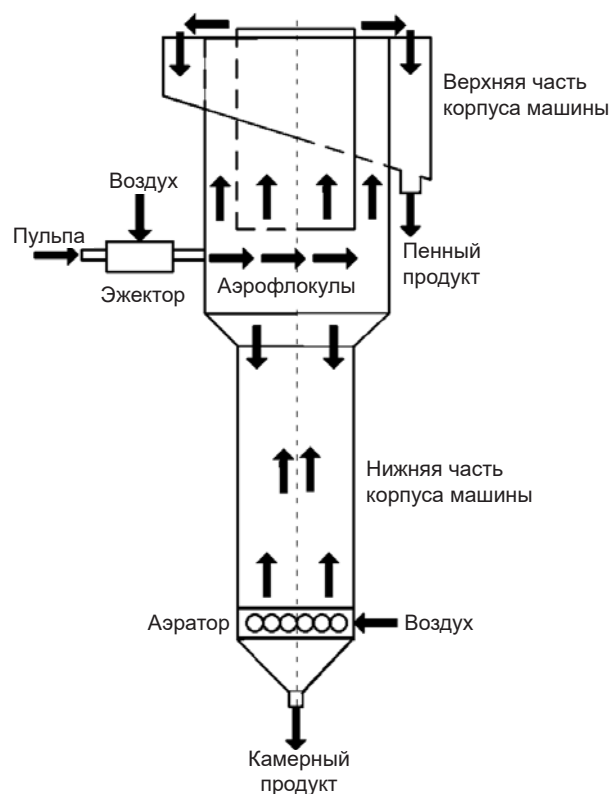


Рис. 1. Принципиальная схема флотационной пневматической машины серии КФМ

Fig. 1. Schematic diagram of the KFM series pneumatic flotation machine

зависимости от характеристик перерабатываемого сырья [10].

Для оптимизации размеров и пропорций рабочей камеры флотационных аппаратов необходимо принять во внимание особенности процесса вторичной концентрации в зоне транспортирования пены. Образующиеся в процессе флотации аэрофлокулы в противоточной колонной флотомашине проходят путь от зоны образования и минерализации до места разгрузки в пенный продукт. Они подвергаются существенной реструктуризации из-за утончения гидратной прослойки, которое, в свою очередь, приводит к схлопыванию и укрупнению воздушных пузырьков, составляющих структурную основу аэрофлокул [7, 11]. Чем больше высота камеры машины, тем вы-

ше вероятность протекания процессов разрушения аэрофлокул до того, как они попадают в жёлоб разгрузки пенного продукта.

Другое направление оптимизации геометрических пропорций рабочих камер колонных флотомашин основано на принципе стабилизации времени пребывания аэрофлокул в зоне транспортирования и вторичной концентрации путём сближения траекторий прохождения аэрофлокул от места образования до места разгрузки в пенный продукт. Оптимизация и стабилизация времени пребывания аэрофлокул в зоне транспортирования и вторичной концентрации позволяет максимально повысить качество концентрата без снижения пропускной способности флотомашин по сжато му воздуху и, соответственно, её производительности, минимизировав при этом разрушение аэрофлокул и осыпание сфлотированных зёрен флотируемых минералов [17].

Методология и методики исследований

Общепринятым методом анализа причин снижения показателей процесса флотации является анализ минерального состава получаемых продуктов разделения: концентратов и хвостов. Для исследований использовалась проба медных руд текущей добычи Северо-Западного участка Волковского месторождения. Исходная проба подготавливалась путём дробления до крупности 3 мм, перемешивания и квартования. Перед процессом флотации проба измельчалась до необходимой крупности (от 50 до 75 % по классу -74 мкм) в шаровой мельнице. Флотация исходной руды производилась на навесках массой 300 г в машине колонного типа.

Для проведения элементного и минералогического анализа от исходной руды и продуктов флотации отбирались пробы. Исследования проводили на электронном сканирующем микроскопе EVO MA15 и рентгеновском дифрактометре порошковых материалов XRD-7000S в аналитической лаборатории АО «Уралмеханобр».

Важным параметром гидроаэродинамического режима формирования и деструкции аэрофлокул является обводнённость межпузырь-

кового пространства, определяемая исходной плотностью пульпы и скоростью «стекания» межпузырьковой жидкости [9]. Задачей настоящей работы являлось теоретическое рассмотрение и экспериментальное исследование влияния изменения обводнённости межпузырькового пространства на устойчивость аэрофлокул, интенсивность протекания процессов вторичной концентрации в пенном продукте и, в конечном итоге, технологические показатели процесса колонной флотации.

Разрушение пены происходит по трём механизмам: а) вытекание жидкости из пены (синерезис), обуславливающее утончение плёнок без изменения объёма пены; б) укрупнение больших ячеек пены и исчезновение маленьких из-за диффузии газа через плёнки; в) разрыв плёнок, приводящий к укрупнению ячеек и далее к разрушению пены [19]. Преобладание одного или другого механизма зависит от многих факторов, но во всех случаях уменьшение устойчивости пены обуславливается снижением толщины гидратного слоя вокруг воздушных пузырьков в аэрофлокулах. Поэтому для решения конечной задачи – определения оптимальной высоты зоны вторичной концентрации – была выбрана гипотеза, связывающая устойчивость пены и содержание гидрофильных минеральных компонентов в пене с массовой долей воды в межпузырьковом пространстве.

Согласно выбранному подходу, для удаления зёрен нерудных минералов, механически вынесенных в пенный слой с межпузырьковой жидкостью, необходимо достичь максимального «сброса» избыточной воды из пены. Однако при этом нельзя удалять воду, находящуюся в гидратной оболочке воздушных пузырьков и определяющую устойчивость аэрофлокул в пенном слое.

Скорость истечения водной фазы из слоя пены при синерезисе описывается уравнением 1 [6]:

$$\Delta V_L = V_{L,0} (1 - \exp(-\frac{k\tau^n}{n})), \quad (1)$$

где ΔV_L – объём жидкости, вытекающей из пены к моменту времени τ ; $V_{L,0}$ – начальный

объём жидкости в пене (параметры ΔV_L , $V_{L,0}$ отнесены к площади поперечного сечения); k и n – коэффициенты.

Уравнение 1 было преобразовано с целью определения важного параметра процесса синерезиса флотационной пены – доли воды в гидратной оболочке пузырьков воздуха, определяемой как асимптота зависимости обводнения пены от времени [3]:

$$V_{L,\tau} = V_{L,0} + V_{L,r} - V_{L,0} \left(1 - \exp\left(-\frac{k\tau^n}{n}\right)\right), \quad (2)$$

где $V_{L,0}$ – начальный объём жидкости в пене; $V_{L,\tau}$ – объём жидкости в момент времени τ ; $V_{L,r}$ – содержание гидратационной жидкости в пене (после завершения синерезиса); k и n – коэффициенты.

Уравнение 2 по сути является кинетическим уравнением, описывающим модель с детерминированными связями, однако в силу сложности процесса носящую существенно стохастический характер. Следует учитывать тот факт, что при протекании процесса синерезиса для произвольной ячейки в пенном слое имеет место поступление в неё водно-минеральной фазы из расположенных выше ячеек пены. Поэтому применение выбранной модели требует её корректировки по результатам кинетических исследований.

Исследование процесса синерезиса флотационной пены проводилось в пеногенерирующей установке, выполненной в виде стеклянного цилиндра с перегородкой из пористого стекла в нижней части. Динамика изменения структуры пенного слоя и распределения флотуруемых и нефлотуруемых минеральных фракций исследовалась с применением оптического метода [15–17]. Съёмку аэрофлокул в объёме пены проводили с использованием наружной видеокамеры.

При проведении исследований была применена усовершенствованная методика, позволяющая визуализировать присутствие, направление и траектории движения минеральных зёрен в трёхфазной системе «твёрдое – жидкое – газ». При визиометрическом анализе для определения изменения структуры пенного слоя и движения минеральных

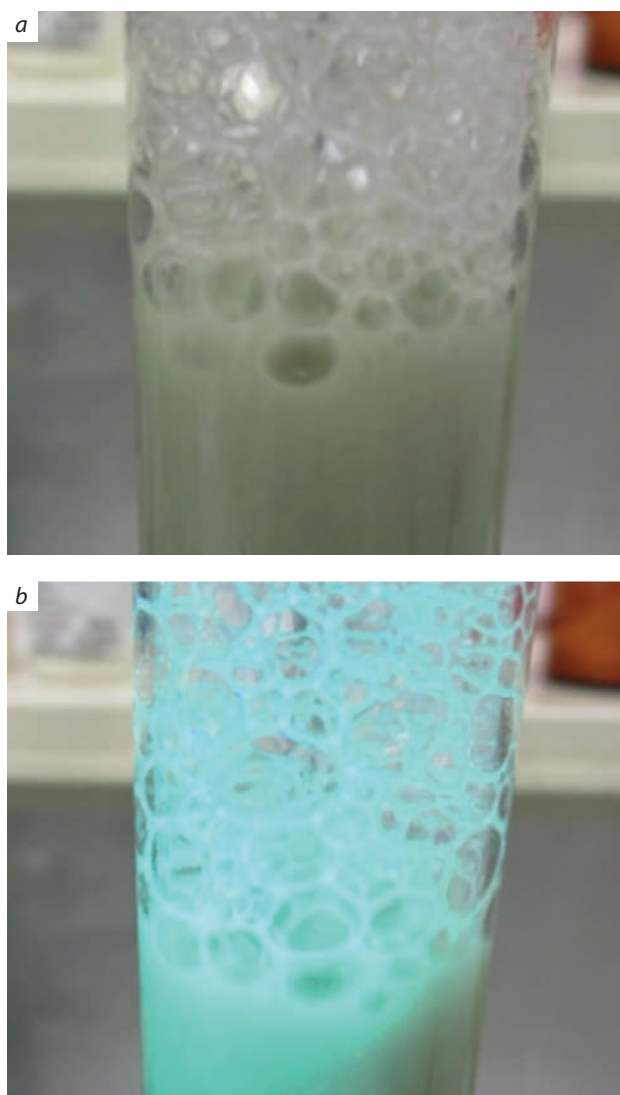


Рис. 2. Граница раздела фаз «пульпа – пена» в пеногенерирующей установке при применении в качестве индикаторного минерала люминофора Э-515-115: *a* – в обычном освещении; *b* – в ультрафиолетовом освещении

Fig. 2. Pulp-foam interface in a foam-generating unit with the use of the E-515-115 luminophore as an indicator mineral:

a – under normal lighting; *b* – under ultraviolet lighting

зёрен использовали загрузки люминофоров – имитаторов флотуруемых и нефлотуруемых минералов. Как видно из рис. 2, применение люминофоров и их освещения в ультрафиолетовом диапазоне делает возможной фиксацию минеральной фазы во флотационной пене.

В качестве имитатора флотуемых и нефлотуемых минералов использовались люминофоры Э-515-115, ФЛ-110 и ФЛ-530, представляющие собой сульфиды цинка и кадмия, активированные ионами меди [14]. Для перевода минеральных люминофоров во флотуемую форму применяли их обработку в растворе медного купороса с концентрацией 63 мг/л и последующую гидрофобизацию в растворе бутилового ксантогената с концентрацией 100 мг/л. Люминофор ФК-110 характерен излучением (люминесценцией) с длиной волны 465 нм (синее свечение), люминофор Э-515-115 – 515 нм (синее-зелёное свечение), люминофор ФЛ-530, представляющий собой ортосиликат цинка, – с длиной волны 530 нм (зелёное свечение) [14]. При исследовании применяли фракции люминофоров крупностью от 25 до 55 мкм.

Исследование влияния времени отстаивания пены на её технологические характеристики проводили с использованием пеногенерирующей установки на пробе медной руды. Исходную навеску измельчённой руды в виде пульпы загружали в установку и включали продувку воздухом. После стабилизации уровня пены подачу воздуха отключали, и пену отстаивали в течение заданного времени. Затем выгружали верхний слой пены заданной толщины, переносили в чашку и взвешивали. Выгрузку пены проводили погруженным в неё на заданную глубину всасывающим приспособлением. После удаления влаги высушиванием чашку с сухой фракцией пены повторно взвешивали. По разности массы исходной и высушенной пробы рассчитывали массу удалённой воды. По разности с собственной массой чашки рассчитывали массу твёрдого в пробе. По исходному объёму пробы пены и объёму водно-минеральной фазы рассчитывали кратность пены. По массе водной и твёрдой фазы рассчитывали плотность извлечённой из пены водно-минеральной фазы.

Отобранная твёрдая фаза после доизмельчения анализировалась на содержание меди. Расчётным путём по значениям веса твёрдой фазы в пробе и содержаниям меди рассчитывалось частное извлечение.

Обсуждение полученных результатов

Анализ причин снижения качества медного концентрата. Задачей предварительных исследований было определение причин снижения качества медного концентрата. Методика исследований предполагала определение элементного и минерального состава отдельных классов крупности флотационного концентрата. По данным минералогического анализа, в отобранной пробе руды текущей добычи Северо-Западного участка Волковского месторождения преобладает рудная минерализация, представленная титаномагнетитом (30,5 %) пироксеном (21,5 %), плагиоклазом (18,1 %), апатитом (11,9 %), кальцитом (6,4 %), хлоритом (4,6 %), сульфидами меди (2,1 %), амфиболами (1,2 %), эпидотом (0,8 %) и другими минералами. Сульфиды меди представлены борнитом (около 66 %) и халькопиритом (35 %).

Минеральный состав хвостов флотации не отличается от исходной руды за исключением уменьшения массовой доли сульфидных минералов меди до 0,22 %. Минеральный состав концентрата характеризуется повышенной массовой долей сульфидов меди и, соответственно, сниженной долей породных минералов (табл. 1).

Установленной особенностью минерального состава выделенных классов крупности медного концентрата является увеличение массовых долей породных минералов в классе крупности -10 мкм. Полученный результат минералогических исследований определяет извлечение тонких классов породных минералов в медный концентрат как причину снижения его качества.

Вынос тонких классов породных минералов в концентрат происходит вследствие механического захвата водной фазы пульпы воздушными пузырьками. Поэтому задачей дальнейших теоретических рассуждений и экспериментальных исследований было определение параметров процесса флотации и конструкции пневматических флотационных машин, обеспечивающих минимальный вынос в концентрат тонких классов породных минералов.



Табл. 1. Минеральный состав флотационного концентрата по классам крупности

Table 1. Mineral composition of the flotation concentrate by size classes

| Продукт | Класс крупности, мкм | | | | Среднее по концентрату |
|--------------------|----------------------------|-------------|-------------|---------|------------------------|
| | -10 мкм | -25 +10 мкм | -44 +25 мкм | +44 мкм | |
| Выход класса, % | 20,2 | 26,5 | 20,1 | 33,2 | 100 |
| Содержание меди, % | 10,6 | 21,2 | 22,1 | 20,1 | 18,5 |
| | Массовая доля минералов, % | | | | |
| Сульфиды меди | 21,2 | 42,5 | 44,3 | 40,2 | 38,59 |
| Титаномагнетит | 21,1 | 13,1 | 12,9 | 13,5 | 14,81 |
| Пироксен | 16,3 | 11,5 | 11 | 11,4 | 12,34 |
| Плагиоклаз | 15,3 | 10,8 | 10,6 | 11,3 | 11,83 |
| Апатит | 10,3 | 7,5 | 7,2 | 7,6 | 8,04 |
| Кальцит | 5,2 | 4,3 | 4,1 | 4,6 | 4,54 |
| Хлорит | 2,7 | 3,1 | 3,1 | 3,5 | 3,15 |
| Амфиболы | 1,5 | 1,0 | 0,9 | 1,1 | 1,11 |
| Эпидот | 0,8 | 0,5 | 0,5 | 0,7 | 0,63 |
| Другие | 5,6 | 4,7 | 4,4 | 5,1 | 4,95 |
| Итого | 100 | 100 | 100 | 100 | 100,00 |

Исследования кинетики изменения аэрогидродинамических параметров пены. Изменение структуры пены при её отстаивании наглядно иллюстрируется данными визиометрического анализа. Результаты наблюдений показали, что с течением времени протекают процессы утончения гидратной оболочки, укрупнения пузырьков и выноса гидрофильных минералов из аэрофлокул вместе с избыточной водной фазой (рис. 3).

Результаты измерений показывают, что зёрна гидрофильных минералов устойчиво удерживаются в каналах Гиббса – Плато и реже – на горизонтальных участках межфазных границ (рис. 3). Гидрофобные минералы закрепляются как в каналах Гиббса – Плато, так и на участках межпузырькового пространства. Такие результаты хорошо соответствуют положениям о стабилизирующем действии гидрофобных минералов на устойчивость аэрофлокул [13, 18]. Результаты визиометрического анализа также показывают эффект удаления гидрофильных минералов из флокул вместе со стекающей по каналам Гиббса – Плато межпузырьковой жидкостью (рис. 4).

Таким образом, результаты визиометрического анализа позволяют заключить, что основной движущей силой удаления гидро-

фильных минералов из пенного слоя является стекание водной фазы из межпузырькового пространства аэрофлокул.

Для получения математической модели (зависимости по формуле 2) был применён итерационный механизм, предполагающий определение таких значений коэффициентов k и n регрессионного уравнения 2, при которых минимизируется остаточная дисперсия зависимости объёмной доли влаги от продолжительности выдерживания пены.

По данным обработки экспериментального массива, полученного при исследовании процесса синерезиса флотационной пены, были установлены зависимости влагосодержания от продолжительности отстаивания пены, сформированной при пневматической флотации пульпы, которая образована измельчённой медной рудой различной крупности (рис. 5).

Важным параметром, установленным в результате эксперимента, является время стекания межпузырьковой гидратационной водной фазы (до 5 % влаги), составившее в зависимости от крупности флотируемого материала от 1,75 до 2 минут (табл. 2).

Анализ результата эксперимента позволил также определить долю воды, сохраняющуюся в гидратной оболочке пузырьков воздуха

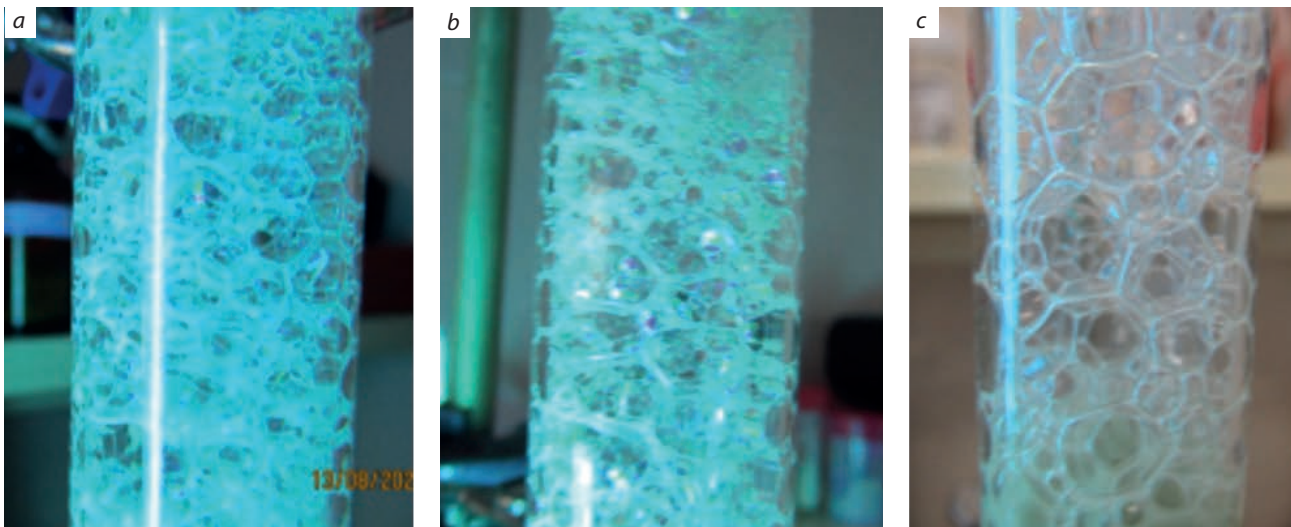


Рис. 3. Пенный продукт с индикаторным минеральным люминофором Э-515-115 после отстаивания в течение: *a* – 30 секунд; *b* – 2 минуты; *c* – 5 минут

Fig. 3. Froth product with indicator mineral luminophore E-515-115 after settling during: *a* – 30 seconds; *b* – 2 minutes; *c* – 5 minutes

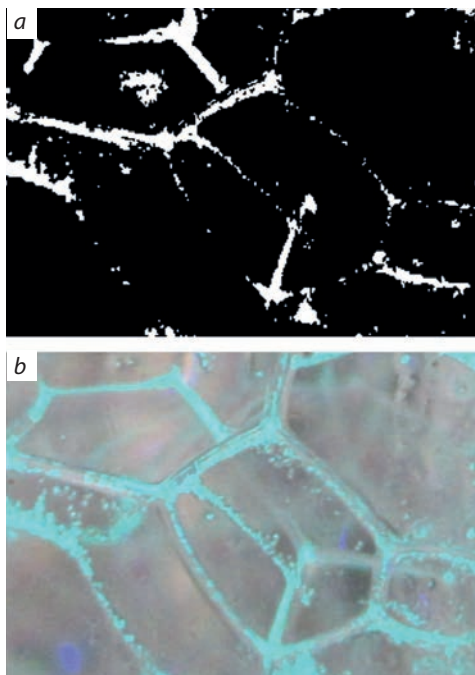


Рис. 4. Люминесцирующие зёрна гидрофильных минералов в каналах Гиббса – Плато: *a* – фото в ультрафиолетовом освещении; *b* – результаты визиометрического анализа

Fig. 4. Luminescent grains of hydrophilic minerals in Gibbs-Plato channels: *a* – photo under ultraviolet light; *b* – results of visio-metric analysis

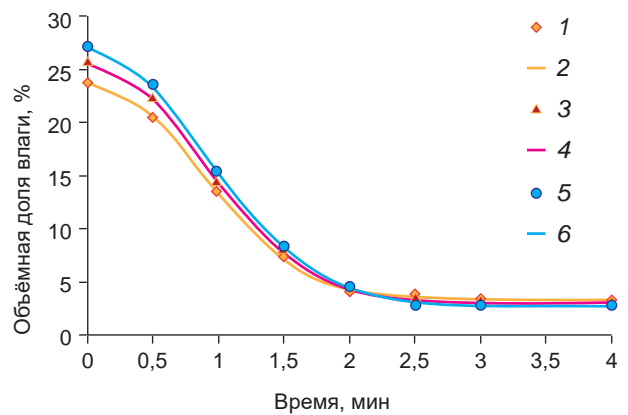


Рис. 5. Зависимости объёмной доли влаги в пене от времени отстаивания при флотации медной руды классов крупности: 1, 2 – 51,5 % кл. -74 мкм; 3, 4 – 66,5 % кл. -74 мкм; 5, 6 – 74,9 % кл. -74 мкм; 1, 3, 5 – измеренные значения; 2, 4, 6 – аппроксимирующие зависимости по уравнению 2

Fig. 5. Dependences of the volume fraction of moisture in the froth on the settling time during flotation of copper ore of the following size classes:

1, 2 – 51.5% of class -74 μm ; 3, 4 – 66.5% of class -74 μm ; 5, 6 – 74.9% of class -74 μm ; 1, 3, 5 – measured values; 2, 4, 6 – approximating dependences according to Equation 2



Табл. 2. Параметры синерезиса пены при флотации медной руды различной степени измельчения

Table 2. Froth syneresis parameters during flotation of copper ore of varying degrees of grinding

| № | Крупность твёрдой фазы, % кл. -74 мкм | Конечное содержание гидратационной водной фазы в пене, % | Время стекания межпузырьковой водной фазы, мин. |
|---|---------------------------------------|--|---|
| 1 | 51,5 | 3,3 | 1,75 |
| 2 | 66,5 | 3,0 | 1,93 |
| 3 | 74,9 | 2,7 | 2,05 |

в пене: в зависимости от крупности флотуемого материала она составила от 2,8 до 3,3 % (см. табл. 2).

Результаты анализа содержания меди в водной фазе показали, что во временном диапазоне 1–4 мин. протекает процесс повышения массовой доли (вторичной концентрации) флотуемых минералов в пенном продукте, основным механизмом которого является удаление из него нефлотуемых минералов (рис. 6).

Результаты измерений также показали существенное возрастание плотности извлечённой водно-минеральной фракции, свидетельствующее об удалении водной фазы, и возрастание массовой доли меди в твёрдой фазе пенного продукта, свидетельствующее об удалении с избыточной водной фазой гидрофильных зёрен нефлотуемых минералов (рис. 6). Анализ полученных результатов показал, что после 2–2,5 минут отстаивания пены процесс вторичного концентрирования заканчивается и в дальнейшем происходит вынос из пенного слоя обогащённой медными минералами фракции, что приводит к существенному снижению извлечения меди (рис. 6).

По результатам исследований процесса вторичной минерализации был сделан вывод, что оптимальная продолжительность пребывания флотационной пены в зоне транспортирования должна быть близкой к времени стекания свободной межпузырьковой водной фазы, составляющему от 1,75 до 2 минут.

Скорость подъёма пены ($v_{\text{п}}$, м/мин.) в зоне транспортирования флотационной маши-

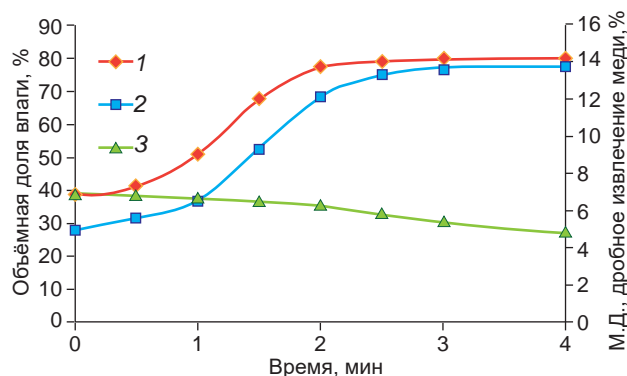


Рис. 6. Зависимости показателей от времени отстаивания пены, полученной при флотации медной руды:

1 – плотность водно-минеральной фракции пенного продукта; 2 – массовая доля (М. Д.) меди в твёрдом; 3 – дробное извлечение меди с пенным продуктом

Fig. 6. Dependence of the parameters on the settling time of the foam obtained during copper ore flotation:

1 – density of the water-mineral fraction of the foam product; 2 – mass fraction (M.F.) of copper in the solid; 3 – fractional copper recovery with the foam product

ны можно рассчитать как сумму скоростей подъёма воздушной ($v_{\text{возд}}$), водной ($v_{\text{вод}}$) и твёрдой ($v_{\text{тв}}$) фазы или как сумму отношения расхода воздуха ($Q_{\text{возд}}$), воды ($Q_{\text{вод}}$) и твёрдого ($Q_{\text{тв}}$) к сечению флотомшины в зоне транспортирования ($S_{\text{тр}}$):

$$v_{\text{п}} = v_{\text{возд}} + v_{\text{вод}} + v_{\text{тв}} = (Q_{\text{возд}} + Q_{\text{вод}} + Q_{\text{тв}}) / S_{\text{тр}} = (Q_{\text{возд}} + (Q_{\text{вод}} \times (1 + R) / \rho_{\text{тв}}) / S_{\text{тр}},$$

где R – весовое отношение твёрдого к жидкому; $\rho_{\text{тв}}$ – плотность твёрдого, кг/м³.

Исходя из удельной производительности по пенному продукту на единицу площади рабочей зоны (площади пенообразования) 2,1 т/ч на 1 м², отношения «жидкое – твёрдое» 1,5 (40 % твёрдого), расчётная скорость подъёма пены в нижней части зоны транспортирования флотационной машины составила 0,67 м/мин. В верхней части зоны транспортирования вследствие оттока водной фазы скорость транспортирования снижается и составляет 0,65 м/мин.

Отнесение средней скорости подъёма пены (0,66 м/мин.) к оптимальной продолжительности транспортирования пены (1,75–2 мин.) даёт расчётное значение пути пены в зоне тран-

спортирования 1,2–1,4 м. Данное значение определяет рекомендуемую высоту зоны транспортирования – вторичной концентрации пены во флотомашине КФМ.

Результаты расчётов показали, что высота зоны транспортирования пенного продукта во флотомашине КФМ-1400, составляющая около 2,5 м, является чрезмерной. Поэтому в модернизированной машине КФМ-1400ВМГ высота зоны транспортирования пенного продукта была уменьшена до 1,5 м.

Оптимизация конструкции зоны разгрузки пенного продукта. Оптимизация режима транспортирования и разгрузки пенного продукта в колонных флотомашинах может достигаться путём стабилизации продолжительности движения пенного слоя к разгрузочному порогу [10]. Для достижения поставленной задачи были проведены исследования в направлении выбора наиболее рационального расположения желобов разгрузки пенного продукта колонных флотационных аппаратов.

В качестве альтернативы аппаратам с периферийным (внешним) расположением пенного жёлоба были разработаны и испытаны аппараты со средним расположением пенного жёлоба. Сравнительный анализ траекторий движения пены (рис. 7) показывает возможность сокращения продолжительности движения пены из зоны перечистой флотации [4].

Среднее расположение пенного жёлоба в машине между зонами основной и контрольной флотации обеспечивает следующие преимущества:

- в 1,4 раза увеличивается длина разгрузочного порога и снижается перепад пены в зоне разгрузки;
- исключается сталкивание пенных продуктов камер основной флотации и дофлотации на поверхности пульпы с разрушением части аэрофлокул;
- в 1,5 раза уменьшается максимально возможная длина пути прохождения аэрофлокул от места всплывания до места разгрузки в пенный жёлоб.

Для сохранения сечения и пропускной способности флотационной машины в области транспортирования и вторичной концентрации

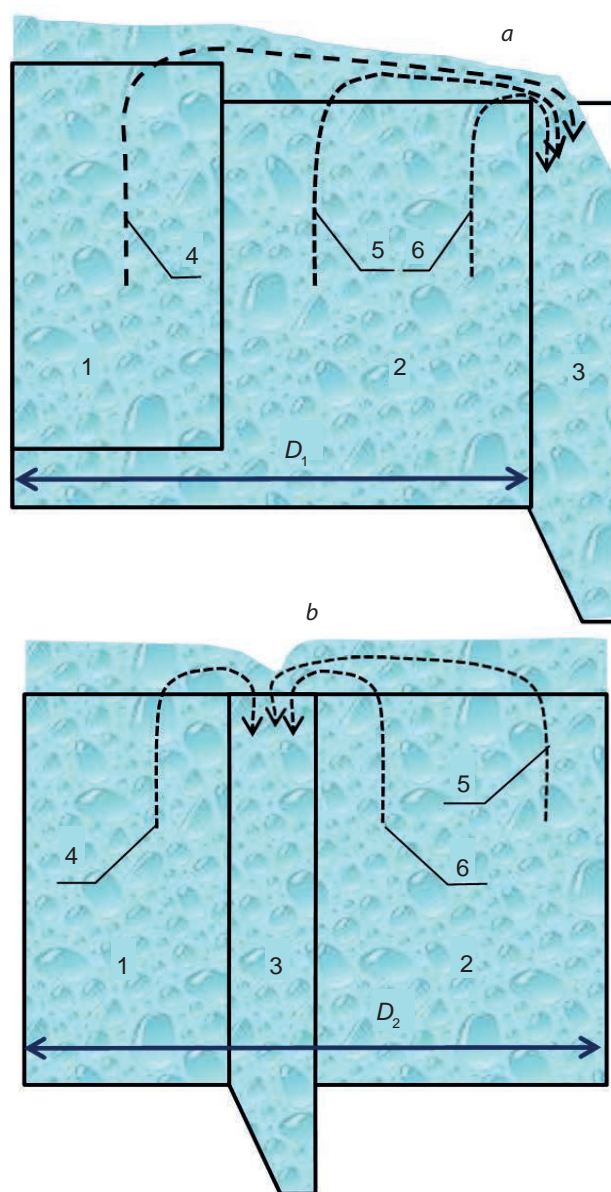


Рис. 7. Схема движения пенных потоков в зоне разгрузки с периферийным (а) и средним (б) расположением кольцевого жёлоба:

1 – зона контрольной флотации; 2 – зона основной флотации; 3 – пенный жёлоб; 4–6 – траектории движения пены: 4 – из зоны перечистой флотации; 5, 6 – из зоны основной флотации (центральной и периферийной части)

Fig. 7. Froth flow diagram in the discharge zone with (a) peripheral and (b) central annular trough locations:

1 – scavenger flotation zone; 2 – rougher flotation zone; 3 – froth trough; 4–6 – froth flow trajectories: 4 – from the cleaning flotation zone; 5, 6 – from the rougher flotation zone (central and peripheral parts)



пенного продукта было предусмотрено пропорциональное увеличение диаметра корпуса машины (см. рис. 7; $D_2 = 1,3 D_1$). При этом в 1,7 раза увеличивается сечение машины в области разгрузки пенного продукта и создаются возможности для пропорционального увеличения расхода воздуха и производительности.

Дальнейшим шагом было бы применение двух- и трёхжелобных машин по образцу зарубежных аналогов [7]. Однако наряду с преимуществами такая конструкция имеет и недостатки:

- возрастает площадь контакта пенного потока со стенками и усиливается эффект разрушения и укрупнения аэрофлокул;
- возникает неравномерность в скоростях воздушных потоков вследствие неодинакового пристеночного торможения;
- уменьшается рабочее сечение машины в зоне разгрузки и скорость движения пены в зоне транспортирования, вследствие чего необходимо увеличивать её высоту.

По результатам сравнения технологических показателей машин с различной конструкцией зоны разгрузки пенного продукта для машин объёмом до 30 м³ при флотации вкрапленных медных и медно-цинковых руд было рекомендовано среднее расположение одного кругового пенного жёлоба в зоне разгрузки и увеличение диаметра флотомшины. Выбранная конструкция зоны транспортирования, вторичной концентрации и разгрузки повышает производительность машины по пенному продукту без снижения показателей по извлечению ценного компонента и качеству получаемого концентрата.

Сделанные рекомендации по уменьшению высоты зоны транспортирования – вторичной концентрации и размещению разгрузочного жёлоба пенного продукта в средней части машины были реализованы при выборе конструкции усовершенствованной флотационной машины серии КФМ.

Как видно из данных, приведённых в таблице 3, модернизированная флотомшина КФМ-1400 ВМГ за счёт уменьшения высоты и увеличения сечения зоны вторичной концентрации, а также увеличения длины разгрузочного

Табл. 3. Сравнение конструктивных параметров и производительности флотационной машины КФМ-1400 до и после модернизации

Table 3. Comparison of the design parameters and performance of the KFM-1400 flotation machine before and after modernization

| Показатели | Модели флотомашин | |
|--|-------------------|-------------|
| | КФМ-1400 | КФМ-1400ВМГ |
| Объём камеры, м ³ | 19,0 | 15,1 |
| Высота машины, м | 10,0 | 6,0 |
| Длина разгрузочного порога, м | 6,9 | 9,4 |
| Площадь пенообразования, м ² | 3,8 | 7,1 |
| Максимальный расход сжатого воздуха, м ³ /ч | 180 | 250 |
| Удельная производительность по пенному продукту, т/ч на м ³ | 0,371 | 0,985 |

порога позволяет увеличить удельную производительность в 2,6 раза.

Выводы

Исследованиями минерального состава отдельных классов крупности медного концентрата определены причины снижения его качества, заключающиеся в извлечении тонких классов породных минералов. Обоснован подход к решению задачи повышения качества медного концентрата, предполагающий определение параметров процесса флотации и конструкции пневматических флотационных машин, обеспечивающих минимальный вынос в концентрат тонких классов породных минералов.

Проведёнными визиометрическими исследованиями с применением минеральных гидрофобных и гидрофильных люминофоров – имитаторов флотируемой и нефлотируемой минеральной фазы показано, что при транспортировании пены происходит снижение толщины гидратных оболочек между воздушными пузырьками аэрофлокул и укрупнение пузырьков. Показано, что гидрофильные минераль-

ные частички преимущественно концентрируются в каналах Гиббса – Плато и удаляются из аэрофлокула со стекающей водной фазой.

Исследованиями на рудном материале показано, что наиболее важным параметром аэрогидродинамического режима флотации в зоне транспортирования – вторичной концентрации является время стекания свободной межпузырьковой водной фазы, составившее в зависимости от крупности флотируемого материала от 1,75 до 2 минут. При большей продолжительности отстаивания пены процесс вторичного концентрирования заканчивается, и в дальнейшем происходит вынос из пенного слоя обогащённой медью фракции, что приводит к существенному снижению извлечения.

Исходя из удельной производительности по пенному продукту на единицу площади рабочей зоны 2,1 т/ч на 1 м², отношения «жидкое – твёрдое» 1,5 и степени аэрации в пене 80 %, расчётная скорость подъёма пены во

флотационной машине составила 0,66 м/мин. В соответствии со сделанными рекомендациями оптимальная высота зоны транспортирования пены – зоны вторичного концентрирования во флотомашине КФМ составляет от 1,2 до 1,4 м.

Для колонных флотационных машин объёмом до 30 м³ при флотации вкрапленных медных и медно-цинковых руд рекомендовано среднее расположение кругового пенного жёлоба в зоне разгрузки, что обеспечивает повышение производительности без снижения показателей по извлечению ценного компонента и качеству получаемого концентрата.

Модернизированная с учётом сделанных рекомендаций по высоте и конструкции зоны транспортирования, вторичной концентрации и разгрузки пенного продукта флотомашин КФМ-1400 ВМГ позволяет увеличить удельную производительность с единицы объёма камеры в 2,6 раза без снижения извлечения и качества получаемых концентратов.

Список литературы

1. Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Мальцев В. А., Пургин А. П. Колонные пневматические флотационные машины. Эволюция. – Екатеринбург : Изд-во УрФУ, 2020. – 149 с.
2. Видуецкий М. Г., Мальцев В. А., Паньшин А. М., Йочев И. Ш. Особенности работы флотомашин серии КФМ в промышленных схемах обогащения медных, медно-цинковых и свинцово-цинковых руд // Цветные металлы. – 2017. – № 6. – С. 12–21.
3. Вилкова Н. Г. Свойства пен и методы их исследования. – Пенза : ПГУАС, 2013. – 120 с.
4. Информационно-аналитические материалы: Мировые достижения развития методов, техники и технологий переработки минерального сырья. Серия: Обогащение минерального сырья. – М. : Изд-во ВИМС, 2020. – 52 с.
5. Обзор рынка флотационных установок для переработки минерального сырья в России. – ООО «ИГ «Инфомайн», 2023. – 165 с.
6. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. В. А. Чантурия, И. В. Шадреновой. – М. : Наука, 2016. – 387 с.
7. Chanturia V. A., Morozov V. V., Dvoichenkova G. P., Chanturia E. L., Podkamenny Y. A. Modification of Diamond Spectrum Pattern Using Luminophore-Containing Agents with Zinc and Cadmium Chalcogenides // Journal of Mining Science. – 2022. – V. 58 (4). – P. 599–609.
8. Farrokhpay S., Filippov L., Fornasiero D. Flotation of fine particles: A review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2021. – V. 42, № 7. – P. 473–483.
9. Femenias F., Maldonado M., Miranda N., Gutierrez L. Flotation Performance and Gas Dispersion Properties in a Laboratory Flotation Cell. – DOI : 10.3390/min12111351 // Minerals. – 2022. – V. 12 (11) : 1351.
10. Jameson G. J. New directions in flotation machine design // Minerals Engineering. – 2010. – № 23. – P. 835–841.
11. Martinez J., Maldonado M., Gutierrez L. A Method to Predict Water Recovery Rate in the Collection and Froth Zone of Flotation Systems. – DOI : 10.3390/min10070630 // Minerals. – 2020. – V. 10 (7) : 630.



12. *Nguyen A. V., Schulze H. G. (Eds.) Colloidal science of flotation.* – CRC Press, Taylor and Francis Group, 2004. – 850 p.
13. *Rubinstein J. B., Samigyn V. D. Effect of particle and bubble size on flotation kinetics / Frothing in Flotation.* – London : Gordon and Breach science publ., 1998. – V. 2, 3.
14. *Viduetsky M. G., Maltsev V. A., Purgin A. P., Garifulin I. F., Panshin A. M., Metelev A. A., Stepanenko A. I., Yochev I. Operating flotation cells of the KFM series in the head of full-scale copper, copper-zinc, lead-zinc ore concentration circuits / XXIX International Mineral Processing Congress – IMPC 2018, Moscow, Russia.* – P. 125.
15. *Wang D., Liu Q. Aggregating fine hydrophilic materials in froth flotation to improve separation efficiency through a homo-aggregation flotation process.* – DOI : 10.1016/j.cis.2024.103110 // *Advances in Colloid and Interface Science.* – 2024. – V. 325 : /103110.
16. *Wang D., Liu Q. Influence of aggregation/dispersion state of hydrophilic particles on their entrainment in fine mineral particle flotation.* – DOI : 10.1016/j.mineng.2021.106835 // *Minerals Engineering.* – 2021. – V. 166 : 106835.
17. *Yianatos J. B., Moys M. H., Contreras F., Villanueva A. Froth recovery of industrial flotation cells.* – DOI : 10.1016/j.mineng.2007.12.012 // *Minerals Engineering.* – 2008. – V. 21 (12). – P. 817–825.
18. *Zhang W. The Effects of Frothers and Particles on the Characteristics of Pulp and Froth Properties in Flotation – A Critical Review // Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering.* – 2016. – № 4. – P. 251–269.
19. *Zhang W., Finch J. A. Effect of solids on pulp and froth properties in flotation.* – DOI : 10.1007/s11771-014-2086-1 // *Journal of Central South University.* – 2014. – V. 21. – P. 1461–1469.

References

1. Viduetskii M. G., Garifulin I. F., Mal'tsev V. A., Purgin A. P. Kolonnye pnevmaticheskie flotatsionnye mashiny. Evolyutsiya [Column pneumatic flotation machines. Evolution], Ekaterinburg, Izdatel'stvo UrFU [Ural Federal University Publ.], 2020, 149 p.
2. Viduetskii M. G., Mal'tsev V. A., Pan'shin A. M., Iochev I. Shch. Osobennosti raboty flotomashin serii KFM v promyshlennykh skhemakh obogashcheniya mednykh, medno-tsinkovykh i svintsovo-tsinkovykh rud [Features of the operation of KFM series flotation machines in industrial beneficiation schemes for copper, copper-zinc, and lead-zinc ores], *Tsvetnye metally [Non-Ferrous Metals]*, 2017, No 6, pp. 12–21. (In Russ.).
3. Vilkova N. G. Svoistva pen i metody ikh issledovaniya [Properties of foams and methods for their study], Penza, PGUAS [Penza State University of Architecture and Construction], 2013, 120 p.
4. Informatsionno-analiticheskie materialy: Mirovye dostizheniya razvitiya metodov, tekhniki i tekhnologii pererabotki mineral'nogo syr'ya. Seriya: Obogashchenie mineral'nogo syr'ya [Information and analytical materials: Global achievements in the development of methods, equipment, and technologies for processing mineral raw materials. Series: Beneficiation of mineral raw materials], Moscow, Izdatel'stvo VIMS [All-Russian Scientific-Research Institution of Mineral Resources Publ.], 2020, 52 p.
5. Obzor rynka flotatsionnykh ustanovok dlya pererabotki mineral'nogo syr'ya v Rossii [Market review of flotation units for processing mineral raw materials in Russia], IG InfoMine LLC, 2023, 165 p.
6. Tekhnologiya obogashcheniya mednykh i medno-tsinkovykh rud Urala [Technology of beneficiation of copper and copper-zinc ores of the Urals], edited by V. A. Chanturia, I. V. Shadrinova, Moscow, Nauka Publ., 2016, 387 p.
7. Chanturia V. A., Morozov V. V., Dvoichenkova G. P., Chanturia E. L., Podkamenny Y. A. Modification of Diamond Spectrum Pattern Using Luminophore-Containing Agents with Zinc and Cadmium Chalcogenides, *Journal of Mining Science*, 2022, V. 58 (4), pp. 599–609.
8. Farrokhpay S., Filippov L., Fornasiero D. Flotation of fine particles: A review, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 2021, V. 42, No 7, pp. 473–483.
9. Femenias F., Maldonado M., Miranda N., Gutierrez L. Flotation Performance and Gas Dispersion Properties in a Laboratory Flotation Cell, *Minerals*, 2022, V. 12 (11) : 1351. DOI: 10.3390/min12111351.
10. Jameson G. J. New directions in flotation machine design, *Minerals Engineering*, 2010, No 23, pp. 835–841.

11. Martinez J., Maldonado M., Gutierrez L. A Method to Predict Water Recovery Rate in the Collection and Froth Zone of Flotation Systems, *Minerals*, 2020, V. 10 (7) : 630. DOI: 10.3390/min10070630.
12. Nguyen A. V., Schulze H. G. (Eds.) Colloidal science of flotation, CRC Press, Taylor and Francis Group, 2004, 850 p.
13. Rubinstein J. B., Samigiyin V. D. Effect of particle and bubble size on flotation kinetics, *Frothing in Flotation*, London, Gordon and Breach science publ., 1998, V. 2, 3.
14. Viduetsky M. G., Maltsev V. A., Purgin A. P., Garifulin I. F., Panshin A. M., Metelev A. A., Stepanenko A. I., Yochev I. Operating flotation cells of the KFM series in the head of full-scale copper, copper-zinc, lead-zinc ore concentration circuits, XXIX International Mineral Processing Congress, Moscow, p. 125.
15. Wang D., Liu Q. Aggregating fine hydrophilic materials in froth flotation to improve separation efficiency through a homo-aggregation flotation process, *Advances in Colloid and Interface Science*, 2024, V. 325 : 103110. DOI: 10.1016/j.cis.2024.103110.
16. Wang D., Liu Q. Influence of aggregation/dispersion state of hydrophilic particles on their entrainment in fine mineral particle flotation, *Minerals Engineering*, 2021, V. 166: 106835. DOI: 10.1016/j.mineng.2021.106835.
17. Yianatos J. B., Moys M. H., Contreras F., Villanueva A. Froth recovery of industrial flotation cells, *Minerals Engineering*, 2008, V. 21 (12), pp. 817–825. DOI: 10.1016/j.mineng.2007.12.012
18. Zhang W. The Effects of Frothers and Particles on the Characteristics of Pulp and Froth Properties in Flotation – A Critical Review, *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 2016, No 4, pp. 251–269.
19. Zhang W., Finch J. A. Effect of solids on pulp and froth properties in flotation, *Journal of Central South University*, 2014, V. 21, pp. 1461–1469. DOI: 10.1007/s11771-014-2086-1.

Метелёв Алексей Анатольевич (metelev_aa@umbr.ru)
главный инженер ¹

Видуецкий Марк Григорьевич
консультант ¹

Гарифулин Игорь Фагимьянович
ведущий научный сотрудник ¹

Пургин Александр Петрович
заведующий отделом ¹

Морозов Валерий Валентинович (dchmggu@mail.ru)
доктор технических наук, профессор ²

¹ Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

² Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Россия