

УДК 622.7:519.711.2

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ  
НА СЕЛЕКТИВНОСТЬ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ.  
Ч. 2. ВЛИЯНИЕ РАЗДЕЛЕНИЯ ИСХОДНОГО ПИТАНИЯ  
НА КРУПНЫЕ И МЕЛКИЕ ФРАКЦИИ ЧАСТИЦ**

**В. Д. Самыгин<sup>1</sup>, П. В. Григорьев<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>*Национальный исследовательский технологический университет “МИСИС”,  
Ленинский проспект, 4, 119049, г. Москва, Россия*

<sup>2</sup>*ООО “Инфорсер Инжиниринг”,  
Рязанский проспект, 24, корп.2, 109428, г. Москва, Россия*

Численным экспериментом двух субпроцессов — захвата пузырьком минеральных частиц и их отрыва показана возможность повышения в 2–3 раза качества концентрата при раздельной флотации песков и шламов по сравнению со стандартной схемой. Эффект достигается за счет оптимизации в циклах флотации определенного соотношения диаметра пузырьков и энергии диссипации для каждой из 36 фракций частиц, различающихся крупностью и содержанием меди. Соотношение гидродинамических факторов зависит от размера частиц и распределения в них металла.

*Модель, селективность, флотация, пески, шламы, пузырьки, диссипация*

Схемы раздельной флотации песковой и шламовой части руды предложены А. М. Годеном в 1945 г. и В. А. Глембоцким в 1948 г. Эффективность технологии связывалась с устранением влияния первичных шламов на флотируемость частиц в песковой части схемы, а также с оптимальным перераспределением реагентов для флотации частиц различной крупности. Схемы раздельной флотации применяются при обогащении Жезказганских медных руд, при получении хлористого калия из сильвинита [1], при обогащении золото-мышьяковистой руды на фабрике Джайент Йеллоунаиф (Yellowknife, Канада), при обогащении шламов угля на ОФ “Северная” и “Распадская”. Отмечается, что скорость раздельной флотации значительно выше скорости флотации исходной пульпы [2].

Развивается концепция применения гибридной энергии при флотации (фирма FLSmidth), которая заключается в обеспечении максимального извлечения мелких частиц при использовании флотомашин с большой мощностью (высокие обороты при стандартном размере импеллера), а для крупных частиц — с меньшей мощностью (низкоскоростной большой импеллер).

Испытания схемы раздельной колонной флотации крупных (0.4–0.15 мм) и тонких (–0.04 мм) угольных шламов показали низкую эффективность обогащения угольных частиц с размером –0.05 мм [3]. Для извлечения мелких безынерционных частиц предложен аппарат для турбулентной микрофлотации [4] с использованием микропузырьков воздуха диаметром 30 мкм.

При разработке схем раздельной флотации практически не уделялось внимание оптимизации гидродинамического режима, который несовместим в этих циклах, так как оптимальные значения интенсивности турбулентности значительно различаются [5].

В первой части статьи [6] моделированием только двух субпроцессов захвата пузырьком и отрыва частиц показано влияние диаметра пузырьков и энергии диссипации на селективность флотации. Цель второй части статьи — доказать численным экспериментом, что максимально возможные показатели обогащения достигаются только при раздельной флотации, в циклах которой можно установить для всех фракций руды оптимальные значения диаметра пузырьков и энергии диссипации.

### ОПИСАНИЕ МОДЕЛИ

*Общие положения.* Субпроцессы захвата пузырьком и отрыва частиц моделировались в рамках однофазной модели. Исходные данные — гранулометрический и сростковый составы руды, включающие 36 фракций, различающихся крупностью частиц и содержанием меди. Взаимосвязь между краевым углом смачивания и массовой долей меди в частицах представлялась линейной [7].

Модель позволяла определять влияние размеров пузырьков воздуха, значения энергии диссипации и граничного зерна классификации в гидроциклоне на константу скорости флотации каждой фракции, спектр флотируемости и кривые обогатимости.

*Основные уравнения.* Извлечение  $\varepsilon_i(t)$  и выход  $\gamma_i(t)$  за время  $t$  каждой из 36 фракций рассчитывались по уравнению Белоглазова:

$$\varepsilon_i(t) = \varepsilon_i(1 - \exp(-K_i t)),$$

$$\gamma_i(t) = \gamma_i(1 - \exp(-K_i t)),$$

где  $K_i = n_b k_i$  — константа скорости флотофракции, вычисляемая как интенсивность захвата частиц  $i$ -й фракции пузырьками,  $\text{с}^{-1}$ ;  $n_b$  — концентрация пузырьков в единице объема,  $1/\text{м}^3$ ;  $k_i$  — интенсивность захвата частиц  $i$ -й фракции объемом одного пузырька,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Газосодержание  $\varphi$  (объемная доля пузырьков в пульпе) принималось равным 0.2. Концентрация пузырьков вычислялась как

$$n_b = \frac{6\varphi}{\pi d_b^3}.$$

Для каждой  $i$ -й фракции выполнялось известное соотношение

$$\varepsilon_i \alpha = \gamma_i \beta_i,$$

где  $\alpha = 0.32 \pm 0.04\%$  и  $\beta_i$  — содержание в руде и в  $i$ -й фракции;  $\varepsilon_i$  и  $\gamma_i$  — доля меди и выход  $i$ -й фракции соответственно.

В рамках однофазных представлений захват частиц пузырьками и их отрыв рассматривались как последовательные события, тогда константа скорости

$$K = Z P_c P_a P_s,$$

где  $Z$  — частота соударения с объемом одного пузырька,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $P_c$ ,  $P_a$ ,  $P_s$  — вероятности соударения, прилипания (адгезии) и удержания соответственно. Все вероятности и частота соударений рассчитывались по формулам, принятым в работах [8–11].

Аналогичные выражения для вероятностей прилипания (адгезии) и отрыва частиц при образовании комплексов “пузырек – частица” использованы в работах [12–14] для анализа и оптимизации гидродинамического режима во флотомашинах.

Для моделирования сепарирующих свойств гидроциклона применялась действительная сепарационная характеристика  $e$ , которая представляет собой диагональную матрицу с элементами [15]:

$$e_i = e_{c,i} + R_f(1 - e_{c,i}),$$

где  $R_f$  — доля воды, которая переходит из питания в пески, при расчетах принятая равной 0.2;  $e_{c,i}$  — нормированная сепарационная характеристика [12], равная

$$e_{c,i} = \frac{\exp(a d / d_{50} - 1)}{\exp(a d / d_{50}) + \exp(a) - 2},$$

где  $a$  — крутизна кривой, безразмерная величина, значение которой равнялось 3;  $d_{50}$  — диаметр граничного зерна, мкм;  $d$  — среднее значение диаметра фракции зерен, мкм.

Вычисление действительной сепарационной характеристики позволяло учитывать вынос потоком воды в пески мелких частиц, извлечение которых практически равнялось извлечению воды.

### ОБСУЖДЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ

Показатели раздельной флотации вычислялись как суммарное извлечение и массовая доля меди во фракциях, перешедших в концентрат из песков и шламов исходного питания после разделения в гидроциклоне. Полученные показатели сравнивались с результатами флотации всей руды.

Результаты раздельной флотации зависели от следующих факторов: диаметра граничного зерна и диаметра пузырьков, энергии диссипации в шламовом и песковом циклах.

*Граничное зерно.* Важным фактором при раздельной флотации являлась четкость разделения исходной руды на пески и шламы по граничному зерну, которая во многом определяла эффективность использования оптимального гидродинамического режима (рис. 1). Идеальная классификация позволяла получать максимальное качество концентрата (30 % меди) при максимальном извлечении 93 %. В этих условиях все фракции, для которых необходим различный гидродинамический режим, флотировались в оптимальных условиях.

Обычная флотация моделировалась при энергии диссипации 3 Вт/кг и диаметре пузырька  $d_b = 265$  мкм, при которых получались максимальные показатели обогащения, установленные в [6].

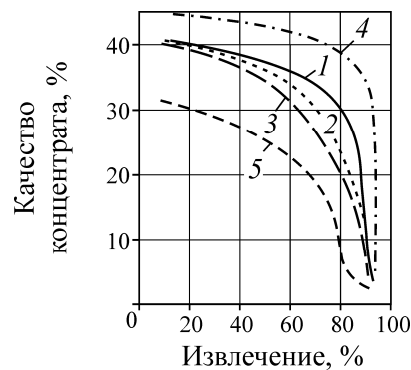


Рис. 1. Влияние на кривые обогатимости диаметра граничного зерна  $d_{50}$  при классификации в гидроциклоне (кривые 1–3) и при идеальном процессе (кривая 4): 1 —  $d_{50} = 5$  мкм; 2 — 10; 3 — 15 мкм; 4 — идеальный процесс при  $d_{50} = 5$  мкм; 5 — обычная флотация. Постоянные условия: энергия диссипации, Вт/кг: шламы — 5, пески — 4; диаметр пузырьков  $d_b$ , мкм: шламы — 30, пески — 265; превышение времени флотации песков в 1.8 раза

Преимущество раздельной флотации перед обычной возрастает с уменьшением диаметра граничного зерна (рис. 1). Например, при 80 %-м извлечении для обычной флотации качество концентрата  $\beta = 10$  %, для раздельной при классификации по граничному зерну  $d_{50} = 15$  мкм (кривая 3) — 20 %, при  $d_{50} = 10$  мкм (кривая 2) — 24 %, а при  $d_{50} = 5$  мкм (кривая 1) — 30 %.

Следовательно, при раздельной флотации за счет использования оптимального диаметра пузырька  $d_b$  (шламы — 30, пески — 265 мкм) и энергии диссипации (шламы — 5, пески — 4 Вт/кг) в циклах возможно повышение качества концентрата в 2–3 раза при одинаковом извлечении.

*Диаметр пузырьков в шламовой и песковой флотации.* В двух циклах зависимость показателей обогащения от диаметра пузырька носила экстремальный характер (рис. 2 и 3). В шламовом цикле наблюдался минимум для пузырька диаметром 100 мкм — кривая обогатимости 5 на рис. 2. В песковом цикле, напротив, отмечался максимум для пузырька диаметром 265 мкм. Самая верхняя кривая обогатимости 3 на рис. 3.

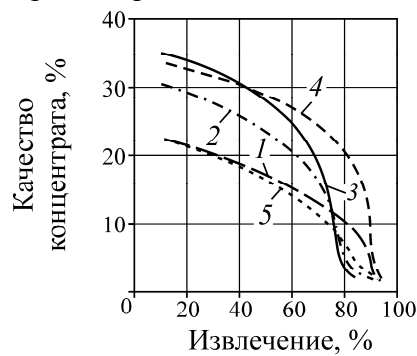


Рис. 2. Влияние диаметра пузырьков в шламовой флотации на кривые обогатимости: 1 —  $d_b = 50$  мкм; 2 — 200; 3 — 400; 4 — 30; 5 — 100 мкм. Постоянные условия: в песках  $d_b = 265$  мкм;  $d_{50} = 5$  мкм; энергия диссипации, Вт/кг: для шламов — 3.0, для песков — 2.75

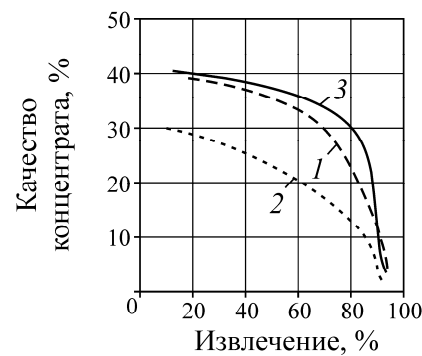


Рис. 3. Влияние диаметра пузырьков в песковой флотации на кривые обогатимости: 1 —  $d_b = 150$  мкм; 2 — 400; 3 — 265 мкм. Постоянные условия: в шламах  $d_b = 30$  мкм;  $d_{50} = 5$  мкм; энергия диссипации для шламов — 4.0 Вт/кг

В шламовом цикле (рис. 2, кривая 4) для диаметра пузырька, равного 30 мкм, прогнозировалось получить 10%-е качество концентрата при извлечении более 90%. При этом кривая обогатимости располагалась выше всех практически во всем диапазоне извлечений. Согласно расчетам [4], значение  $d_b = 30$  мкм соответствовало оптимальному диаметру пузырька для извлечения мелких безынерционных частиц. Для пузырьков большего диаметра показатели обогащения были хуже. При этом можно выделить две зоны: до 78% и более 78% извлечения. В первой зоне с увеличением диаметра пузырьков от  $d_b = 200$  до 400 мкм всегда имелось более высокое качество концентрата при равном извлечении. Например, при 60%-м извлечении содержание меди составляло 20 и 25% соответственно, что больше, чем 15% для  $d_b = 50$  мкм. Во второй, напротив, только с уменьшением диаметра пузырьков менее  $d_b = 100$  мкм достигалось увеличение от 2 до 6 раз содержания при одинаковом извлечении.

Показатели обогащения в циклах обусловлены также изменением фракционного состава, который получался при классификации в гидроциклоне для различного диаметра граничного зерна. Фракции, находящиеся в шламах, имели максимальную константу скорости  $K_M = 7.5 \text{ с}^{-1}$ , а в песках  $K_M = 14 \text{ с}^{-1}$ , т. е. частицы из шламов должны были в 2 раза медленнее извлекаться, чем из песков.

Перераспределение фракций, которое происходило с уменьшением  $d_{50}$ , способствовало повышению показателей раздельной флотации. Убывала почти в 10 раз доля фракции с  $K_M = 2 \text{ с}^{-1}$ , в которой находились частицы крупностью  $-44 + 10$  мкм с массовой долей меди  $\beta$  от 15 до 50.5% и было сосредоточено 17.5% меди от руды. В песках в 2 раза возрастала доля фракции с  $K_M = 14 \text{ с}^{-1}$  и крупностью  $-44 + 10$  мкм с  $\beta = 51\%$ , в которой сосредоточивалось 43% металла.

*Энергия диссипации в песковой флотации.* В песковой флотации зависимость носит экстремальный характер. Для энергии диссипации, равной 2 Вт/кг, кривая обогатимости занимает самое верхнее положение (рис. 4, кривая 2).

Качество концентрата снижалось как при уменьшении, так и при увеличении энергии диссипации от оптимального значения. При увеличении энергии диссипации качество концентрата снизилось на 5–7% от оптимального значения, а при уменьшении энергии качество снизилось на 35–60% (рис. 4). Такое влияние, возможно, связано с недостаточным извлечением крупных раскрытых частиц.

Известно, что извлечение крупных частиц также зависит от колебания поверхности воздушных пузырьков и может быть увеличено применением сочетания аполярных реагентов и ПАВ [16, 17].

*Энергия диссипации в шламовой флотации.* В шламовой флотации при увеличении энергии диссипации в 8 раз кривые обогащения закономерно смещаются в верхнее положение. При энергии диссипации, равной 8.0 Вт/кг, достигается самое большое качество концентрата для всех значений извлечения. Необходимо отметить, что качество концентрата заметнее возросло в области извлечения менее 80%.

Таким образом, при оптимальном значении энергии диссипации для каждого цикла флотации, которое равнялось для песков 2.75 и для шламов 8.0 Вт/кг (рис. 5), значительно повышалась селективность флотации.

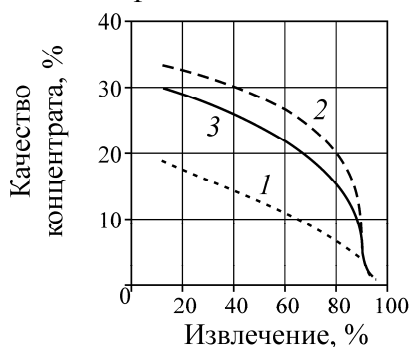


Рис. 4. Влияние энергии диссипации на кривые обогатимости в песковой флотации: 1 — 1.0 Вт/кг; 2 — 2.0; 3 — 2.75. Постоянные условия: в шламах  $d_b = 30$  мкм, в песках — 265 мкм;  $d_{50} = 5$  мкм

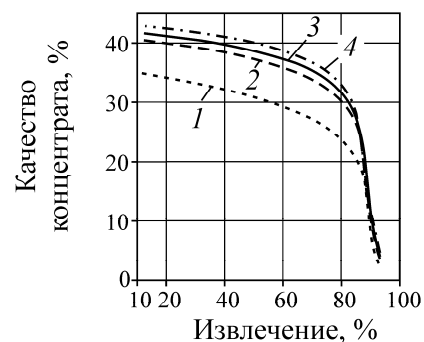


Рис. 5. Влияние энергии диссипации на кривые обогатимости в шламовой флотации: 1 — 3.0 Вт/кг; 2 — 5.0; 3 — 6.0; 4 — 8.0. Постоянные условия: в шламах  $d_b = 30$  мкм, в песках — 265 мкм;  $d_{50} = 5$  мкм; энергия диссипации для песков — 4.0 Вт/кг

Важно отметить, что вклад энергии диссипации в значение константы скорости флотофракций соизмерим с вкладом диаметра пузырька и степени раскрытия сростков.

## ВЫВОДЫ

Моделированием двух субпроцессов захвата пузырьком и отрыва частиц, входящих в 36 фракций руды, различающихся размером и массовой долей меди, показано, что при раздельной флотации можно получить дополнительный эффект селективности. На медной руде по сравнению с обычной флотацией достигается повышение качества концентрата в 2–3 раза при одинаковом извлечении.

Главное условие получения максимально возможных показателей обогащения — исключение несовместимости гидродинамического режима в циклах и оптимизация определенного соотношения диаметра пузырьков и энергии диссипации, которое не является универсальным, а зависит от распределения металла в раскрытых частицах и сростках различной крупности.

Эффективность раздельной флотации увеличивается при повышении четкости разделения по граничному зерну исходной руды на пески и шламы. В песковом цикле максимальная константа скорости флотации частиц примерно в 2 раза больше, чем в шламовом.

В шламовом цикле максимальные показатели обогащения можно прогнозировать при диаметре пузырька 30 мкм с получением 10 %-го концентрата при извлечении более 90 %. Согласно расчетам [4], значение  $d_b = 30$  мкм соответствует оптимальному диаметру пузырька для извлечения мелких безынерционных частиц. В песковом цикле влияние диаметра пузырька на показатели обогащения носит экстремальный характер, достигая максимума при  $d_b = 265$  мкм.

В шламовой флотации при увеличении энергии диссипации от 1 до 8.0 Вт/кг возможно самое большое качество концентрата для всех значений извлечения. В песковой флотации качество концентрата снижается как при уменьшении, так и при увеличении энергии диссипации от оптимального значения, равного 2.0 Вт/кг.

Важно отметить, что вклад в значение константы скорости флотофракций гидродинамических факторов (энергии диссипации и диаметра пузырька) соизмерим со степенью раскрытия сродков, которая определяет поверхностные свойства частиц.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курмаев Р. Х. Флотационный метод получения хлористого калия. — Екатеринбург: Изд-во УГТУ – УПИ, 1995.
2. Севдормаш [электронный документ] (<http://www.sevdor.com/cetco.ru/departments/coal>), 2012.
3. Козлов В. А., Новак В. И. Применение колонной флотации в угольной промышленности // ГИАБ. — 2011. — № 4.
4. Rulyov N. N. Turbulent microflotation of ultrafine minerals, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 2008, Vol. 117, No. 1.
5. Jameson G. J. New directions in flotation machine design, *Mineral Engineering*, 2010, Vol. 23.
6. Самыгин В. Д., Григорьев П. В. Моделирование влияния гидродинамических факторов на селективность процесса флотации. Ч. 1. Влияние диаметра пузырька и диссипации турбулентной энергии // ФТПРПИ. — 2015. — № 1.
7. Goryachev B. Y., Nikolaev A. A., and Plyina E. Y. Analysis of flotation kinetics of particles with the controllable hydrophobic behavior, *Journal of Mining Science* 46, 2010.
8. Koh P. T. L., Schwarts M. P. CFD modelling of bubble–particle attachments in flotation cells, *Mineral Engineering*, 2006, Vol. 19.
9. Yoon R. H., Luttrell G. H. The effect of bubble size on fine particle flotation, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 1989, Vol. 5.
10. Dai Z., Fornasiero D., and Ralston J. Particle–bubble attachment in mineral flotation, *Journal Colloid and Interface Science*, 1999, Vol. 217, No. 1.
11. Schulze H. J. Hydrodynamics of bubble–mineral particle collisions, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 1989, Vol. 5.
12. Kostoglou M., Thodoris D., Karapantsios, Kostas A., Matis M., et al. Modeling local flotation frequency in a turbulent flow field, *Advances in Colloid and Interface Science*, 2006, No. 122.
13. Koh P. T. L., Manickam M., and Schwarts M. P. CFD simulation of particle-bubble collisions in mineral flotation cells, *Minerals Engineering*, 2000, No. 13.
14. Bourke P. Optimising large flotation cell hydrodynamics using CFD, *Output Australia*, 2007, No. 19.
15. Linch A. J., Rao T. C. Modelling and scale-up of the hydrocyclone classifiers XI J.M.P.S, 1975.
16. Кондратьев С. А., Изотов А. С. О влиянии колебаний пузырьков на прочность закрепления частиц с учетом физических и химических условий флотации // ФТПРПИ. — 1998. — № 5.
17. Кондратьев С. А., Изотов А. С. Влияние аполярных реагентов и поверхностно-активных веществ на устойчивость флотационного комплекса // ФТПРПИ. — 2000. — № 4.

Поступила в редакцию 12/1 2015