

## ОПТИМИЗАЦИЯ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭКОНОМИКО- ОРИЕНТИРОВАННЫХ КРИТЕРИЕВ

Эрдэнэзуул Жаргалсайхан<sup>1</sup>, В.В. Морозов<sup>1</sup>

<sup>1</sup> НИТУ «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: dchmggu@mail.ru

**Аннотация:** Важной задачей при исследовании руд на обогатимость является выбор оптимальных параметров флотации. При ее решении возникает проблема оптимизации многопараметрической системы расходы флотационных реагентов — показатели процесса флотации. Предложено применение комплексных критериев оптимизации для оптимизации режимов флотации медно-молибденовых руд, учитывающих влияние экономических факторов на конечную эффективность процесса. При использовании метода крутого подъема с использованием факторного эксперимента обосновано использование регрессионных уравнений, связывающих комплексный критерий оптимизации — функцию приведенных потерь с расходом флотационных реагентов. Для процесса коллективной медно-молибденовой флотации рассмотрен критерий, который включает стоимости металлов, теряемых в хвостах и затраты на доизвлечение пирита из коллективного концентрата. Для процесса молибденовой флотации критерий оптимизации включает стоимость теряемых в разноименных концентратах меди и молибдена, а также потери от снижения качества молибденового концентрата. Приведены примеры расчета оптимальных реагентных режимов процессов коллективной и селективной медно-молибденовой флотации. Показано, что при использовании локальных регрессионных уравнений для отдельных параметров сохраняется неопределенность в выборе направления корректировки расходов реагентов. При использовании критерия приведенных потерь такой неопределенности нет.

**Ключевые слова:** медно-молибденовые руды, флотация, реагентный режим, оптимизация, комплексный критерий, метод крутого восхождения, полный факторный эксперимент.

**Для цитирования:** Эрдэнэзуул Жаргалсайхан, Морозов В. В. Оптимизация реагентных режимов флотации медно-молибденовых руд с применением экономико-ориентированных критериев // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 3. — С. 210–220. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-210-220.

### Optimization of reagent modes in copper–molybdenum ore flotation using economy-oriented criteria

Erdenezul Jargalsaikhan<sup>1</sup>, V.V. Morozov<sup>1</sup>

<sup>1</sup> National University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russia,  
e-mail: dchmggu@mail.ru

**Abstract:** An important task in the study of ore dressability is to select the optimal parameters of flotation. In solving this problem, it is required to optimize multiparametric system of consumption

of flotation reagents, i.e. indexes of flotation process. For the optimization of reagent modes in flotation of copper–molybdenum ore, it is proposed to use integrated optimization criteria taking into account the influence of economic factors on the final efficiency of flotation. Using the steep ascent method and the factorial experiment, the application of regression equations relating the integrated optimization criterion—function of reduced loss—with consumption of flotation reagents. For the bulk copper–molybdenum ore flotation, the optimization criterion includes the cost of metal loss tailings as well as the cost of re-extraction of pyrite from the bulk concentrate. For the molybdenum flotation, the optimization criterion includes the cost of copper and molybdenum lost in different concentrates as well as the cost of quality loss of the molybdenum concentrate. The calculations of the optimized reagent modes in the bulk and selective copper–molybdenum flotation are exemplified. It is shown that the use of local regression equations for individual parameters retains uncertainty in the choice of adjustment of reagent costs. There is no such uncertainty when using the reduced loss criterion  $Q_t$ . The application of the integrated criterion to choosing efficient reagent modes makes it possible to find optimal solutions in the complex multiparameter system of input and output parameters of flotation process.

**Key words:** copper–molybdenum ore, flotation, reagent mode, optimization, integrated criterion, steepest ascent method, complete factorial experiment.

**For citation:** Erdenezul Jargalsaikhan, Morozov V. V. Optimization of reagent modes in copper–molybdenum ore flotation using economy-oriented criteria. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2019;3:210-220. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-03-0-210-220.

## Введение

Для выбора реагентных режимов флотационного обогащения применяют метод крутого восхождения Бокса-Уилсона с элементами полного или дробного факторного эксперимента [1, 2]. Для простых процессов его применение в целом не сопровождается методическими трудностями и заключается в последовательном приближении к области оптимальных параметров реагентного режима, отвечающего наилучшему протеканию технологического процесса [3, 4]. Одним из вариантов данного метода является симплекс метод, также включающий выбор области наилучшего режима процесса с использованием математического регрессионного аппарата [5].

Однако при оптимизации процессов рудоподготовки и флотационного обогащения полиметаллических руд часто возникают затруднения, связанные с наличием нескольких полезных компонентов [6–8] и необходимостью учитывать влияние качества получаемых концентратов на их конечную стоимость [8]. Одновременно при оптимизации реагентных ре-

жимов селективной флотации ставится задача максимальной селективности процесса [9].

Другой задачей, с решением которой технологи сталкиваются постоянно, является выбор оптимального качества получаемого концентрата [10, 11].

Перспективным путем решения всех перечисленных задач является применение комплексных критериев оптимизации, учитывающих влияние нескольких факторов на конечную эффективность процесса флотации [12, 13]. Одним из таких критериев, разработанным для ГОКа Эрдэнэт [14, 15], является приведенная стоимость теряемых ценных компонентов.

В предложенный критерий входят стоимости теряемых металлов и затрат на повышение качества концентрата:

$$Q_t = \varepsilon_{Cu}^* C_{Cu} \alpha_{Cu} + \varepsilon_{Mo}^* C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Py} C_{Py} \alpha_{Py}, \quad (1)$$

где:  $\varepsilon$ ,  $\varepsilon^*$ ,  $C$  — извлечение, потери, цена металла (в случае пирита — затраты на его удаление из коллективного концентрата);  $\alpha$  — содержание в руде меди (Cu), молибдена (Mo) и пирита (Py).

Задачей настоящих исследований была проверка эффективности использования критерия приведенных потерь  $Q_t$  в методе оптимизации Бокса-Уилсона с применением факторного планирования эксперимента. Объектом исследований были выбраны процессы коллективной медно-молибденовой флотации и разделения медно-молибденового концентрата (молибденовой флотации).

### Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима коллективной медно-молибденовой флотации

На обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» (КОО «Предприятие «Эрдэнэт») перерабатываются порфириновые медно-молибденовые руды с массовой долей меди 0,45–0,51%, молибдена — 0,01–0,025%. Основными минералами меди являются халькоптит (более 50%), ковеллин, халькозин, борнит (около 35–40%), окисленные минералы меди (2–7%). Основным минералом молибдена — молибденит. Процесс коллективной мед-

но-молибденовой флотации ведется при измельчении руды до крупности 61,5–65% класса –74 мкм по схеме с основной, двумя перечистными, контрольной операцией и промпродуктовым циклом (рис. 1). Промпродукты схемы после доизмельчения флотируются в отдельной схеме. Основные показатели цикла закладываются в операции основной флотации. В качестве собирателя используют смеси неионогенного и аполярного собирателей в смеси. Регулятор pH — известь. В качестве вспенивателя используют МИБК (метилизобутилкарбинол).

Для процесса коллективной медно-молибденовой флотации общий вид зависимостей извлечений металлов от pH среды, приведенный на рис. 1, не позволяет выделить область эффективного течения процесса. Поставленная задача решается с использованием критерия оптимизации — критерия приведенных потерь  $Q_t$ , зависимость которого от параметров реагентного режима (в данном случае pH среды) имеет выраженный минимум (рис. 2). Определение оптимального реагентного режима коллективной

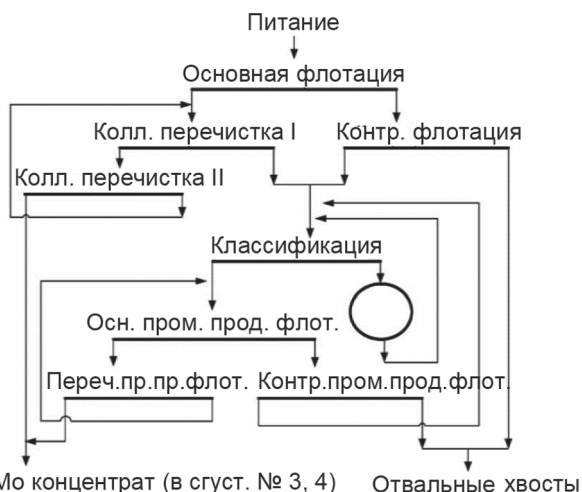


Рис. 1. Схема цикла коллективной медно-молибденовой флотации на обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт

Fig. 1. Schematic of a cycle of collective copper-molybdenum flotation at concentrator of Erdenet Mining Corporation

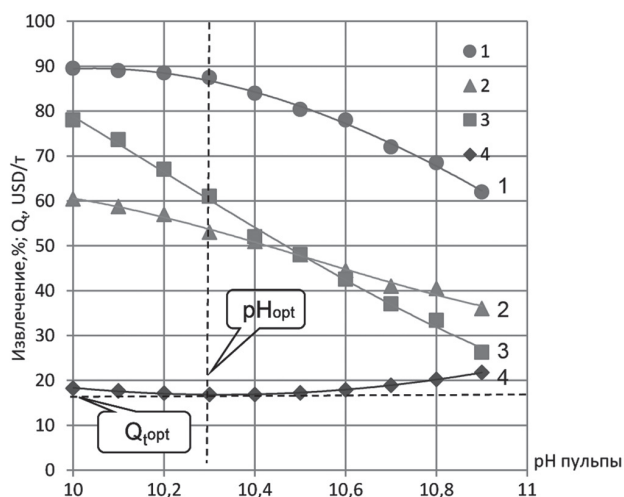


Рис. 2. Зависимости извлечения меди (1), молибдена (2), пиритного железа (3) в медно-молибденовый концентрат и критерия приведенных потерь (4) от pH среды в операции коллективной медно-молибденовой флотации (регулировка известью)

Fig. 2. Dependencies of recovery of copper (1), molybdenum (2), pyrite iron (3) in copper-molybdenum concentrate and the criterion of reduced losses (4) on the pH of the medium in the operation of collective copper-molybdenum flotation (adjusted by lime)

флотации — обычная задача при выборе режима обогащения нового типа руд, корректировки режима при использовании новых реагентов или использовании новых схем и технологического оборудования [4, 16].

На ГОКе Эрдэнэт взяты на вооружение комбинированные системы управ-

ления, использующие как индивидуальный (экспертный) опыт технологов, так и накопленную информацию о закономерностях технологического процесса [17, 18]. Применение математических методов выбора оптимальных условий технологических процессов связано с трудностями при описании поверхности

Таблица 1

**Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной коллективной медно-молибденовой флотации (1-й шаг)**

**he results of the factor experiment to optimize the reagent mode of the main rougher copper-molybdenum flotation (1st step)**

№	PA	PB	pH	$\beta_{Cu},\%$	$\beta_{Mo},\%$	$\beta_{Fe},\%$	$\varepsilon_{Cu},\%$	$\varepsilon_{Mo},\%$	$\varepsilon_{Fe},\%$	$Q_t$
1	15	7	10,0	13,35	0,24	9,36	90,37	46,93	29,26	5,40
2	15	7	10,6	14,08	0,29	9,91	90,91	54,65	28,93	4,29
3	15	11	10,6	13,37	0,31	9,16	84,27	56,45	26,11	6,52
4	15	11	10,0	12,83	0,23	10,11	82,78	42,87	32,41	7,31
5	19	11	10,6	13,10	0,29	9,51	88,74	56,75	29,13	5,04
6	19	11	10,0	12,41	0,26	9,45	90,69	54,89	30,57	4,41
7	19	7	10,0	13,09	0,24	9,83	92,64	48,86	29,54	3,73
8	19	7	10,6	12,36	0,25	9,01	80,70	46,59	26,60	7,84
Среднее				13,07	0,26	9,54	87,64	51,00	29,07	5,57

отклика — критерия эффективности процесса в широком интервале варьирования независимых переменных [19].

Одним из путей решения поставленной задачи является обращение к методу крутого восхождения (метод Бокса — Уилсона) с использованием факторного эксперимента [2]. Если поверхность отклика локально может быть описана линейным уравнением, то частные производные равны коэффициентам уравнения регрессии [3]. При движении по поверхности отклика в направлении крутого восхождения (в область оптимальных режимов) независимые переменные изменяются пропорционально величине соответствующих коэффициентов регрессии с учетом их знака. В натуральных переменных величина шага пропорциональна произведению коэффициента регрессионного уравнения  $b_i$  на единицу варьирования [2].

В представленной в табл. 1 матрице факторного эксперимента (ПФЭ) по оптимизации реагентного режима коллективной медно-молибденовой флотации производилось варьирование трех факторов: расхода собирателя Аэромикс 5140 (РА), расхода вспенивателя (РВ) и рН среды. Базовый уровень переменных: РА = 17 г/т, РВ = 9 г/т; рН = 10,3. Эти параметры соответствуют опыту технолога для данного процесса. Как правило, отклонение от параметров связано с изменением элементного и минерального состава руды.

Измеряемыми параметрами являлись: содержание меди, молибдена и железа в коллективном к-те ( $\alpha_{Cu,Mo,Fe}$ ); содержание меди, молибдена и железа в коллективном концентрате ( $\beta_{Cu,Mo,Fe}$ ) извлечение меди, молибдена и железа в коллективный концентрат ( $\varepsilon_{Cu,Mo,Fe}$ ). По перечисленным показателям рассчитывался критерий оптимизации  $Q_t$ .

Количество экспериментов ( $n = 8$ ) рассчитано по формуле  $n = 2^N$ , где  $N$  —

число переменных. В план эксперимента устанавливают значения переменных в выбранном интервале варьирования, обеспечивая полную вариативность наборов значений [7].

С использованием известных расчетных уравнений метода Бокса-Уилсона [1, 4] были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов и рН в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{Cu} = 13,07 + -0,33 PA - 0,15 PB + 0,15 pH; \quad (2)$$

$$\varepsilon_{Cu} = 87,64 + 0,55 PA - 1,02 PB - 1,48 pH; \quad (3)$$

$$\varepsilon_{Mo} = 51,0 + 0,77 PA + 1,74 PB + 2,61 pH; \quad (4)$$

$$Q_t = 5,56 - 0,86 PA + 0,24 PB + 0,36 pH. \quad (5)$$

Следующим шагом было определение базового уровня для следующей серии опытов. Если принимать решение по извлечению меди и молибдена, то необходимо повысить расход собирателя, поскольку увеличение его расхода, согласно коэффициентам в уравнениях (3), (4), ведет к снижению потери обоих металлов. Одновременно при этом повышается извлечение пирита и снижается качество медного концентрата. Знак при коэффициенте критерия приведенных потерь отрицательный (уравнение (5)), что позволяет выбрать четкое решение об увеличении расхода собирателя.

Аналогичным образом увеличение расхода вспенивателя и рН приводит к противоположным изменениям отдельных параметров. Выбор решения возможен только при использовании комплексного критерия оптимизации. Так, анализ уравнения (5) (отрицательный знак коэффициента при рН) обосновывает целесообразность снижения расхода вспенивателя и величины рН, поскольку такое

решение приведет к снижению приведенных потерь.

Использование коэффициентов уравнения (5) для критерия  $Q_t$  позволяет определить количественное изменение базовых параметров ( $\Delta$ ), составившее: для расхода собирателя (Аэромикса 5140)  $\Delta PA = + 0,32$ ; для вспенивателя  $\Delta PB = - 0,1$ ;  $\Delta pH = 0,02$ . Соответственно, базовые расходы следующего шага составили:  $PA = 17,32$  г/т;  $BK = 8,9$  г/т;  $pH = 10,28$ .

На втором этапе был проведен факторный эксперимент с меньшим интервалом варьирования параметров процесса и скорректированным базовым уровнем расходов реагентов и pH. Анализ результатов показал, что коэффициенты регрессионных уравнений существенно снизились. Это говорит о том, что центр матрицы приблизился к области оптимальных расходов.

С использованием полученных результатов были определены значения рекомендуемых расходов реагентов и pH для следующего шага:  $PA = 17,32$  г/т;  $BK = 8,85$  г/т;  $pH = 10,27$ .

Необходимости в третьем шаге оптимизации с применением ПФЭ в данном случае нет, поскольку значения изменений расходов реагентов стали относительно малыми и лежат пределах погрешности эксперимента. Поэтому полученные расчетные значения параметров были приняты за параметры оптимального реагентного режима.

В выбранном реагентном режиме были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере цикл коллективной медно-молибденовой флотации. Выбранный режим позволяет получить качественный медно-молибденовый концентрат с высоким извлечением меди и молибдена. Полученные результаты показали, что использование функции приведенных потерь в алгоритме оптимизации по методу Бокса-Уилсона обеспечивает

быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов, которые обеспечивают получение высоких технологических показателей. Так, сумма приведенных потерь в цикле коллективной флотации при обогащении 1 т руды снижается с 5,57 до 4,83 USD/т.

### **Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима молибденовой флотации**

Процесс разделения медно-молибденового концентрата предусматривает операцию десорбции собирателя сернистым натрием, доизмельчение и флотацию в развитой схеме с 7 пересчетными и двумя контрольными операциями. Основная флотация не позволяет получить кондиционный концентрат, но ее показатели являются основными, показывающими эффективность выбранного реагентного режима в целом. В качестве собирателя молибдена используют дизельное топливо. Применяемый вспениватель — МИБК.

Процесс молибденовой флотации с позиции его оптимизации также относится к сложным, поскольку обеспечивает одновременное получение медного и молибденового концентратов. В качестве критерия эффективности предложено использовать новый экономический критерий — функцию потерь  $Q_t^m$ , выраженную в виде стоимости теряемых металлов и потерь вследствие снижения качества концентрата в молибденовой флотации:

$$Q_t^m = \varepsilon_{Mo}^* C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Cu}^* C_{Cu} \alpha_{Cu} + (\beta_{Cu} - 1) C_{\beta} \quad (6)$$

где:  $\varepsilon$ ,  $\varepsilon^*$ ,  $C$ ; извлечение, потери, цена металла в концентрате;  $\alpha$  — содержание в медно-молибденовом концентрате меди ( $_{Cu}$ ), молибдена ( $_{Mo}$ ),  $\beta_{Cu}$  — содержание меди в молибденовом концентрате,  $C_{\beta}$  — потери стоимости концентрата при превышении массовой доли меди.

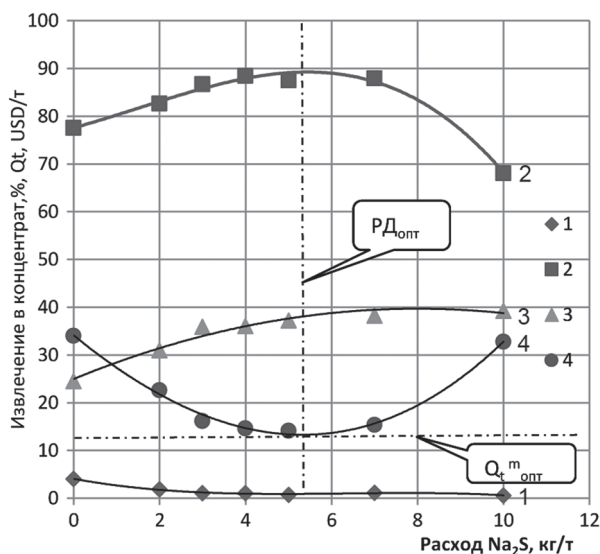


Рис. 3. Зависимости извлечения меди (умноженное на 10) (1), молибдена (2), содержания молибдена в молибденовом концентрате (3) и критерия приведенных потерь (4) от расхода сернистого натрия в сгущение и десорбцию медно-молибденового концентрата

Fig. 3. Dependencies of recovery of copper (multiplied by 10) (1), molybdenum (2), molybdenum content in molybdenum concentrate (3) and reduced loss criterion (4) on sodium sulfide consumption for thickening and desorption of copper-molybdenum concentrate

Представленные на рис. 3 зависимости извлечений металлов в молибденовой флотации показывают, что по отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена, качеству концентрата) затруднительно определить наилучшие условия технологического процесса. Поиск оптимальных условий процесса проводится с использованием функции приведенных потерь в молибденовой флотации  $Q_t^m$ . Принцип применения  $Q_t^m$  поясняется на зависимостях показателей процесса разделения медно-молибденового концентрата от расхода сернистого натрия, представленных на рис. 3. В рассматриваемом случае отчетливо проявляется минимум функции зависимости критерия приведенных потерь от расхода сернистого натрия, что позволяет рассматривать этот критерий как основной при оптимизации процесса молибденовой флотации.

В представленной в табл. 2 матрице факторного эксперимента, предназна-

ченного для получения регрессионной модели молибденовой флотации, производится варьирование трех факторов: расхода сернистого натрия (РС), расхода керосина (РК) и вспенивателя (РВ). Базовый уровень переменных: РС = 6 кг/т; РК = 340 г/т; РВ = 45 г/т. Эти параметры соответствуют опыту технолога для процесса молибденовой флотации. Измеряемыми параметрами являлись: содержание меди и молибдена в коллективном к-те ( $\alpha_{Cu,Mo}$ ); содержание молибдена и меди в коллективном к-те ( $\alpha_{Mo,Cu}$ ); содержание молибдена и меди в молибденовом к-те ( $\beta_{Mo,Cu}$ ); потери меди в молибденовом к-те  $\varepsilon_{Cu}^*$ , %; извлечение молибдена в молибденовом к-т,  $\varepsilon_{Mo}$ , %. По перечисленным показателям рассчитывался критерий оптимизации  $Q_t^m$ .

С использованием совокупности известных расчетных уравнений [4] были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении рас-

Таблица 2

**Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной операции разделения медно-молибденового концентрата (1-й шаг)**  
**The results of the factor experiment to optimize the reagent mode of the main operation of the separation of copper-molybdenum concentrate (1st step)**

№	РС, кг/т	РК, г/т	РВ, г/т	$\alpha_{Cu},\%$	$\alpha_{Mo},\%$	$\beta_{Cu},\%$	$\beta_{Mo},\%$	$\varepsilon_{Cu}^*,\%$	$\varepsilon_{Mo},\%$	$Q_t^m$
1	7	400	50	23,67	0,24	4,34	33,81	0,89	68,75	36,50
2	7	400	40	23,67	0,24	3,73	35,39	0,77	71,96	32,29
3	7	280	50	23,67	0,24	3,01	36,75	0,61	73,50	29,47
4	7	280	40	23,67	0,24	4,88	33,24	1,07	72,02	34,46
5	5	280	40	23,67	0,24	3,01	37,25	0,70	85,05	18,52
6	5	280	50	23,67	0,24	3,48	36,41	0,80	82,53	21,82
7	5	400	40	23,67	0,24	4,7	33,26	1,17	81,49	25,26
8	5	400	50	23,67	0,24	3,58	35,81	0,88	87,14	17,68
Суммарное среднее						3,84	35,24	0,86	77,80	27,00

ходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{Mo} = 35,24 - 0,44 PC - 0,67 PK + 0,46 PB; \quad (7)$$

$$\varepsilon_{Cu}^* = 0,86 - 0,03 PC + 0,07 PK - 0,06 PB; \quad (8)$$

$$\varepsilon_{Mo} = 77,8 - 6,25 PC - 0,47 PK + 0,17 PB; \quad (9)$$

$$Q_t^m = 27,0 + 6,18 PC + 0,93 PK - 0,63 PB. \quad (10)$$

Если принимать решение по регрессионным уравнениям потерь меди (уравнение (8)) и извлечения молибдена (9), то возникает неопределенность в части изменения расхода сернистого натрия, поскольку увеличение его расхода, согласно коэффициентам в уравнениях, ведет к снижению извлечения (увеличения потерь) обоих металлов. Аналогичная неопределенность сохраняется при выборе изменения расходов керосина и вспенивателя. Однозначные решения по изменению базовых расходов реагентов на втором шаге ПФО могут быть приняты только при использовании критерия приведенных потерь. Исходя из коэффициентов при переменных уравнения (10) принято решение: о снижении расхода сернистого натрия, снижении расхода керосина и увеличении расхода

вспенивателя. Количественное изменение базовых расходов реагентов составило:  $\Delta PC = -0,618$  г/т;  $\Delta PK = -5,6$  г/т;  $\Delta PB = 0,315$  г/т. Соответственно, базовые расходы второго шага ПФО составили:  $PC = 5,38$  г/т;  $BK = 335,4$  г/т;  $PB = 44,68$  г/т.

На втором шаге (во второй серии) ПФЭ удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 6,6%, потери меди сократились на 0,12%, массовая доля молибдена возросла на 2,26%. На базе результатов матрицы ПФЭ с использованием расчетных уравнений были получены новые регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов.

Коэффициенты при расходе керосина и вспенивателя поменяли знак. Можно констатировать что эти расходы близки к оптимальным. Об этом также говорит снижение абсолютных значений коэффициентов. Как и в предыдущих случаях, при использовании локальных регрессионных уравнений для локальных параметров сохраняется неопределенность в выборе направления дальнейшей корректировки расходов реагентов. При использовании критерия приведенных потерь такой неопределенности нет, и базо-



вые расходы следующего (третьего) шага составили: РС = 5,23 г/т; РК = 337,8 г/т; РВ = 44,54 г/т.

На третьем шаге ПФЭ удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 1,71%, потери меди сократились на 0,01%, массовая доля молибдена возросла на 1,46%. С использованием регрессионного уравнения для критерия приведенных потерь была проведена дальнейшая корректировка базовых расходов реагентов, которые составили: РС = 5,21 г/т; РК = 338,7 г/т; РВ = 44,52 г/т. Учитывая малые значения коэффициентов, был сделан вывод, что область оптимального реагентного режима достигнута. Базовые расходы реагентов для следующего шага были приняты как соответствующие оптимальному режиму.

В выбранном реагентном режиме также были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере циклы коллективной флотации разделения медно-молибденового концентрата. Результаты замкнутых опытов показали, что выбранный режим позволяет получить молибденовый концентрат высокого качества (50,43% Мо) с высоким извлечением молибдена (95,96%). Полученные результаты подтвердили, что использование в качестве критерия оптимизации функции приведенных потерь обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов и получение высоких технологических показателей. Так, сумма приведенных потерь с 1 т медно-молибденового концентрата снижается в процессе поиска области оптимальных решений с 27,0 до 15,35 USD в операции молибденовой флотации и с 7,12 до 4,17 USD в целом по циклу молибденовой флотации.

Полученные результаты послужили основанием для принятия разработанной методики определения оптимального реагентного режима флотации в перечень

программно-методического обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

### **Заключение**

Для выбора реагентных режимов флотационного обогащения медно-молибденовых руд применен метод крутого восхождения Бокса-Уилсона с использованием регрессионных уравнений, полученных методом полного факторного эксперимента. Для сведения многокритериального алгоритма оптимизации к однокритериальному использован расчет приведенной стоимости теряемых ценных компонентов в технологической операции или цикле. Для процесса разделения медно-молибденовых концентратов предложен новый критерий — функцию потерь, выраженную в виде стоимости теряемых металлов и стоимостных потерь вследствие снижения качества концентрата.

При использовании метода крутого восхождения подтверждена адаптированность выбранной методики к алгоритму расчета коэффициентов регрессионных уравнений зависимости критерия оптимизации от расходов реагентов и pH среды. Доказана возможность достижения оптимальных технологических режимов процессов коллективной медно-молибденовой флотации и разделения медно-молибденового концентрата. Применение комплексного критерия для выбора рациональных реагентных режимов делает возможным нахождение оптимальных решений в сложной многопараметрической системе входных и выходных параметров процесса флотации.

Разработанная методика использована в программно-методическом обеспечении лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» при выборе реагентных режимов обогащения новых сортов руд или при анализе причин снижения технологических показателей.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Box G., Wilson K. On the experimental attainment of optimum conditions // *Journal of the Royal Statistical Society*. 1951. № 13, Pp. 1–45.
2. Барский Л. А. Козин В. З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. — М.: Недра, 1978. — 486 с.
3. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость. Учебное пособие. — Екатеринбург: Изд-во УГУ, 2009. — 380 с.
4. Алгебраистова Н. К. Исследование руд на обогатимость, учебное пособие для вузов. — Красноярск: Изд-во СФУ. — 2009. — 123 с.
5. Бодуэн А. Я., Мельничук М. С., Петров Г. В., Фокина С. Б. Исследование обогатимости медно-порфировых руд Алданского региона // *Международный научно-исследовательский журнал*. — 2018. — № 3 (69). — С. 68–74.
6. Ларичкин Ф. Д., Иброхим А., Глушенко Ю. Г., Новосельцева В. Д., Алиева Т. Е. Методические подходы к оптимизации комплексной переработки минерального сырья // *Цветные металлы*. — 2011. — № 4. — С. 20–23.
7. Lin Q, Gu G., Wang H. Recovery of molybdenum and copper from porphyry ore via iso-flotability flotation // *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. 2017. 27:1-10, Pp. 2260–2271.
8. Баласаян С. Ш. Математическая модель формирования показателя экономической эффективности передела измельчения Каджаранской обогатительной фабрики // *Обогащение руд*. — 2012. — № 4. — С. 46–50.
9. Malewski J, Krzeminska M. Dependence of mine revenue on the grade of copper concentrate // *Physicochem. Probl. Miner. Process*. 2012, 48(2), Pp. 545–554.
10. Malewski J. Comparative analysis of concentrate grading and revenue in polish copper mines // *Mining Science*, vol. 23, Nov. 2016. Pp. 55–64.
11. Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Милович Ф. О., Иванова П. Г., Хачатрян Л. С. Селективное повышение флотоактивности сульфидных цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей // *Обогащение руд*. — 2015. — № 3. — С. 18–23.
12. Скороходов В. Ф., Никитин Р. М., Якушкин В. П. Моделирование процесса флотации с применением систем инженерного анализа // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2012. — № 4. — С. 156–164.
13. Bhadani K., Asbjörnsson G., Hulthén T., Evertsson M. Application of multi-disciplinary optimization architectures in mineral processing simulations // *Minerals Engineering*. — 128, Nov. 2018, Pp. 27–35.
14. Дэлгэрбат Л. Исследование, моделирование и оптимизация процессов измельчения и коллективной флотации медно-молибденовых руд // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2002. — № 6. — С. 213–220.
15. Морозов В. В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан. Оптимизация процессов измельчения и флотации с применением модель-ориентированных критериев / *Труды международной конференции «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Плакинские чтения — 2017)*. — Красноярск, 2017. — С. 244–247.
16. Морозов Ю. П. Проектирование обогатительных фабрик. Ч. 1. — Екатеринбург: Изд-во Тайлс Ко., 2009. — 303 с.
17. Delgerbat L., Ganbaatar Z., Duda A. „On-Line“ Intellectual Control of Copper-Molybdenum Ore Bulk Flotation / *Prepr. 11th. IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing MMM 2004*. France. Elsevier. 2004. Pp. 234–239.
18. Bhadani K., Asbjörnsson G., Hulthén E., Evertsson M. Comparative Study of Optimization Schemes in Mineral Processing Simulations / *Proceedings of XXIX International Minerals Processing Congress, Moscow, Russia, 2018*.
19. Papalambros P. Y., Wilde D. J. Principles of optimal design: modeling and computation, Third ed. Cambridge University Press, New York, NY; Cambridge, United Kingdom. 2017. 376 p. **ГИАБ**

## REFERENCES

1. Box G., Wilson K. On the experimental attainment of optimum conditions. *Journal of the Royal Statistical Society*. 1951, no 13, pp. 1–45.
2. Barskiy L. A. Kozin V. Z. *Sistemnyy analiz v obogashchenii poleznykh iskopaemykh* [System analysis in mineral beneficiation], Moscow, Nedra, 1978, 486 p.

3. Kozin V. Z. *Issledovanie rud na obogatimost'*. Uchebnoe posobie [Analysis of ore preparability. Educational aid], Ekaterinburg, Izd-vo UGGU, 2009, 380 p.
4. Algebraistova N. K. *Issledovanie rud na obogatimost'*, uchebnoe posobie dlya vuzov Исследование руд на обогатимость, Higher educational aid. Krasnoyarsk, Izd-vo SFU. 2009, 123 p.
5. Boduen A. Ya., Mel'nichuk M. S., Petrov G. V., Fokina S. B. Preparability study of copper–porphyry ore in the Aldan Region. *Mezhdunarodnyy nauchno-issledovatel'skiy zhurnal*. 2018, no 3 (69), pp. 68–74. [In Russ].
6. Larichkin F. D., Ibrokhim A., Glushchenko Yu. G., Novosel'tseva V. D., Alieva T. E. Methodical approaches to optimizing integrated mineral processing. *Tsvetnye metally*. 2011, no 4, pp. 20–23. [In Russ].
7. Lin Q, Gu G., Wang H. Recovery of molybdenum and copper from porphyry ore via iso-flotability flotation. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. 2017. 27.1-10, Pp. 2260–2271.
8. Balasanyan S. Sh. Mathematical model for economic efficiency index of milling circuit at Kadzharan processing plant. *Obogashchenie rud*. 2012, no 4, pp. 46–50. [In Russ].
9. Malewski J, Krzeminska M. Dependence of mine revenue on the grade of copper concentrate. *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2012, 48(2), pp. 545–554.
10. Malewski J. Comparative analysis of concentrate grading and revenue in polish copper mines. *Mining Science*, vol. 23, Nov. 2016. pp. 55–64.
11. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Milovich F. O., Ivanova P. G., Khachatryan L. S. Selective enhancement of flotation activity of sulfide nonferrous metals using various combinations of sulphhydryl collectors. *Obogashchenie rud*. 2015, no 3, pp. 18–23. [In Russ].
12. Skorokhodov V. F., Nikitin R. M., Yakushkin V. P. Modeling flotation process using engineering analysis systems. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2012, no 4, pp. 156–164. [In Russ].
13. Bhadani K., Asbjörnsson G., Hulthén T., Evertsson M. Application of multi-disciplinary optimization architectures in mineral processing simulations. *Minerals Engineering*. 128, Nov. 2018, pp. 27–35.
14. Delgerbat L. Investigation, modeling and optimization of milling and bulk flotation of copper–molybdenum ore. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2002, no 6, pp. 213–220. [In Russ].
15. Morozov V. V., *Erdenezul Zhargalsaykhan*. Milling and flotation optimization using model-oriented criteria. *Trudy mezhdunarodnoy konferentsii «Sovremennye problemy kompleksnoy pererabotki trudnoobogatimyykh rud i tekhnogennogo syr'ya» (Plaksinskie chteniya — 2017)*. Krasnoyarsk, 2017, pp. 244–247.
16. Morozov Yu. P. Proektirovanie obogatitel'nykh fabrik. Ch. 1. [Processing plant design. Part 1], Ekaterinburg, Izd-vo Tayls Ko., 2009, 303 p.
17. Delgerbat L., Ganbaatar Z., Duda A. «On-Line» Intellectual Control of Copper-Molybdenum Ore Bulk Flotation. *Prepr. 11th. IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing*. MMM 2004. France. Elsevier. 2004. Pp. 234–239.
18. Bhadani K., Asbjörnsson G., Hulthén E., Evertsson M. Comparative Study of Optimization Schemes in Mineral Processing Simulations. *Proceedings of XXIX International Minerals Processing Congress*, Moscow, Russia, 2018.
19. Papalambros P. Y., Wilde D. J. *Principles of optimal design: modeling and computation*, Third ed. Cambridge University Press, New York, NY; Cambridge, United Kingdom. 2017. 376 p.

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Эрдэнэзул Жаргалсайхан<sup>1</sup> — аспирант, e-mail: zul479@gmail.com,  
 Морозов Валерий Валентинович<sup>1</sup> — доктор технических наук,  
 профессор, e-mail: dchmggu@mail.ru,  
<sup>1</sup> НИТУ «МИСиС».

**Для контактов:** Морозов В.В., e-mail: dchmggu@mail.ru.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*Erdenezul Jargalsaikhan*<sup>1</sup>, Graduate Student, e-mail: zul479@gmail.com,  
*V.V. Morozov*<sup>1</sup>, Doctor of Technical Sciences, Professor, e-mail: dchmggu@mail.ru,  
<sup>1</sup> National University of Science and Technology «MISiS», 119049, Moscow, Russia.

**Corresponding author:** V.V. Morozov, e-mail: dchmggu@mail.ru.