

УДК 622.7.09:622.343  
DOI 10.17513/use.38254

## РАЗРАБОТКА МЕТОДИЧЕСКОГО ПОДХОДА И СПОСОБОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ ПОРФИРОВЫХ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

<sup>1</sup>Яковлева Т.А., <sup>1</sup>Ромашев А.О., <sup>2</sup>Машевский Г.Н.

<sup>1</sup>ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,  
e-mail: iakovvleva@gmail.com, romashevao@yandex.ru;

<sup>2</sup>Группа компаний «НОВОМЭК», Санкт-Петербург, e-mail: gennadii.mashevskii@novomek.ru

**Аннотация.** Развитие измерительной техники и статистическая обработка полученных результатов играют важную роль в процессе флотационного обогащения. Использование современных технологий, таких как ионометрия и нейросетевое моделирование, позволяет проводить более точный анализ данных и предсказывать поведение руды при флотации. Использование единого типового подхода к изучению обогащаемости порфириновых медно-молибденовых руд с помощью этих методов помогает установить более точные связи между параметрами руды, процессом флотации и получаемыми результатами обогащения. Экспериментальные исследования проводились на лабораторной базе Научного центра проблем переработки минерального сырья Горного университета. В данной работе производился анализ сменных данных с помощью метода обработки статистических данных и выявление негативных факторов, влияющих на флотационный процесс, а также предложены пути устранения выявленных проблем. Данный подход позволяет более глубоко изучить процессы, происходящие внутри системы флотации, выявить взаимосвязи и оптимизировать параметры процесса для достижения наилучших результатов. Это может привести к сокращению времени и затрат на обогащение и повышению эффективности процесса. Таким образом, применение современных методов и технологий в измерительной технике и математико-статистическом анализе данных является важным направлением научного прогресса в области флотации и обогащения руд, включая порфириновые медно-молибденовые руды.

**Ключевые слова:** флотация, коллективный сульфидный концентрат, порфириновая медно-молибденовая руда, ионометрия, нейросетевое моделирование, цифровые технологии

## DEVELOPMENT OF A METHODOLOGICAL APPROACH AND METHODS FOR REGULATING THE FLOTATION PROCESS OF PORPHYRY COPPER-MOLYBDENUM ORES

<sup>1</sup>Yakovleva T.A., <sup>1</sup>Romashev A.O., <sup>2</sup>Mashevskiy G.N.

<sup>1</sup>Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg,  
e-mail: iakovvleva@gmail.com, romashevao@yandex.ru;

<sup>2</sup>NOVOMEK Group of Companies, Saint Petersburg, e-mail: gennadii.mashevskii@novomek.ru

**Annotation.** The development of measuring technology and statistical processing of the obtained results plays an important role in the process of flotation enrichment. The use of modern technologies, such as ionometry and neural network modeling, allows for more accurate data analysis and predicting the behavior of ore during flotation. The use of a single standard approach to the study of the enrichment of porphyry copper-molybdenum ores using these methods helps to establish more accurate relationships between ore parameters, the flotation process and the obtained enrichment results. Experimental studies were conducted at the laboratory base of the Scientific Center "Problems of processing mineral raw materials" of the University of Mines. In this work, the analysis of removable data was carried out using the statistical data processing method and the identification of negative factors affecting the flotation process, as well as ways to eliminate the identified problems. This approach allows for a deeper study of the processes occurring inside the flotation system, to identify relationships and optimize process parameters to achieve the best results. This can lead to a reduction in the time and cost of enrichment and increase the efficiency of the process. Thus, the application of modern methods and technologies in measuring technology and mathematical and statistical data analysis is an important area of scientific progress in the field of flotation and ore enrichment, including porphyry copper-molybdenum ores.

**Keywords:** flotation, collective sulfide concentrate, porphyry copper-molybdenum ore, ionometry, neural network modeling, digital technologies

С развитием измерительной техники стало возможным более точное контролирование и управление различными параметрами данного процесса. Применение цифровых технологий также способствует автоматизации процессов и улучшению контроля производства, что в свою очередь способствует

достижению устойчивого развития горно-обогатительной отрасли [1; 2, с. 158].

На текущий момент дозировка расхода реагентов в процессе флотации обычно определяется на основе проведения ряда постановочных опытов, где изменяется дозировка реагентов и изучается их влияние

на процесс. Часто эти опыты проводятся с использованием дискретных значений дозировки реагентов в граммах на тонну материала [3, 4]. Однако стандартный подход к определению дозировки реагентов может быть недостаточно точным для достижения оптимальных технологических показателей. Вместо этого использование современных математических и статистических методов, а также анализ результатов других исследований и данных может помочь в определении наилучших технологических решений для конкретных условий и типов руд [5].

Преимущество прямой потенциометрии заключается в ее способности измерять концентрацию и реакционные потенциалы различных ионов, что позволяет более точно определить активность реагентов и контролировать процесс флотации. Данный способ дозировки реагентов является полезным инструментом для получения информации о текущих параметрах и проведения более достоверных измерений в разных областях науки и промышленности [6].

Добыча и переработка сульфидных медных руд ведется на многих месторождениях как в России, так и за рубежом. В основном все схемы переработки включают в себя получение черного концентрата и в дальнейшем операции перечистки. Выделение медной головки в готовый концентрат в основном происходит на рудном сырье с высоким содержанием меди в исходном сырье. Поэтому упрощение схем переработки является приоритетным направлением в научных исследованиях [7, 8].

Бутиловый ксантогенат является одним из наиболее распространенных собирателей для обогащения медных минералов флотацией, так как реагент имеет хорошие собирательные свойства. Также в связке с ним может использоваться аэрофлот. Важно отметить, что выбор собирателя зависит от конкретной руды и требований процесса обогащения [9–11].

Например, на Томинской фабрике используют Aeorphine 3418 при расходе 10–20 г/т; на Михеевской фабрике расход бутилового ксантогената и аэрофлота составляет 5–80 г/т и 5–40 г/т соответственно [12].

Использование различных реагентов для регулирования уровня pH позволяет создавать оптимальные условия для обогащения руд. Например, добавление извести (CaO) помогает повысить pH и снизить кислотность пульпы, что часто требуется для собирания медных минералов.

Также к характерным факторам для флотации медно-молибденовых порфировых руд относятся:

- наличие в пульпе катионов  $\text{Cu}^{2+}$ , вызывающих взаимную активацию поверхности сульфидных минералов и нарушающих селективность процесса [13, 14];

- развитие процессов формирования гидроксоокисных соединений  $\text{Fe}(\text{OH})^+$ , комплексообразующих ксантогенат  $[\text{Fe}(\text{OH})\text{BtX}] \text{BtX}^-$ .

Дополнительно на примере руд Томинского месторождения проявлен фактор содержания в руде соединений типа  $\text{FeSO}_4$  и  $\text{FeCO}_3$ , которые обуславливают развитие в пульпе высокого отрицательного электрохимического потенциала пульпы, затрудняющего сорбцию собирателя на поверхности минералов.

В связи с вышеизложенным разработка методического подхода и новых способов регулирования процесса флотации порфировых медно-молибденовых руд является актуальной задачей. Это позволит оптимизировать процесс обогащения и достичь более высокой селективности, извлечения и качества конечного продукта. Активные исследования и разработки в этой области будут способствовать развитию более эффективных и экономически выгодных методов обогащения порфировых медно-молибденовых руд.

Целью данного исследования являлся анализ данных сменных массивов работы предприятия с помощью математического анализа программного пакета Statistica 13.5, предполагалось выявить, какие именно негативные факторы влияют на процесс флотационного обогащения. Также после выявления данных факторов будут проводиться исследования для разработки решений, позволяющих улучшить технологические показатели обогащения.

#### Материалы и методы исследования

Объектом исследования являлась проба медно-молибденовой порфировой руды. Содержание Cu, Fe, S в исходной пробе составляет 1,09; 3,69 и 1,42% соответственно. Из результатов рационального анализа можно сделать вывод о том, что основная масса меди концентрируется в сульфидных минералах: 92,6% относительных (далее отн.) в первичных сульфидах; 6,4% отн. во вторичных сульфидах. Углерод в пробе преимущественно карбонатный (75,9% отн.), на органический углерод приходится 24,1% отн.

Экспериментальные исследования проводились на лабораторной базе Научного центра проблем переработки минерального сырья Горного университета. Анализ исходных проб и продуктов обогащения проводился с использованием рентгенофлуоресцентного спектрометра EDX-7000, фирмы Shimadzu (Япония). Исследования кинетики измельчения проводились на лабораторной мельнице МШЛ-1. Содержание твердого составляло 50%. Степень заполнения шарами составляла 40%. Флотационные исследования проводились на пневмомеханических флотомашинах НПК «Механобр-техника» (Россия), флотационной пневмомеханической машине Laarmann (Нидерланды). Исследования, направленные на изучение электрохимических свойств доминантной пробы руды и оборотной воды, проводились с применением мультисканальной системы электрохимического контроля EMF-16, которая позволяет фиксировать в режиме онлайн, с дискретностью около 1 с (зависит от количества используемых подключаемых электродов), до 16 каналов состояния процесса, измеряемых с помощью указанных окислительно-восстановительных и ионоселективных сенсоров (электродов).

Оценка эффективности обогащения производилась по критерию Ханкока – Луйкена:

$$E = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{100 - \beta_{исх}} \times 100,$$

где  $E$  – эффективность обогащения, %;

$\varepsilon_k$  – извлечение меди в концентрат, %;

$\gamma_k$  – выход медного концентрата, %;

$\beta_{исх}$  – содержание меди в исходном материале, %.

#### Результаты исследования и их обсуждение

В данной статье был проанализирован полугодовой период работы предприятия (январь – июнь). Технологическая схема включает следующие операции: измельчение до 65 % класса -0,071 мм; операция получения кондиционного медного концентрата (далее Си головка), далее отвальный продукт направляется в рудный цикл, который состоит из операций двух основных флотаций, концентраты которых объединяются и направляются на три перерешетки; на хвостах первой перерешетки проводится операция промпродуктовой флотации, концентрат которой возвращается в операцию

рудного цикла в качестве циркуляционного продукта (рис. 1).

На рис. 2 представлены изменения извлечения меди за трехмесячный период наблюдений.

Исходя из полученных данных (рис. 2) наблюдаются значительные колебания извлечения меди в медный концентрат. Данный показатель может варьироваться в пределах 7 %: от 88,2 до 95,5 % в зависимости от периода наблюдений. Для дальнейшей оценки работы фабрики был взят период за 16 ч (рис. 3, а).

Наблюдаемая кривая извлечения меди хорошо описывается косинусоидой:  $\varepsilon = \cos(1,31t + 1,05)$  с периодом  $T = 3$  ч и амплитудой в 5,6 % извлечения меди. Выявленный период колебаний может быть обусловлен ручным управлением режимом флотации со стороны оператора. Кроме отмеченной косинусоиды (рис. 3, б) выявляется вторая гармоническая составляющая случайной функции, описываемая косинусоидой  $\varepsilon = \cos(1,295t + 0,97)$  с периодом  $T = 6$  ч и амплитудой в 8 % извлечения меди. Появление данных скачков можно объяснить тем, что в рудный цикл флотации поступают циркуляционные продукты. Стоит отметить, что полученные данные амплитудных характеристик остаются постоянными на каждом участке рассматриваемого полугодового периода. Данные колебания могут быть нивелированы с помощью следующих действий: автоматические регулирования дозировки реагентов и изменение точки возврата циркулирующих потоков.

В табл. 1 представлены результаты замкнутого опыта по фабричной схеме (рис. 1). В результате данного опыта был получен кондиционный концентрат с содержанием и извлечением меди 21,75 и 92,39% соответственно.

Для поиска возможных путей устранения выявленных выше негативных факторов были изучены электрохимические параметры исходной пробы минерального сырья и произведен поиск решений по улучшению технологических показателей получаемого товарного концентрата. Для этого были поставлены открытые опыты для анализа получаемого черного концентрата, который в дальнейшем идет на операции перерешетки, с целью получения максимального извлечения полезного компонента в черновой концентрат. В табл. 2 представлены результаты открытых опытов.

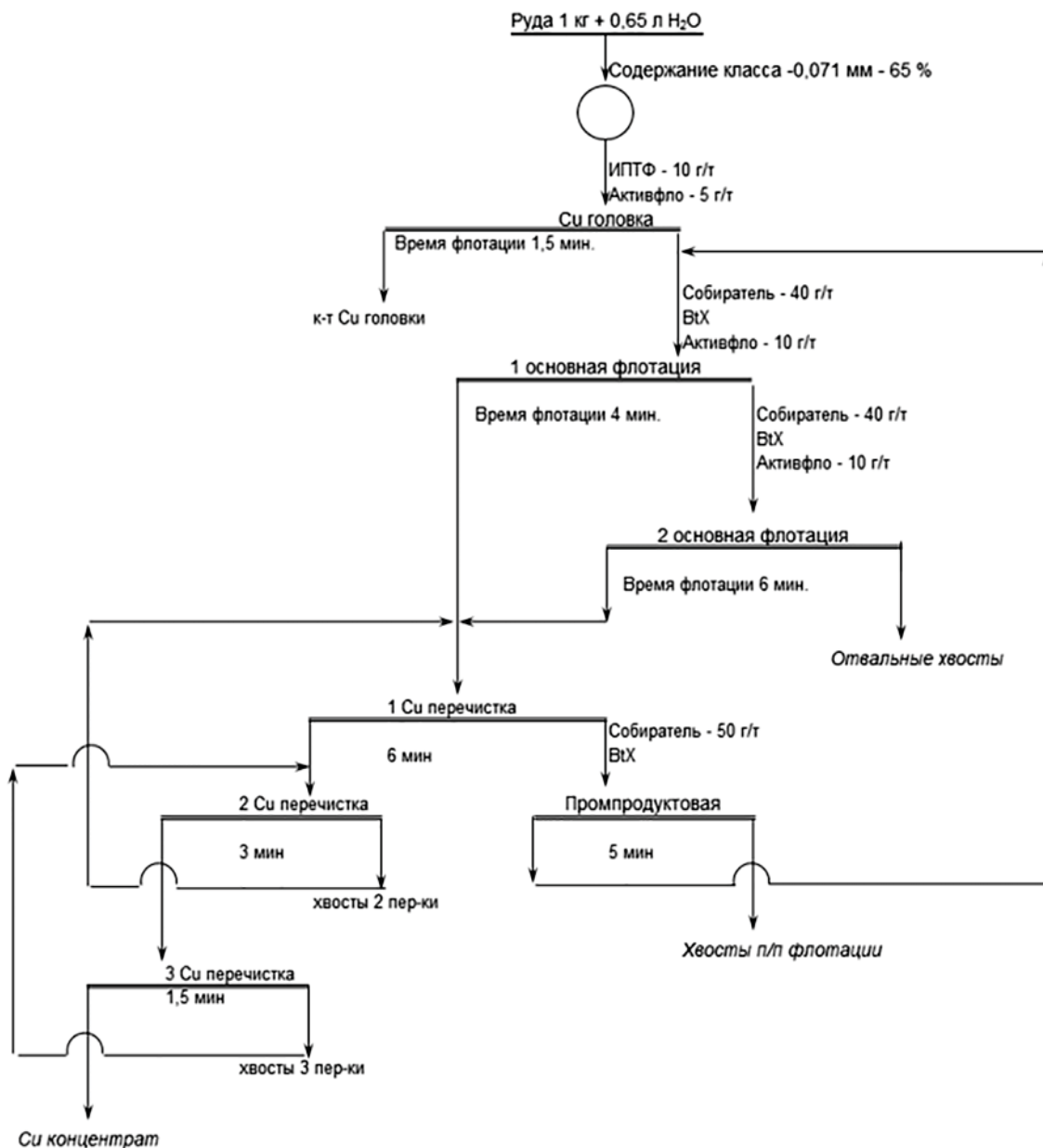


Рис. 1. Схема переработки на предприятии

Таблица 1

Результаты замкнутого опыта по фабричной схеме

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S
Си головка	2,35	20,35	28,01	26,33	43,87	18,49	47,24
Си концентрат	2,28	23,20	32,60	25,69	48,52	20,88	44,71
Си головка + Си концентрат	4,63	21,75	30,27	26,02	92,39	39,37	91,95
Отвальные хвосты	95,37	0,09	2,26	0,11	7,61	60,63	8,05
Руда	100	1,09	3,56	1,31	100	100	100

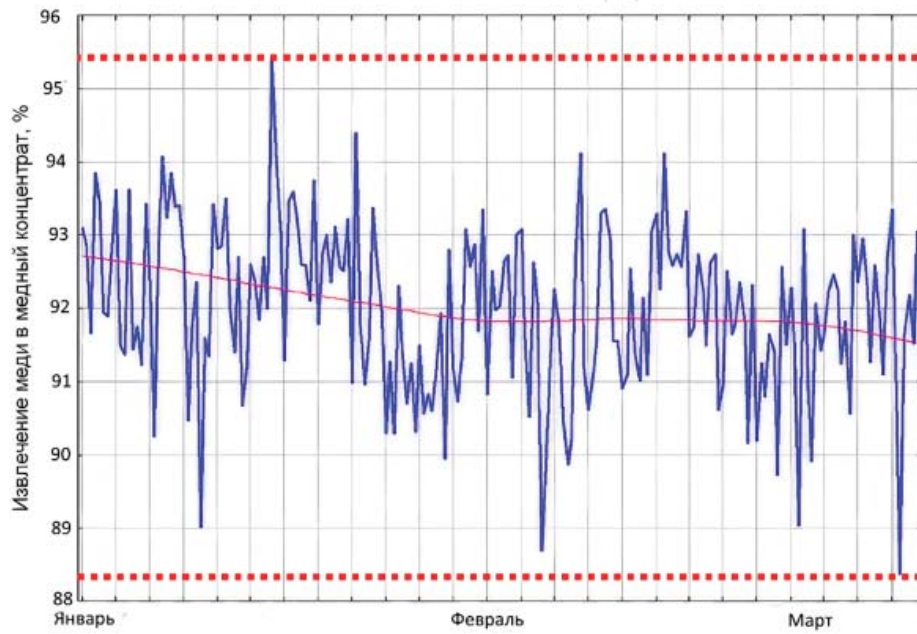


Рис. 2. Изменения извлечения меди за трехмесячный период наблюдений

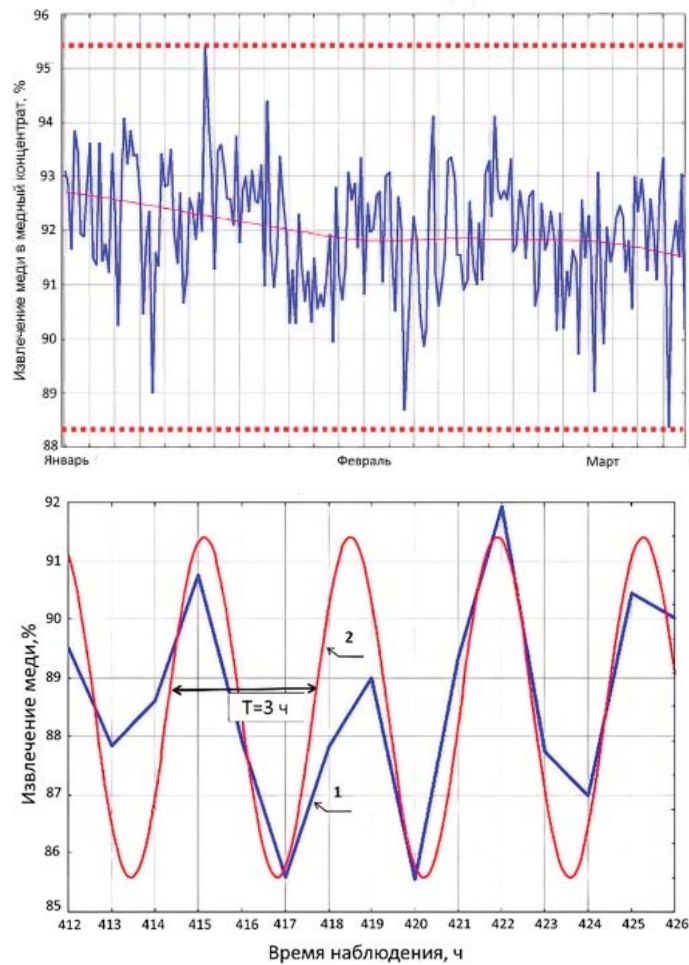


Рис. 3. Гармоники случайной функции  $\varepsilon = f(t)$ : а – фактические наблюдения извлечения меди; б – описание гармонической составляющей фактически наблюдаемого извлечения меди

Таблица 2

Результаты открытых опытов

β кл. – 71 мкм = 30,69% (5 мин)								
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			E, %
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S	
к-т Си головки (К1)	2,80	7,82	17,76	11,73	20,08	13,48	23,12	59,18
к-т I осн. флотации (К2)	2,28	12,24	20,10	11,68	25,6	12,42	18,76	
к-т II осн. флотации (К3)	2,34	7,46	11,92	5,90	16,02	7,56	9,72	
к-т контр (К4)	1,8	3,66	40,96	22,47	6,05	19,98	28,48	
К1+ К2 + К3 + К4	9,22	7,35	5,80	8,69	67,75	53,44	80,08	
Отвальные хвосты	90,78	0,39	1,89	0,31	32,25	46,56	19,92	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	100	100	100	
β кл. – 71 мкм = 45,00% (10 мин)								
к-т Си головки (К1)	2,2	11,01	18,92	15,19	22,22	11,28	23,54	
к-т I осн. флотации (К2)	2,36	12,96	15,32	14,95	28,06	9,8	24,84	
к-т II осн. флотации (К3)	4,48	7,05	10,28	10,32	28,96	12,48	32,56	
к-т контр (К4)	1,86	2,21	6,59	2,54	3,77	3,32	3,33	
К1+ К2 + К3 + К4	10,9	7,62	3,38	7,73	83,01	36,88	84,27	
Отвальные хвосты	89,1	0,21	2,61	0,25	16,99	63,12	15,73	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	100	100	100	
β кл.-71 мкм = 65,00% (15 мин)								
к-т Си головки (К1)	2,19	15,36	18,65	12,70	30,86	11,07	19,59	
к-т I осн. флотации (К2)	3,61	9,54	14,69	11,32	31,59	14,37	28,78	
к-т II осн. флотации (К3)	3,51	8,03	9,85	9,95	25,87	9,37	24,59	
к-т контр (К4)	1,86	1,92	6,63	2,53	3,28	3,34	3,32	
К1+ К2 + К3 + К4	11,17	8,20	3,42	6,83	91,6	38,15	76,28	
Отвальные хвосты	88,83	0,14	2,57	0,38	11,4	61,85	23,72	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	103	100	100	
β кл. – 71 мкм = 65,00% (15+ 10 мин)								
к-т Си головки (К1)	2,35	20,97	19,02	14,78	45,2	12,11	24,46	
к-т I осн. флотации (К2)	3,09	12,26	10,35	12,64	34,75	8,67	27,5	
к-т II осн. флотации (К3)	3,94	4,11	7,38	4,44	14,85	7,88	12,33	
к-т контр (К4)	1,8	1,20	6,03	1,51	1,98	2,94	1,91	
К1+ К2 + К3 + К4	11,18	8,66	2,83	5,92	96,78	31,6	66,2	
Отвальные хвосты	88,82	0,04	2,84	0,54	3,22	68,4	33,8	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	100	100	100	
β кл.-71 мкм = 70,75% (15+ 15 мин)								
к-т Си головки (К1)	2,4	18,26	18,62	14,47	40,2	12,11	24,46	
к-т I осн. флотации (К2)	4,09	9,53	7,82	9,55	35,75	8,67	27,5	
к-т II осн. флотации (К3)	5,02	3,44	5,79	3,49	15,85	7,88	12,33	
к-т контр (К4)	4,01	1,08	2,71	0,68	3,98	2,94	1,91	
К1+ К2 + К3 + К4	15,52	6,17	2,04	4,27	95,78	31,6	66,2	
Отвальные хвосты	84,48	0,05	2,99	0,57	4,22	68,4	33,8	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	100	100	100	
β кл.-71 мкм = 75,75% (15+ 20 мин)								
к-т Си головки (К1)	2,20	19,42	20,31	15,79	39,2	12,11	24,46	
к-т I осн. флотации (К2)	4,15	8,86	7,71	9,41	33,75	8,67	27,5	
к-т II осн. флотации (К3)	4,92	3,95	5,91	3,56	17,85	7,88	12,33	
к-т контр (К4)	3,96	0,99	2,74	0,68	3,58	2,94	1,91	
К1+ К2 + К3 + К4	15,23	6,20	2,07	4,35	94,38	31,6	66,2	
Отвальные хвосты	84,77	0,07	2,98	0,57	5,62	68,4	33,8	
Руда	100	1,09	3,69	1,42	100	100	100	

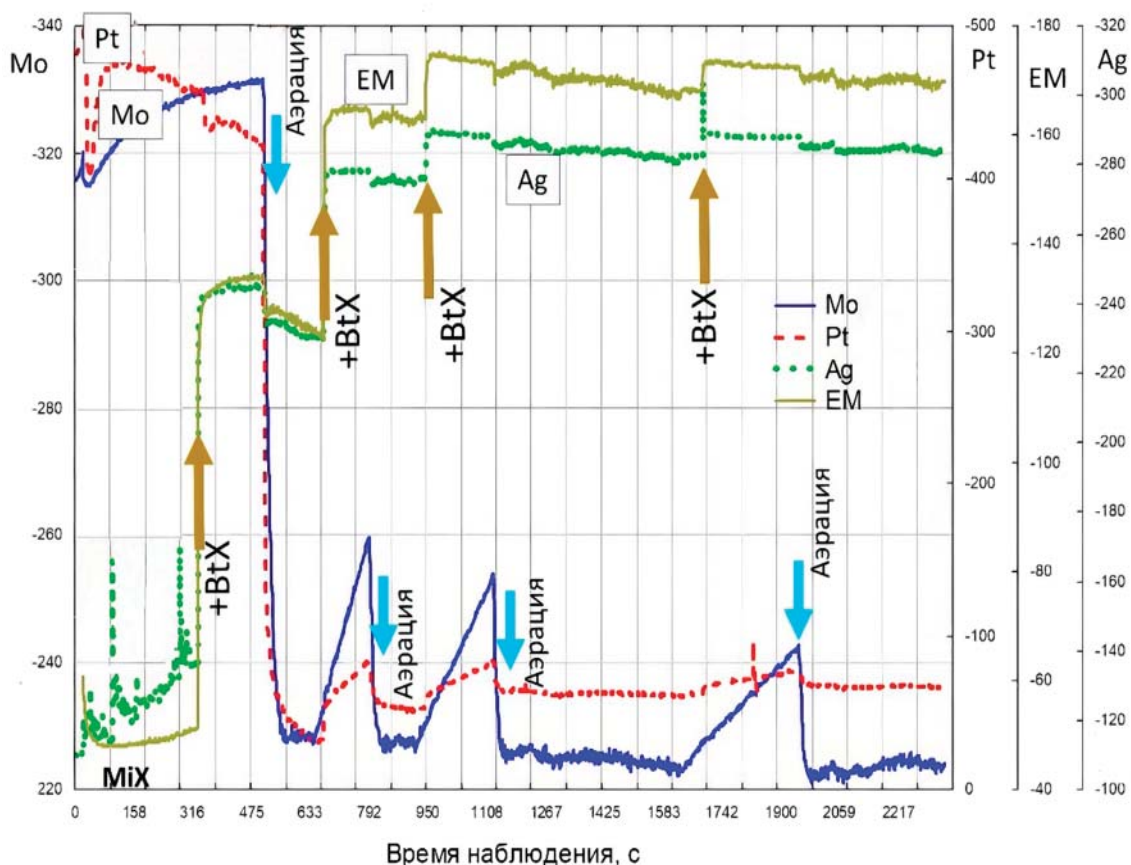


Рис. 4. Потенциалогамма кинетики изменения электрохимических потенциалов Mo, Pt, мембранного (EM), Ag электродов

Из данной таблицы можно сделать вывод о том, что наибольшая эффективность обогащения (86,54%) достигнута при применении двухстадийной схемы измельчения при времени измельчения 10 и 15 мин соответственно.

Также при постановке опытов на время измельчения было проведено изучение электрохимических свойств в опытах. На рис. 4 представлены потенциалогаммы, из которых видно, что при измельчении пробы наблюдается высокая степень растворения катионов тяжелых металлов. Появление катионов  $\text{Cu}^{2+}$  фиксируется потенциалами  $\text{Ag}_2\text{S}$  электрода на уровне минус 110 мВ. Образование в пульпе гидроокисных комплексов железа  $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$  подтверждают значения Pt и Mo электродов на уровне  $-500 \div -450$  мВ и  $-320 \div -340$  мВ соответственно, зафиксированные при перемешивании исходной пульпы. Формирование в пульпе гидроокисных комплексов железа  $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ , возможно, приведет к ухудше-

нию технологических показателей за счет поглощения собирателя.

После второй стадии измельчения также наблюдается интенсивное образование в пульпе катионов тяжелых металлов. Для уменьшения влияния негативных факторов на флотацию возможно проведение измельчения в содовой среде, а также изменение точки возврата концентратного продукта промпродуктовой флотации в первую переотсадку. Для постановки замкнутого опыта была предложена схема, представленная на рис. 5. Результаты замкнутого опыта представлены в табл. 3.

В результате поставленного опыта удалось получить суммарный медный концентрат с содержанием и извлечением меди 22,08 и 95,39% соответственно.

При сравнении двух схем видно, что по разработанной схеме удалось повысить качество готового  $\text{Cu}$  концентрата на 0,33%. А извлечение в готовый медный концентрат увеличилось с 92,39 до 95,39%.

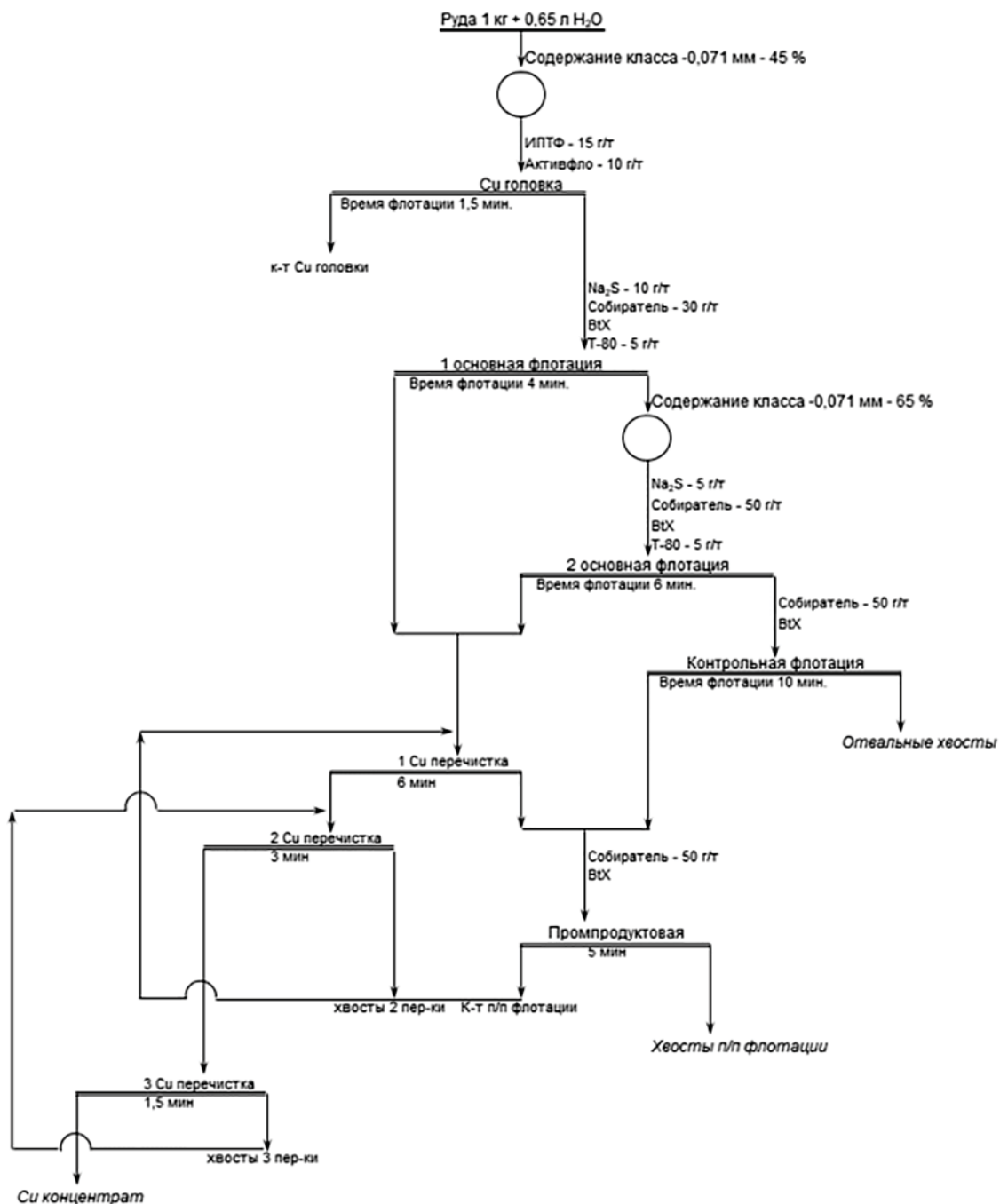


Рис. 5. Предполагаемая схема переработки

Таблица 3

Результаты замкнутого опыта

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S
Си головка	2,15	22,75	28,96	28,17	44,87	17,49	46,24
Си концентрат	2,17	25,38	34,25	26,99	50,52	20,88	44,71
Си головка + Си концентрат	4,32	22,08	8,88	21,05	95,39	38,37	90,95
Отвальные хвосты	95,68	0,05	2,29	0,12	4,61	61,63	9,05
Руда	100	1,09	3,56	1,31	100	100	100



### Заключение

Для поддержания высоких и стабильных технологических показателей в производственных условиях с помощью проведенной статистической оценки работы фабрики необходимо разрабатывать раскрытые схемы флотации в рудном цикле без циркуляции промпродуктов в основные операции процесса

Также проведен анализ схем одностадиального и двухстадиального измельчения с внедрением операции основной флотации после первой стадии. Анализ данных схем с помощью методов математического моделирования позволил доказать, что применение двухстадиальной схемы измельчений позволяет получить более высокие технологические показатели.

Приоритетным направлением для дальнейших исследований является этап осуществления дозирования реагентов с учетом электрохимических параметров. Предложенный комплекс мер позволит снизить колебания технологических показателей и, как следствие, сделать процесс более управляемым.

### Список литературы

1. Литвиненко В.С., Цветков П.С., Двойников М.В., Буслаев Г.В. Барьеры реализации водородных инициатив в контексте устойчивого развития глобальной энергетики // Записки Горного института. 2020. № 244. С. 428–438. DOI: 10.31897/PMI.2020.4.5.
2. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Кн. 1. Т. 3. М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. 158 с.
3. Афанасова А.В., Абурова В.А., Прохорова Е.О., Лушина Е.А. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные порообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 6–2. С. 161–174. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_62\_0\_161.
4. Dmitrieva D., Romasheva N. Sustainable development of oil and gas potential of the arctic and its shelf zone: The role of innovations // Journal of Marine Science and Engineering. 2020. Vol. 12 (8). P. 1–18. DOI: 10.3390/jmse8121003.
5. Иваник С.А., Илюхин Д.А. Флотационное выделение элементарной серы из золотосодержащих кеков // Записки Горного института. 2020. Т. 242. С. 202–208. DOI: 10.31897/PMI.2020.2.202.
6. 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.
7. Александрова Т.Н., О'Коннор С. Переработка платинометаллических руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы // Записки Горного института. 2020. Т. 244. С. 462–473. DOI: 10.31897/PMI.2020.4.9.
8. Кузин Е.Н., Мокрушин И.Г., Кручинина Н.Е. Оценка возможности использования лейкоксен-кварцевого концентрата в качестве сырья для получения титанатов алюминия и магния // Записки Горного института. 2023. Т. 264. С. 886–894. DOI: 10.31897/PMI.2023.15.
9. Александрова Т.Н., Кузнецов В.В. Подход к определению удельной интенсивности аэрации при флотации // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2022. № 5. С. 125–136. DOI: 10.15372/FTPRPI20220512.
10. Ромашева Н.В., Бабенко М.А., Николайчук Л.А. Устойчивое развитие Арктического региона России: экологические проблемы и пути их решения // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 10–2. С. 78–87. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_102\_0\_78.
11. Александрова Т.Н., Прохорова Е.О. Модификация свойств порообразующих минералов при флотации // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2023. № 12. С. 123–138. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2023\_12\_0123.
12. Яковлева Т.А., Ромашев А.О., Машевский Г.Н. Оптимизация дозирования флотационных реагентов при флотации руд цветных металлов с применением цифровых технологий // Горный информационно-аналитический бюллетень // 2022. № 6–2. С. 175–189. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_62\_0\_175.
13. Koteleva N., Kuznetsov V., Vasileva N. Simulator for Educating the Digital Technologies Skills in Industry. Part One. Dynamic Simulation of Technological Processes. Applied Sciences. 2021. Vol. 11, Is. 22. P. 10885. DOI: 10.3390/app112210885.
14. Васильева М.А., Волчихина А.А., Морозов М.Д. Оборудование и технологии для проведения работ по дозакладке выработанного пространства // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2021. № 6. С. 133–144. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_6\_0\_133.