

ОБОСНОВАНИЕ СТЕПЕНИ ЗАМЫКАНИЯ ВОДООБОРОТА В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

В.В. Морозов¹, Г.П. Двойченкова^{2,3}, Е.Г. Коваленко^{3,4}, А.С. Тимофеев², М.В. Курьянов²

¹ НИТУ «МИСиС», Москва, Россия

² Институт проблем комплексного освоения недр, Москва, Россия, e-mail: dvoigp@mail.ru

³ Политехнический институт (филиал) Северо-Восточного федерального университета
имени М.К. Аммосова, Мирный, Россия,

⁴ Институт «Якутнипроалмаз» Акционерная компания «АЛРОСА» (ПАО), Мирный, Россия

Аннотация: При совершенствовании процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья актуальным является определение и поддержание оптимальной степени замыкания водооборота, обеспечивающей достижение максимальных технико-экономических показателей обогащения. Для решения поставленной задачи изучено влияние степени замыкания водооборота на концентрацию в водной фазе индифферентных солей, шламов, флотационных реагентов и, соответственно, на извлечение алмазов. Математическое моделирование схемы водооборота цикла пенной сепарации, проводимое сочетанием балансового и топологического методов, позволило определить степень концентрирования солей, шламов и флотационных реагентов в оборотной воде при варьировании степени замкнутости водооборота. Результаты расчетов показали, что увеличение степени замыкания водооборота от 60 до 90% приводит к росту минерализации оборотной воды на 50%, повышению остаточных концентраций реагентов на 25–40% и сопровождается ростом концентрации шламов в водной фазе на 180%. Повышение степени замыкания водооборота более чем на 85% позволяет снизить расход реагентов в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала на 5–10%. Однако при таких значениях степени замыкания водооборота наблюдается снижение извлечения алмазов на 8%, что обусловлено влиянием накапливающихся в оборотной воде шламов. Оптимальная степень замыкания водооборота, достигаемая применением действующей одностадийной схемы осветления сливов сгустителей хвостов пенной сепарации, составляет 75–80%. Увеличение степени замыкания водооборота требует применения двухстадийной схемы обесшламливания сливов сгустителей хвостов или использования реагентов — регуляторов процесса обесшламливания, снижающих концентрацию шламов в оборотной воде цикла пенной сепарации алмазосодержащего материала.

Ключевые слова: пенная сепарация, алмазы, замкнутый водооборот, минерализация, шламы, реагенты.

Для цитирования: Морозов В. В., Двойченкова Г. П., Коваленко Е. Г., Тимофеев А. С., Курьянов М. В. Обоснование степени замыкания водооборота в цикле пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов с применением математического моделирования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 12. – С. 5–19. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_12_0_5.

Justification of water circulation closing in froth flotation cycle of diamond-bearing kimberlites by mathematical modeling

V.V. Morozov¹, G.P. Dvoichenkova^{2,3}, E.G. Kovalenko^{3,4}, A.S. Timofeev², M.V. Kuryanov²

¹ National University of Science and Technology «MISiS», Moscow, Russia

² Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, e-mail: dvoigp@mail.ru

³ Polytechnic Institute (branch), M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Mirny, Republic of Sakha (Yakutia), Russia

⁴ Institute «Yakutniproalmaz» JSC «ALROSA» (Public Joint Stock Company), Mirny, Russia

Abstract: In improvement of froth flotation of diamond-bearing raw materials, it is effective to optimize and maintain water circulation closing to ensure maximum performance of mineral dressing. To this effect, the influence of the water circulation closing quality on the concentration of neutral salts, slimes and flotation agents in the water phase, and, accordingly, on the diamond recovery was studied. The mathematical modeling of the water circulation circuit in the froth flotation cycle, using a combination of the balancing and topological methods, determined the concentration ratios of salts, slimes and flotation agents in recycling water at varied levels of the water circulation closing. The calculated results show that the increased level of the water circulation closing from 60 to 90% leads to the increase in the recycling water mineralization by 50%, in the residual concentrations of reagents by 25–40% and in the slime concentration in the water phase by 180%. The water circulation closing increased by more than 85% allows reducing consumption of agents in the froth flotation cycle of diamond-bearing materials by 5–10%. However, given such level of closing of water circulation, the diamond recovery decreases by 8%, which is governed by the impact of slimes accumulated in the recycling water. The optimal closing level of water circulation in the current single-stage clarification circuit of thickener outflows of froth flotation tailings is 75–80%. The higher level closing of water circulation needs a two-stage circuit of desliming of tailings thickening outflows or requires using control agents in desliming to reduce concentration of slimes in recycling water of froth flotation of diamond-bearing materials.

Key words: froth flotation, diamonds, closed water circulation, mineralization, slimes, reagents.

For citation: Morozov V. V., Dvoichenkova G. P., Kovalenko E. G., Timofeev A. S., Kuryanov M. V. Justification of water circulation closing in froth flotation cycle of diamond-bearing kimberlites by mathematical modeling. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(12):5-19. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_12_0_5.

Введение

Алмазы класса крупности –2 мм становятся все более востребованным сырьем как для традиционных, так и для новых областей техники и технологий [1, 2]. На алмазодобывающих фабриках АК «АЛРОСА» для извлечения алмазов класса –2+0,5 мм используется технология комбинированной флотации, совмещающая в основных операциях про-

цессы пенной сепарации (ПС) и пенной флотации (ПФ) алмазосодержащего материала с применением флотационных машин ПФМ-10 [3]. Фракция алмазосодержащего сырья крупностью –2+1 мм после обезвоживания (сгущения) подается на пенный слой, в котором осуществляется процесс пенной сепарации минеральных частиц. Мелкозернистый продукт крупностью –1+0,5 мм в виде

гидросмеси, насыщенной тонко диспергированными воздушными пузырьками, подается на флотационное разделение в объем аэрированной пульпы [4]. Полученные в процессе сепарации пенный и камерный продукты удаляются при раздельном обезвоживании. Жидкую фазу от обезвоживания пенного продукта возвращают в операцию кондиционирования исходного сырья с реагентами и частично в пневмогидравлические аэраторы. Жидкая фаза операций сгущения хвостов подвергается осветлению (обесшламливанию) и возвращается в технологический процесс в качестве оборотной воды пенной сепарации [5].

Таким образом, процесс пенной сепарации алмазосодержащего материала реализуется в условиях замкнутого водооборота с использованием оборотной воды собственного контура обесшламливания (оборотная вода ПС) при частичном разбавлении минерализованной осветленной водой, поступающей из хвостохранилища обогатительной фабрики в качестве «подпитки» (оборотная вода ОФ).

При использовании схемы замкнутого водооборота в технологии пенной сепарации алмазосодержащего материала остается нерешенным вопрос определения оптимального соотношения количества оборотной воды собственного контура обесшламливания и минерализованной осветленной оборотной воды (подпитки), поступающей из внешнего хвостохранилища, то есть степени замыкания водооборота, обеспечивающего наилучшие технико-экономические показатели данного цикла обогащения [6]. Для достижения поставленной цели — определения оптимальной степени замыкания водооборота в цикле пенной сепарации — было изучено влияние регламентируемых и используемых на практике соотношений оборотных вод ПС и ОФ на изменение концентрации

в жидкой фазе рудной пульпы ионно-молекулярных компонентов и шламов, а также их влияния на извлечение алмазов.

Экспериментальные исследования с использованием алмазосодержащих продуктов выполнены в лабораториях институтов НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО).

Методики моделирования и проведения флотационных исследований

Основным подходом при выборе режимов кондиционирования оборотной воды пенной сепарации алмазосодержащего материала было определение закономерностей формирования ионного состава жидкой фазы и шламосодержания рудной пульпы, а также выбор параметров, обеспечивающих поддержание оптимальных и стабильных характеристик флотационного процесса извлечения алмазов.

Анализ схемы и параметров оборотного водоснабжения как части водно-шламовой схемы процесса пенной сепарации алмазосодержащего материала проводился балансовым и топологическим методами, позволяющими определить степень концентрирования (накапливания) в жидкой фазе рудной пульпы солей, шламов и применяемых реагентов при варьировании степени замыкания водооборота [7, 8].

Вышеуказанные контролируемые параметры потока оборотного водоснабжения были разделены на три группы:

- первая группа веществ — индифферентные ионно-молекулярные компоненты водной фазы, не вступающие в существенное взаимодействие с твердой фазой рудной пульпы. К таким веществам относятся анионы сильных кислот (серной, соляной, азотной) и катионы сильных оснований (калий, натрий) [9]. Для индифферентных веществ процесс

накопления (минерализации оборотной воды) определяется разностью масс компонентов, содержащихся в потоках, входящих в цикл пенной сепарации (с исходным питанием и оборотной водой), и содержащихся в потоках выходящих веществ (с водной фазой продуктов обогащения);

- вторая группа веществ — шламы, не вступающие в химическое взаимодействие с основным зернистым рудным материалом. Концентрация данной группы веществ в оборотной воде определяется массой рудных частиц шламовых классов в поступающей твердой фазе исходного питания и массовой долей рудных частиц шламовых классов, выходящих с жидкой фазой хвостов пенной сепарации, и со сгущенным продуктом операции осветления оборотной воды.

- третья группа веществ — реагенты, вступающие во взаимодействие с твердой фазой рудной пульпы. Представителями данной группы веществ в рассматриваемых условиях являются собиратель — мазут флотский Ф-5, и диспергатор шламов — полифосфат натрия [10]. Концентрация данной группы веществ определяется как разность между их количеством во входящих потоках рудной пульпы (исходного питания), обработанных используемыми вышеуказанными реагентами, и количеством реагентов в твердой и жидкой фазе выходящих потоков рудной пульпы (продуктов обогащения).

Для установления степени влияния отдельных рассматриваемых компонентов оборотных вод на показатели обогащения цикла пенной сепарации алмазо-содержащего материала были поставлены опыты по флотации смеси алмазов и кимберлитового материала класса крупности $-1,6+0,5$ мм в стендовой установке пенной сепарации. При проведении опытов поддерживался постоянный реа-

гентный режим (расход собирателя — мазута Ф5 — 900 г/т, полифосфата натрия — 150 г/т, ОПСБ — 30 г/т) с изменением одного из контролируемых параметров используемой оборотной воды (концентрация солей, шламов и флотационных реагентов).

Для анализа состава исследуемых водных фаз применяли комбинированную методику, включающую операции фильтрации шламов, экстракции собирателя и выпаривания растворимых солей из остаточной пробы. Концентрацию собирателя измеряли методом УФ-фотометрии [11]. Концентрация полифосфата натрия была замерена методом фотометрии с использованием смешанного молибденово-кислого реактива (Методика выполнения измерений массовых концентраций ортофосфатов, полифосфатов и фосфора общего в питьевых, природных и сточных водах фотометрическим методом. ПНД Ф 14.1:2.248-07. М).

Результаты моделирования схемы водооборота

Граф цикла пенной сепарации описывает движение рудной и водной масс по схеме обогащения и определяет потоки воды и пульпы, а также распределенных в них компонентов, в операциях сепарации и полученных промежуточных и конечных концентратах и хвостах [12]. Основные характеристики раздельных операций, оценивающие распределение водной фазы по продуктам схемы, были определены по данным опробования промышленного технологического процесса пенной сепарации. В качестве переменной величины при математическом моделировании схемы водооборота использовалось соотношение осветленной минерализованной оборотной воды ОФ и оборотной воды цикла пенной сепарации, подаваемых в операцию подготовки рудной пульпы (исходного питания) к процессу пенной

сепарации и непосредственно в процесс пенной сепарации.

Общий граф технологической схемы цикла пенной сепарации алмазосодержащего материала имеет сложный вид (более 20 операций [13]), но существенно упрощается при учете закономерностей формирования состава оборотной воды. При моделировании схемы водооборота в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала использовалось допущение равенства содержания (концентраций индифферентных ионов) в жидкой фазе продуктов водно-шламовой схемы до и после растворения в них солей, содержащихся в рудной пульпе исходного питания.

Структура упрощенного графа схемы водооборота в цикле пенной сепарации для расчета содержания в жидкой фазе рудной пульпы имеет два входа: оборотная вода обогатительной фабрики (ОФ) и исходное питание пенной сепарации, и один выход (сгущенный хвостовой и шламовый продукты). В представленной на рис. 1 структуре составленного графа выделены три основных узла схемы цикла пенной сепарации:

1 — смешивания оборотной воды цикла пенной сепарации и оборотной воды обогатительной фабрики;

2 — смешивания питания пенной сепарации с водной системой узла 1;

3 — пенной сепарации, сгущения хвостов и осветления слива сгущения.

Выделенные узлы цикла пенной сепарации связаны между собой отдельными передачами графа, представленными подачей содержащих водную фазу продуктов схемы пенной сепарации (ПС) в определенные точки процесса:

a_0 — подача оборотной воды ОФ в узел 1;

a_1 — подача смешанной водной системы в узел 2;

v_0 — подача рудной пульпы исходного питания ПС, содержащей раст-

воримые слоёобразные минералы в узел 2;

a_2 — подача исходного питания ПС, смешанного с водной системой узла 1, в цикл пенной сепарации (узел 3);

a_3 — выход и подача осветленного слива операции сгущения хвостов ПС (оборотная вода ПС) в узел 1;

v_3 — выход из узла 3 водной фазы со сгущенными хвостами ПС и шламами операции осветления.

Выход водной фазы из узла 3 с концентратом ПС не принимается в расчет ввиду несопоставимо малого объема в сравнении с другими потоками.

Произведенные с учетом закономерностей формирования состава оборотной воды ПС упрощения позволили использовать балансовый метод для последующих расчетов параметров оборотного водоснабжения, приведенного ниже.

Масса привнесенных с исходным питанием солей M_0 (г/ч) рассчитывалась по формуле

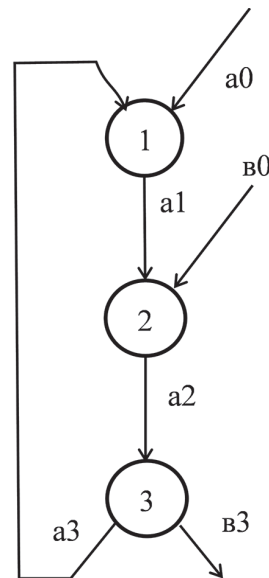


Рис. 1. Граф схемы водооборота цикла пенной сепарации для расчета минерализации оборотной воды

Fig. 1. Graph of scheme for calculating mineralization of recycled water

$$M_0 = m_0 Q_p, \quad (1)$$

где m_0 — массовая доля солей в руде, г/т; Q_p — производительность по руде, т/ч.

Расчетное уравнение для баланса индифферентных солей имеет следующий вид:

$$C_3(1 - \gamma_{a3})Q_w = C_0\gamma_{a0}Q_w + m_0Q_p, \quad (2)$$

где C_0 — концентрация солей в добавляемой оборотной воде ОФ, г/м³; m_0 — массовая доля солей в руде, г/т, Q_p — производительность по руде, т/ч; Q_w — общий расход воды в цикл пенной сепарации, м³/ч; γ_{a3} — доля оборотной воды ПС (степень замыкания водооборота); γ_{a0} — доля оборотной воды ОФ.

Учитывая, что $\gamma_{a3} = 1 - \gamma_{a0}$, после преобразования получаем

$$C_3 = C_0 + (m_0Q_p/Q_w)/(1 - \gamma_{a3}), \quad (3)$$

Расчетная зависимость 1, представленная на рис. 2, показывает экспоненциальное возрастание минерализации с увеличением степени замыкания водооборота.

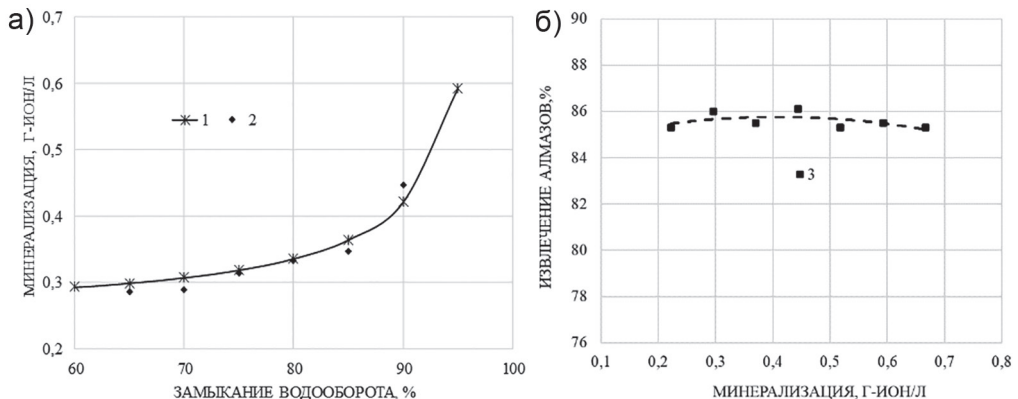
Проверка расчетного уравнения (3) проводилась по данным измерений общей минерализации, определяемой как сумма концентраций растворенных со-

лей в отфильтрованной водной фазе фабричной оборотной воды, выделенных после операции ее выпаривания. Результаты сопоставления показывают хорошую сходимость полученных данных опробования 2 и расчетов 1 по уравнению (3), приведенных на рис. 2, а.

Анализ полученных данных, приведенных на рис. 2, а, показывает, что замыкание схемы водооборота от 60 до 90% ведет к нарастанию минерализации оборотной воды более чем вдвое (с 0,29 до 0,6 г-ион/л).

Результаты флотационных исследований, выполненные с использованием установки пенной сепарации и приведенные на рис. 2, б, показали, что добавление в водную фазу выпаренных из оборотной воды солей в количестве от 0,2 до 0,6 г-ион/л (5,5–16 г/л) практически не снижает извлечения алмазов в соответствующий концентрат.

Граф технологической схемы для расчета изменения концентрации шламов в водной фазе рудной пульпы ПС (рис. 3) был получен при допущении равенства концентраций шламов в водных фазах продуктов технологических операций цикла пенной сепарации ($C_2 = C_3 = C_4$) и



1 — расчетная зависимость; 2, 3 — экспериментальные данные

Рис. 2. Влияние степени замыкания водооборота на минерализацию оборотной воды цикла ПС (а) и минерализации оборотной воды ПС на извлечение алмазов (б)

Fig. 2. Influence of degree of closure of the water circulation on mineralization of circulating water of foam separation cycle (а) and mineralization of circulating water on recovery of diamonds (б)

объединения выходов водной фазы со сгущенными хвостами и шламами операции осветления слива сгустителя цикла ПС.

В представленной на рис. 3 структуре составленного графа выделены четыре основных узла схемы цикла пенной сепарации:

1 — смешивания оборотной воды цикла пенной сепарации и оборотной воды обогатительной фабрики;

2 — смешивания питания пенной сепарации с водной системой узла 1;

3 — пенной сепарации и сгущения хвостов;

4 — осветления слива сгущения хвостов.

Выделенные узлы цикла пенной сепарации связаны между собой отдельными передачами графа, представленными подачей содержащих водную фазу продуктов схемы пенной сепарации (ПС) в определенные точки процесса:

a0 — подача оборотной воды ОФ в узел 1;

a1 — подача смешанной водной системы в узел 2;

v0 — подача рудной пульпы — исходного питания ПС в узел 2;

a2 — подача исходного питания ПС, смешанного с водной системой узла 2, в узел 3;

a3 — выход шламов со сливом узла сгущения хвостов ПС (3);

v3 — выход шламов с песками узла сгущения хвостов ПС;

a4 — выход шламов со сливом узла осветления слива сгущения хвостов (4);

v4 — выход шламов со сгущенным продуктом узла осветления слива сгущения хвостов.

Уравнение для баланса шламов имеет следующий вид:

$$C_4 / (1 - \gamma_{a3,4}) Q_w = (m_s Q_p) B_{3,4}, \quad (4)$$

где C_4 — концентрация шламов в водной фазе операций сгущения хвостов и

осветления слива сгустителя, $г/м^3$; m_s — содержание шламов в исходном питании, $г/т$; $\gamma_{a3,4}$ — выход водной фазы с оборотной водой; $B_{3,4}$ — эффективность выделения шламов в сгущенные хвосты и шламовый продукт, д.е.

Уравнение для расчета накопления шламов (увеличения концентрации шламов) в оборотной воде ПС (C_4) имеет следующий вид:

$$C_4 = (m_s Q_p / Q_w) B_{3,4} C_4 / (1 - \gamma_{a3,4}), \quad (5)$$

где $\gamma_{a3,4}$ — доля оборотной воды ПС.

Эффективность выделения шламов в хвосты и шламовый продукт $B_{3,4}$ не является постоянной величиной, что обусловлено влиянием плотности исходного продукта на эффективность осаждения и отделения шламов. Требуемый учет влияния концентрации накопленных шламов на эффективность процесса дешламации ($B_{3,4}$) был произведен по данным

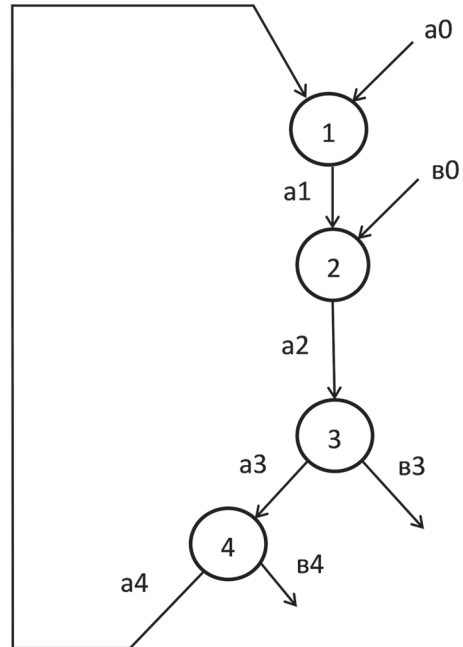


Рис. 3. Граф схемы для расчета концентраций шламов в водной фазе рудной пульпы ПС

Fig. 3. Graph of the scheme for calculating sludge concentrations

опробования и описывается следующим уравнением:

$$B_{3,4} = 0,91 - 0,504 (C_4/C_{4\text{сред}}), \quad (6)$$

где $0,91$ – эффективность дешламации при средней концентрации шламов; $C_{4\text{сред}}$ – среднее содержание шламов в оборотной воде, г/л.

Уравнение (5) с учетом уравнения (6) приобретает параметрический вид (расчетная величина содержится в правой и левой части), и для расчета величины концентрации шламов C_4 применяли топологический метод [14] с применением функциональной зависимости передачи $B_{3,4}$ от концентрации шламов.

Результаты расчетов, представленные на рис. 4, а, показали существенное возрастание концентрации шламов с увеличением степени замкнутости схемы водооборота. При росте степени замыкания водооборота от 60 до 90% концентрация шламов в оборотной воде ПС увеличилась на 180% (с 2,0 до 5,6 г/л). Результаты расчета вполне соответствуют экспериментальным данным измерения шламосодержания в оборотной воде при варьировании степени замыкания водооборота (рис. 4, а).

Установлено существенно более быстрое накопление шламов при увели-

чении степени замыкания водооборота (по отношению к накапливанию индифферентных ионов), что обусловлено ухудшением условий операции осветления оборотной воды при увеличении шламосодержания.

Увеличение концентрации шламов в оборотной воде является негативным фактором, приводящим к гидрофилизации поверхности алмазов и ухудшению закрепления на ней собирателя [15]. В результате проведенных на лабораторной установке пенной сепарации экспериментов показано, что увеличение концентрации шламов в оборотной воде свыше 4 г/л приводит к снижению извлечения алмазов в соответствующий концентрат с 85 до 76% (рис. 4, б).

Граф схемы цикла ПС для расчета концентрации реагентов: собирателя – мазута Ф-5, и полифосфата натрия в оборотной воде ПС (рис. 5) был получен с учетом равенства концентраций реагентов в водной фазе продуктов технологических операций пенной сепарации с выделением цикла кондиционирования исходного питания и сгущения хвостов ПС в отдельный узел.

В представленной на рис. 5 структуре составленного графа выделено шесть

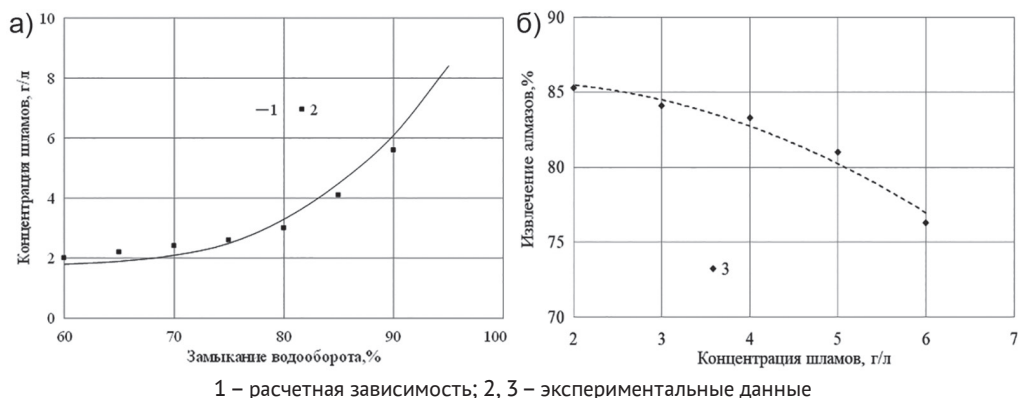


Рис. 4. Влияние степени замыкания водооборота на концентрацию шламов в оборотной воде ПС (а) и влияние концентрации шламов в оборотной воде ПС на извлечение алмазов (б)

Fig. 4. Effect of degree of closure of the water circulation cycle on concentration of sludge in circulating water (а) and effect of concentration of sludge on recovery of diamonds (б)

основных узлов схемы цикла пенной сепарации:

1 — смешивания оборотной воды цикла пенной сепарации и оборотной воды обогатительной фабрики;

2 — смешивания питания пенной сепарации с водной системой узла 1;

3 — кондиционирования питания пенной сепарации;

4 — пенной сепарации;

5 — сгущения хвостов;

6 — осветления слива сгущения хвостов.

Выделенные узлы цикла пенной сепарации связаны между собой отдельными передачами графа, представленными подачей содержащих водную фазу продуктов схемы пенной сепарации (ПС) в определенные точки процесса:

a_0 — подача оборотной воды ОФ;

a_1 — смешивание оборотной воды ПС и оборотной воды ОФ;

v_0 — подача исходного питания;

p_0 — подача реагентов в кондиционирование;

v_2 — смешивание воды и мелкозернистого питания;

a_2 — подача воды в сепаратор;

a_3 — смешивание воды и крупнозернистого питания,

p_1 — подача реагентов в пенную сепарацию;

a_4 — смешивание крупно- и мелкозернистых хвостов;

a_5 — выход реагентов в слив сгущения хвостов,

v_5 — выход реагентов в сгущенные хвосты;

a_6 — выход реагентов в слив осветления;

v_6 — выход реагентов со сгущенными шламами.

Принципиальным отличием данной модели схемы ПС от рассмотренных выше является тот факт, что применяемые реагенты переносятся по схеме преимущественно с твердой фазой [5]. При мо-

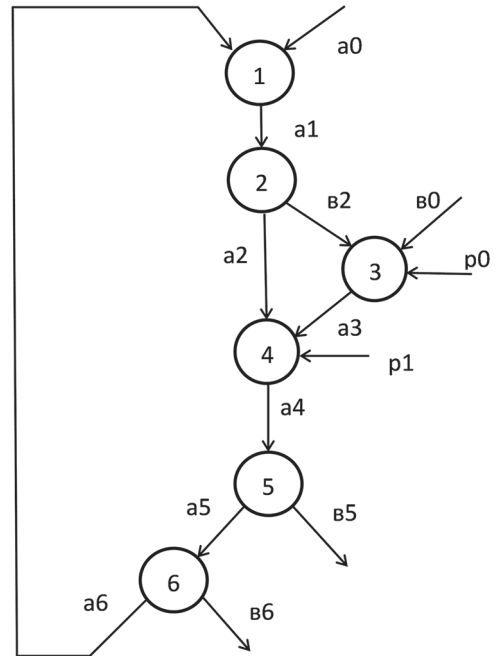


Рис. 5. Граф схемы для расчета концентраций флотационных реагентов в оборотной воде ПС

Fig. 5. Graph of the scheme for calculating the concentrations of flotation reagents

делировании и расчетах под концентрацией собирателя в оборотной воде ПС СФ5 принималось отношение общего количества собирателя (на твердой и в водной фазах) к объему водной фазы. При моделировании объединяли передаточные функции узлов 3 и 4 (кондиционирования и пенной сепарации), а также 5 и 6 (сгущения хвостов и осветления оборотной воды), т.е. допускалось сложение количества поданных реагентов в разные точки процесса ПС, а также объединение выхода реагентов с твердой фазой хвостов и сгущенными шламами.

Выход реагентов с твердой фазой — хвостами флотации и сгущенными шламами ($B_{5,6}$) отождествлялся с экспериментально установленной поглотительной способностью твердой фазы по отношению к этим реагентам (Π_p) в операциях пенной сепарации и сгущения хвостов.

Уравнение для баланса реагентов, определяемого как равенство суммарной загрузки реагентов в голове процесса выходу реагента с хвостами и сгущенными шламами, в схеме имеет следующий вид:

$$m_p Q_p = m_p Q_p \Pi_p + C_5 (1 - \gamma_{a5,6}) Q_w, \quad (7)$$

где m_p — расход реагента, г/т; Π_p — доля поглощаемого реагента в операциях кондиционирования, пенной сепарации и сгущения, д.е.; C_5 — концентрации реагента в оборотной воде; $\gamma_{a5,6}$ — доля оборотной воды ПС, д.е.

Расчетное уравнение для оценки концентрации реагента в оборотной воде (C_5) имеет следующий вид:

$$C_5 = (m_p Q_p / Q_w) (1 - \Pi_p) / (1 - \gamma_{a5,6}). \quad (8)$$

При проведении расчетов концентрации собирателя и депрессора учитывалось поглощение мазута Ф-5 ($\Pi_{\Phi 5}$) и полифосфата натрия ($\Pi_{\text{ПФН}}$) твердой фазой пульпы (концентратом и хвостами), описываемое по данным экспериментов, проведенных в рабочем интервале концентраций ($C_{\Phi 5}$ и $C_{\text{ПФН}}$), линейными уравнениями [16]:

$$\Pi_{\Phi 5} = 0,28 + 0,63 C_{\Phi 5} / C_{\Phi 5}^{\max}, \quad (9)$$

$$\Pi_{\text{ПФН}} = 0,26 + 0,36 C_{\text{ПФН}} / C_{\text{ПФН}}^{\max}. \quad (10)$$

Зависимость поглотительной способности твердой фазы от концентрации собирателя обуславливает необходимость применения топологического метода расчета с учетом функциональной зависимости передачи $B_{5,6}$ от концентрации реагентов. Расчетная зависимость концентрации собирателя в оборотной воде от степени замыкания водооборота, полученная с использованием уравнений (8) — (10), показывает, что при степени замыкания водооборота ПС более 60–90% остаточная концентрация собирателя в оборотной воде ПС возрастает на

25%, а полифосфата натрия — на 40%. Необходимо отметить, что увеличение концентрации собирателя в оборотной воде в установленных значениях степени замыкания водооборота является благоприятным фактором, позволяющим уменьшить его расход [17]. Однако учитывая, что с оборотной водой в процесс пенной сепарации поступает только часть собирателя и полифосфата натрия, общее снижение расхода реагентов не превышает 10–15%.

Рассмотрев влияние степени замыкания водооборота на реагентный режим пенной сепарации, с высокой степенью достоверности можно заключить, что в установленных значениях степени замыкания водооборота увеличение концентрации реагентов в оборотной воде является ресурсом для снижения их расхода без снижения извлечения алмазов в соответствующий концентрат.

С учетом полученных результатов можно заключить, что основной причиной снижения извлечения алмазов в процессе пенной сепарации при повышении степени замыкания водооборота является возрастание концентрации шламов в оборотной воде.

Сделанный вывод подтверждается результатами опробования технологического процесса пенной сепарации, в котором фиксировались значения доли оборотных вод цикла ПС, соле- и шламодержания оборотной воды ПС, извлечения алмазов. Результаты опробования показали, что зависимость извлечения алмазов от степени замыкания водооборота носит вид кривой с максимумом в области 80% (рис. 6).

Анализ коэффициентов парной корреляции извлечения алмазов к отдельным параметрам состава оборотных вод, используемых в схеме пенной сепарации на обогатительной фабрике № 3 Мирнинского ГОКа, при варьировании степеней замыкания водооборота (табли-

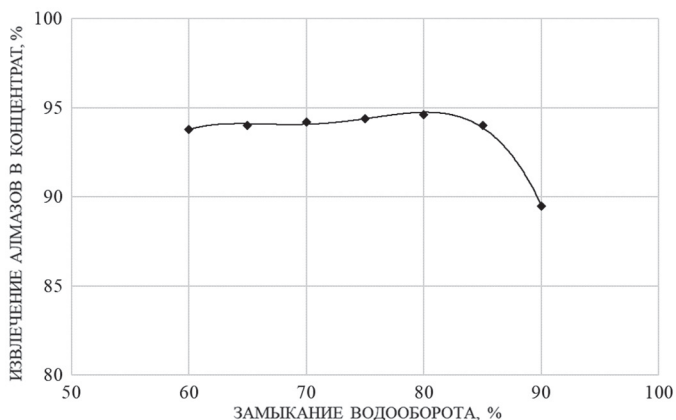


Рис. 6. Влияние степени замыкания водооборота на извлечение алмазов в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала

Fig. 6. Influence of degree of water circulation closure on extraction of diamonds in the cycle of foam separation of diamond-containing material

ца) показал, что концентрация шламов является наиболее существенным негативным фактором (КПК = $-0,56$). Подтверждено меньшее влияние солесодержания на снижение извлечения алмазов в соответствующий концентрат (КПК = $-0,32$).

В результате анализа полученных данных была определена в рассматриваемых условиях допустимая степень замыкания водооборота в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала, составляющая 80%. Сопоставление полученных результатов с данными по шламонакоплению и влиянию концентрации шламов в оборотной воде ПС на извлечение алмазов (см. рис. 4) позволяет заключить, что при установленной

степени замыкания водооборота содержание шламов не достигает предельно допустимой концентрации (более 4 г/л), превышение которой приводит к снижению извлечения алмазов в концентрат ПС. При повышении доли оборотной воды в схеме замкнутого водооборота ПС до 85–90% наблюдается резкое увеличение концентрации шламов (до 6 г/л), что приводит к снижению извлечения алмазов в соответствующий концентрат на 8%.

Установление параметра содержания шламов в оборотной воде как основного негативного фактора, уменьшающего извлечение алмазов в концентрат ПС, достаточно важно при выборе путей повышения извлечения алмазов в цикле

Коэффициенты парной корреляции (КПК) извлечения алмазов к параметрам состава оборотной воды цикла пенной сепарации при варьировании степени замыкания водооборота
Pair correlation of diamond recovery and recycling water composition in froth flotation at varied water circulation closing ratio

Параметры	Минимум	Максимум	Среднее	КПК к извлечению алмазов
Степень замыкания водооборота	65	90	74	$-0,31$
Солесодержание, г-ион/л	0,4	0,6	0,47	$-0,32$
Концентрация шламов, г/л	3,1	5,8	4,0	$-0,56$

пенной сепарации в условиях замкнутого водооборота. Поддерживаемая в действующей схеме ПС на ОФ № 3 Мирнинского ГОКа АК «АЛРОСА» степень замыкания водооборота (75–80%) достигается при штатном использовании режима пенной сепарации, предусматривающего одностадийное осветление слива операции сгущения отвальных хвостов.

Дальнейшее увеличение степени замыкания водооборота (до 85–90%) возможно только при дополнительном использовании методов снижения концентрации шламов в оборотной воде ПС.

Перспективным направлением решения задачи более полного замыкания водооборота ПС при сохранении технологических показателей являются применение двухстадийной схемы осветления слива или применение методов реагентного регулирования процесса обесшламливания с использованием коагулянтов или флокулянтов, не оказывающих негативного воздействия на подготовительные и основные операции цикла пенной сепарации.

Выводы

Анализ схемы водооборота цикла пенной сепарации, проведенный с использованием сочетания балансового и топологического методов, позволил определить общие закономерности кон-

центрирования солей, шламов и флотационных реагентов в оборотной воде пенной сепарации при варьировании степени замыкания водооборота.

Результаты расчетов показали, что замыкание схемы водооборота от 60 до 90% обуславливает нарастание минерализации оборотной воды на 50%, увеличивает остаточные концентрации реагентов на 25–40% и ведет к росту концентрации шламов в водной фазе технологического процесса на 180%.

Повышение степени замыкания водооборота до 85–90% позволит снизить расходы реагентов в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала на 5–10%. Однако такое увеличение доли оборотной воды ПС является причиной снижения извлечения алмазов на 8%, что обусловлено отрицательным влиянием избытка накопившихся шламов.

Оптимальная степень замыкания водооборота, достигаемая применением действующей одностадийной схемы осветления сливов сгустителей хвостов ПС, составляет 75–80%. Дальнейшее повышение степени замыкания водооборота возможно только при использовании двухстадийной схемы осветления сливов сгустителей хвостов ПС или применении реагентов-регуляторов процесса обесшламливания хвостовой пульпы, снижающих концентрацию шламов в оборотной воде цикла ПС.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чантурия В. А., Годун К. В., Желябовский Ю. Г., Горячев Б. Е. Современное состояние алмазодобывающей отрасли России и основных алмазодобывающих стран мира // Горный журнал. — 2015. — № 3. — С. 55–58.
2. Айгистов М. Р., Герасимов Е. Н., Бондаренко И. Ф., Зырянов И. В. Современные технологии при добыче и переработке алмазосодержащего сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 5(2). — С. 6–21. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_6.
3. Чаадаев А. С., Черепнов А. Н., Зырянов И. В., Бондаренко И. Ф. Перспективные направления развития технологий добычи и переработки алмазосодержащих руд в АК «АЛРОСА» (ПАО) // Горный журнал. — 2016. — № 2. — С. 56–61.

4. Злобин М. Н. Состояние и некоторые пути развития технологии обогащения алмазосодержащих руд на предприятиях АК «АЛРОСА». — М.: Алмазы, 2002. — С. 59–63.
5. Верхотурова В. А., Елшин И. В., Немаров А. А. Научное обоснование и выбор оптимального варианта по восстановлению гидрофобных свойств поверхности алмазов из руды трубки «Интернациональная» // Вестник Иркутского государственного технического университета. — 2014. — № 8. — С. 51–56.
6. Двойченкова Г. П., Морозов В. В., Чантурия Е. Л., Коваленко Е. Г. Выбор параметров электрохимического кондиционирования оборотной воды при подготовке алмазосодержащих кимберлитов к пенной сепарации // Горные науки и технологии. — 2021. — № 6(3). — С. 170–180.
7. Carlsson G. Topological methods for data modelling // Nature Reviews Physics. 2020, no. 2, pp. 697–708.
8. Самыгин В. Д., Беляева А. В., Северов В. В., Ягудин Р. А. Применение топологического метода для расчета флотационных схем // Горный журнал. — 2012. — № 9. — С. 96–102.
9. Pestryak I. V. Modeling and analysis of physicochemical processes in recirculating water conditioning // Journal of Mining Science. 2015, vol. 51, no. 4, pp. 811–818. DOI: 10.1134/S1062739115040189.
10. Авдохин В. М., Чернышева Е. Н. Современные технологии обогащения алмазосодержащих кимберлитов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2010. — № 51. — С. 465–477.
11. Морозов В. В., Пестряк И. В., Коваленко Е. Г., Лезова С. П., Поливанская В. В. Повышение эффективности пенной сепарации алмазов на основе оптимизации состава собирателя и температурного режима // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 8. — С. 135–147. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_8_0_135.
12. Gharai M., Venugopal R. Modeling of flotation process-an overview of different approaches // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2015, vol. 37, pp. 120–133. DOI: 10.1080/08827508.2015.1115991.
13. Злобин М. Н. Технология крупнозернистой флотации при обогащении алмазосодержащих руд // Горный журнал. — 2011. — № 1. — С. 87–89.
14. Пилов П. И. Научное обоснование топологии технологических схем обогащения полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 1999. — № 7. — С. 143–146.
15. Zhang J., Kouznetsov D., Yu M., Rylatt M. Improving the separation of diamond from gangue minerals // Minerals Engineering. 2012, vol. 36-38, pp. 168–171. DOI: 10.1016/j.mineng.2012.03.015.
16. Коваленко Е. Г. Моделирование и оптимизация замкнутого водооборота в цикле пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов / Сборник трудов Международной конференции «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения» (Плаксинские чтения-2022). — Владивосток, 2022. — С. 328–342.
17. Di Feo A., Mortazavi S., Langley S. The effects of water recycling on flotation at a North American concentrator. Part 1 // Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering. 2020, vol. 8, no. 4, pp. 37–45. DOI: 10.4236/jmmce.2020.84016. **PLoS**

REFERENCES

1. Chanturia V. A., Godun K. V., Zhelyabovskiy Yu. G., Goryachev B. E. The current state of the diamond mining industry in Russia and the main diamond mining countries of the world. *Gornyi Zhurnal*. 2015, no. 3, pp. 55–58. [In Russ].

2. Aigistov M. R., Gerasimov E. N., Bondarenko I. F., Zyryanov I. V. Modern technologies in the extraction and processing of diamond-containing raw materials. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 5(2), pp. 6 – 21. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_6.

3. Chaadaev A. S., Cherepnov A. N., Zyryanov I. V., Bondarenko I. F. Perspective directions of development of technologies for mining and processing of diamond-bearing ores in PJSC ALROSA. *Gornyi Zhurnal.* 2016, no. 2, pp. 56 – 61. [In Russ].

4. Zlobin M. N. *Sostoyaniye i nekotoryye puti razvitiya tekhnologii obogashcheniyaalmaz-oderzhashchikh rud na predpriyatiyakh AK «ALROSA»* [Condition and some ways of development of technology of enrichment of diamond-bearing ores at the enterprises of JSC «ALROSA»], Moscow, Almazy, 2002, pp. 59 – 63.

5. Verkhoturova V. A. Elshin I. V., Nemarov A. A. Scientific substantiation and selection of the optimal option for restoring the hydrophobic properties of the surface of diamonds from the ore of the tube «International». *Proceedings of Irkutsk State Technical University.* 2014, no. 8, pp. 51 – 56. [In Russ].

6. Dvoychenkova G. P., Morozov V. V., Chanturia E. L., Kovalenko E. G. Choice of parameters of electrochemical conditioning of circulating water during the preparation of diamond-bearing kimberlites for foam separation. *Gornye nauki i tekhnologii.* 2021, no. 6(3), pp. 170 – 180. [In Russ].

7. Carlsson G. Topological methods for data modelling. *Nature Reviews Physics.* 2020, no. 2, pp. 697 – 708.

8. Samygin V. D., Belyaeva A. V., Severov V. V., Yagudin R. A. Application of the topological method for the calculation of flotation schemes. *Gornyi Zhurnal.* 2012, no. 9, pp. 96 – 102. [In Russ].

9. Pestryak I. V. Modeling and analysis of physicochemical processes in recirculating water conditioning. *Journal of Mining Science.* 2015, vol. 51, no. 4, pp. 811 – 818. DOI: 10.1134/S1062739115040189.

10. Avdokhin V. M., Chernysheva E. N. Modern technologies for the enrichment of diamond-bearing kimberlites. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2010, no. S1, pp. 465 – 477. [In Russ].

11. Morozov V. V., Pestryak I. V., Kovalenko E. G., Lezova S. P., Polivanskaya V. V. Stimulation of frother separation of diamonds by optimizing collecting agent composition and temperature conditions. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 8, pp. 135 – 147. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_8_0_135.

12. Gharai M., Venugopal R. Modeling of flotation process-an overview of different approaches. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review.* 2015, vol. 37, pp. 120 – 133. DOI: 10.1080/08827508.2015.1115991.

13. Zlobin M. N. Coarse-grained flotation technology for beneficiation of diamond-bearing ores. *Gornyi Zhurnal.* 2011, no. 1, pp. 87 – 89. [In Russ].

14. Pilov P. I. Scientific substantiation of the topology of technological schemes of mineral processing. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 1999, no. 7, pp. 143 – 146. [In Russ].

15. Zhang J., Kouznetsov D., Yu M., Rylatt M. Improving the separation of diamond from gangue minerals. *Minerals Engineering.* 2012, vol. 36-38, pp. 168 – 171. DOI: 10.1016/j.mineng.2012.03.015.

16. Kovalenko E. G. Modeling and optimization of closed water circulation in the cycle of foam separation of diamond-containing kimberlites. *Sbornik trudov Mezhdunarodnoy konferentsii «Sovremennyye problemy kompleksnoy i glubokoy pererabotki mineral'nogo syr'ya prirodnoy i tekhnogennogo proiskhozhdeniya» (Plaksinskie chteniya-2022)* [Proceedings of International Conference «Modern problems of complex and deep processing of mineral raw materials of natural and technogenic origin» (Plaksinsky Readings-2022)], Vladivostok, 2022, pp. 328 – 342. [In Russ].

17. Di Feo A., Mortazavi S., Langley S. The effects of water recycling on flotation at a North American concentrator. Part 1. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering.* 2020, vol. 8, no. 4, pp. 37 – 45. DOI: 10.4236/jmmce.2020.84016.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Морозов Валерий Валентинович – д-р техн. наук, профессор, НИТУ «МИСиС»,

e-mail: dchmggu@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0003-4105-944X,

Двойченкова Галина Петровна^{1,2} – д-р техн. наук,

доцент, главный научный сотрудник;

профессор, e-mail: dvoigr@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-0940-3880,

*Коваленко Евгений Геннадьевич*² – канд. техн. наук,

главный инженер, институт «Якутнипроалмаз»

АК «АЛРОСА» (ПАО);

доцент, e-mail: kovalenkoeg@alrosa.ru,

*Тимофеев Александр Сергеевич*¹ – канд. техн. наук,

старший научный сотрудник, e-mail: Timofeev_ac@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-3382-6007,

*Курьянов Михаил Васильевич*¹ – ведущий инженер,

e-mail: kmikl@yandex.ru,

¹ Институт проблем комплексного освоения недр,

² Политехнический институт (филиал),

Северо-Восточный Федеральный университет им. М.К. Аммосова.

Для контактов: Двойченкова Г.П., e-mail: dvoigr@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.V. Morozov, Dr. Sci. (Eng.), Professor,

National University of Science and Technology «MISiS»,

119049, Moscow, Russia, e-mail: dchmggu@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0003-4105-944X,

G.P. Dvoychenkova^{1,2}, Dr. Sci. (Eng.),

Assistant Professor, Chief Researcher;

Professor, e-mail: dvoigr@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-0940-3880,

*E.G. Kovalenko*², Cand. Sci. (Eng.), Chief Engineer,

Institute «Yakutniproalmaz» JSC «ALROSA» (PJSC),

678174, Mirny, Republic of Sakha (Yakutia), Russia;

Assistant Professor, e-mail: kovalenkoeg@alrosa.ru,

*A.S. Timofeev*¹, Cand. Sci. (Eng.),

Senior Researcher, e-mail: Timofeev_ac@mail.ru,

ORCID ID: 0000-0002-3382-6007,

*M.V. Kuryanov*¹, Leading Engineer,

e-mail: kmikl@yandex.ru,

¹ Institute of Problems of Comprehensive Exploitation

of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences,

111020, Moscow, Russia,

² Polytechnic Institute (branch), M.K. Ammosov

North-Eastern Federal University, 678174, Mirny,

Republic of Sakha (Yakutia), Russia.

Corresponding author: G.P. Dvoychenkova, e-mail: dvoigr@mail.ru.

Получена редакцией 18.09.2022; получена после рецензии 25.10.2022; принята к печати 10.11.2022.

Received by the editors 18.09.2022; received after the review 25.10.2022; accepted for printing 10.11.2022.