



ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-11-21>

УДК. 621.671.22



Разработка и обоснование усовершенствованного варианта классической схемы главного водоотлива кимберлитового рудника с этажным обрушением руды

Н. П. Овчинников   *Северо-Восточный федеральный университет им. М. К. Аммосова, г. Якутск, Российская Федерация* ovchinnlar1986@mail.ru

Аннотация

Практика показывает, что с ростом производственной мощности кимберлитового рудника отмечается увеличение объемного содержания твердых частиц в шахтных водах, откачиваемых из его водосборных горных выработок. На руднике «Удачный» в связи с высокой производительностью по сравнению с другими отечественными кимберлитовыми рудниками отмечаются более высокая концентрация взвешенных твердых частиц в шахтных водах, а также интенсивное заиливание водосборных горных выработок системы главного водоотлива. Данные обстоятельства крайне негативно влияют на эффективность эксплуатации насосного оборудования и надежности погрузочно-доставочных машин. Для обеспечения более качественного осветления шахтных вод в водосборных горных выработках и дальнейшего в них обезвоживания осевшей ило-шламовой пульпы предложен усовершенствованный вариант классической схемы главного водоотлива кимберлитового рудника, где применяется технология этажного обрушения руды. Кроме того, разработана методика по обоснованию рабочих параметров водосборных горных выработок, учитывающая их продолжительность нахождения в процессе очистки от ило-шламовых отложений, седиментационные характеристики твердой фазы, а также реологические характеристики жидкой фазы шахтных вод.

Ключевые слова

кимберлитовый рудник, главный водоотлив, эффективность, механические примеси, водосборник, осветление воды, обезвоживание, методика

Для цитирования

Ovchinnikov N. P. Development and substantiation of an improved version of a main drainage facility classical scheme at a kimberlite mine developed by block caving method. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(2):162–172. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-11-21>

MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research paper

Development and substantiation of an improved version of a main drainage facility classical scheme at a kimberlite mine developed by block caving method

N. P. Ovchinnikov   *North-Eastern Federal University named after M. K. Ammosov, Yakutsk, Russian Federation* ovchinnlar1986@mail.ru

Abstract

Evidence demonstrates that as the production capacity of a kimberlite mine increases, there is a corresponding increase in the volumetric concentration of suspended solids in the mine water extracted from its water-collecting workings. The Udachny mine, known for its high productivity in comparison to other domestic kimberlite mines, experiences a higher concentration of suspended solids in the mine waters, leading to significant sludge settling within the primary drainage facility's water-collecting workings. This detrimental effect adversely affects the operational efficiency of pumping equipment and the reliability of LHDs. To address these issues, an enhanced version of the conventional main drainage facility scheme, specifically designed for kimberlite mine utilizing the block caving method, is proposed. This modified scheme aims to provide improved clarification of the mine water in the water-collecting workings and facilitate more efficient dewatering of the settled slurry sludges. Furthermore, a methodology has been developed to determine the

optimal operating parameters for the water-collecting workings. This methodology takes into account factors such as the time required for slurry sludge removal, the sedimentation characteristics of the solid phase, and the rheological properties of the liquid phase of the mine water.

Keywords

kimberlite mine, main drainage facility, efficiency, suspended solids, water collector, water clarification, dewatering, technique

For citation

Ovchinnikov N. P. Development and substantiation of an improved version of a main drainage facility classical scheme at a kimberlite mine developed by block caving method. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(2):162–172. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-11-21>

Введение

Рудник «Удачный» имени Ф. Б. Андреева Удачинского ГОКа в настоящее время является самым производительным и пока единственным подземным горным предприятием АК «АЛРОСА», где применяется технология этажного обрушения [1–3].

Одной из главных причин ухода от традиционно используемой технологии закладки выработанного пространства твердеющими смесями в пользу технологии этажного обрушения на рассматриваемом руднике стало существенное снижение расхода цемента.

Такой положительный опыт применения данной технологии предопределил ее дальнейшее использование при подземной отработке кимберлитовой трубки «Юбилейная», являющейся наиболее крупным алмазодержащим месторождением Российской Федерации, которая будет обрабатываться до 2035 г. открытым способом.

Исследованиями доказано, что с повышением производственной мощности кимберлитового рудника отмечается увеличение объемного содержания твердых частиц в шахтных водах, откачиваемых из его водосборных горных выработок.

На руднике «Удачный» в связи с высокой производительностью по сравнению с другими отечественными кимберлитовыми рудниками АК «АЛРОСА» отмечается более высокая концентрация взвешенных твердых частиц в шахтных водах, а также интенсив-

ное заиливание осветляющих резервуаров и водосборников системы главного водоотлива [4]. Установлено, что данные обстоятельства отрицательно сказываются на надежности и энергоэффективности насосного оборудования и надежности погрузочно-доставочных машин. К примеру, увеличение на 1 г в шахтных водах усредненной концентрации k механических примесей на выходе из водосборников ведет к ожидаемому росту суммарных затрат на электропотребление секционных насосов S_1 – на 1,16 млн руб/год, на выполнение их капитальных ремонтов S_2 – на 3,4 млн руб/год (рис. 1, а, б).

В связи с этим на сегодняшний день актуальны разработка и обоснование различного рода технологических решений по минимизации отрицательного воздействия твердой фазы шахтных вод, которые в перспективе будут полезны при проектировании подземного рудника «Юбилейный».

Тщательный анализ различных открытых источников свидетельствует, что вопросам повышения эффективности рудничного водоотлива путем снижения содержания и негативного воздействия твердой фазы шахтных вод уделено достаточное количество работ. Несмотря на многообразие работ по тематике исследования, описанные в них технологические решения в перспективе были бы малоэффективны в условиях кимберлитового рудника с этажным обрушением руды.

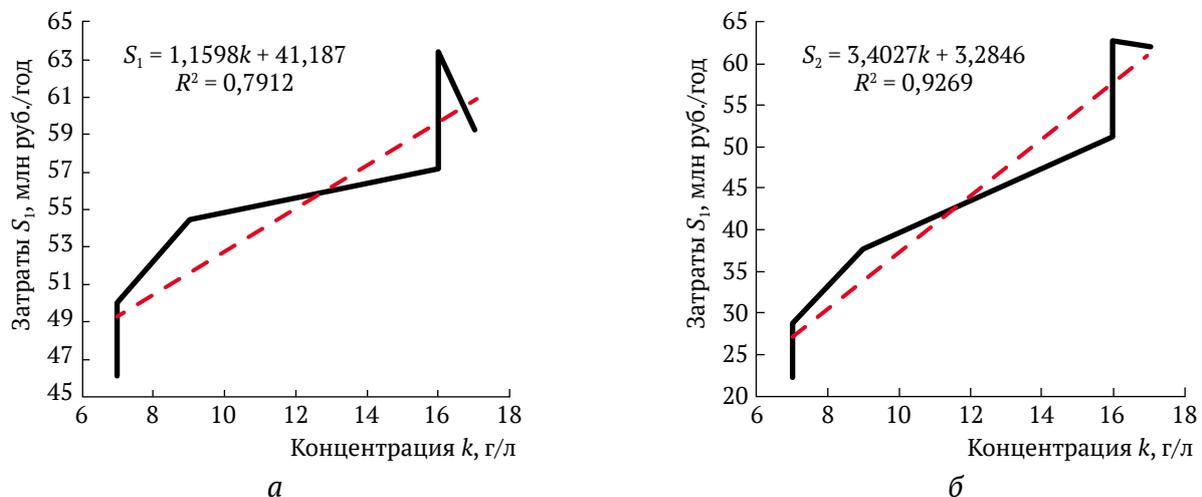


Рис. 1. Зависимости влияния усредненной концентрации k механических примесей в шахтных водах на суммарные затраты на электропотребление секционных насосов S_1 (а) и проведение их капитальных ремонтов S_2 (б)

Одним из недостатков водоотливной установки [5, 6], в структуру которой входит гидроэлеватор, является работа уплотнительных элементов центробежных насосов со стороны всасывания при давлении выше критической величины.

Практическое использование водоотливной установки с самоочищающимися водосборниками [7] и мобильной шламоборной установкой на базе погружно-доставочной машины [8] целесообразно при подземной разработке месторождений полезных ископаемых с гидрозакладкой выработанного пространства.

Недостатком технологического решения [9] в случае его использования на руднике с этажным обрушением руды является преждевременный выход из строя стальных пластин перегородки в связи с высокой агрессивностью шахтных вод к металлу.

При внедрении водоотливной установки может отмечаться большой риск закупоривания ило-шламовыми отложениями и отказа гибкого трубопровода погружного насоса, входящего в структуру установки.

Отрицательной стороной применения реактора-осветлителя [10] является использование при его работе химических реагентов, закачка которых в недра вместе с шахтными водами может привести к дополнительным финансовым затратам и ухудшению экологической обстановки в районе расположения кимберлитовой трубки. Указанные недостатки характерны также для технологического решения, описанного в [11]. Для эффективного внедрения решения [12] требуется предварительная очистка воды.

Согласно данным рис. 2 усредненная концентрация взвешенных твердых частиц, содержащихся в откачиваемых шахтных водах в условиях системы главного водоотлива рудника «Удачный», снижается с 25 до 16 г/л по мере их движения в водосборных горных выработках [13].

Таким образом, констатируем, что с увеличением емкости осветляющих резервуаров качество осветления шахтных вод должно значительно повыситься. Так как строительство водосборных горных выработок потребует существенных финансовых затрат, то для достижения наибольшей степени эффективности комплекса главного водоотлива актуальным становится разработка методики по обоснованию рабочих параметров осветляющих резервуаров. Не стоит забывать о том, что более качественное осветление шахтных вод вызовет рост объема осевшей ило-шламовой пульпы, процесс удаления которой ограничен во времени. В связи с этим дополнительно встает вопрос о создании технологии по эффективному и оперативному обезвоживанию ило-шламовых отложений.

Целью работы является разработка усовершенствованного варианта классической схемы главного водоотлива кимберлитового рудника с этажным обрушением руды, а также методики по обоснованию рабочих параметров осветляющих резервуаров для качественного осветления в них шахтных вод и дальнейшего обезвоживания осевшей ило-шламовой пульпы.

Описание усовершенствованной классической схемы главного водоотлива рудника с этажным обрушением руды

На рис. 3 изображен усовершенствованный вариант классической схемы главного водоотлива кимберлитового рудника с этажным обрушением руды. Рассмотрим более подробно принцип его работы и основные достоинства.

Стекающие в подземный рудник шахтные воды поступают в рабочий осветляющий резервуар (см. рис. 3, поз. 1). У проектных осветляющих резервуаров дальняя стенка представляет собой бетонную перемычку (см. рис. 3, поз. 2) с вмонтированными в нее металлическими трубами (см. рис. 3, поз. 3), на концах которых установлены шаровые краны для сброса осветленной воды.

В процессе заполнения осветляющего резервуара шахтными водами происходит оседание большей части содержащихся в их составе взвешенных твердых частиц. Переливающаяся через бетонную перемычку осветленная вода самотеком стекает в один из двух водосборников (см. рис. 3, поз. 4), которые так же, как и осветляющие резервуары, работают попеременно (один – в работе; один – в стадии очистки от осевшей ило-шламовой пульпы).

Осветленная вода откачивается насосным оборудованием главной водоотливной установки (см. рис. 3, поз. 5) на дневную поверхность.

При достижении сильного заиления осветляющий резервуар выводится из работы.

Практика показывает, что на момент вывода из работы заиленный осветляющий резервуар обычно разделен на следующие слои: внешний – слой исходных шахтных вод; промежуточный – нейтральный слой; нижний – слой сгущенного твердого осадка.

Внешний слой по истечении определенного времени осветляется и затем сбрасывается через трубы верхней части бетонной перемычки в рабочий водосборник.

После этого происходит более длительное отстаивание оставшейся в осветляющем резервуаре ило-шламовой пульпы, представленной промежуточным и нижним слоями.

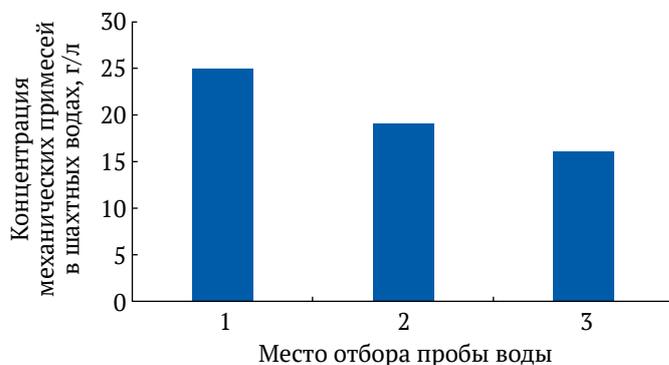


Рис. 2. Концентрация механических примесей в водосборных горных выработках:

1 – перед осветляющим резервуаром; 2 – перед водосборником; 3 – после водосборника

Выделившиеся в процессе отстаивания шахтные воды затем сбрасываются или в случае забивки труб нижней части бетонной перемычки сгущенными ило-шламовыми отложениями перекачиваются в рабочий водосборник погружным шламовым насосом (см. рис. 3, поз. 6), перемещаемым с помощью кран-балки (см. рис. 3, поз. 7).

Насос должен быть без агитатора (мешалки), так как это позволит исключить вероятность взмучивания осевшей ило-шламовой пульпы в процессе его работы.

При необходимости оперативно попасть в осветляющий резервуар можно с помощью лестницы (см. рис. 3, поз. 8), смонтированной на бетонной перемычке.

Оставшаяся обезвоженная ило-шламовая пульпа вывозится из осветляющего резервуара ковшом погрузочно-доставочной машины и в конечном итоге транспортируется на дневную поверхность через ствол.

Методика по обоснованию рабочих параметров осветляющих резервуаров

Для качественного осветления шахтных вод в осветляющем резервуаре необходимо соблюдать следующее условие:

$$t_{\text{от}} \geq t_{\text{ос}}, \quad (1)$$

где $t_{\text{от}}$ – время отстаивания воды в осветляющем резервуаре, ч; $t_{\text{ос}}$ – время осаждения большинства взвешенных твердых частиц, содержащихся в шахтных водах, ч.

При этом:

$$t_{\text{от}} = \frac{V}{q}, \quad (2)$$

где V – вместимость осветляющего резервуара, м^3 ; q – усредненный водоприток в рудник, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Для расчета оптимальной величины параметра V необходимо знать время $t_{\text{ос}}$.

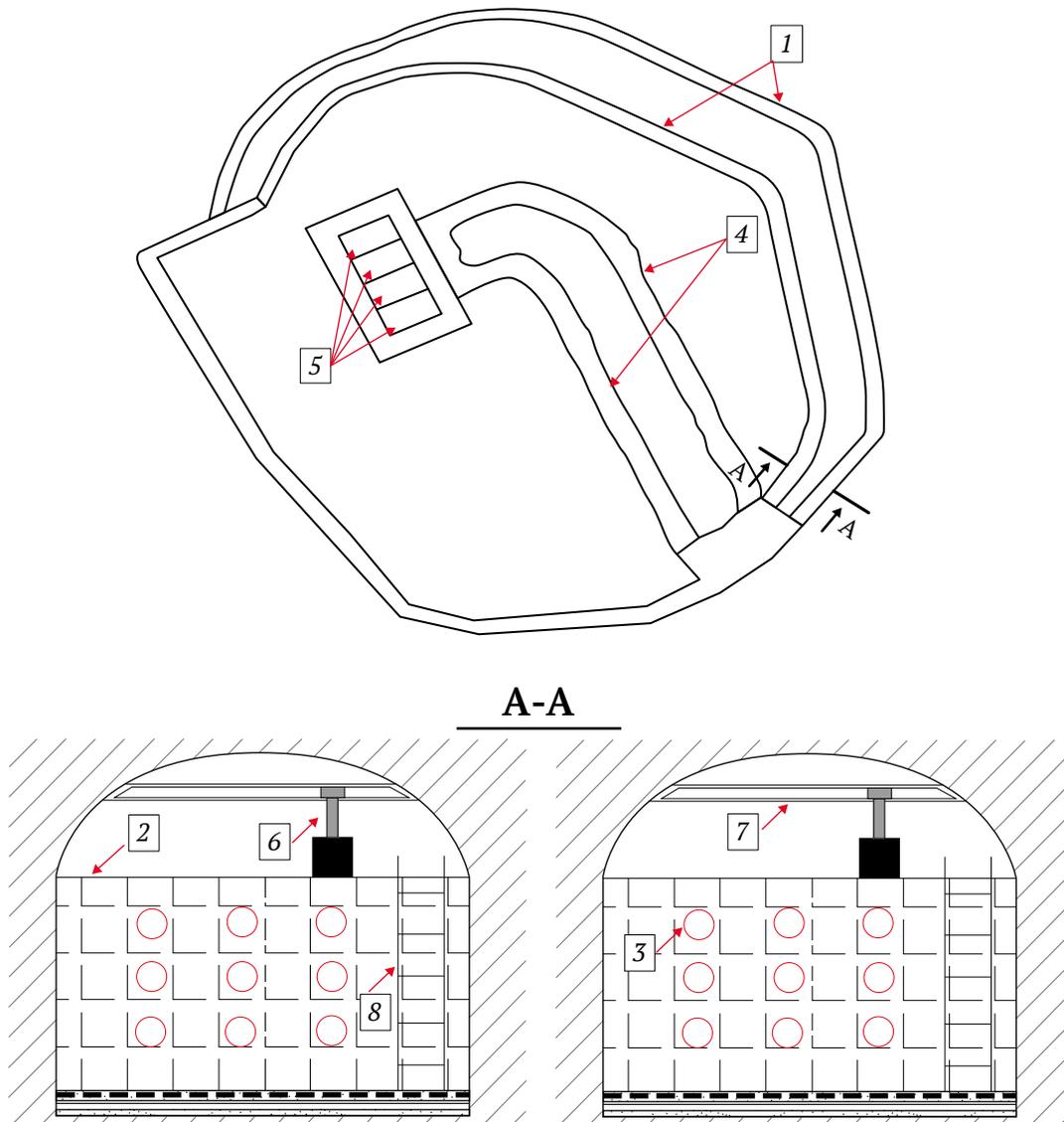


Рис. 3. Предлагаемая технологическая схема главного водоотлива:

1 – осветляющий резервуар; 2 – бетонная перемычка; 3 – трубы; 4 – водосборник; 5 – насосы водоотливной установки; 6 – погружной насос; 7 – кран-балка; 8 – лестница

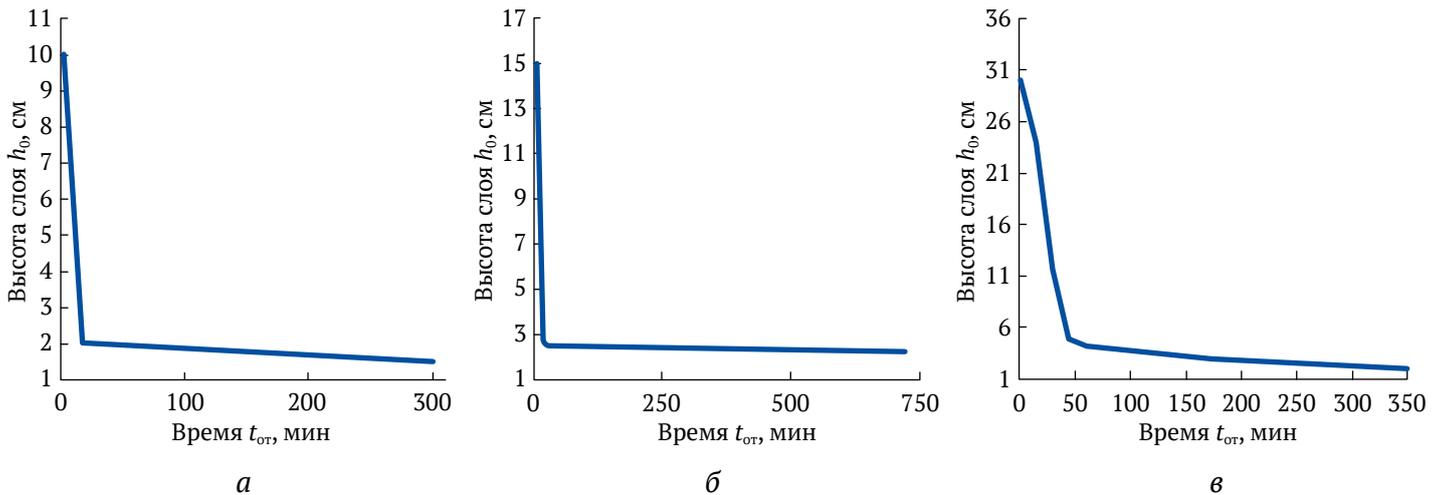


Рис. 4. Зависимости высоты слоя ило-шламовой пульпы h_0 от времени отстаивания шахтных вод $t_{от}$ при их различных рабочих уровнях h в мерных емкостях: а – 10 см; б – 15 см; в – 30 см

Установить его значение в реальных производственных условиях представляется весьма сложным. В таком случае наиболее обоснованным решением является моделирование процесса осаждения взвешенных твердых частиц в осветляющем резервуаре в лабораторных условиях.

Время $t_{ос}$ зависит от числа Рейнольдса Re , а также рабочего уровня шахтных вод h в осветляющем резервуаре [14–16].

Число Рейнольдса Re определяется как:

$$Re = \frac{\rho v D}{\mu}, \quad (3)$$

где ρ – плотность шахтных вод, кг/м³; v – скорость движения шахтных вод в осветляющем резервуаре, м/с; D – гидравлический диаметр осветляющего резервуара, м; μ – динамическая вязкость шахтных вод, Па·с.

Здесь

$$v = \frac{q}{3600bh}, \quad (4)$$

где b – ширина горной выработки под осветляющий резервуар, м; D – диаметр (при условном прямоугольном сечении осветляющего резервуара)

$$D = \frac{4hb}{2(h+b)}. \quad (5)$$

Для установления времени $t_{от}$, необходимого для качественного осветления шахтных вод, необходимо выполнить седиментационный анализ их твердой фазы. В качестве объекта исследования выступили пробы шахтных вод, отобранные из действующих осветляющих резервуаров главной водоотливной установки рудника «Удачный».

Динамика изменения высоты ило-шламовой пульпы h_0 в зависимости от времени $t_{от}$ и рабочего уровня воды h в мерных емкостях наглядно представлена на рис. 4, а–в [13].

Установлено, что преобладающая доля взвешенных частиц (около 75–80 %), содержащихся в шахтных водах, поступающих в осветляющие резервуары главного водоотлива подземного рудника «Удачный», активно переходит в состояние шламово-иловой пульпы через 17 мин при уровне воды $h = 10$ см; через 30 мин при уровне воды $h = 15$ см; через 45 мин при уровне воды $h = 30$ см. Затем, как показывают исследования, скорость осаждения взвешенных частиц и уплотнения осадка резко падает.

На основании математической обработки полученных в результате седиментационного анализа массива данных была выведена эмпирическая формула, позволяющая рассчитать минимальное время отстаивания шахтных вод $t_{от \min}$, по истечении которого оседает большая часть взвешенных твердых частиц, применительно к осветляющим резервуарам главной водоотливной установки рудника «Удачный», исходя от рабочего уровня воды h в нем (при условии ламинарного режима течения жидкости) (рис. 5) [13].

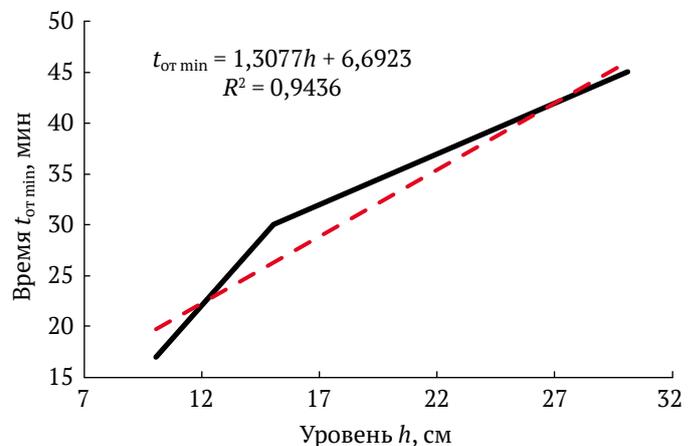


Рис. 5. Зависимость минимального времени отстаивания шахтных вод $t_{от \min}$ от их рабочего уровня h в мерной емкости

При ламинарном режиме течения жидкости время $t_{от\ min}$ кроме ее рабочего уровня h , также сильно зависит от физических свойств твердой и жидкой фаз шахтных вод:

$$t_{от\ min} = \frac{18\mu h}{d^2 \Delta g}, \quad (6)$$

где d – усредненный диаметр взвешенной твердой частицы; Δ – разница плотностей твердой и жидкой фаз шахтных вод.

В связи с этим время $t_{от\ min}$ для других отечественных кимберлитовых рудников может быть рассчитано следующим образом:

$$t_{от\ min} = \frac{\mu^* \rho^*}{\mu_0 \rho_0} (1,3077h + 6,6923), \quad (7)$$

где μ_0 и ρ_0 – динамическая вязкость и плотность шахтных вод, отобранных из осветляющих резервуаров главной водоотливной установки рудника «Удачный», соответственно; μ^* и ρ^* – динамическая вязкость и плотность шахтных вод, отобранных на других кимберлитовых рудниках, соответственно.

Для поступающих в осветляющие резервуары шахтных вод ламинарный режим течения не характерен в связи с отсутствием возможности размещения под землей горных выработок весьма большого поперечного сечения.

Согласно исследованиям [14] формула (7) может быть также справедлива в отношении переходного режима течения жидкости (где $10000 > \text{число Re} > 2300$).

В условиях подземного рудника качественного осветления шахтных вод, как и в случае их переходного режима течения, можно добиться путем повышения времени $t_{от\ min}$ на величину поправочного коэффициента k_n , представляющего собой отношение числа Re при фактическом (турбулентном) движении шахтных вод в осветляющем резервуаре (Re_r) и при переходном (где $Re_n = 2301...9999$):

$$k_n = \frac{Re_r}{Re_n}. \quad (8)$$

С учетом результатов исследований [17] заиленный объем V_3 осветляющего резервуара рассчитывается как:

$$V_3 = k_b \frac{1000GT24q}{\rho_{ТВ}}, \quad (9)$$

где k_b – коэффициент, учитывающий соотношение между высотой нейтрального слоя h_1 и высотой слоя сгущенного твердого осадка h_2 осевшей ило-шламовой пульпы; G – разница между концентрацией механических примесей на входе в осветляющий резервуар и на входе в водосборник, кг/л; T – время функционирования рабочего осветляющего резервуара, сут; $\rho_{ТВ}$ – средняя плотность механических примесей, кг/м³.

Коэффициент k_b может быть найден следующим образом:

$$k_b = 1 + \frac{h_1}{h_2}. \quad (10)$$

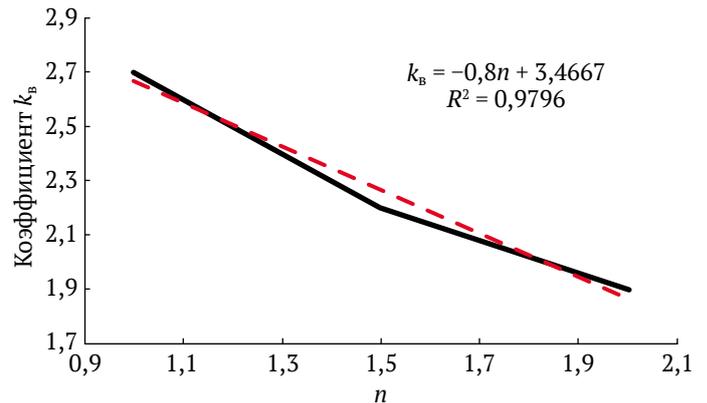


Рис. 6. Зависимость коэффициента k_b от параметра n

На основе результатов ранее выполненного седиментационного анализа твердой фазы отобранных шахтных вод с помощью метода регрессионной статистики была выведена математическая модель, позволяющая с высокой достоверностью описывать взаимосвязь между коэффициентом k_b и показателем n , представляющим собой отношение между параметрами $t_{от}$ и $t_{от\ min}$ (рис. 6).

Согласно выполненному седиментационному анализу твердой фазы отобранных шахтных вод параметр G равен:

$$G = 0,75...0,8 \cdot K, \quad (11)$$

где K – концентрация взвешенных твердых частиц в шахтных водах на входе в осветляющий резервуар, кг/л.

Практика эксплуатации водосборных горных выработок в условиях главного водоотлива кимберлитовых рудников свидетельствует, что степень заиления осветляющих резервуаров часто достигает до 90 %.

В связи с этим вместимость осветляющего резервуара с учетом заиления V^* может быть найдена как:

$$V^* = \frac{100\%}{90\%} V_3 = 1,11V_3. \quad (12)$$

На момент вывода из работы заиленный осветляющий резервуар также должен продолжать качественно осветлять поступающие в него шахтные воды.

Вместимость V может считаться оптимально подобранной только в случае выполнения следующих требований:

$$V > V^* = k_n n q t_{от\ min} > 1,11 k_b \frac{1000GT24q}{\rho_{ТВ}}; \quad (13)$$

$$V - V_3 > k_n q t_{от\ min}. \quad (14)$$

Время T (см. формулу (9)) обязательно должно быть равным или больше времени нахождения нерабочего (заиленного) осветляющего резервуара в процессе очистки T_0 от осевших ило-шламовых отложений:

$$T_0 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5, \quad (15)$$

где t_1 – время отстаивания шахтных вод после вывода из работы заиленного осветляющего резервуара,

сут; t_2 – время слива осветленных шахтных вод из осветляющего резервуара, сут; t_3 – время отстаивания ило-шламовой пульпы в осветляющем резервуаре, сут; t_4 – время слива выделившихся осветленных шахтных вод, содержащихся в ило-шламовой пульпе, или их откачки погружным шламовым насосом, сут; t_5 – время откачки обезвоженной ило-шламовой пульпы, сут.

Время t_1 находится по формуле (7). Полученное значение требуется разделить на 1440 с целью перевода в сутки.

Время t_2 определяется как:

$$t_2 = \frac{0,1V}{1440NSh_b} \sqrt{\frac{2h_b}{g}}, \quad (16)$$

где N – число задействованных труб бетонной перемишки; S – площадь поперечного проходного сечения трубы, м²; h_b – высота внешнего слоя (слой исходных шахтных вод) в осветляющем резервуаре на момент его вывода из работы, м.

Площадь S находится следующим образом:

$$S = \frac{\pi d_0^2}{4}, \quad (17)$$

где d_0 – внутренний диаметр трубы бетонной перемишки, м.

Для расчета времени t_3 в зависимости от параметра h_c – суммарной высоты слоев h_1 и h_2 по результатам натурных испытаний, была выведена следующая эмпирическая формула (рис. 7). Необходимо, отметить, что вычисленное значение времени t_3 в дальнейшем необходимо разделить на 24 с целью перевода в сутки.

В случае слива выделившихся осветленных шахтных вод время t_4 рассчитывается по формуле (16) со следующими поправками. Параметр $0,1V$ заменяется объемом осветленных выделившихся шахтных вод $V_{осв}$, а параметр h_b – высотой слоя осветленной воды $h_{осв}$.

Параметр $V_{осв}$ определяется следующим образом:

$$V_{осв} = V - 0,1V - V_{обез}, \quad (18)$$

где $V_{обез}$ – количество вывозимой ковшем ПДМ обезвоженной ило-шламовой пульпы, м³.

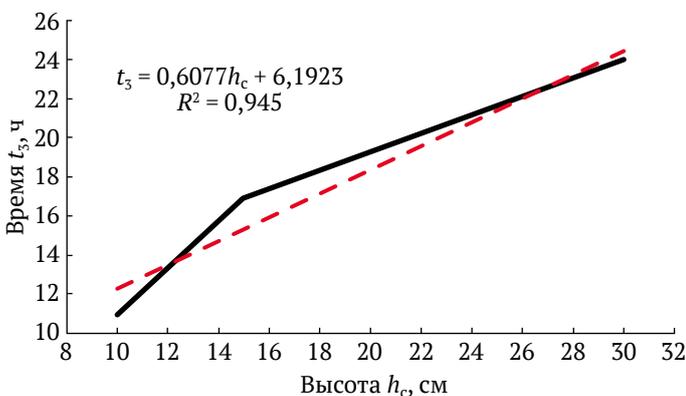


Рис. 7. Зависимость времени отстаивания ило-шламовой пульпы t_3 от суммарной высоты нейтрального слоя h_c

Параметр $h_{осв}$ находится как:

$$h_{осв} = \frac{hV_{осв}}{V}. \quad (19)$$

Объем $V_{обез}$ равен:

$$V_{обез} = k_{обез} \frac{1000GT24q}{\rho_{ТВ}}, \quad (20)$$

где $k_{обез}$ – коэффициент, учитывающий эффективность обезвоженности осевшей ило-шламовой пульпы ($k_{обез} = 1,1...1,2$).

В случае откачки воды погружным шламовым насосом время t_4 уже находится как:

$$t_4 = \frac{V - 0,1V - V_{обез}}{24Q}, \quad (21)$$

где Q – производительность насоса, м³/ч.

Время t_5 должно удовлетворять следующему неравенству:

$$t_5 > \frac{Q_{\max}}{V_{обез}}, \quad (22)$$

где Q_{\max} – максимальная производительность ПДМ при откачке обезвоженной ило-шламовой пульпы из осветляющего резервуара, м³/сут.

Производительность Q_{\max} :

$$Q_{\max} = k_n V_k n_0, \quad (23)$$

где k_n – коэффициент наполнения ковша ПДМ; V_k – емкость ковша ПДМ, м³; n_0 – максимальное количество рейсов ПДМ за сутки.

Параметр n_0 находится как:

$$n_0 > \frac{60t_{\text{ПДМ}}}{t_0}, \quad (24)$$

где t_0 – время одного рейса ПДМ в процессе очистки осветляющего резервуара от ило-шламовой пульпы, мин; $t_{\text{ПДМ}}$ – максимальное время работы ПДМ в процессе очистки осветляющего резервуара от ило-шламовой пульпы за сутки, ч.

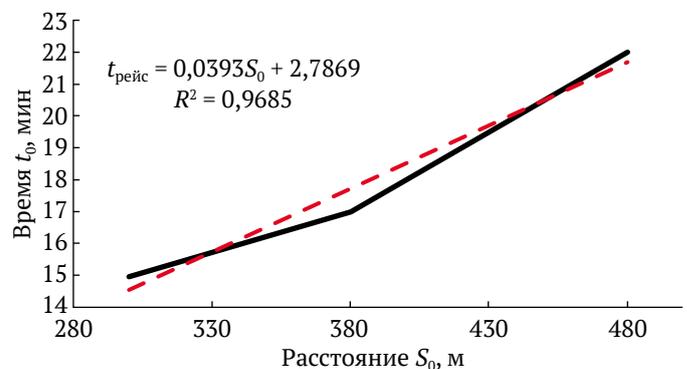


Рис. 8. Зависимость среднего времени одного рейса ПДМ при удалении ило-шламовой пульпы из осветляющего резервуара t_0 от среднего расстояния откачки ило-шламовой пульпы S_0



Время $t_{\text{ПДМ}}$ при усовершенствованном варианте классической схемы главного водоотлива равно:

$$t_{\text{ПДМ}} = 24 - t_{\text{осм}}, \quad (26)$$

где $t_{\text{осм}}$ – суммарное время технического осмотра ПДМ за сутки, ч.

На основе результатов хронометражных наблюдений за работой ПДМ в условиях главного водоотлива рудника «Удачный», обработанных методом регрессионной статистики, была выведена эмпирическая формула, позволяющая установить значение параметра t_0 в зависимости от среднего расстояния откатки ило-шламовой пульпы S_0 (рис. 8).

В отношении незаиленного участка осветляющего резервуара (см. формулу (14)) при расчете параметра $t_{\text{от min}}$ (см. формулу (7)) значение параметра h необходимо делить на 10.

Таблица 1

Результаты расчетов по установлению оптимальной вместимости проектного осветляющего резервуара № 5

n	V	k_b	V^*	ΔV_n
1	1957,9	2,667	4189,2	-2231
1,05	2055,8	2,627	4126,3	-2071
1,1	2153,6	2,587	4063,5	-1910
1,15	2251,5	2,547	4000,7	-1749
1,2	2349,4	2,507	3937,8	-1588
1,25	2447,3	2,467	3875	-1428
1,3	2545,2	2,427	3812,2	-1267
1,35	2643,1	2,387	3749,3	-1106
1,4	2741	2,347	3686,5	-945,5
1,45	2838,9	2,307	3623,7	-784,8
1,5	2936,8	2,267	3560,9	-624,1
1,55	3034,7	2,227	3498	-463,3
1,6	3132,6	2,187	3435,2	-302,6
1,65	3230,5	2,147	3372,4	-141,9
1,7	3328,4	2,107	3309,5	18,823
1,75	3426,3	2,067	3246,7	179,54
1,8	3524,1	2,027	3183,9	340,27
1,85	3622	1,987	3121,1	500,99
1,9	3719,9	1,947	3058,2	661,71
1,95	3817,8	1,907	2995,4	822,43
2	3915,7	1,867	2932,6	983,16
2,05	4013,6	1,827	2869,7	1143,9
2,1	4111,5	1,787	2806,9	1304,6
1	1957,9	2,667	4189,2	-2231
1,05	2055,8	2,627	4126,3	-2071

Таблица 2

Результаты расчетов по установлению оптимальной вместимости проектного осветляющего резервуара № 6

n	V	k_b	V^*	ΔV_n
1	1957,86	2,667	5585,54	-3627,7
1,05	2055,75	2,627	5501,76	-3446
1,1	2153,65	2,587	5417,99	-3264,3
1,15	2251,54	2,547	5334,22	-3082,7
1,2	2349,43	2,507	5250,44	-2901
1,25	2447,33	2,467	5166,67	-2719,3
1,3	2545,22	2,427	5082,9	-2537,7
1,35	2643,11	2,387	4999,13	-2356
1,4	2741	2,347	4915,35	-2174,4
1,45	2838,9	2,307	4831,58	-1992,7
1,5	2936,79	2,267	4747,81	-1811
1,55	3034,68	2,227	4664,04	-1629,4
1,6	3132,58	2,187	4580,26	-1447,7
1,65	3230,47	2,147	4496,49	-1266
1,7	3328,36	2,107	4412,72	-1084,4
1,75	3426,26	2,067	4328,95	-902,69
1,8	3524,15	2,027	4245,17	-721,03
1,85	3622,04	1,987	4161,4	-539,36
1,9	3719,93	1,947	4077,63	-357,7
1,95	3817,83	1,907	3993,86	-176,03
2	3915,72	1,867	3910,1	5,6
2,05	4013,61	1,827	3826,31	187,3
2,1	4111,51	1,787	3742,54	368,97
2,15	4209,4	1,747	3658,8	550,6
2,2	4307,29	1,707	3575	732,3



V и V^*), что, в свою очередь, положительно скажется на времени T .

С учетом того, что оба проектных осветляющих резервуара должны обладать небольшим уклоном, окончательное значение их вместимости V принимается равным 3430 и 4030 м³.

Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта

Суммарные затраты $S_{\text{сум}}$, млн руб., связанные с откачкой шахтных вод и чисткой водосборных горных выработок от осевшей ило-шламовой пульпы в условиях главного водоотлива рудника «Удачный», определяем как [18]:

$$S_{\text{сум}} = (0,0024\Delta + 67,636) + (0,0011V_{\text{сум}} + 21,765), \quad (27)$$

где Δ – количество механических примесей, перекачанных вместе с шахтными водами насосным оборудованием главной водоотливной установки, т/год; $V_{\text{сум}}$ – суммарный объем вывозимой осевшей ило-шламовой пульпы, м³.

Для расчета показателя Δ предложена формула:

$$\Delta = \frac{Kq_g}{1000}, \quad (28)$$

где q_g – общий водоприток в рудник, м³/год.

Необходимо отметить, что в случае предлагаемой модернизации системы главного водоотлива рассматриваемого рудника объем $V_{\text{сум}}$ увеличится на V_0 :

$$V_0 = k_{\text{ПДМ}}NV_{\text{обез}}, \quad (29)$$

где $k_{\text{ПДМ}}$ – коэффициент, учитывающий степень тяжести условий эксплуатации ПДМ при чистке водосборных горных выработок от осевшей ило-шламовой пульпы; N – количество чисток проектных осветляющих резервуаров.

При условии ожидаемого суммарного водопритока в рудник $q_g = 3200000$ м³/год затраты $S_{\text{сум}}$ составят:

– при действующей системе главного водоотлива рудника:

$$S_{\text{сум}} = \left(0,0024 \frac{17 \cdot 3200000}{1000} + 67,636 \right) + (0,0011 \cdot 1730 + 21,765) = 239 \text{ млн руб.};$$

– при усовершенствованном варианте системы главного водоотлива рудника:

$$S_{\text{сум}} = \left(0,0024 \frac{4 \cdot 3200000}{1000} + 67,636 \right) + (0,0011 \cdot (1730 + 0,7 \cdot 29433,56) + 21,765) = 161,8 \text{ млн руб.}$$

Как видно, разница между ранее рассчитанными затратами ΔZ равна 77,2 млн руб.

Ожидаемый срок T_c окупаемости предлагаемого технологического решения составит 4,4 лет:

$$T_c = \frac{Z_1 + Z_2}{\Delta Z} = \frac{340,87}{77,2} = 4,4 \text{ года}, \quad (30)$$

где Z_1 – затраты на реализацию предлагаемого технологического решения, млн руб.; Z_2 – дополнительные затраты при реализации предлагаемого технологического решения, млн руб.

После истечения срока окупаемости ожидаемый ежегодный технико-экономический эффект Z_0 от практического внедрения предлагаемого технологического решения составит около 73 млн руб.:

$$Z_0 = \Delta Z - Z_2 = 77,2 - 4,5 = 72,7 \text{ млн руб.} \quad (31)$$

Таким образом, видно, что предлагаемая модернизация системы главного водоотлива рудника «Удачный» является оправданным решением с финансовой точки зрения.

Заключение

По итогам выполненных исследований в рамках настоящей работы получены следующие значимые результаты:

1. Для обеспечения качественного осветления шахтных вод в водосборных горных выработках и дальнейшего в них обезвоживания осевшей ило-шламовой пульпы предложен усовершенствованный вариант классической схемы главного водоотлива кимберлитового рудника, где применяется технология этажного обрушения руды.

2. Разработана методика по обоснованию рабочих параметров осветляющих резервуаров главного водоотлива кимберлитового рудника, где применяется технология этажного обрушения руды, учитывающая седиментационные характеристики твердой фазы шахтных вод, реологические характеристики жидкой фазы шахтных вод и продолжительность нахождения заиленного осветляющего резервуара в процессе очистки от ило-шламовых отложений.

3. Предложенная методика апробирована при выполнении хозяйственной работы «Обоснование технологии и технологического оборудования по эффективному осветлению шахтных вод и обезвоживанию содержащегося в шахтных водах шлама применительно к условиям главного водоотлива подземного рудника «Удачный»».

4. Ожидаемый технико-экономический эффект от предлагаемой модернизации системы главного водоотлива рудника «Удачный» после окупаемости вложенных средств составит около 73 млн руб.

Список литературы

1. Анисимов К.А. Геомеханические проблемы при разработке подкарьерных запасов алмазо-содержащих месторождений в условиях рудника «Удачный». *Успехи современного естествознания*. 2020;(5):29–36. <https://doi.org/10.17513/use.37388>
2. Коваленко А.А., Тишков М.В. Оценка подземного способа отработки месторождения трубки «Удачная» с применением системы с самообрушением. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2016;(12):134–145. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/12/134_145_12_2016.pdf



3. Зельберг А. С., Зырянов И. В., Бондаренко И. Ф. Современные и перспективные технологии при разработке месторождений алмазов. *Горная промышленность*. 2019;(3):26–31. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2019-3-145-26-31>
4. Овчинников Н. П. Оценка влияния твердой фазы шахтных вод на эффективность секционных насосов при разработке месторождений кимберлитовых руд. *Горные науки и технологии*. 2022;7(2):137–147. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>
5. Тимухин С. А., Угольников А. В., Петровых Л. В. и др. *Шахтная водоотливная установка*. Патент РФ № 2472971 от 20.01.2013.
6. Тимухин С. А., Долганов А. В., Петровых Л. В. К вопросу обоснования параметров гидроэлеваторных установок насосных станций главного водоотлива шахт. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011;(2):118–120. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Timuhin_2_2011.pdf
7. Ким Ч. Х. *Разработка технологической схемы водоотливной установки с самоочищающимися водосборниками: (КНДР)*. [Автореф. дис. ... канд.-та. техн. наук]. Донецк; 1990. 20 с.
8. Корпачев В. В., Харьков А. В., Березин С. Е. Технология очистки шламоотстойников с использованием погружных насосов. *Горная промышленность*. 2013;(1):58–59.
9. Мингажев М. М. *Совершенствование технологии водоотведения при подземной разработке медно-колчеданных месторождений системами с твердеющей закладкой*. [Автореф. дис. ... канд.-та. техн. наук]. Магнитогорск; 2012. 17 с.
10. Плеханова В. А. Новая технология очистки шахтных вод. *European Research*. 2016;(4):57–60.
11. Touahria S., Hazourli S., Touahria K. et al. Clarification of industrial mining wastewater using electrocoagulation. *International Journal of Electrochemical Science*. 2016;(11):5710–5723. <https://doi.org/10.20964/2016.07.51>
12. Sunka P., Babický V., Clupek M. et al. Generation of chemically active species by electrical discharges in water. *Plasma Sources Science and Technology*. 1999;8(2):258–260. <https://doi.org/10.1088/0963-0252/8/2/006>
13. Ovchinnikov N. P. Removal of mechanical admixture from the mine waters of the underground kimberlite mine “Udachy” by their deposition. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. V International Workshop on Innovations in Agro and Food Technologies (WIAFT-V-2021)*. 17–18 June 2021, Volgograd, Russian Federation. 2021;848(1):012122. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/848/1/012122>
14. Мазо А. Б. *Моделирование турбулентных течений несжимаемой жидкости*. Казань: КГУ; 2007. 106 с.
15. Сенкус В. В., Стефанюк Б. М. Исследование процесса осаждения шлама в отстойниках. *Известия вузов. Горный журнал*. 2006;(5):54–62.
16. Сенкус В. В., Стефанюк Б. М., Буторин В. К. Моделирование процессов осаждения шлама в отстойниках угольных шахт. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2007;(7):102–109.
17. Олизаренко В. В., Мингажев М. М. Определение времени заиливания и периодичности очистки главных водосборников подземных рудников. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2010;(7):27–30.
18. Овчинников Н. П., Зырянов И. В. Комплексная оценка последствий влияния загрязненных шахтных вод на эффективность системы водоотведения из рудника «Удачный». *Горный журнал*. 2022;(7):95–99. <https://doi.org/10.17580/gzh.2022.07.16>

References

1. Anisimov K. A. Geomechanical problems in the development of under-pit reserves of diamondiferous deposits in the conditions of the Udachny Mine. 2020;(5):29–36. *Advances in Current Natural Sciences*. (In Russ.) <https://doi.org/10.17513/use.37388>
2. Kovalenko A. A., Tishkov M. V. The evaluation of the Udachnaya pipe deposit underground mining using caving system. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2016;(12):134–145. (In Russ.) URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/12/134_145_12_2016.pdf
3. Zelberg A. S., Zyrianov I. V., Bondarenko I. F. Current and emerging technologies in development of diamond deposits. *Russian Mining Industry*. 2019;(3):26–31. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2019-3-145-26-31>
4. Ovchinnikov N. P. Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance in the development of kimberlite ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):150–160. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>
5. Timukhin S. A., Ugol'nikov A. V., Petrovykh L. V. et al. *Shaft pumping plant*. Patent of the Russian Federation No. 2472971 dated 20.01.2013.
6. Timuchin S. A., Dolganov A. V., Petrovykh L. V. To a question of a background hidroelevators installations the ore's drainages stations. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2011;(2):118–120. (In Russ.) URL: https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Timuhin_2_2011.pdf
7. Kim Ch. Kh. *Development of a process flow diagram for a drainage facility with self-cleaning water collectors: (DPRK)*. [Ph.D. thesis in Eng. Sci.]. Donetsk; 1990. 20 p. (In Russ.)



7. Korpachev V.V., Kharkov A.V., Berezin S.E. Slurry settler cleaning technique using submersible pumps. *Russian Mining Industry*. 2013;(1):58–59. (In Russ.)
9. Mingazhev M.M. *Improvement of drainage technique in the underground development of sulfide copper deposits with the use of solid stowing*. [Ph.D. thesis in Eng. Sci.]. Magnitogorsk; 2012. 17 p. (In Russ.)
10. Plekhanova V. The new technology of mine water purification. *European Research*. 2016;(4):57–60. (In Russ.)
11. Touahria S., Hazourli S., Touahria K. et al. Clarification of industrial mining wastewater using electrocoagulation. *International Journal of Electrochemical Science*. 2016;(11):5710–5723. <https://doi.org/10.20964/2016.07.51>
12. Sunka P., Babický V., Clupek M. et al. Generation of chemically active species by electrical discharges in water. *Plasma Sources Science and Technology*. 1999;8(2):258–260. <https://doi.org/10.1088/0963-0252/8/2/006>
13. Ovchinnikov N.P. Removal of mechanical admixture from the mine waters of the underground kimberlite mine “Udachy” by their deposition. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. V International Workshop on Innovations in Agro and Food Technologies (WIAFT-V-2021)*. 17–18 June 2021, Volgograd, Russian Federation. 2021;848(1):012122. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/848/1/012122>
14. Mazo A.B. *Simulation of turbulent incompressible fluid flows*. Kazan: KGU Publ.; 2007. 106 p. (In Russ.)
15. Sencus V.V., Stefanyuk B. M. Investigation of slurry sedimentation in settling reservoirs. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2006;(5):54–62. (In Russ.)
16. Sencus V.V., Stefanyuk B.M., Butorin V.K. Simulation of slurry sedimentation processes in coal mine’s settling reservoirs. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2007;(7):102–109. (In Russ.)
17. Olizarenko V.V., Mingazhev M.M. Determination of sludge settling time and cleaning frequency for underground mine main water collectors. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2010;(7):27–30. (In Russ.)
18. Ovchinnikov N.P., Zyryanov I.V. Integrated assessment of mine water pollution influence on water removal efficiency in Udachny Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2022;(7):95–99. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2022.07.16>

Информация об авторе

Николай Петрович Овчинников – кандидат технических наук, доцент, директор Горного института, Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-4355-5028](https://orcid.org/0000-0002-4355-5028), Scopus ID [57191629443](https://scopus.com/authorid/57191629443); ovchinnlar1986@mail.ru

Information about the author

Nickolay P. Ovchinnikov – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Director of the Mining Institute, North-Eastern Federal University named after M.K. Ammosov, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-4355-5028](https://orcid.org/0000-0002-4355-5028), Scopus ID [57191629443](https://scopus.com/authorid/57191629443); ovchinnlar1986@mail.ru

Поступила в редакцию	09.11.2022	Received	09.11.2022
Поступила после рецензирования	03.04.2023	Revised	03.04.2023
Принята к публикации	11.04.2023	Accepted	11.04.2023