



ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-274>

УДК 621.671.22

**Снижение загрязнения шахтных вод
в системе участкового водоотлива кимберлитового рудника**Н. П. Овчинников   

Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова, г. Якутск, Российская Федерация

 ovchinnlar1986@mail.ru**Аннотация**

Осветление загрязненных шахтных вод путем отстаивания в специальных водосборных емкостях сопровождается постепенным снижением их рабочего объема из-за заиливания. Эксплуатация насосных агрегатов комплекса водоотлива в условиях заиленных водосборников подземного горного предприятия негативно отражается на их долговечности и энергоэффективности. Для недопущения сильного ухудшения условий эксплуатации насосного оборудования заиленные водосборные емкости регулярно выводятся из работы в целях чистки от осевших продуктов заиливания с помощью самоходной техники. С выходом кимберлитовых рудников РФ на проектную мощность периодичность работы водосборников участкового водоотлива между чистками заметно снижается. В настоящее время на кимберлитовых рудниках чистка заиленных водосборников систематически происходит с задействованием всех имеющихся погрузочно-доставочных машин механоэнергетической службы. Увеличение рабочего парка указанных машин сдерживается их дороговизной. В связи с этим снижение интенсивности загрязнений шахтных вод, поступающих в водосборники участкового водоотлива, является актуальной задачей и представляет практический интерес. По результатам математического моделирования установлено, что добиться существенного снижения интенсивности загрязнения шахтных вод в системе участкового водоотлива кимберлитового рудника можно путем ликвидации шламообразований, возникающих в результате просыпа руды при перегрузке с питателя на ленту конвейера основного горизонта. Для устранения указанного источника шламообразования был разработан механизированный комплекс по сбору просыпанной горной массы, где ключевым элементом является заборно-погрузочное устройство.

Ключевые слова

кимберлитовый рудник, шахтные воды, участковый водоотлив, водосборник, осветление, заиливание, шламообразование, просып руды, энергоэффективность, математическое моделирование, технологическое решение

Для цитирования

Ovchinnikov N.P. Reducing mine water contamination at the local drainage facility of a kimberlite mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(2):169–179. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-274>

MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research paper

**Reducing mine water contamination
at the local drainage facility of a kimberlite mine**N. P. Ovchinnikov   

North-Eastern Federal University named after M.K. Ammosov, Yakutsk, Russian Federation

 ovchinnlar1986@mail.ru**Abstract**

The clarification of contaminated mine water by means of sedimentation in designated water collectors is accompanied by a gradual decrease in their effective volume due to siltation. The operation of pumping units within the drainage facility under conditions of silted water collectors at underground mining site adversely affects both their service life and energy efficiency. To prevent severe degradation in pump operating conditions, silted underground water collectors are regularly taken out of operation for cleaning, using self-propelled equipment. As Russian kimberlite mines reach their design capacity, the interval between cleaning cycles of the local drainage system's water collectors has significantly decreased. Currently, at kimberlite mines, the cleaning of silted water collectors is routinely carried out using all available load-haul-dump (LHD) machines



operated by the mine's Mechanical and Power Service. The expansion of the LHD fleet is constrained by the high cost of these machines. In this context, reducing the intensity of mine water contamination entering the water collectors of the local drainage system has become a pressing and practically significant objective. Mathematical modeling has shown that a substantial reduction in mine water contamination within the local drainage system of a kimberlite mine can be achieved by eliminating sludge formation caused by ore spillage during transfer from the feeder to the main level conveyor belt. To eliminate this source of sludge formation, a mechanized system for collecting ore spillage has been developed, with a specially designed collecting and loading unit as its key component.

Keywords

kimberlite mine, mine water, local drainage facility, water collector, water clarification, siltation, sludge formation, ore spillage, energy efficiency, mathematical modeling, technological solution

For citation

Ovchinnikov N.P. Reducing mine water contamination at the local drainage facility of a kimberlite mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(2):169–179. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-274>

Введение

На сегодняшний день значительная часть месторождений твердых полезных ископаемых в мире обрабатывается подземным способом. В обозримом будущем количество горнодобывающих предприятий, перешедших на подземный способ добычи минерального сырья, будет только увеличиваться.

Подземный способ добычи твердых полезных ископаемых обычно сопровождается поступлением шахтных вод в горные выработки, которые в конечном итоге откачиваются насосным оборудованием комплекса водоотлива на дневную поверхность [1, 2].

Одной из отличительных черт шахтных вод является наличие в их составе нерастворимых механических примесей, контакт которых с элементами насоса приводит к истиранию металла [3–5].

На подземных горных предприятиях осветление шахтных вод реализуется путем их отстаивания в специальных водосборных емкостях (осветлители и водосборники) [6].

Отстаивание загрязненной воды сопровождается постепенным ухудшением аккумулирующей способности емкостей по причине заиления. Уменьшение их рабочего объема закономерно ведет к снижению качества осветления шахтных вод, что в конечном итоге негативно отражается на долговечности и энергоэффективности насосного оборудования водоотлива [7–10], а в случае худшего развития событий – может привести к приостановлению горных работ на руднике (шахте) в связи с угрозой затопления. Причиной этому в первую очередь служит ускоренный гидроабразивный износ деталей проточной части насосного оборудования [11, 12]. Поэтому заиленные водосборные емкости регулярно выводятся из работы в целях их чистки от осевших продуктов заиления с задействованием самоходной техники механоэнергетической службы (МЭС) предприятия, главным образом погрузочно-доставочных машин (ПДМ) [13, 14].

Практика показывает, что с выходом отечественных кимберлитовых рудников на проектную мощность периодичность работы водосборников участкового водоотлива между чистками заметно снижается и может составлять до 3 сут [15]. Такой расклад событий справедливо подразумевает увеличение рабочего парка ПДМ МЭС, так как сбор и откатка продуктов заи-

ления в настоящее время нередко происходят с задействованием всех имеющихся машин и в случае отказа одной из них процесс чистки заиленных емкостей существенно затрудняется. Однако вопрос о приобретении дополнительного количества ПДМ для нужд МЭС в настоящее время находится в стадии проработки в связи с их дороговизной. Кроме этого, снижение периодичности работы водосборных емкостей между чистками негативно влияет на финансовые затраты, связанные с эксплуатацией действующего парка ПДМ МЭС [16].

Снижения скорости заиления водосборников участкового водоотлива при условии выхода кимберлитового рудника на проектную мощность можно добиться путем ограничения поступления в них различного рода шламообразований.

Стоит отметить, что до сегодняшнего дня исследования по установлению долевого участия источников шламообразования в загрязнении шахтных вод на кимберлитовых рудниках не проводились.

Целью настоящей работы является установление основных источников шламообразования, влияющих на скорость заиления водосборников участкового водоотлива кимберлитовых рудников, с последующей разработкой технологического решения по ограничению их воздействия.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи:

- разработать математические модели шламообразования в условиях участкового водоотлива с учетом выбранной технологии подземной отработки месторождения кимберлитовых руд;

- выполнить доленое распределение источников шламообразования в загрязнении шахтных вод применительно к участковому водоотливу кимберлитовых рудников с последующим установлением наиболее значимых среди них;

- разработать и обосновать технологическое решение в целях минимизации воздействия источников шламообразования в плане загрязнения шахтных вод применительно к участковому водоотливу кимберлитовых рудников.

В качестве основных методов исследований в работе использовались методы визуального наблюдения и математического моделирования.



Сведения об объекте исследования

Многочисленные наблюдения за процессом загрязнения шахтных вод, поступающих в водосборники участкового водоотлива кимберлитовых рудников АК «АЛРОСА», свидетельствуют, что природа возникновения шламообразований весьма разнообразна.

На отечественных кимберлитовых рудниках с традиционной (слоевой) технологией отработки месторождения характерными источниками шламообразования являются вторичные продукты закладочных работ, в частности пульпа, образованная вследствие промывки водой закупоренных сегментов трубопровода, реже по причине вытекания закладочной смеси из разрушенного участка изолирующей перемычки закладываемой горной выработки. Эпизодически возникающие случаи разрушения изолирующей перемычки объясняются нарушением технологии проведения закладочных работ [17].

На обводненных кимберлитовых рудниках, где применяется закладка выработанного пространства, также характерным источником шламообразования является пульпа, твердая фаза которой представлена горной массой, отбитой проходческим комбайном в процессе добычных работ.

В плане формирования шламообразований отличительной чертой кимберлитового рудника «Удачный», где используется технология отработки месторождения путем обрушения горного массива, является систематический пролив содержимого скипового сосуда при выдаче продуктов заилиения на дневную поверхность. Пролив продуктов заилиения из скипа объясняется низкой конструкционной надежностью донного клапана, отвечающего за опорожнение подъемного сосуда [18].

Вне зависимости от принятой технологии подземной отработки кимберлитовых месторождений традиционными источниками шламообразования являются: пульпа, твердая фаза которой – просыпанная в процессе перегрузки с питателя на ленточный конвейер кимберлитовая руда, пульпа, пролитая из ковша ПДМ МЭС при откатке продуктов заилиения, а также пульпа, образованная в результате замывки рабочей ветви ленты конвейера в целях устранения ее порыва [19, 20]. Порыв ленты является результатом износа ее полотна шахтостроительным мусором, а также перегруза.

Математические модели шламообразования в условиях участкового водоотлива кимберлитового рудника

В соответствии с результатами визуальных наблюдений за процессом загрязнения шахтных вод в условиях участкового водоотлива кимберлитового рудника общий суточный объем шламообразования при разработке алмазонасного месторождения с применением слоевой технологии с закладкой выработанного пространства V_{cf} , м³, а также технологии обрушения горного массива V_{bc} , м³, можно определить следующим образом:

$$V_{cf} = V_{flush} + V_{leak} + V_{exc} + V_{spill} + V_{wash} + V_{LHD}; \quad (1)$$

$$V_{bc} = V_{spill} + V_{wash} + V_{skip} + V_{LHD}, \quad (2)$$

где V_{flush} – объем шламообразования, возникший в результате промывки водой закупоренных сегментов закладочного трубопровода, м³; V_{leak} – объем шламообразования, возникший в результате протечки закладочной смеси из разрушенного участка изолирующей перемычки, м³; V_{exc} – объем шламообразования, где твердая фаза представлена горной породой, отбитой проходческим комбайном в процессе добычных работ, м³; V_{spill} – объем шламообразования, где твердая фаза представлена кимберлитовой рудой, просыпанной при ее перегрузке с питателя на ленту конвейера, м³; V_{wash} – объем шламообразования, возникший в результате замывки рабочей ветви ленты конвейера, м³; V_{skip} – объем шламообразования, возникший в результате проливания продуктов заилиения из скипового сосуда, м³; V_{LHD} – объем шламообразования, возникший в результате проливания продуктов заилиения из ковша ПДМ МЭС, м³.

Величина V_{flush} представляет собой:

$$V_{flush} = k_{backfill} n_{flush} S_{pipe} k_v, \quad (3)$$

где $k_{backfill}$ – коэффициент, учитывающий время отработки очистной камеры t_1 , ее подготовки t_2 и заполнения закладочной смесью t_3 ; n_{flush} – количество промывок закладочного трубопровода при заполнении смесью одной отработанной очистной камеры; S_{pipe} – площадь поперечного сечения закладочного трубопровода, м²; l_{pipe} – длина заполнения участка закладочного трубопровода, м; k_v – коэффициент, учитывающий суммарный объем закупоренных сегментов закладочного трубопровода.

Коэффициент $k_{backfill}$ рассчитывается как:

$$k_{backfill} = \frac{1}{t_1 + t_2 + t_3}. \quad (4)$$

Согласно наблюдениям за проведением закладочных работ на рудниках «Мир» и «Интернациональный» коэффициент k_{resid} принимается равным 0,2.

Величина V_{leak} определяется следующим образом:

$$V_{leak} = k_0 k_{backfill} \frac{86400}{t_{flow1}} V_l, \quad (5)$$

где k_0 – коэффициент, учитывающий риск дренажа закладочной смеси из изолирующей перемычки закладываемой горной выработки; t_{put1} – время перемещения потоком воды объема закладочной смеси, вытекающей за секунду из разрушенного участка изолирующей перемычки закладываемой горной выработки V_{disch} , с.

Время t_{flow1} находится как:

$$t_{flow1} = \frac{b_w h_w l_{flow1}}{q_{prod}}, \quad (6)$$

где b_w и h_w – ширина и глубина потока воды, который увлекает в водосборники участкового водоотлива часть закладочной смеси, вытекающей из изолирующей перемычки, м; l_{flow1} – горизонтальное расстояние от очага разлива закладочной смеси до водосборника, м; q_{prod} – приток воды в условиях добычного горизонта, м³/с.



Объем V_l равен:

$$V_l = \frac{V_{layer}}{t_l}, \quad (7)$$

где V_{layer} – объем слоя закладочной смеси, m^3 ; t_l – время вытекания слоя смеси из изолирующей перемычки закладываемой горной выработки, с.

Объем V_{layer} представляет собой:

$$V_{layer} = b_k l_k h_{layer}, \quad (8)$$

где b_k и l_k – ширина и длина отработанной очистной камеры, м; h_{layer} – высота слоя закладочной смеси в отработанной очистной камере, м.

Время t_l равно:

$$t_l = \frac{V_{layer}}{86400 S_{crack} h_{layer}} \cdot \sqrt{\frac{2h_{layer}}{g}}, \quad (9)$$

где S_{crack} – площадь трещины в изолирующей перемычке камеры, откуда дренирует закладочная смесь, m^2 .

Объем V_{exc} равен:

$$V_{exc} = k_{sl} k_{trans} \frac{A_0}{t_{flow2} \rho_r}, \quad (10)$$

где k_{sl} – коэффициент, учитывающий соотношение твердой и жидкой фаз шламобразования; k_{trans} – коэффициент, учитывающий количество отбитой комбайном горной породы, поступившей с добычного на основной горизонт кимберлитового рудника; t_{flow2} – время перемещения потоком воды горной породы, отбитой комбайном за секунду, с; A_0 – производительность рудника, кг/сут; ρ_r – средняя плотность отбитой горной породы, kg/m^3 .

Время t_{flow2} определяется следующим образом:

$$t_{flow2} = \frac{b_w h_w l_{flow2}}{q_{prod}}, \quad (11)$$

где l_{flow2} – среднее горизонтальное расстояние от места расположения отбитой горной породы до водосборника участкового водоотлива, м.

Объем V_{spill} равен:

$$V_{spill} = k_{sl} \cdot \frac{10A_0}{t_{flow3} \rho_r} \cdot k_{loss}, \quad (12)$$

где t_{flow3} – время перемещения потоком воды части руды, просыпанной за секунду при перегрузке с питателя на ленту конвейера, с; k_{loss} – коэффициент, учитывающий количество просыпанной горной массы.

Величина t_{flow3} :

$$t_{flow3} = \frac{b_w h_w l_{flow3}}{q_{main}}, \quad (13)$$

где l_{flow3} – среднее горизонтальное расстояние от места просыпа горной массы до водосборника участкового водоотлива, м; q_{main} – приток воды в условиях основного горизонта, m^3/c .

Коэффициент k_{loss} рассчитывается как:

$$k_{loss} = \frac{86400 m_{spill}}{A_0}, \quad (14)$$

где m_{loss} – масса просыпанной горной массы за секунду, кг.

В соответствии с натурными исследованиями, выполненными на рудниках «Удачный» и «Мир», $m_{spill} \approx 0,5$ кг при $A_0 = 11000$ т/сут, $m_{spill} \approx 0,1$ кг при $A_0 = 2700$ т/сут.

Величина V_{wash} определяется следующим образом:

$$V_{wash} = k_{failure} k_{sl} V_{conv}, \quad (15)$$

где $k_{failure}$ – коэффициент, учитывающий долговечность ленты конвейера; V_{conv} – вместимость ленты конвейера, m^3 .

Коэффициент $k_{failure}$ равен:

$$k_{failure} = \frac{24}{t_{belt}}, \quad (16)$$

где t_{belt} – средний ресурс ленты конвейера, ч.

Объем V_{conv} определяется как:

$$V_{conv} = b_{conv} l_{conv} H_{layer}, \quad (17)$$

где b_{conv} и l_{conv} – ширина и длина ленты конвейера, м; H_{layer} – высота слоя транспортируемой горной массы, м.

Объем V_{skip} находится следующим образом:

$$V_{skip} = k_{spill,skip} k_{fill,skip} n_{skip} V_{vessel}, \quad (18)$$

где $k_{spill,skip}$ – коэффициент, учитывающий интенсивность пролива содержимого скипа при выдаче на дневную поверхность продуктов заиливания; $k_{fill,skip}$ – коэффициент, учитывающий наполнение скипа продуктами заиливания; n_{skip} – количество поднятых на дневную поверхность скипов; V_{vessel} – вместимость скипа, m^3 .

Коэффициент $k_{spill,skip}$ равен:

$$k_{spill,skip} = \frac{V_{spill,skip}}{k_{fill,skip} V_{vessel}}, \quad (19)$$

где $V_{spill,skip}$ – объем продуктов заиливания, пролитых из скипового сосуда за один подъем, m^3 .

Согласно натурным исследованиям, проведенным на руднике «Удачный», $V_{spill,skip} \approx 0,05$ m^3 при $A_0 = 11000$ т/сут (грузоподъемность скипа = 30 т).

Объем V_{LHD} :

$$V_{LHD} = k_{spill,LHD} k_{fill,LHD} n_{trip} V_{bucket}, \quad (20)$$

где $k_{spill,LHD}$ и $k_{fill,LHD}$ – коэффициенты, учитывающие интенсивность пролива содержимого ковша ПДМ МЭС и его наполнение; n_{trip} – количество рейсов одной машины за сутки; V_{bucket} – вместимость ковша машины, m^3 .

Коэффициент $k_{spill,LHD}$ равен:

$$k_{spill,LHD} = \frac{V_{spill,LHD}}{k_{fill,LHD} V_{bucket}}, \quad (21)$$

где $V_{spill,LHD}$ – количество продуктов заиливания, пролитых из ковша ПДМ МЭС за один рейс, m^3 .

Результаты наблюдений на рудниках «Удачный» и «Мир» свидетельствуют, что $V_{spill,LHD} \approx 0,02$ m^3 при $V_{bucket} = 3,5 \dots 4$ m^3 .

С учетом преобразования системы выражений (3)–(21) на основе арифметических операций величины V_{cf} (1) и V_{bc} (2) принимают следующий вид:



$$V_{cf} = \left\{ \begin{aligned} & \left(\frac{0,2n_{leak} S_{pipe} l_{pipe}}{t_1 + t_2 + t_3} \right) + \\ & + \frac{1}{t_1 + t_2 + t_3} \cdot k_0 \cdot \frac{86400q_{prod}}{b_w h_w l_{flow1}} \cdot \frac{86400S_{crack} h_{layer}}{\sqrt{\frac{2h_{layer}}{g}}} + \\ & + \left(k_{sl} \frac{q_{prod} A_0}{b_w h_w l_{flow2} \rho_r} k_{trans} \right) + \\ & + \left(k_{sl} \frac{10q_{main}}{b_w h_w l_{flow3} \rho_r} \cdot 86400m_{spill} \right) + \\ & + \left(\frac{24}{t_{belt}} k_{sl} b_{conv} l_{conv} h_{layer} \right) + \\ & + (V_{spill,LHD} n_{trip}) \end{aligned} \right\} \quad (22)$$

и

$$V_{bc} = \left\{ \begin{aligned} & \left(k_{sl} \frac{10q_{main}}{b_w h_w l_{flow3} \rho_r} \cdot 86400m_{spill} \right) \\ & + \left(\frac{24}{t_{belt}} \cdot k_{sl} b_{conv} l_{conv} h_{layer} \right) \\ & + (V_{spill,skip} + n_{skip}) \\ & + (V_{spill,LHD} n_{trip}) \end{aligned} \right\} \quad (23)$$

Таким образом, были разработаны две математические модели шламообразования в условиях участкового водоотлива, учитывающие особенности подземной отработки месторождений кимберлитовых руд.

Классификация источников шламообразования в условиях участкового водоотлива кимберлитового рудника

Долевое участие каждого отдельно взятого источника шламообразования Δ_i в загрязнении шахтных вод в системе участкового водоотлива кимберлитового рудника определяется следующим путем:

$$\Delta_i = \frac{V_i}{V_{sludge}} \cdot 100\%, \quad (24)$$

где V_i – объем шламообразования за сутки от источника i , m^3 ; V_{sludge} – общий объем шламообразования за сутки, т.е. V_{cf} или V_{bk} (в зависимости от принятой технологии подземной отработки месторождения кимберлитовых руд), m^3 .

Для установления величин V_i и V_{sludge} используются ранее выведенные математические модели (22) и (23).

В табл. 1 приведены результаты расчетов величин V_{cf} и V_{bk} , а также их составляющих применительно к кимберлитовым рудникам «Мир» и «Удачный».

На рис. 1 показано долевое участие ранее установленных источников шламообразования в загрязнении шахтных вод, поступающих в водосборники участковых водоотливов рудников «Мир» и «Удачный».

Исследованиями установлено, что на руднике «Мир» основными источниками загрязнения шахтных вод являются шламообразования V_{exc} , V_{flush} и V_{spill} , а на руднике «Удачный» – V_{spill} и V_{skip} . В обоих рассмотренных случаях значимым источником загрязнения является V_{spill} – на его долю приходится 24 и 75 % общего объема шламообразования.

Таблица 1

Результаты расчетов объемов шламообразований V_i , V_{cf} и V_{bk}

Рудник «Мир»		Рудник «Удачный»	
$V_{flush} = 3,96 \text{ м}^3$	$V_{spill} = 3,33 \text{ м}^3$	$V_{spill} = 23,19 \text{ м}^3$	$V_{LHD} = 0,14 \text{ м}^3$
$V_{leak} = 0,64 \text{ м}^3$	$V_{wash} = 0,77 \text{ м}^3$	$V_{wash} = 0,0024 \text{ м}^3$	–
$V_{exc} = 4,84 \text{ м}^3$	$V_{LHD} = 0,01 \text{ м}^3$	$V_{skip} = 7,5 \text{ м}^3$	–
$V_{cf} = 13,55 \text{ м}^3$		$V_{bk} = 30,83 \text{ м}^3$	

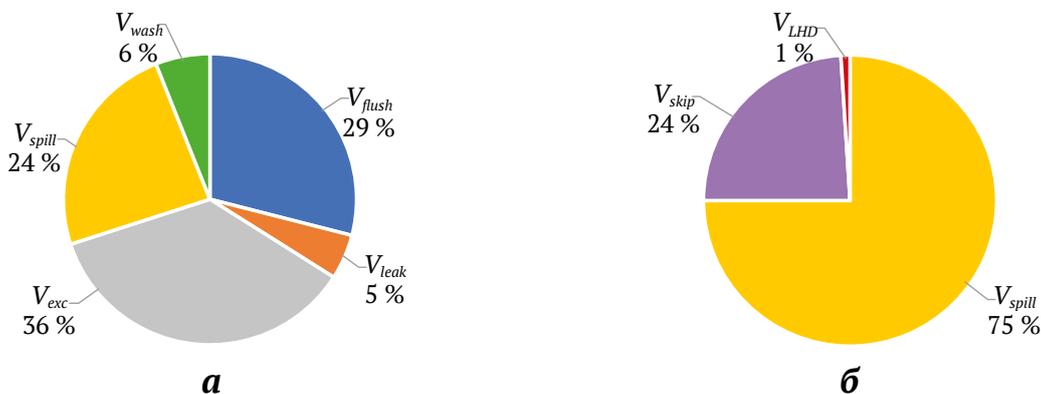


Рис. 1. Ранжирование источников шламообразования в плане загрязнения шахтных вод в условиях участкового водоотлива рудников «Мир» (а) и «Удачный» (б):

1 – V_{flush} ; 2 – V_{leak} ; 3 – V_{exc} ; 4 – V_{spill} ; 5 – V_{wash} ; 6 – V_{skip} ; 7 – V_{LHD}

Полученные результаты исследований справедливы в отношении действующих и планируемых к строительству обводненных кимберлитовых рудников АК «АЛРОСА».

Разработка и обоснование механизированного комплекса по сбору просыпанной горной массы

Для минимизации воздействия шламообразования V_{spill} на процесс загрязнения шахтных вод в условиях участкового водоотлива кимберлитового рудника предложен механизированный комплекс по сбору просыпанной кимберлитовой руды (далее – механизированный комплекс). Данный комплекс целесообразней монтировать в зоне перегрузки руды с питателя на ленту конвейера, так как в подконвейерном пространстве указанной зоны наблюдается основная доля просыпей. Она составляет 65–70 % от общего объема твердой фазы шламообразования V_{spill} .

С учетом вышесказанного констатируем, что в условиях подземной отработки кимберлитовых руд системами с закладкой выработанного пространства практическое применение предлагаемого технологического решения обеспечивает снижение интенсивности загрязнения шахтных вод в системе участкового водоотлива на ~ 16 %, на рудниках с технологией обрушения горного массива – в 2 раза.

Принцип работы механизированного комплекса заключается в следующем (рис. 2) [19].

При перегрузке кимберлитовой руды с питателя 1 на ленту конвейера 2 просыпанная горная масса скапливается на почве горизонта в зоне, огороженной от остального подконвейерного пространства перегородкой 3. Заборно-погрузочное устройство 4, с помощью которого осуществляется сбор просыпанной руды, крепится на боковой части несущей рамы ленточного конвейера. Указанное устройство с помощью

вращающихся лучей перемещает шламообразования в шламособорник 5. Поступающие на горизонт шахтные воды, которые ранее увлекали в сторону участкового водоотлива просыпанную горную массу, стекают в водосборник 6, при этом не вступая в контакт с отложениями. Из водосборника вода перекачивается погружным насосом 7 в водосборники участкового водоотлива. Часть воды через ответвляющуюся часть нагнетательного трубопровода насоса 7 систематически подается в шламособорник 5, где она при помощи агитатора погружного насоса 8 перемешивается с имеющейся горной массой до состояния пульпы и перекачивается им в накопительную емкость 9. Через сливной кран емкости 9 пульпа равномерно подается на ленту конвейера.

Для регулирования подачи воды в шламособорник 5 конец ответвляющейся части нагнетательного трубопровода погружного насоса 7 оснащается шаровым краном.

Насосное оборудование 7 и 8 должно быть оснащено средствами автоматизации для его своевременного пуска или останова в зависимости от степени заполнения водосборника 5 и шламособорника 6 содержимым.

Заборно-погрузочное устройство состоит из мотор-редуктора 1, диска 2, стержня 3, лучей 4, муфт 5 (рис. 3). Стержень с резьбой на одном конце ввинчивается в резьбовое отверстие, расположенное в середине диска. На другом конце стержня посажена муфта. Лучи посажены с натягом в пазах диска. Детали 2, 3 и 4 образуют нагребную звезду. Стоит отметить, что мотор-редуктор крепится путем болтового соединения 6 в продолговатых отверстиях 7 швеллера 8, приваренного к боковой части несущей рамы конвейера 9. Указанная форма отверстий позволяет регулировать положение мотор-редуктора в вертикальном и горизонтальном направлениях при его соединении с нагребной звездой с помощью муфт.

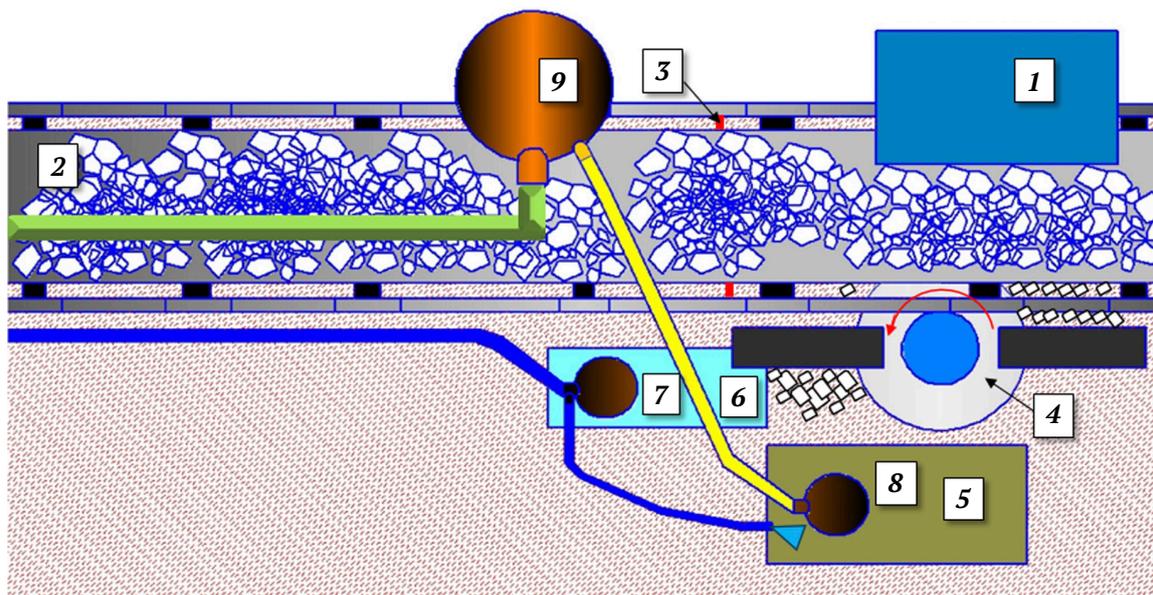


Рис. 2. Механизированный комплекс по сбору просыпанной руды: 1 – питатель; 2 – ленточный конвейер; 3 – перегородка; 4 – заборно-погрузочное устройство; 5 – шламособорник; 6 – водосборник; 7 – погружной насос; 8 – погружной насос с агитатором; 9 – емкость для сбора приготовленной пульпы

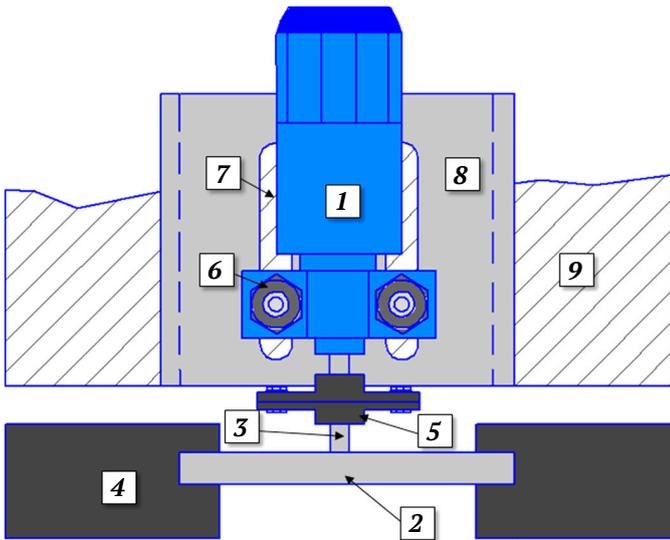


Рис. 3. Заборно-погрузочное устройство:

1 – мотор-редуктор; 2 – диск; 3 – стержень; 4 – луч; 5 – муфта; 6 – болтовое соединение; 7 – отверстие; 8 – пластина; 9 – боковая поверхность конвейера

Для снижения энергоемкости рассматриваемого устройства лучи 4 изготавливаются из облегченных материалов: дерева или композитов. Кроме этого, не стоит забывать, что указанные материалы менее восприимчивы к агрессивному воздействию высокоминерализованных шахтных вод.

Рекомендуемые соотношения геометрических параметров элементов заборно-погрузочного устройства:

$R_{disk} : l_{arm} - 1 : 3$; $l_{arm-in-slot} : R_{disk} - 1 : 2$; $b_{arm} : l_{arm-in-slot} - 1 : 4$, где R_{disk} – радиус диска; l_{arm} – длина луча; $l_{arm-in-slot}$ – длина участка луча, посаженного в пазу диска; b_{arm} – толщина луча.

Рабочие параметры заборно-погрузочного устройства зависят от количества лучей z_{star} , диаметра d_{star} и числа оборотов n_{star} нагребающей звезды [21, 22]. Количество лучей $z_{star} - 1-8$ штук, число оборотов $n_{star} - 24-45$ об/мин [22].

Эксплуатационные затраты механизированного комплекса во многом зависят от количества потребляемой электроэнергии мотор-редуктором заборно-погрузочного устройства.

Потребляемая мощность мотор-редуктора P_{mot} , кВт, определяется как:

$$P_{mot} = \frac{(M_1 + M_2)n_{star}}{9550 \cdot \eta}, \quad (25)$$

где M_1 – статический момент на нагребающей звезде, Н·м; M_2 – момент сопротивления на нагребающей звезде, Н·м; η – КПД мотор-редуктора.

Момент M_1 равен:

$$M_1 = \frac{2\pi I n_{star}}{60 t_{time}}, \quad (26)$$

где I – момент инерции нагребающей звезды, кг·м²; t_{time} – заданное время раскрутки или останова нагребающей звезды, с.

Момент I определяется как:

$$I = \frac{(m_{star} + m_{coupling})R_{star}^2}{2}, \quad (27)$$

где m_{star} – масса нагребающей звезды, кг; $m_{coupling}$ – общая масса двух муфт, кг; R_{star} – радиус нагребающей звезды, м.

Радиус R_{star} равен:

$$R_{star} = R_{disk} + l_{arm} + l_{arm-in-slot}. \quad (28)$$

В связи с тем что просыпанная руда скапливается между центром и дальним от питателя краем подконвейерной зоны, оптимальный радиус R_{star} находится согласно следующему равенству:

$$R_{star} - d_{mot} - b_{chan.sect} \geq \frac{b_{conv}}{2}, \quad (29)$$

где d_{mot} – диаметр корпуса мотор-редуктора, м; $b_{chan.sect}$ – ширина швеллера, м; b_{conv} – ширина ленты конвейера, м.

Момент M_2 равен:

$$M_2 = k_{resist} F_{capt} h_{arm} z_{star} \rho_{ore} g d_{star}, \quad (30)$$

где k_{resist} – коэффициент, учитывающий оказываемое сопротивление просыпанной горной массы при перемещении лучом нагребающей лапы в зависимости от ее степени обводненности w ; F_{capt} – средняя площадь захвата просыпанной горной массы одним лучом нагребающей звезды, м²; ρ_{ore} – плотность руды, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с².

После перемножения величин F_{capt} и h_{arm} выражение (30) принимает следующий вид:

$$M_2 = k_{resist} V_{spill} z_{star} \rho_{ore} g d_{star}, \quad (31)$$

где V_{spill} – средний объем просыпанной горной массы за секунду, м³.

Согласно собранным практическим данным на кимберлитовом руднике «Удачный» обводненность просыпанной горной массы w не превышает 20 %. Результаты выполненных лабораторных исследований на физической модели нагребающей лапы показали, что при перемещении обводненной горной массы потребляемая мощность устройства P может возрасти в 1,15 раза (при $w = 20\%$) в сравнении с мощностью при ее перемещении в сухом состоянии P_0 (рис. 4).

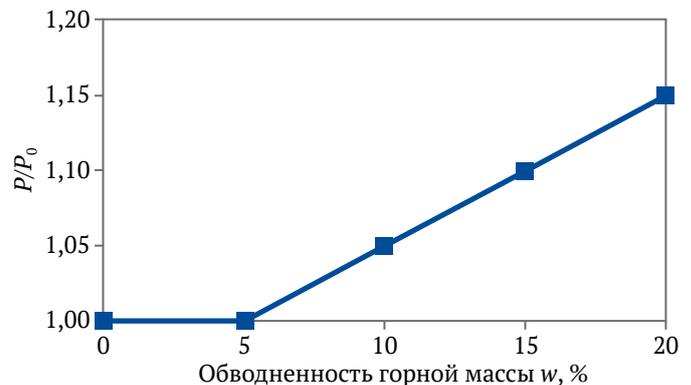


Рис. 4. Зависимость отношения P/P_0 от степени обводненности просыпанной горной массы w



На основании полученных результатов физического моделирования коэффициент k_{resist} принимается равным 1,15.

Объем V_{spill} равен:

$$V_{spill} = k_{zone} \frac{m_{spill}}{\rho_{ore}}, \quad (32)$$

где k_{zone} – коэффициент, учитывающий объем просыпанной горной массы непосредственно в зоне ее перегрузки с питателя на ленту конвейера; m_{spill} – масса просыпанной горной массы за секунду, кг.

Расчет ожидаемого технико-экономического эффекта от внедрения результатов исследования (на примере рудника «Удачный»)

Значительная часть твердой фазы шахтных вод обычно остается на дне водосборных горных выработок в виде ило-шламовых отложений, которые в дальнейшем удаляются с помощью погрузочно-доставочных машин и затем в зависимости от принятой технологии отработки месторождения кимберлитовых руд или используются в качестве одного из компонентов закладочной смеси, или выдаются на дневную поверхность подъемными установками [15].

Характерной особенностью осевшей ило-шламовой пульпы в водосборных горных выработках кимберлитовых рудников является наличие в ней полостей, наполненных шахтной водой. В процессе удаления пульпы ковшом погрузочно-доставочной машины данным полостям свойственно лопаться, что приводит к разливу воды. Это ведет к обильному загрязнению узлов и агрегатов машины (особенно подвергаются воздействию подвесной подшипник шарнирно-сочлененной рамы и электрооборудование), что в дальнейшем негативно сказывается на их долговечности.

Практика показывает, что средняя наработка таких погрузочно-доставочных машин на отказ на 30–40 % ниже, чем у аналогичной техники, используемой на других производственных участках кимберлитовых рудников.

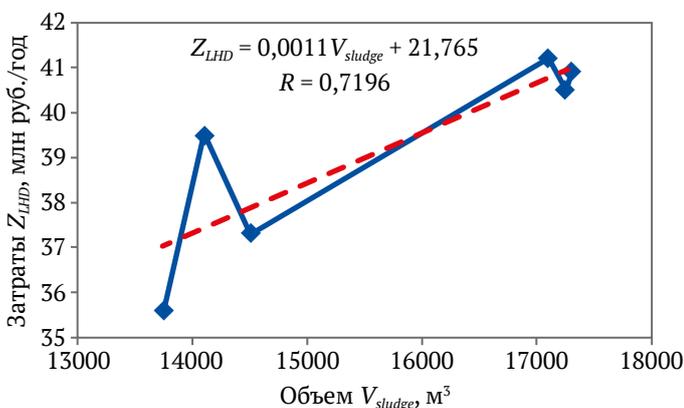


Рис. 5. Зависимость затрат на ремонты погрузочно-доставочных машин Z_{LHD} от объема перевозимых ими продуктов заилиения за год V_{sludge}

Таким образом, при расчете основных расходов на эксплуатацию водоотливного хозяйства кимберлитового рудника необходимо обязательно учитывать затраты на ремонты погрузочно-доставочных машин Z_{LHD} , млн руб./год, которые возникают вследствие чистки заиленных водосборных горных выработок и последующей откатки ило-шламовой пульпы:

$$Z_{LHD} = k_{failure} Z_{LHD}^*, \quad (33)$$

где $k_{failure}$ – коэффициент, учитывающий среднюю долю отказов машин, вызванных их контактом с ило-шламовой пульпой ($k_{failure} \approx 0,35$); Z_{LHD}^* – суммарные затраты на эксплуатацию машин в течение календарного года.

Согласно выполненным статистическим исследованиям [16] зависимость затрат Z_{LHD} от объема перевозимых погрузочно-доставочными машинами продуктов заилиения V_{sludge} , M^3 , описывается следующим уравнением регрессии (рис. 5).

Внедрение механизированного комплекса позволит значительно сократить затраты Z_{PDM} при эксплуатации водоотливных хозяйств кимберлитовых рудников.

Его ожидаемый срок окупаемости $T_{payback}$, мес, рассчитывается по формуле:

$$T_{payback} = \frac{Z_1 + Z_2}{\Delta Z_{LHD}} \cdot 12, \quad (34)$$

где Z_1 – расчетные затраты на разработку и монтаж комплекса, млн руб.; Z_2 – расчетные затраты на эксплуатацию комплекса, млн руб.; ΔZ_{LHD} – разность затрат между текущими и ожидаемыми (при внедрении комплекса) затратами Z_{LHD} .

Ожидаемый ежегодный технико-экономический эффект Z_0 от практического внедрения технологического решения (после истечения срока окупаемости) определяется следующим образом:

$$Z_0 = \Delta Z_{LHD} - Z_2. \quad (35)$$

Согласно выполненным расчетам внедрение механизированного комплекса на рудник «Удачный» окупится за 10 мес. Ожидаемый ежегодный технико-экономический эффект от его использования составит 4 млн руб.

С учетом того что применение предлагаемого технологического решения дает возможность отказаться от приобретения дополнительной единицы машины для нужд МЭС рассматриваемого рудника, его ожидаемая технико-экономическая эффективность увеличивается в разы.

Заключение

По итогам выполненных исследований получены следующие значимые результаты:

1. На основе построенных математических моделей шламообразования в условиях водосборной сети участкового водоотлива кимберлитового рудника были определены основные источники загрязнения шахтных вод механическими примесями в зависимо-



сти от принятой технологии разработки алмазосодержащих руд. Установлено, что на рудниках с закладкой выработанного пространства основными источниками загрязнения шахтных вод являются объемы шламообразования, возникающие в результате промывки водой закупоренных сегментов закладочного трубопровода (29 %), объемы шламообразования в результате комбайновой отбойки горных пород (36 %), а также объемы шламообразования, возникающие вследствие просыпания руды при ее перегрузке с питателя на ленту конвейера основного горизонта (24 %). На рудниках с технологией отработки месторождений кимберлитовых руд путем обрушения горного массива доминирующим источником загрязнения шахтных вод являются объемы шламообразования, возникающие в результате просыпания руды с ленты конвейера. На их долю приходится 75 % от общего объема шламообразования.

2. Для снижения скорости загрязнения шахтных вод в условиях участков водосточных установок применительно к кимберлитовым рудникам предложен механизированный комплекс по сбору просыпанной горной массы из подконвейерного пространства, исполнительный орган которого – погрузочно-заборное устройство – монтируется в зоне перегрузки руды с питателя на ленту конвейера. В условиях подземной отработки кимберлитовых руд системами с закладкой выработанного пространства внедрение указанного комплекса позволит добиться снижения интенсивности загрязнения шахтных вод на ~16 %, а на рудниках с технологией обрушения горного массива – в 2 раза. Установлено, что ожидаемый срок окупаемости технологического решения составит менее года (10 мес), а дальнейший технико-экономический эффект от внедрения – 4 млн руб/год (на примере рудника «Удачный»).

Список литературы / References

1. Паламарчук Н.В., Соломин А.П., Крутоус Н.С. Резервы повышения экономичности и надежности центробежных секционных насосов с осевым уравниванием ротора. *Сборник научных трудов Донецкого института железнодорожного транспорта*. 2023;(69):74–90.
Palamarchuk N.V., Solomin A.P., Krutous N.S. Reserves for increasing the efficiency and reliability of centrifugal sectional pumps with axial balancing of the rotor. *Collection of scientific papers of the Donetsk Institute of Railway Transport*. 2023; (69):74–90. (In Russ.)
2. Сенкус В.В., Стефанюк Б.М. Исследование процесса осаждения шлама в отстойниках. *Известия вузов. Горный журнал*. 2006;(5):54–62.
Senkus V.V., Stefanyuk B.M. Investigation of the sludge deposition process in sedimentation tanks. *Minerals and Mining Engineering*. 2006;(5):54–62. (In Russ.)
3. Тимухин С.А., Долганов А.В., Попов Ю.В. и др. О разработке шахтных центробежных секционных двухпоточных насосов. *Известия Уральского государственного горного университета*. 2014;2(34):39–41.
Timukhin S.A., Dolganov A.V., Popov Yu.V. et al. On the development of the mine sectional centrifugal dual-stream pumps. *News of the Ural State Mining University*. 2014;2(34):39–41. (In Russ.)
4. Александров В.И., Горелкин И.М. Гидравлический расчет трубопровода системы шахтного водоотлива с учетом потерь напора на транспортирование твердых частиц. *Горное оборудование и электромеханика*. 2013;(7):44–47.
Aleksandrov V.I., Gorelkin I.M. Hydraulic calculation of the mine drainage system pipeline of the taking into account pressure losses for the transportation of solid particles. *Mining Equipment and Electromechanics*. 2013;(7):44–47. (In Russ.)
5. Зарипов А.Х. Оценка энергетической эффективности работы водоотливных установок и систем подачи сжатого воздуха. *Известия вузов. Горный журнал*. 2010;(4):74–77.
Zaripov A.H. Assessment of the energy efficiency of drainage installations and compressed air supply systems. *Minerals and Mining Engineering*. 2010;(4):74–77. (In Russ.)
6. Олизаренко В.В., Мингажев М.М. Определение времени заиливания и периодичности очистки главных водосборников подземных рудников. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2010;(7):27–30.
Olizarenko V.V., Mingazhev M.M. Determination of silting time and frequency of cleaning of the main reservoirs of underground mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2010;(7):27–30. (In Russ.)
7. Долганов А.В. Повышение энергоэффективности при эксплуатации комплексов шахтного водоотлива. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;5(S9):16–23. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-5-9-16-23>
Dolganov A.V. Energy efficiency improvement during operation of mine waterlets. *Mining Informational and Analytical Bulletin* 2019;5(S9):16–23. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-5-9-16-23>
8. Зотов В.В., Мнацакян В.У., Базлин М.М. и др. Повышение ресурса рабочих колес центробежных насосов шахтного водоотлива. *Горная промышленность*. 2024;(2):143–146. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-2-143-146>
Zotov V.V., Mnatsakanyan V.U., Bazlin M.M. et al. Extending the service life of centrifugal dewatering pump impellers in mines. *Russian Mining Industry*. 2024;(2):143–146. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-2-143-146>



9. Долганов А.В. Гидроабразивный износ и экономичность водоотливных установок шахт и рудников. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;5(S9):3–8. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-5-9-3-8>
Dolganov A.V. Hydroabrasive wear and profitability of water-drainage installations in mine and ore mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;5(S9):3–8. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-5-9-3-8>
10. Разумный Ю.Т. Рухлова Н.Ю., Рухлов А.В. *Энергоэффективность работы главного водоотлива угольной шахты*. Днепропетровск: Национальный горный университет; 2016. 109 с.
Razumnyi Yu.T. Ruxlova N.Yu., Ruxlov A.V. *Energy efficiency of the main drainage of the coal mine*. Dnepropetrovsk: National Mining University; 2016. 109 p. (In Russ.)
11. Uralov B., Berdiev S., Rakhmatov M., et al. Theoretical models and dependences for calculating intensity of hydroabrasive wear of pump working parts. In: *E3S Web of Conferences*. 2023;(365):03019. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202336503019>
12. Deng L., Hu Q., Chen J., et al. Particle Distribution and Motion in Six-Stage Centrifugal Pump by Means of Slurry Experiment and CFD-DEM Simulation. *Journal of Marine Science and Engineering*. 2021;9(7):716. <https://doi.org/10.3390/jmse9070716>
13. Долганов А.В., Тимухин С.А. *Гидроабразивный износ насосов рудничного водоотлива*. М.: Изд. дом «Академия Естествознания»; 2016. 180 с.
Dolganov A.V., Timukhin S.A. *Hydroabrasive wear of mine drainage pumps*. Moscow: Academy of Natural Sciences Publ.; 2016. 180 p. (In Russ.)
14. Корпачев В.В., Харьков А.В., Березин С.Е. Технология очистки шламоотстойников с использованием погружных насосов. *Горная промышленность*. 2013;1(107):58.
Korpachev V.V., Kharkov A.V., Berezin S.E. Slurry pond cleanout technology with the application of submersible pumps. *Russian Mining Industry*. 2013;1(107):58. (In Russ.)
15. Овчинников Н.П. Влияние ило-шламовой пульпы на эффективность горных машин. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2022;(2):348–356. <https://doi.org/10.46689/2218-5194-2022-2-1-348-356>
Ovchinnikov N.P. Influence of silt-slurry pulp on the efficiency of mining machines. *Izvestiya Tula State University. Sciences of Earth*. 2022;(2):348–356. (In Russ.) <https://doi.org/10.46689/2218-5194-2022-2-1-348-356>
16. 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>
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>
17. Рыльникова М.В., Олизаренко В.В., Мингажев М.М. Совершенствование технологии водоотведения и водоотлива при подземной разработке месторождений медно-колчеданных руд с твердеющей закладкой. *Маркшейдерский вестник*. 2012;2(88):16–20.
Ryl'nikova M.V., Olizarenko V.V., Mingazhev M.M. Improving the technology of drainage and in the underground development of deposits of copper-pyrite ores with filling hardening mixture. *Geological Survey Bulletin*. 2012;2(88):16–20. (In Russ.)
18. Семакин М.С. Шахтные скипы высокой эксплуатационной надежности. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2013;(12):145–147.
Semakin M.S. Skips of high operational reliability. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2013;(12):145–147. (In Russ.)
19. Овчинников Н.П. Разработка и обоснование комплекса для сбора просыпанной горной массы. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2023;(4):457–464.
Ovchinnikov N.P. Development and justification of a complex for collecting spilled rock mass. *Izvestiya Tula State University. Sciences of Earth*. 2023;(4):457–464. (In Russ.)
20. Бибиков П.Я. Очистка конвейерной ленты, взгляд на проблему. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2004;(3):300–302.
Bibikov P.Ya. Cleaning the conveyor belt, a look at the problem. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2004;(3):300–302. (In Russ.)
21. Афонина Н.Б., Отроков А.В., Хазанович Г.Ш. К вопросу назначения отдельных параметров нагребующих звезд погрузочных органов проходческих комбайнов. *Горная промышленность*. 2021;(5):90–93. <https://doi.org/10.30686/16099192-2021-5-90-93>
Afonina N.B., Otrokov A.V., Khazanovich G. Sh. On the question of the appointment of separate parameters of the roadheaders gathering-stars loading organs. *Russian Mining Industry*. 2021;(5):90–93. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/16099192-2021-5-90-93>
22. Otrokov A.V., Khazanovich G.S., Afonina N.B. Impact of design parameters on the efficiency of loading organs with gathering stars of the roadheaders. In: *Proceedings of the 4th international conference on industrial engineering ICIE*: Springer; 2018. Pp. 401–410. https://doi.org/10.1007/978-3-319-95630-5_44



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); e-mail 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); e-mail ovchinnlar1986@mail.ru

Поступила в редакцию	10.07.2024	Received	10.07.2024
Поступила после рецензирования	25.11.2024	Revised	25.11.2024
Принята к публикации	05.12.2024	Accepted	05.12.2024