

УДК 622.454.23:622.414.2:004.942
DOI: 10.18799/24131830/2024/9/4453
Шифр специальности ВАК: 2.8.6

Проветривание тупиковых очистных камер большого сечения в условиях изменяющегося объема навала руды

Е.В. Накаряков✉, Е.Л. Гришин, Л.Ю. Левин

Горный институт Уральского отделения Российской академии наук – филиала Пермского федерального исследовательского центра Уральского отделения Российской академии наук, Россия, г. Пермь

✉ nakariakov.ev@gmail.com

Аннотация. Актуальность исследования обусловлена необходимостью обеспечения безопасных условий труда в рабочих зонах подземных рудников. В условиях отгрузки руды горными машинами в камерах большого сечения в области за навалом руды возможно образование застойных зон с низкими скоростями воздуха. Ввиду нестационарности процессов накопления и переноса газовых примесей в тупиковой выработке существует вероятность образования локальных скоплений газа в таких застойных зонах, а также их резкого выноса в последующем, что приведет к загрязнению воздушного потока, который попадает на рабочее места машиниста. **Цель:** определение закономерностей выноса газа из тупиковой очистной выработки большого сечения при наличии в ней навала руды. **Объект:** очистная тупиковая горная выработка большого сечения сложной геометрии. **Методы:** трехмерное численное моделирование нестационарного турбулентного течения газовой смеси в программном комплексе Ansys CFX, визуализация и анализ данных моделирования в программном комплексе Wolfram Mathematica. **Результаты.** Представлены результаты математического моделирования проветривания тупиковых очистных камер большого сечения сложной геометрии с учетом изменяющегося объема навала руды при отгрузке погрузочно-доставочными машинами с двигателем внутреннего сгорания. Показано, что в зависимости от высоты навала руды формируется либо единый вихрь, проветривающий пространство камеры, либо застойная зона за навалом руды, которая характеризуется относительно малой интенсивностью переноса массы. Получены зависимости изменения средней концентрации выхлопных газов на выходе из камерного пространства от времени нахождения техники в очистном пространстве. Определен коэффициент эффективности проветривания и зависимость поправочного объемного коэффициента от геометрических параметров очистного пространства. Получена аналитическая модель выноса газов из очистного пространства тупиковой камеры в условиях изменяющегося объема навала руды. Зависимость позволяет определять концентрацию газа на рабочем месте машиниста погрузочно-доставочной машины в любой момент времени, и, как следствие, определять безопасное для машиниста время работы машины по уборке горной массы.

Ключевые слова: тупиковые камеры, камерное пространство, диффузионный перенос, двигатель внутреннего сгорания, выхлопные газы

Благодарности: Исследование выполнено при финансовой поддержке Минобрнауки РФ в рамках государственного задания (проект № 122012000396-6).

Для цитирования: Накаряков Е.В., Гришин Е.Л., Левин Л.Ю. Проветривание тупиковых очистных камер большого сечения в условиях изменяющегося объема навала руды // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2024. – Т. 335. – № 9. – С. 51–60. DOI: 10.18799/24131830/2024/9/4453

UDC 622.454.23:622.414.2:004.942
DOI: 10.18799/24131830/2024/9/4453

Ventilation of large section blind headings under conditions of changing ore load size

E.V. Nakariakov✉, E.L. Grishin, L.Yu. Levin

Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation

✉ nakariakov.ev@gmail.com

Abstract. Relevance. The need to ensure safe working conditions in the working areas of underground mines. Stagnant zones with low air velocities can be formed in large section blind heading behind the ore bulk when ore is shipped by mining machines. There is a possibility of the formation of local gas accumulations and their abrupt removal later in such stagnant zones due to the unsteadiness of accumulation and transfer of gas impurities in a blind heading. A sharp removal of gas will lead to contamination of the load-haul-dump operators' workplace. **Aim.** To identify removal of exhaust gases in large section blind headings in conditions of changing ore load size. **Objects.** Large section blind headings with of complex geometry. **Methods.** Three-dimensional numerical simulation of unsteady turbulent flow of a gas-air mixture in the Ansys CFX, visualization and analysis of simulation data in the Wolfram Mathematica. **Results.** The paper presents the results of mathematical modeling of ventilation of large section blind headings of complex geometry under conditions of changing ore load size formed during mining operations by the load-haul-dump machines with an internal combustion engine. It is shown that either a single vortex is formed that ventilates the blind headings space, or a stagnant zone behind the bulk ore, which is characterized by a relatively low intensity of mass transfer. Vortex formation depends on the height of the ore bulk. The authors have obtained the dependences of the change in the average concentration of exhaust gases at the outlet of the blind headings space on the operating time of the machine. They determined the dependence of the correction volume coefficient on the geometric parameters of the blind headings. An analytical model of the removal of gases from the blind headings space under conditions of changing bulk ore volume is obtained. The expression of increment in gas concentration on an operator's workplace makes it possible to derive formula to find maximum time of load-haul dump operation in a stope such that gas concentration is never higher than maximum allowable concentration.

Keywords: large section blind heading, blind heading space, diffusion transfer, combustion engine, exhaust gases

Acknowledgements: The research was financially supported by the Ministry of Education of the Russian Federation within the state assignment (project no. 122012000396-6).

For citation: Nakariakov E.V., Grishin E.L., Levin L.Yu. Ventilation of large section blind headings under conditions of changing ore load size. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2024, vol. 335, no. 9, pp. 51–60. DOI: 10.18799/24131830/2024/9/4453

Введение

При отработке краевых запасов рудных месторождений зачастую применяется камерная система разработки. С целью снижения количества проводимых выработок используются тупиковые камеры. Подразумевается проходка нарезной выработки и дальнейшее ее расширение до размеров камеры обратным порядком путем разбуривания веером скважин в кровлю выработки (рис. 1).

Уборка горной массы осуществляется погрузочно-доставочными машинами. Вследствие отсутствия крепления камерного пространства ма-

шинист производит управление техникой с использованием пульта дистанционного управления, находясь при этом в нарезной выработке. Тупиковые камеры классически проветриваются нагнетательным способом. Конец вентиляционного трубопровода доводится до устья камерного пространства. Таким образом, рабочее место машиниста погрузочно-доставочной машины находится на исходящей струе, загрязненной вредными компонентами выхлопных газов двигателя внутреннего сгорания.

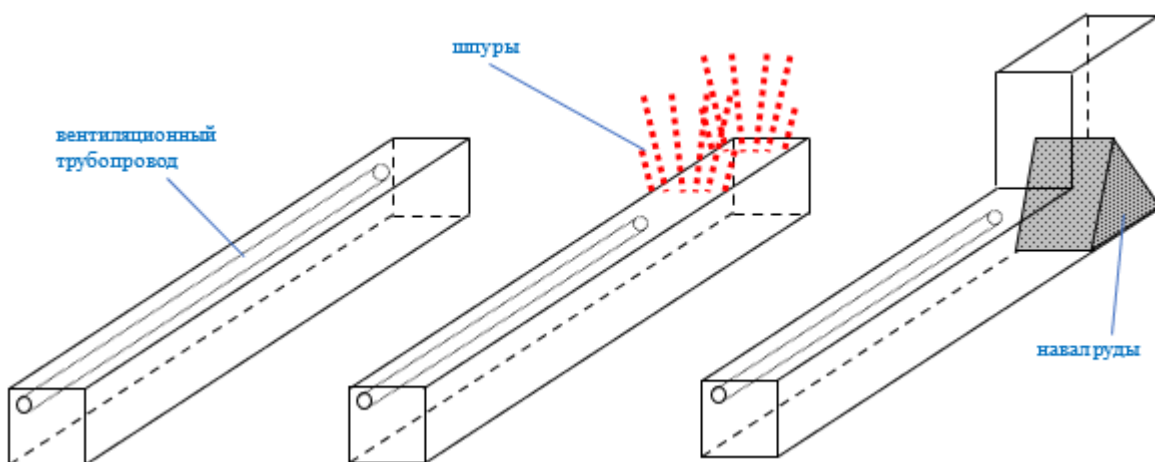


Рис. 1. Стадийность ведения горных работ в тупиковых камерах
Fig 1. Procedure for mining operations in a large section dead-end mine

Вследствие взрыва в камерном пространстве образуется навал руды, который может разделять проветриваемый объем камеры на два с точки зрения проветривания. Первый – активно проветривающийся объем до навала руды за счет кинетической энергии воздушной струи, бьющей из конца вентиляционного трубопровода. Второй – объем за навалом руды, проветривающийся преимущественно за счет турбулентной диффузии и локальных конвективных вихрей, формирующихся в застойных зонах воздушного пространства камеры.

С учетом возможности образования застойных зон в области за навалом руды существует риск накопления газов. А ввиду нестационарности процессов накопления и переноса газовых примесей в тупике существует вероятность резкого выноса отдельных локальных скоплений газа из застойной зоны в область основного потока и далее к рабочему месту машиниста в процессе уборки. Таким образом, исследования различного рода преград на вынос газов из камер сложной геометрии являются важной задачей обеспечения безопасности работ.

Исследованиями в области проветривания выработок большого сечения занимались И.И. Медведев и А.Е. Красноштейн [1]. Показано принципиальное различие в процессах проветривания камер и выработок малого сечения. Малые скорости движения воздуха в выработках большого сечения уменьшают значение конвективной составляющей переноса, а с увеличением масштаба турбулентных вихрей повышается значение турбулентной диффузии. Наличие больших масс свежего воздуха в камере и небольшие скорости его движения создают условия, при которых градиент концентрации сохраняется более длительное время и обеспечивается диффузный перенос вещества.

Исследованиями проветривания очистных камер занимался коллектив авторов во главе с К.Ю. Лайгна и [2–4]. Ими изучены закономерности формирования круглых и плоских струй в камерах с различными геометрическими параметрами. По экспериментальным данным найдены коэффициенты продольной и поперечной турбулентной диффузии круглых и плоских струй при различных коэффициентах стеснения. Предложена модель, описывающая перенос пассивной примеси [2, 3]. Предложенная модель не соответствует ситуациям работы в камерах дизельных двигателей ввиду повышенной температуры выхлопных газов. Это в свою очередь приводит к вертикальной стратификации и конвективной циркуляции воздушного потока. Решением этой проблемы может быть использование уравнения продольной дисперсии с коэффициентом эффективной турбулентной диффузии стратифицированного потока [4].

Аэрогазодинамика очистных камер большого сечения очень близка к таковой для случая тоннелей.

Так, научные сотрудники Тульского Государственного Университета оценивали [5] вклад нестационарной конвективно-турбулентной диффузии в содержание радона в атмосфере тоннеля, что в свою очередь позволило уточнить существующие закономерности газообмена горного массива с атмосферой тоннелей, а также усовершенствовать методику расчета количества воздуха и прогноза газовых ситуаций.

В зарубежных работах [6–12] проведены исследования проветривания тоннелей на стадии проходки. В работе [6] на основании численного моделирования показано, что комбинирование нагнетательного и всасывающего способа проветривания снижает образование первичного вихря в забойной части, что улучшает отвод вредных газов и значительно сокращает время проветривания. В работе [7] изучено влияние таких факторов, как: положение воздуховода, расстояние между концом воздуховода и забоем, скорость воздуха в воздуховоде и площадь поперечного сечения тоннеля, на величины зон активной струи воздуха, обратного потока и вихря в призабойном пространстве. Полученные результаты показали, что зону вблизи забоя можно разделить на зону струи, зону обратного потока и зону вихря. В работе [8] применено численное моделирование для определения влияния подвешивания вентиляционного трубопровода на динамику выноса взрывных газов при проходке тоннелей. Результаты исследований показали, что чем выше скорость воздуха в воздуховоде и чем меньше расстояние между воздуховодом и забоем, а также чем выше высота подвешивания воздуховода, тем быстрее газы выносятся из тоннеля. Чем больше расстояние между воздуховодом и боковой стенкой, тем больше вихрей возникает в тупиковом тоннеле и тем дольше газ выносятся из тоннеля. В работе [9] исследовано поведение воздушного потока и рассеивание газа во время строительства двойного туннеля. В работе [10] изучены характеристики вентиляционного потока в сверхбольших подземных туннелях и сделан вывод, что минимальная скорость воздуха должна быть больше 0,15 м/с, чтобы снизить концентрацию оксида азота ниже предельно-допустимого значения в течение 20 минут. Авторами работы [11] на основании вычислительной гидрогазодинамики получена аналитическая модель, описывающая максимальное эффективное расстояние проветривания забоя тоннеля. Получены эмпирические коэффициенты, используемые в модели. В работе [12] проведены исследования влияния утечек в вентиляционном трубопроводе на распределение концентраций газов от взрывных работ. Показано, что утечка воздуха снижает пик распределения загрязняющих веществ и ускоряет выброс вредных газов, однако этот эффект уменьшается по мере удаления от устья трубопровода.

В работе [13] проведены исследования максимальной длины проветривания тупиковой выработки за счет турбулентной диффузии. На основе численного моделирования было показано, что для выработки длиной 20 м, шириной 6,6 м и высотой 3 м максимальная длина проветривания тупиковой горной выработки составляет 12 м. Такая величина достигалась при скорости воздуха в сквозной выработке 1,35 м/с. Результаты исследования согласуются с данными эксперимента, проведенного в [14].

Коллектив Горного института УрО РАН в [15–17] проводил исследования условий проветривания тупиковых выработок, в том числе и большого сечения, с использованием математического моделирования. В работе [15] на основании аналитического моделирования определены эффективные условия использования источников тяги для проветривания выработок большого сечения. В работах [16, 17] с использованием математического моделирования показано, что процесс проветривания тупиковой выработки происходит медленнее, чем это описывает модель идеального смешения, ввиду присутствия в структуре воздушных потоков отдельных вихрей и застойных зон с пониженным массообменом с другими потоками.

Указанные исследования рассматривают процесс проветривания как тупиковых выработок, так и тупиковых очистных камер, однако детальных исследований проветривания камер сложной геометрии (в условиях изменяющегося навала руды) в существующей литературе нет. В связи с вынужденным нахождением машиниста погрузочно-доставочной машины в процессе отгрузки руды на исходящей загрязненной струе воздуха исследование безопасности ведения работ с точки зрения проветривания является актуальной проблемой добычи полезных ископаемых в камерах сложной геометрии. Экспериментальные исследования проветривания тупиковых камерообразных горных выработок сопряжены с рядом трудностей, главная из которых – невозможность нахождения человека в очистном пространстве в момент замеров. Наиболее доступным способом изучения процесса проветривания тупиковых выработок большого сечения является математическое моделирование.

Численное моделирование

Для моделирования процесса накопления и выноса вредных компонентов из камерного пространства, образующихся при работе машин с двигателем внутреннего сгорания, использовано численное моделирование. В частности, использован программный комплекс ANSYS. Задача решается методом осреднения по Рейнольдсу уравнения Навье–Стокса (RANS). Для учета режима развитой турбулентности протекания воздуха в горных выработ-

ках используется стандартная k-ε модель. Выбор модели турбулентности обусловлен ранее проведенными исследованиями. В работе [18] рассмотрена задача проветривания тупиковой очистной камеры, использованы различные модели турбулентности и доказано, что стандартная k-ε модель турбулентности позволяет рассчитать многие турбулентные течения с приемлемой для задач рудничной вентиляции точностью и дает достаточно хорошую сходимость результатов. Интенсивность турбулентности при этом на входе в расчетную область составляет 2 %, масштаб вихрей – 20 см.

В качестве геометрии исследуемой области выбрана обобщенная очистная тупиковая камера, геометрические параметры которой соответствуют параметрам очистных тупиковых горных выработок подземных рудников Талнахского рудного узла (РФ, Красноярский край):

- площадь сечения нарезной выработки, соответствует минимально возможной для проезда шахтного автосамосвала и навешивания вентиляционного трубопровода – 36 м²;
- максимальная высота камерного пространства, соответствует высоте подэтажа – 15 м;
- ширина камерного пространства, соответствует ширине ленты – 8 м;
- длина камерного пространства – 30 м;
- диаметр вентиляционного трубопровода – 1 м.

Исследуемая геометрия построена с учетом постепенной уборки горной массы вследствие ведения взрывных работ. Смещение навала руды происходит к концу камерного пространства вследствие постепенной уборки руды погрузочно-доставочной машиной (рис. 2). Навал руды геометрически представляет собой треугольную призму, т. к. взрывные работы осуществляются в кровлю нарезной выработки, образуя камерное пространство. Высота навала изменяется от 14 до 0 м с шагом в 1 м. Дополнительно в диапазоне между величиной навала руды 12 и 14 м исследовано изменение высоты с шагом 0,25 м.

Моделирование осуществлено для трех случаев, отличающихся скоростями газовой среды. На выходе из вентиляционного става задается скорость воздуха, соответствующая подаче:

- 17,25 кг/с воздуха в первом случае;
- 23 кг/с воздуха во втором случае;
- 28,75 кг/с воздуха в третьем случае.

Источник газовой выделения представлен сферой диаметром 1 м с целью упрощения расчета. В качестве газа выбран оксид углерода (CO). Скорость движения газовой смеси соответствует выделению 0,23 кг/с газа. Концентрация газа при этом соответствует 75, 100 и 125 предельно-допустимым концентрациям (в первом, втором и третьем случаях соответственно).

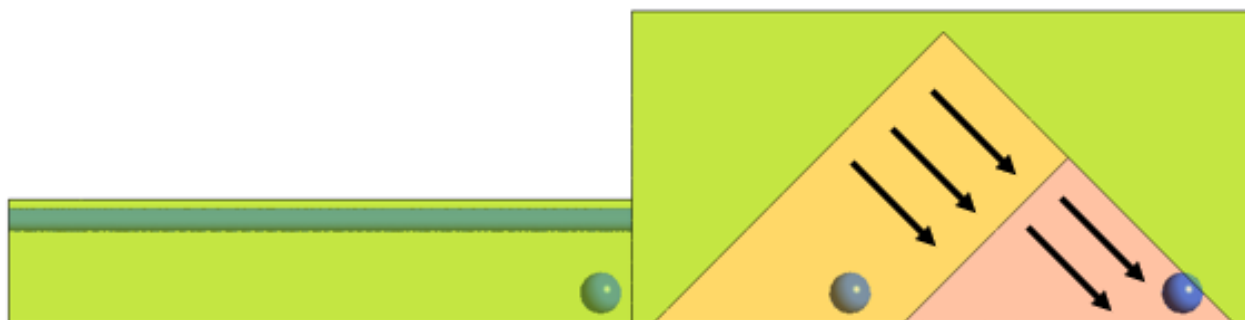


Рис. 2. Смещение навала руды в исследуемой геометрии
Fig. 2. Ore pile displacement in the research geometry

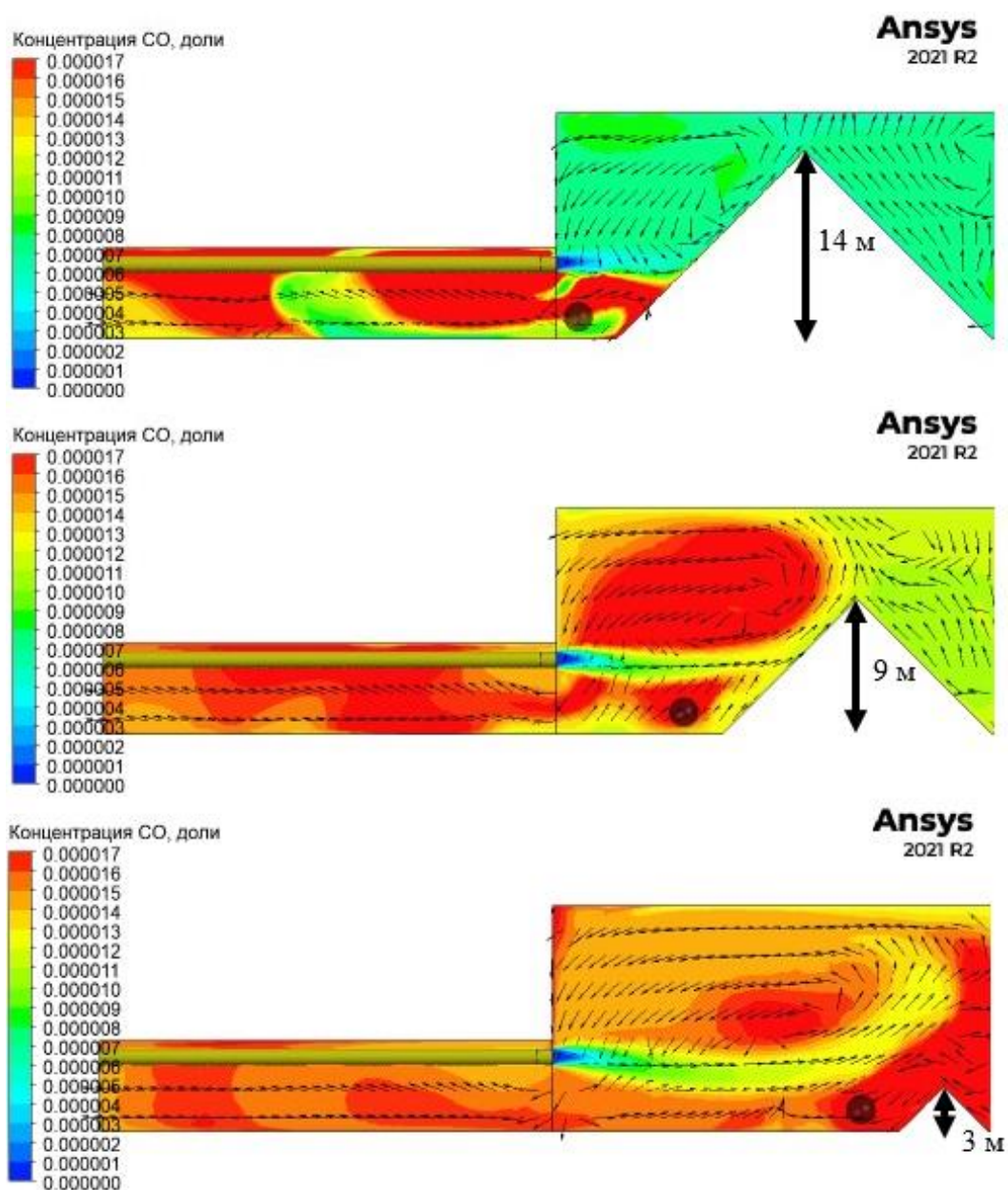


Рис. 3. Распределение концентраций газа в продольном разрезе по оси трубопровода для камеры сложной геометрии с навалом руды высотой 14, 9 и 3 м
Fig. 3. Distribution of gas concentrations in longitudinal section along the pipeline axis for complex geometry chamber with ore pile of 14, 9 and 3 m high

Массовый расход и концентрация выхлопных газов подобраны таким образом, чтобы подаваемого расхода воздуха было достаточно для разжижения до предельно-допустимой концентрации.

Результаты моделирования

Моделирование осуществляется в нестационарной постановке. Время работы техники с двигателем внутреннего сгорания в очистном пространстве камеры составляет 600 с. На рис. 3 показан продольный разрез исследуемой геометрии по оси трубопровода в конечный момент времени.

На рисунке видно, что если при малых высотах навала руды в выработке формируется единый вихрь, проветривающий всё ее пространство, то при достаточно больших навалах руды (9 м и более) ситуация изменяется – за навалом формируется застойная зона, в которой могут существовать один или несколько вихрей с относительно малой интенсивностью переноса массы. Наибольшие концентрации газа наблюдаются в камерном пространстве до навала руды и выносятся в разрезную выработку, где расположено рабочее место машиниста. Но при этом циркулирующий в основном вихре газ, выделяющийся из источника, может попадать в застойную область за навалом руды и находиться там продолжительное время.

С целью оценки величины концентраций на рабочем месте машиниста построены графики изменения средней по сечению концентрации вредных компонентов выхлопных газов на выходе из раз-

резной выработки для различных высот навала руды. На рис. 4 представлены графики изменения концентраций.

Кривые на рисунке имеют колебательный характер ввиду нестационарности вихрей в разрезной выработке, однако если усреднить высокочастотные колебания концентрации газа, то можно получить основной экспоненциальный тренд изменения концентрации газа при проветривании тупиковых выработок. Это согласуется с работой [19], где показано, что концентрации газа возрастают и снижаются по экспоненциальному закону.

С целью определения закономерностей возрастания концентраций газа в условиях изменяющегося объема навала руды полученные графики изменения концентрации вредных компонентов выхлопных газов обработаны на предмет исключения кратковременных колебаний малой амплитуды и далее аппроксимированы в программном комплексе Wolfram Mathematica. Зависимость возрастания концентрации газа от времени в тупиковой горной выработке имеет экспоненциальный характер [19]:

$$C(t) = C_{\max} - C_{\max} \cdot e^{-\frac{k_T \cdot Q}{V} \cdot t}, \quad (1)$$

где $C(t)$ – зависимость изменения концентрации газа от времени t ; C_{\max} – максимально возможная концентрация газа; k_T – коэффициент турбулентной диффузии струи; Q – объемный расход воздуха, подаваемого на проветривание, м³/с; V – проветриваемый объем тупиковой выработки, м³.

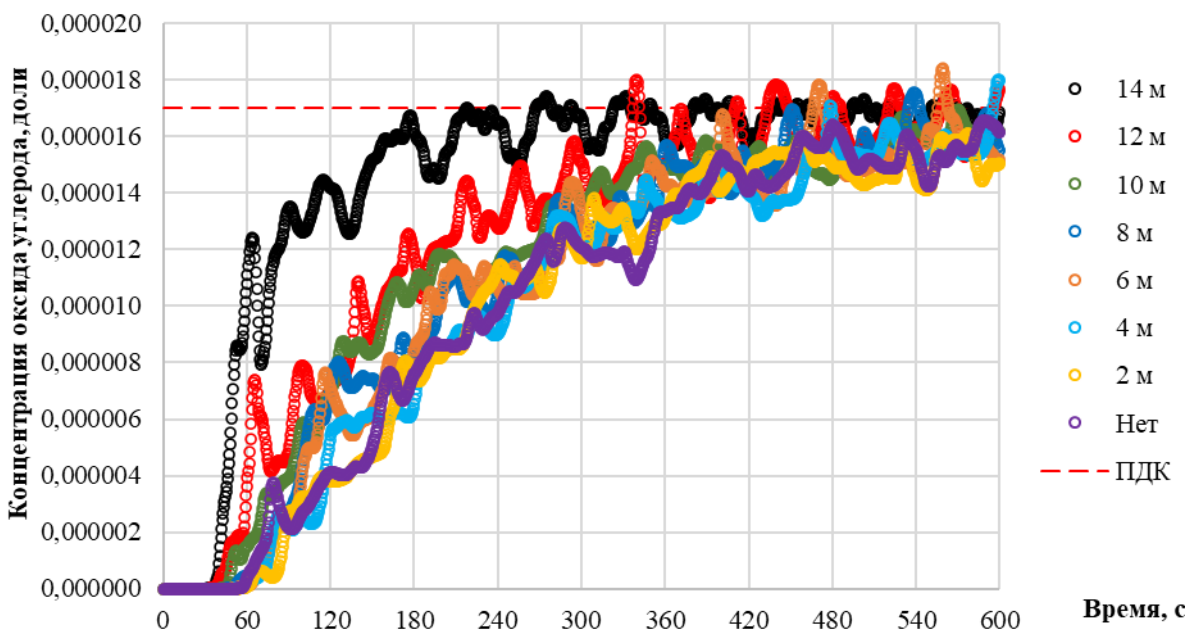


Рис. 4. Графики изменения концентрации вредных компонентов выхлопных газов на выходе из разрезной выработки для различных высот навала руды от времени работы техники в очистном пространстве

Fig. 4. Graphs of the change in the concentration of harmful exhaust gas components at the outlet of the split mine for different ore pile heights from the time of operation of the equipment in the treatment space

Максимально возможная концентрация газа определяется согласно закону сохранения масс с использованием параметров газовыделения техники с двигателем внутреннего сгорания [20]:

$$C_{\max} = \frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{k_T \cdot Q}, \quad (2)$$

где g_{ex} – объемный расход выхлопных газов машины, м³/с; C_{ex} – концентрация вредных компонентов в выхлопных газах машины.

Модель, описанная уравнением (1), включает понятие «коэффициент турбулентной диффузии струи», которое не совпадает с общепринятым термином коэффициента турбулентной диффузии в гидрогазодинамике. В настоящей работе данный коэффициент назван «коэффициентом эффективности проветривания». В исследованиях [21, 22] коэффициент эффективности проветривания неоднократно определен и находится вблизи единицы.

В настоящем исследовании, как и в [21, 22], зависимости концентрации газа на выходе из разрезной выработки аппроксимированы с использованием следующей функции:

$$C(t) = \frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{k_T \cdot Q} - \left(\frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{k_T \cdot Q} - C_0 \right) \cdot e^{-\frac{k_T \cdot Q}{k_V \cdot V} t}, \quad (3)$$

где g_{ex} , C_{ex} , C_0 , Q , V – известные параметры; k_T , k_V – коэффициент эффективности проветривания и поправочный объемный коэффициент (искомые параметры аппроксимации).

Функция (3) получена путем объединения классической зависимости возрастания газа по Вороницу (1) и результатов исследований В.П. Пьяникова [20] в области максимально возможного значения концентрации газа в тупиковой выработке при работе погрузочно-доставочной машины, описанного выражением (2).

Результаты аппроксимации представлены в табл. 1.

По результатам аппроксимации полученных значений средней концентрации газа на выходе из разрезной выработки для различных высот навала руды значение коэффициента турбулентной диффузии свободной струи воздуха для условий протяженной тупиковой очистной камеры рудников Талнахского рудного узла равно единице (при условии подачи требуемого количества воздуха в рабочую зону). С учетом этого произведена аппроксимация полученных зависимостей по следующей функции:

$$C(t) = \frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{Q} - \left(\frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{Q} - C_0 \right) \cdot e^{-\frac{Q}{k_V \cdot V} t}. \quad (4)$$

Функция (4) получена из функции (3) путем приравнивания коэффициента эффективности проветривания к единице. На рис. 5 представлен график зависимости поправочного объемного коэффициента от отношения высоты навала к общей высоте камеры.

Таблица 1. Результаты определения искомых параметров аппроксимации для первого случая (подача 23 кг/с воздуха)

Table 1. Results of determination of the required approximation parameters for the first case (23 kg/s air supply)

Параметры аппроксимации Approximation parameters	k_T	k_V	R^2
Высота навала, м Height of ore, m			
Без навала Height of ore=0	0,9631	1,1300	0,9968
1	0,9619	1,1009	0,9968
2	1,0114	1,0186	0,9965
3	1,0051	0,9827	0,9961
4	1,0029	1,0070	0,9969
5	1,0132	0,9354	0,9935
6	1,0421	0,8773	0,9950
7	1,0425	0,9011	0,9943
8	1,0417	0,8737	0,9962
9	1,0434	0,8437	0,9975
10	1,0561	0,8444	0,9979
11	1,0294	0,8221	0,9948
12	1,0244	0,7939	0,9955
12,25	1,0428	0,644	0,9784
12,5	1,0319	0,4964	0,9810
12,75	1,0518	0,3593	0,9751
13	1,0409	0,2443	0,9795
13,25	1,0707	0,2738	0,9892
13,5	1,0430	0,2260	0,9809
13,75	1,0412	0,2390	0,9817
14	1,1661	0,0054	0,9689

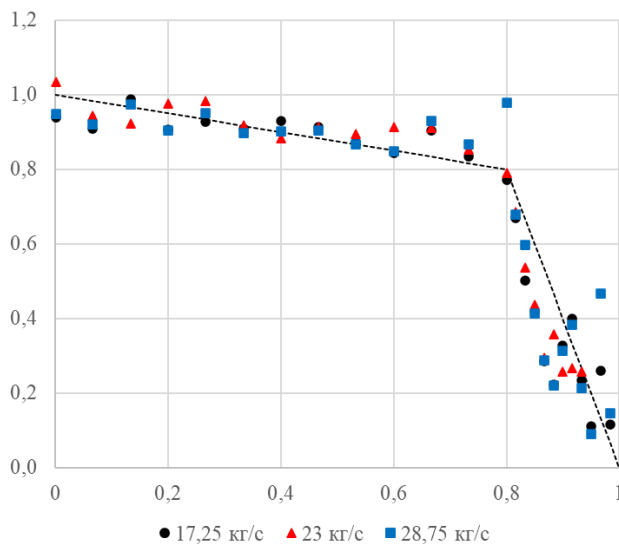


Рис. 5. Зависимость поправочного объемного коэффициента (ордината) от отношения высоты навала к общей высоте камеры (абсцисса)

Fig. 5. Dependence of the volumetric correction factor (ordinate) on the ratio of the pile height to the total chamber height (abscissa)

По результатам аппроксимации полученных значений средней концентрации газа на выходе из разрезной выработки для различных высот навала

руды и различных массовых расходов воздуха из вентиляционного трубопровода значение поправочного объемного коэффициента лежит в пределах от 0,1 до 1. Как видно из рис. 5, при соотношении высоты навала к общей высоте камеры от 0 до 0,8 значение поправочного объемного коэффициента находится в пределах 0,8...1. При соотношении выше 0,8 значение поправочного объемного коэффициента резко снижается. Это связано с уменьшением фактического объема проветривания ввиду условного разделения камерного пространства на два принципиально различных с точки зрения проветривания объема (рис. 3).

Как видно из рис. 5, вид зависимости поправочного объемного коэффициента от соотношения высоты навала руды к общей высоте камерного пространства – кусочно-непрерывная, с точкой смены при относительной высоте навала 0,8. Полученные на графике, представленном на рис. 5, значения аппроксимированы. Определенная зависимость следующая:

$$k_V = \begin{cases} -0,25 \frac{H_n}{H_k} + 1, \frac{H_n}{H_k} \leq 0,8 \\ -4 \frac{H_n}{H_k} + 4, \frac{H_n}{H_k} > 0,8' \end{cases} \quad (5)$$

где H_n – высота навала руды, м; H_k – высота очистного пространства камеры, м.

Необходимо отметить, что относительная высота навала свыше 0,8 на практике имеет достаточно короткий жизненный цикл. Объем навала руды в пределах относительной высоты 0,8...1 составляет 36 % от общего объема руды. Более того, технологический процесс выстроен так, чтобы уборка горной массы производилась в течение одной смены. Таким образом, две трети времени работы по отгрузке руды относительная высота навала лежит в пределах 0...0,8. Поэтому практическую значимость имеет только первая часть зависимости (5).

С учетом первой части полученной зависимости (5) при $\frac{H_n}{H_k} \leq 0,8$ аналитическая модель выноса газов из очистного пространства тупиковой камеры принимает вид:

$$C(t) = \frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{q} - \left(\frac{g_{ex} \cdot C_{ex}}{q} - C_0 \right) \cdot e^{-\frac{q}{(-0,25 \frac{H_n}{H_k} + 1) \cdot V} \cdot t} \quad (6)$$

Полученная зависимость возрастания концентрации газа на рабочем месте горнорабочего позволяет перейти к вычислению максимального времени нахождения техники в пространстве очистной камеры, не превышая предельно-допустимых значений концентрации газа согласно правилам безопасности. Однако следует учесть тот факт, что полученная зависимость описывает среднюю концентрацию. При анализе данных, представленных на рис. 4, можно заметить, что реальные показатели концентрации могут существенно отличаться от

среднего значения (как в меньшую, так и в большую сторону). Произведена оценка относительного отклонения осциллирующих концентраций, полученных по результатам численного моделирования, от усредненной кривой временной динамики концентраций газа согласно аналитической модели (6). Оценка отклонений произведена только для значений, превышающих предельно-допустимую концентрацию. Результаты представлены в табл. 2.

Таблица 2. Максимальное относительное отклонение осциллирующих концентраций, полученных по результатам численного моделирования, от усредненной кривой временной динамики концентраций газа согласно аналитической модели

Table 2. Maximum relative deviation of the oscillating concentrations obtained from the results of numerical simulation from the averaged curve of the time dynamics of gas concentrations according to the analytical model

Величина навала руды, м Height of ore, m	0	2	4	6	8	10	12	14
Максимальное относительное отклонение, % Maximum relative deviation, %	0	0	13	14	9	0	17	3

Для учета колебательного эффекта динамики концентраций при вычислении максимального времени нахождения техники в пространстве очистной камеры необходимо концентрацию, полученную по модели (6) (6), скорректировать на коэффициент неравномерности выноса газа, вызванный пространственной неоднородностью распределения векторного поля скорости и концентрации газа в очистном пространстве камеры. Его значение, исходя из анализа табл. 2, с учетом максимально возможного 17%-го превышения в простейшем случае может быть принято равным 1,17.

Заключение

В работе проведена серия численных расчетов проветривания тупиковой очистной выработки. Полученные численные зависимости изменения средней концентрации выхлопных газов на выходе из разрезной выработки от времени позволили определить коэффициент эффективности проветривания, используемый в аналитической модели, – он может быть принят равным единице.

Получена зависимость поправочного объемного коэффициента от соотношения высоты навала руды к общей высоте камерного пространства. Она кусочно-непрерывная, с точкой смены при относительной высоте навала 0,8. Каждая из частей носит линейный характер.

Аналитическая модель скорректирована на по- тношения высоты навала руды к общей высоте ка-
правочный объемный коэффициент, зависящий от мерного пространства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. Аэрология калийных рудников. – Свердловск: УрО АН СССР, 1990. – 251 с.
2. Лайгна К.Ю. Математическое моделирование диффузионных процессов вентиляции штреко- и камерообразных выработок. – Таллин: НИИ СВЦ, 1979. – Т. 1. – 231 с.
3. Лайгна К.Ю., Блюм М.Ф., Виурлайд А.Х. Турбулентная диффузия в стратифицированных потоках подземных выработок // ФТПРПИ. – 1988. – № 1. – С. 96–98.
4. Лайгна К.Ю., Поттер Э.А. Турбулентное струйное течение воздуха в сквозных выработках // ФТПРПИ. – 1989. – № 3. – С. 91–101.
5. Аэрогазодинамические закономерности проветривания строящихся тоннелей / А.Н. Качурин, О.А. Афанасьев, Г.Л. Апете, В.П. Стась // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 3. – С. 230–243.
6. Comparison of ventilation methods used during tunnel construction / X. Chang, J. Chai, Z. Xu, Y. Qin // Engineering Applications of Computational Fluid Mechanics. – 2019. – Vol. 14. – № 1. – P. 107–121.
7. Tunnel ventilation during construction and diffusion of hazardous gases studied by numerical simulations / X. Chang, J. Chai, J. Luo, Y. Qin, Z. Xu, J. Cao // Building and Environment. – 2020. – Vol. 177. – P. 106902.
8. Diffusion characteristics of airflow and CO in the dead-end tunnel with different ventilation parameters after tunneling blasting / J. Wang, Y. Xue, J. Xiao, D. Shi // ACS Omega 2023. – 2023. – Vol. 8. – № 39. – P. 36269–36283.
9. Air flow behavior and gas dispersion in the recirculation ventilation system of a twin-tunnel construction / Y. Fang, J. Fan, B. Kenneally, M. Mooney // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2016. – Vol. 58. – P. 30–39.
10. Li M., Aminossadati S.M., Wu C. Numerical simulation of air ventilation in super-large underground developments // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2016. – Vol. 52. – P. 38–43.
11. A discussion on the effective ventilation distance in dead-end tunnels / M. Garcia-Diaz, C. Sierra, C. Miguel-Gonzalez, B. Pereiras // Energies. – 2019. – Vol. 12. URL: <https://www.mdpi.com/1996-1073/12/17/3352> (дата обращения 16.10.2023).
12. Numerical simulation of tunnel ventilation considering air leakage mechanism of air duct / X. Chang, C. Jaturapitakkul, J. Ren, R. Yang. URL: <https://doi.org/10.21203/rs.3.rs-3247155/v1> (дата обращения 16.10.2023)
13. Feroze T. An initial investigation of room and pillar ventilation using CFD // 24th international mining congress and exhibition of turkey. – Antalya, Turkey, 2015. – P. 1–8.
14. Meyer C.F. The effect of last through road air velocities on unventilated headings: Project no. CC8E10. – Republic of South Africa: Chamber of Mines Research Organisation (COMRO), 1989. – 15 p.
15. Казаков Б.П., Шалимов А.В., Левин Л.Ю. Проветривание выработок большого сечения с помощью вентиляторных установок, работающих без перемычки // Известия ТулГУ. Науки о земле. – 2010. – № 2. – С. 89–97.
16. Файнбург Г.З., Семин М.А., Исаевич А.Г. Взаимосвязь физических механизмов, математических моделей и технических способов проветривания тупиковых горных выработок // Горное эхо. – 2020. – Т. 80. – № 3. – С. 131–137.
17. Файнбург Г.З., Исаевич А.Г. Анализ микроциркуляционных потоков между микрозонами в забое тупиковых комбайновых выработок калийных рудников при различных способах проветривания // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 3. – С. 58–73.
18. Kolesov E.V., Nakaryakov E.V. Selection of turbulence model in ventilation modeling for blind stopes // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2021. – Vol. 773. – № 1. – P. 012071.
19. Воронин В.Н. Основы рудничной аэро-газодинамики. – М.; Л.: Углетехиздат, 1951. – 492 с.
20. Пьянников В.П. Повышение эффективности проветривания тупиковых горных выработок при работе погрузочно-доставочных (транспортных) машин с двигателями внутреннего сгорания: дис. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2005. – 198 с.
21. Анализ закономерностей накопления и выноса выхлопных газов от машин с двигателем внутреннего сгорания в тупиковых камерообразных горных выработках / Е.В. Накаряков, М.А. Семин, Е.Л. Гришин, Е.В. Колесов // Безопасность труда в промышленности. – 2021. – № 5. – С. 41–47.
22. Nakaryakov E.V., Grishin E.L. Ventilation in long blind stopes during operation of load-haul-dumpers with combustion engines // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2021. – Vol. 773. – № 1. – P. 012077.

Информация об авторах

Евгений Вадимович Накаряков, инженер отдела аэрологии и теплофизики Горного института Уральского отделения Российской академии наук – филиала Пермского федерального исследовательского центра Уральского отделения Российской академии наук, Россия, 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78А. nakariakov.ev@gmail.com, <https://orcid.org/0009-0005-8950-3951>

Евгений Леонидович Гришин, кандидат технических наук, заведующий сектором аэрологической безопасности Горного института Уральского отделения Российской академии наук – филиала Пермского федерального исследовательского центра Уральского отделения Российской академии наук, Россия, 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78А. aerogev@mail.ru, <https://orcid.org/0000-0002-1091-3976>

Лев Юрьевич Левин, доктор технических наук, профессор, член-корреспондент РАН, заведующий отделом аэрологии и теплофизики Горного института Уральского отделения Российской академии наук – филиала Пермского федерального исследовательского центра Уральского отделения Российской академии наук, Россия, 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78А. aerolog_lev@mail.ru, <https://orcid.org/0000-0003-0767-9207>

Поступила в редакцию: 27.10.2023

Поступила после рецензирования: 21.11.2023

Принята к публикации: 03.09.2024

REFERENCES

1. Medvedev I.I., Krasnoshtein A.E. *Aerology of potash mines*. Sverdlovsk, UrO AN SSSR Publ., 1990. 251 p. (In Russ.)
2. Laygna K.Yu. *Mathematic modelling of diffusion processes of drift- and stope mines ventilation*. Tallin, NII SVC Publ., 1979. Vol. 1, 231 p. (In Russ.)
3. Laygna K.Yu., Blum M.F., Viirlayd A.Kh. Turbulent diffusion in stratified flows of underground mines. *Journal of Mining Science*, 1988, no 1, pp. 96–98. (In Russ.)
4. Laygna K.Yu., Potter E.A. Turbulent jet flow of air in through mines. *Journal of Mining Science*, 1989, no. 3, pp. 91–101. (In Russ.)
5. Kachurin A.N., Afanasiev O.A., Apete G.L., Stas V.P. Aerogas dynamic regulations ventilation of constraction tunnels. *Izvestiya of the Tula state University. earth science*, 2020, no. 3, pp. 230–243. (In Russ.)
6. Chang X., Chai J., Xu Z., Qin Y. Comparison of ventilation methods used during tunnel construction. *Eng Appl Comput*, 2019, vol. 14, pp. 107–121.
7. Chang X., Chai J., Luo J., Qin Y., Xu Z., Cao J. Tunnel ventilation during construction and diffusion of hazardous gases studied by numerical simulations. *Building and Environment*, 2020, vol. 177, art. no. 106902. DOI: 10.1016/j.buildenv.2020.106902
8. Wang J., Xue Y., Xiao J., Shi D. Diffusion characteristics of airflow and CO in the dead-end tunnel with different ventilation parameters after tunneling blasting. *ACS Omega*, 2023, vol. 39, pp. 36269–36283. DOI: 10.1021/acsomega.3c04819
9. Fang Y., Fan J., Kenneally B., Mooney M. Air flow behavior and gas dispersion in the recirculation ventilation system of a twin-tunnel construction. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2016, vol. 58, pp. 30–39. DOI: 10.1016/j.tust.2016.04.006
10. Li M., Aminossadati S.M., Wu C. Numerical simulation of air ventilation in super-large underground developments. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2016, vol. 52, pp. 38–43. DOI: 10.1016/j.tust.2015.11.009
11. Garcia-Diaz M., Sierra C., Miguel-Gonzalez C., Pereiras B. A Discussion on the effective ventilation distance in dead-end tunnels. *Energies*, 2019, vol. 12, pp. 3352. Available at: <https://www.mdpi.com/1996-1073/12/17/3352> (accessed 16 October 2023).
12. Chang X., Jaturapitakkul C., Ren J., Yang R. *Numerical simulation of tunnel ventilation considering air leakage mechanism of air duct*. Available at: <https://doi.org/10.21203/rs.3.rs-3247155/v1> accessed 16 October 2023).
13. Feroze T. An initial investigation of room and pillar ventilation using CFD. *24th international mining congress and exhibition of turkey*. Antalya, Turkey, 2015. pp. 1–8.
14. Meyer C.F. *The effect of last through road air velocities on unventilated headings*. Republic of South Africa, Project Chamber of Mines Research Organisation (COMRO), no. CC8E10, 1989. 15 p.
15. Kazakov B.P., Shalimov A.V., Levin L.Yu. Ventilating large cross-section tunnels with using ventilator working without a brattice. *Izvestiya of the Tula state University. earth science*, 2010, no. 2, pp. 89–97. (In Russ.)
16. Fainbug G.Z., Semin M.A., Isaevich A.G. Interrelation of physical mechanisms, mathematical models and technical methods of ventilation of dead-end stopes. *Mining echo*, 2020, no. 3 (80), pp. 131–137. (In Russ.)
17. Fainbug G.Z., Isaevich A.G. Analysis of microcirculation flows between microzones in face areas of blind shear stopes in potash mines with different ventilation methods. *Mining information and analytical bulletin (scientific and technical journal)*, 2020, vol. 3, pp. 58–73. (In Russ.)
18. Kolesov E.V., Nakaryakov E.V. Selection of turbulence model in ventilation modeling for blind stopes. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 2021, vol. 773, no. 1, p. 012071.
19. Voronin V.N. *Fundamentals of the mine aero-gas dynamics*. Moscow, Leningrad, Ugletekhizdat Publ., 1951. 492 p. (In Russ.)
20. Pyannikov V.P. *Improving the efficiency of airing dead-end mine workings during operation of load-hual-dump machinery with internal combustion engines*. Cand. Diss. Yekaterinburg, 2005. 198 p. (In Russ.)
21. Nakaryakov E.V., Semin M.A., Grishin E.L., Kolesov E.V. Analysis of the regularities of accumulation and removal of the exhaust gases from the combustion-engined vehicles in the dead-end chamber-like mine workings. *Occupational Safety in Industry*, 2021, no. 5, pp. 41–47. (In Russ.)
22. Nakaryakov E.V., Grishin E.L. Ventilation in long blind stopes during operation of load-haul-dumpers with combustion engines. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 2021, vol. 773, no. 1, p. 012077.

Information about the authors

Evgenii V. Nakariakov, Engineer, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, 78a, Sibirskaya street, Perm, 614007, Russian Federation. nakariakov.ev@gmail.com, <https://orcid.org/0009-0005-8950-3951>

Evgenii L. Grishin, Cand. Sc., Head of the Aerologic Safety Sector, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, 78a, Sibirskaya street, Perm, 614007, Russian Federation. aeroevg@mail.ru, <https://orcid.org/0000-0002-1091-3976>

Lev Yu. Levin, Dr. Sc., Professor, Correspondent Member of the Russian Academy of Sciences, Head of the Aerology and Thermophysics Department Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, 78a, Sibirskaya street, Perm, 614007, Russian Federation. aerolog_lev@mail.ru, <https://orcid.org/0000-0003-0767-9207>

Received: 27.10.2023

Revised: 21.11.2023

Accepted: 03.09.2024