



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-86>

УДК 622.817.4



Исследование динамики газовой обстановки подземных выработок после проведения взрывных работ

Д. В. Ольховский , О. С. Паршаков , С. А. Бублик 

Горный институт Уральского отделения РАН, г. Пермь, Российская Федерация

 demexez@gmail.com

Аннотация

Определение источников выделения опасных и ядовитых веществ в рудничную атмосферу, их газового состава, а также обеспечение каждого такого источника загрязнения требуемым количеством свежего воздуха – важные вопросы с точки зрения обеспечения нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда горнорабочих. В настоящей работе на примере протяженной тупиковой разведочной выработки и подготовительной разрезной выработки медно-никелевого рудника проводится исследование одного из наиболее опасных источников загрязнения – взрывных работ, к которым в соответствии с Федеральными нормами и правилами (ФНиП) предъявляется ряд требований, в том числе осуществление контроля газовой обстановки в забое.

В работе проведено исследование динамики газовой обстановки в тупиковых горных выработках после проведения в них взрывных работ. Исследования выполнены с учетом экспериментальных данных, полученных в условиях двух тупиковых выработок действующего медно-никелевого рудника. Разработана методика проведения экспериментальных исследований газовой обстановки после взрывных работ в тупиковой выработке. Даны основные технические характеристики инструментальной базы, задействованной при проведении натурных измерений. Выявлены зависимости изменения концентраций ядовитых газов после взрывных работ в устье взрывающейся выработки, на исходящей струе воздуха и у вентилятора местного проветривания. Для оценки достоверности полученных данных произведен расчет объема выделившихся окислов углерода по данным газоанализаторов и химическим формулам разложения взрывчатых веществ при детонации в зависимости от типа и массы взрывчатых веществ. Описана, построена и откалибрована модель переноса газовой обстановки с учетом продольной дисперсии. Для моделирования постепенного выноса ядовитых газов из забоя выработки и задачи граничного условия применяется модель Воронина. На основе экспериментальных данных определены коэффициенты продольной дисперсии, эффективности проветривания и объемная концентрация рассматриваемой газовой примеси в зоне перемешивания в начальный момент времени для протяженной тупиковой выработки.

Построенная газодинамическая модель и полученные в результате анализа коэффициенты продольной дисперсии позволяют выполнять анализ времени проветривания протяженных тупиковых выработок. На основе полученной модели ведется усовершенствование алгоритма расчета скорости распространения в вентиляционной сети рудника продуктов горения при аварийных ситуациях, а также уточнение коэффициента продольной дисперсии для различных условий ведения работ.

Определено время проветривания тупиковой выработки по результатам моделирования газораспределения при удалении забоя выработки на 1500 м.

Ключевые слова

рудничная вентиляция, газораспределение, ядовитые газы, взрывные работы, мониторинг, математическая модель, проветривание протяженной тупиковой выработки, коэффициент продольной дисперсии, время проветривания

Благодарности

Исследование выполнено при финансовой поддержке РНФ в рамках проекта № 19-77-30008.

Для цитирования

Olkhovskiy D. V., Parshakov O. S., Bublik S. A. Study of gas hazard pattern in underground workings after blasting. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):47–58. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-86>



SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

Study of gas hazard pattern in underground workings after blasting

D. V. Olkhovskiy , O. S. Parshakov , S. A. Bublik 

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

 demexez@gmail.com

Abstract

Determining the sources of hazardous and toxic substances released into mine air, their gas composition, as well as providing each such source of pollution with the required amount of fresh air are important issues in terms of ensuring normal healthy and safe working conditions for miners. This paper studies blasting as one of the most dangerous sources of mine air pollution. The study was carried out for a long dead-end exploration working, and a development (preparatory) working of a copper-nickel mine. In accordance with the federal rules and regulations (FNIIP), a number of requirements, including monitoring of gas hazard at a face, is applied to blasting operations.

The study examined the behavior of gas-air mixture in dead-end mine workings after blasting. The findings are based on the experimental data obtained in the conditions of two dead-end workings at an operating copper-nickel mine. A technique for the experimental studies of gas release after blasting in a dead-end working was developed. The main technical characteristics of the instruments involved in the in-situ measurements are given. Time dependences of the concentrations of toxic gases after blasting at the blasted working mouth, at the return ventilation current, and near a booster were established. In order to assess the reliability of the data obtained, the volume of released carbon oxides was calculated based on the data of gas analyzers and chemical reactions of explosives decomposition during detonation, depending on the types and weights of the explosives. A model of gas-air mixture transfer was described, constructed, and calibrated allowing for longitudinal dispersion. The Voronin model was used to simulate the gradual removal of toxic gases from the working face and solving the problem of boundary conditions. Based on experimental data, the coefficients of longitudinal dispersion, ventilation efficiency, and volume concentration of the considered gas admixture in the mixing zone at initial time were determined for a long dead-end mine working.

The constructed gas-dynamic model and longitudinal dispersion coefficients obtained as a result of the analysis enabled the time required for long dead-end mine workings ventilation to be analysed and estimated. Based on the model, the algorithm for calculating the velocity of spreading the combustion products in a mine ventilation network in emergency situations is being improved. The value of longitudinal dispersion coefficient for different operating conditions is also being refined.

Based on the gas distribution simulation within the interval of 1,500 m from a working face, the time required for the ventilation of a dead-end mine working was determined.

Keywords

mine ventilation, gas distribution, toxic gases, blasting, monitoring, mathematical model, ventilation of a long dead-end working, longitudinal dispersion coefficient, ventilation time

Acknowledgments

The research was carried out with the financial support of the Russian Science Foundation under the project No. 19-77-30008.

For citation

Olkhovskiy D.V., Parshakov O.S., Bublik S.A. Study of gas hazard pattern in underground workings after blasting. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):47–58. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-86>

Введение

Определение источников выделения опасных и ядовитых веществ в рудничную атмосферу, их газового состава, а также обеспечение каждого такого источника загрязнения требуемым количеством свежего воздуха – важные вопросы с точки зрения обеспечения нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда горнорабочих [1]. Газовый состав рудничной атмосферы зависит от ряда факторов (техногенных и природных источников загрязнения) [2]:

- способа отбойки горных пород;
- производства взрывных работ;
- применения горных машин и оборудования;
- газоносности горных пород;
- газодинамических характеристик горных пород.

В настоящей работе на примере протяженной тупиковой разведочной выработки и подготовительной разрезной выработки медно-никелевого рудника проводится исследование одного из наиболее опасных источников загрязнения – взрывных работ, к которым

в соответствии с Федеральными нормами и правилами (ФНиП) предъявляется ряд требований, в том числе осуществление контроля загазования забоя¹.

В задачи исследования входили:

- проведение натурных измерений динамики газового состава рудничного воздуха;
- моделирование газодинамических процессов в протяженной тупиковой выработке после выполнения в ней взрывных работ;
- определение коэффициентов продольной дисперсии, эффективности проветривания;
- определение на основе результатов моделирования изменения времени проветривания протяженной тупиковой выработки при ее дальнейшем развитии.

Результаты экспериментальных исследований позволили определить коэффициенты продольной дисперсии, эффективности проветривания и объемную концентрацию газа в зоне перемешивания в начальный момент времени для протяженной тупиковой выработки. В результате установлена скорость снижения концентраций ядовитых газов с учетом фактических параметров проветривания выработки – расхода воздуха, подаваемого в забой, и времени ее проветривания. На основании измерений определено количество газов, выделяющихся после взрыва. Результаты теоретических исследований позволили на основе разработанной и верифицированной газодинамической модели выработки оценить эффективность параметров ее проветривания с учетом перспективного развития горных работ.

Экспериментальные исследования в нарезной выработке

Общая схема проведения экспериментальных измерений заключалась в следующем: до начала проведения взрывных работ в тупиковых выработках в заранее определенных точках устанавливались портативные газоанализаторы в режиме записи показаний, а также проводились замеры расхода воздуха. В большинстве выработок точки замеров располагались в следующих местах (рис. 1):

точка 1 – на вентиляторе местного проветривания;

точка 2 – в устье выработки;

точка 3 – на исходящей струе воздуха, идущего из тупикового забоя.

Расположение газоанализатора в точке 1 позволяет оценить наличие и степень влияния на проветривание забоя рециркуляции ядовитых газов. Газоанализатор в точке 2 позволяет определить время, необходимое на проветривание тупиковой выработки, а также объем выделившихся газов. Газоанализатор в точке 3 позволяет оценить время выноса ядовитых газов и степень разбавления ядовитых газов исходящей струей с учетом дополнительного поступления свежего воздуха.

¹ Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения»: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 03.12.2020 г. № 494.

Согласно данной схеме испытания проводились в подготовительной нарезной выработке (Разрезной штрек 26-20-1). В качестве инструментальной базы применялись портативные газоанализаторы Dräger X-am 5600 с техническими характеристиками, представленными в табл. 1.

Количество воздуха определялось с помощью крыльчатого анемометра АПР-2 и лазерного дальномера Leica Disto X310. Основные технические характеристики приборов приведены в табл. 2.

При взрыве любого промышленного вещества образуются ядовитые газы в различных количествах [3]. Основными продуктами взрыва промышленных взрывчатых веществ являются: окислы углерода CO и CO₂, диоксид серы SO₂ и оксиды азота NO, NO₂ [4]. Измерение концентрации диоксида серы SO₂ в данной работе не проводилось по причине сильного влияния на показания датчиков газоанализаторов диоксида азота NO₂.

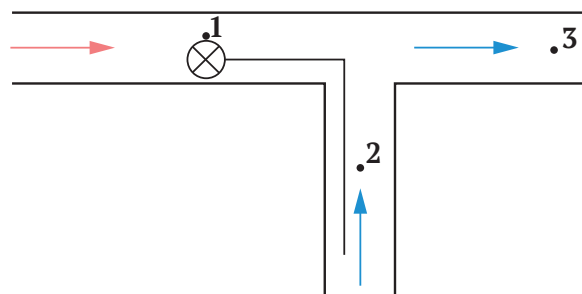


Рис. 1. Места расположения портативных газоанализаторов

Таблица 1
Технические характеристики газоанализаторов Dräger X-am 5600

Измеряемый газ	Диапазон измерений	Разрешение датчиков	Погрешность измерения	Инерционность датчиков
Метан CH ₄	0–100 % НПВ	0,1 % НПВ	± 5 % НКПР	До 15 с
Диоксида углерода CO ₂	0–5 об. %	0,01 об. %	± 10 %	До 15 с
Кислород O ₂	0–25 об. %	0,1 об. %	± 5 %	5–90 с
Оксид углерода CO	0–2000 ppm	1 ppm	± 15 %	5–90 с
Оксид азота NO	0–200 ppm	0,1 ppm	± 10 %	5–90 с
Диоксид азота NO ₂	0–50 ppm	0,1 ppm	± 15 %	5–90 с

Таблица 2
Технические характеристики анемометра и дальномера

Измеряемая величина	Диапазон измерений	Погрешность измерения
АПР-2		
Скорость воздуха	0,2–40 м/с	± (0,1 + 0,05·V) м/с
Leica Disto X310		
Длина	0,05–120 м	± 1,0 мм

В результате обработки данных портативных газоанализаторов для каждой точки замеров получены графики с временной динамикой концентрации ядовитых газов в выработке. На рис. 2–4 представлены графики изменения концентраций для оксида углерода CO и диоксида азота NO₂.

На рис. 5 представлены временные зависимости концентраций диоксида углерода CO₂. Существенного изменения концентраций кислорода O₂ и метана CH₄ зафиксировано не было (на графиках не представлены).

Время проветривания выработки до снижения концентрации ниже ПДК составило 130 мин, что значительно дольше разрешенного ФНиП времени (30 мин)². Из полученных результатов мониторинга концентраций ядовитых газов после взрывных работ можно сделать вывод о том, что вентилятор местного проветривания перед проведением взрывных работ был отключен и запущен только в 22:50, что означает отсутствие проветривания выработки активной стру-

² Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08.12.2020 г. № 505. 524 с.

ей воздуха в течение 110 мин. Это можно увидеть по кривой на рис. 3, где в момент включения ВМП концентрация ядовитых газов резко начинает снижаться. На исходящей струе воздуха (см. рис. 4) концентрация ядовитых газов наоборот резко выросла, что говорит о более быстром истечении ядовитых газов из тупиковой выработки и свидетельствует о включении ВМП. После включения ВМП концентрация через 20 мин достигла фоновых значений ядовитых газов, поступающих на проветривание, что говорит о достаточном уровне проветривания при условии постоянно работающего ВМП.

Кроме этого, анализ экспериментальных данных позволяет сделать некоторые выводы. На рис. 2 и 4 можно увидеть рост концентраций ($\approx 21:30$), который свидетельствует о поступлении ядовитых газов после взрывных работ с других выработок, что говорит о последовательном проветривании рабочих зон и ухудшении условий проветривания выработок. Пики диоксида углерода на рис. 5 после 23:20 предположительно вызваны началом работы в выработках техники с двигателями внутреннего сгорания. Концентрация диоксида азота в устье взрывающей выработки превысила предел измерения портативного газоанализатора (50 ppm).

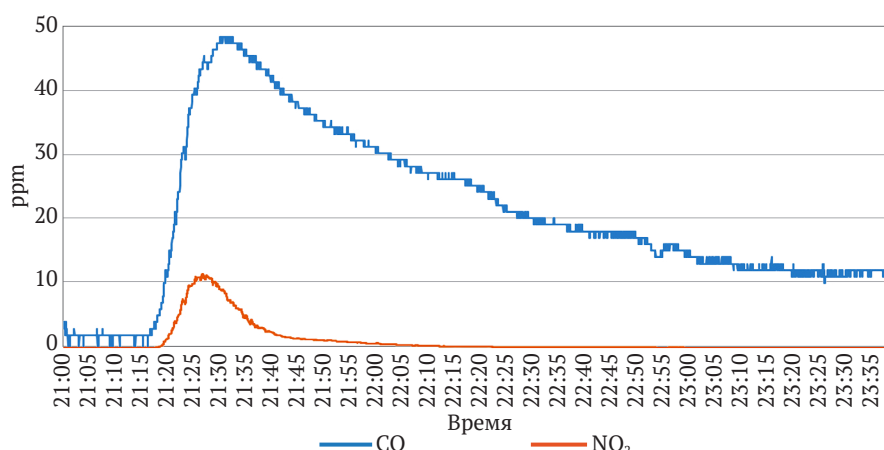


Рис. 2. Временная зависимость концентраций ядовитых газов у вентилятора местного проветривания (точка 1)

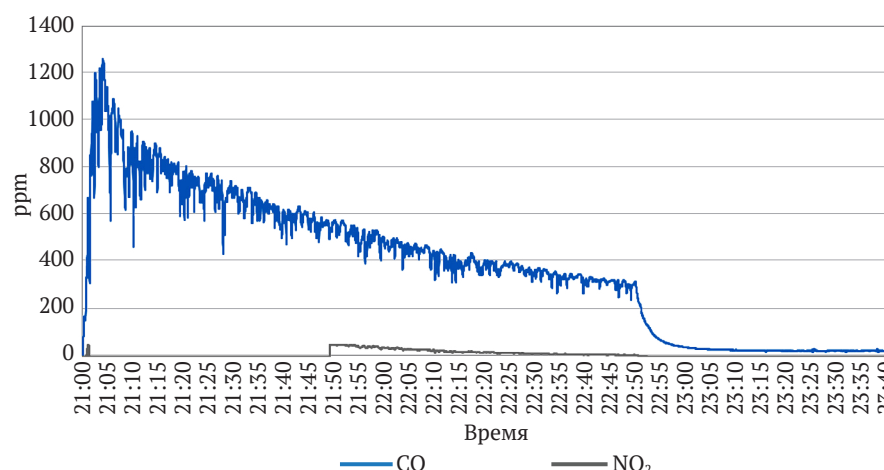


Рис. 3. Временная зависимость концентраций ядовитых газов в устье взрывающей выработки (точка 2)



Для оценки достоверности полученных данных произведен расчет объема выделившегося окислов углерода по данным газоанализаторов и химическим формулам разложения взрывчатых веществ при детонации в зависимости от типа и массы взрывчатых веществ.

Объем выделившегося оксида СО и диоксида углерода CO_2 , м^3 , рассчитывался по данным газоанализаторов путем определения средней концентрации с момента фиксации роста концентрации до момента снижения до фоновых значений:

$$V_{\text{co}} = (\varphi_{\text{ср}} - \varphi_{\text{фон}})Qt, \quad (1)$$

где $\varphi_{\text{ср}}$ – средняя концентрация газа с момента фиксации роста концентрации до момента снижения до фоновых значений, $\text{м}^3/\text{м}^3$; $\varphi_{\text{фон}}$ – фоновая концентрация газа, $\text{м}^3/\text{м}^3$; Q – расход воздуха в точке, $\text{м}^3/\text{с}$; t – время с момента фиксации роста концентрации до момента снижения до фоновых значений, с.

Результаты расчетов выделившегося объема оксида и диоксида углерода (далее – окислы углерода) представлены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты расчетов выделившегося объема окислов углерода после взрывных работ в нарезной выработке

№ точки	Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$	Объем выделившегося CO , м^3	Объем выделившегося CO_2 , м^3
2	23,2	–	–
3	35,4	4,78	19,65

В точке 2 достоверно определить объем окислов углерода не представляется возможным ввиду включенного ВМП.

Дополнительно произведена оценка объема выделения других ядовитых газов в зависимости от типа и массы применяемых взрывчатых веществ.

Во время проведения взрывных работ в выработке для отбойки применялась смесь, состоящая из взрывчатых веществ Гранулита АС-7 и Аммонита 6 ЖВ. При этом масса Гранулита АС-7 составляла 280 кг, а аммонита 6 ЖВ – 68 кг. Кислородный баланс обоих взрывчатых веществ положительный.

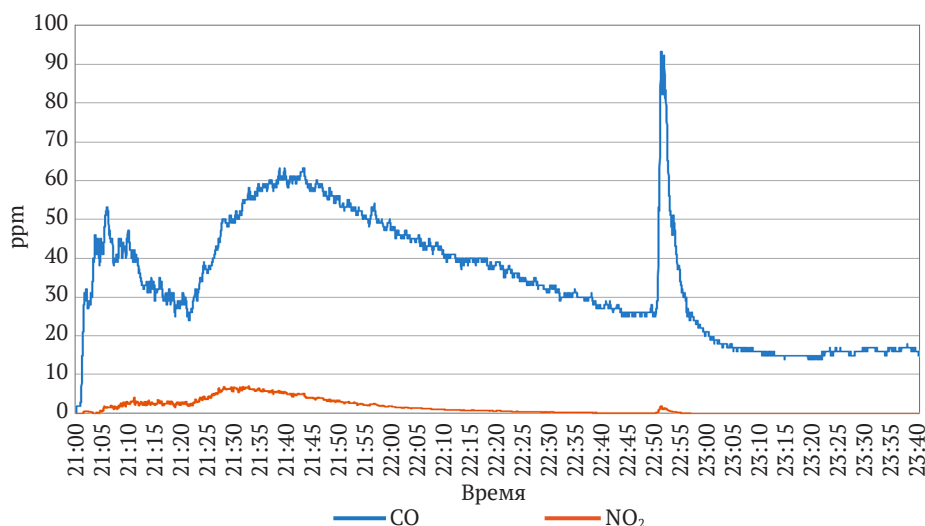


Рис. 4. Временная зависимость концентраций ядовитых газов на исходящей струе воздуха (точка 3)

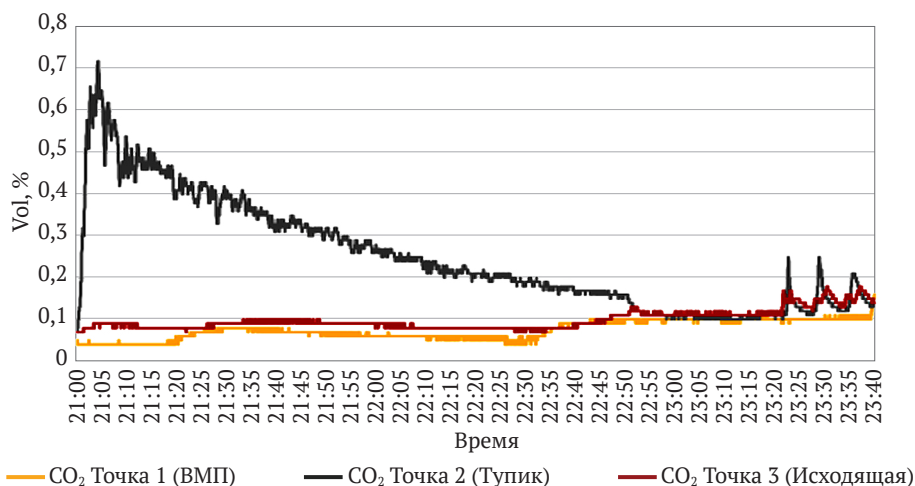
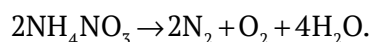


Рис. 5. Временная зависимость концентрации диоксида углерода: у вентилятора местного проветривания (точка 1); в устье взрываемой выработки (точка 2); на исходящей струе воздуха (точка 3)

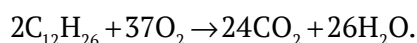


Гранулит АС-7 состоит из аммиачной селитры (~90 %), алюминиевой пудры (~7 %), и минерального масла (~3 %). При детонации аммиачной селитры выделяются азот N_2 , вода H_2O и кислород O_2 , кислородный баланс положительный. Помимо перечисленных компонентов, во время детонации также возникают окислы азота. Окислы азота выделяются в результате неполного восстановления NO_3 аммиачной селитры, а также повторно образуются при высоких температурах, как результат образуются оксид азота NO и диоксид азота NO_2 . Формула разложения аммиачной селитры при детонации выглядит следующим образом [5]:



Для увеличения энергии детонации и компенсации лишнего окислителя к аммиачной селитре добавляют алюминиевую пудру и масло. Алюминиевая пудра при детонации не выделяет ядовитых газов.

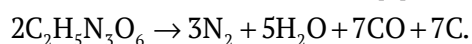
Для расчетов выделения диоксида углерода химическая формула минерального масла принимается $C_{12}H_{26}$ согласно [5]. Тогда химическая реакция горения масла будет выглядеть следующим образом:



В результате горения масла образуется диоксид углерода CO_2 и в случае недостатка кислорода оксид углерода CO . Также в составе масла часто содержится сера, в результате детонации которой образуется сернистый газ SO_2 . Оценить ее количество является проблематичным.

Аммонит 6 ЖВ состоит из аммиачной селитры (~79 %) и тротила (тринитротолуол, ~21 %). В результате детонации тротила образуются азот N_2 , вода H_2O , оксид углерода CO и углерод C .

Формула разложения тринитротолуола при детонации выглядит следующим образом [5]:



Тринитротолуол имеет отрицательный кислородный баланс, что компенсируется положительным балансом аммиачной селитры. Таким образом, основным источником оксида углерода CO является тринитротолуол в Аммоните 6 ЖВ и масло, содержащееся в Гранулите АС-7.

При известной массе взрывчатого вещества можно оценить максимальный объем выделившихся окислов CO_x углерода, m^3 , по формуле:

$$V_{co} = \frac{m_{expl} k}{M_{TNT}} mol_C V_{mol}, \quad (2)$$

где m_{expl} – масса взрывчатого вещества, г; k – массовая доля углеродсодержащего компонента во взрывчатом веществе; M_{TNT} – молярная масса углеродсодержащего компонента, г/моль; mol_C – количество молей углерода (в т. ч. содержащегося в CO и CO_2), выделяющегося при детонации, моль; V_{mol} – объем одного моля газа, 0,0224 m^3 .

В результате получается, что при детонации 68 кг Аммонита 6 ЖВ возможно выделение 9,86 m^3 окислов углерода CO_x . При детонации 280 кг Гранулита АС-7 и содержащегося в нем минерального масла максимально возможный объем окислов углерода составит 13,24 m^3 . Таким образом, при взрыве смеси 280 кг Гранулита АС-7 и 68 кг Аммонита 6 ЖВ может выделиться 23,1 m^3 окислов углерода, что соответствует суммарному объему окислов углерода, зафиксированному портативными газоанализаторами в точке 3 (24,44 m^3), что позволяет говорить о достоверности полученных экспериментальных данных с помощью портативных газоанализаторов.

Экспериментальные исследования в протяженной тупиковой выработке

Корректировки в методике измерений потребовала разведочная протяженная тупиковая выработка РВ-1, длина которой на момент проведения измерений составила более 800 м, ее устье располагается близко к вентиляционному стволу, а свежий воздух подается через вентиляционный трубопровод напрямую с поверхности. Для проведения натурных исследований после взрывных работ датчики устанавливались по длине протяженной тупиковой выработки в трех точках. Точка 1 располагалась максимально близко к взрываемому забою, точка 2 – посередине выработки, а точка 3 – в устье. Схема расположения датчиков представлена на рис. 6.

Схема расположения замерных точек по длине выработки обусловлена наличием значительных утечек воздуха (примерно 50 %) по длине трубопровода, проложенного по выработке. В этом случае интерес вызывают степень разбавления ядовитых газов по длине протяженной выработки и влияние продольной дисперсии газовых примесей. При этом установка датчиков у ВМП и в общей исходящей струе воздуха не принципиальна ввиду отсутствия возможной рециркуляции воздуха и выдачи всего исходящего воздуха по вентиляционному стволу непосредственно на поверхность.

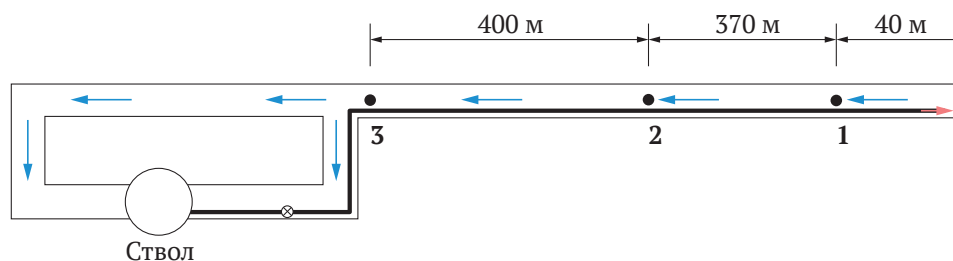


Рис. 6. Схема расположения замерных точек в выработке РВ-1



На рис. 7 представлены экспериментально измеренные временные зависимости концентрации ядовитых газов в устье выработки. Для устья выработки характерны наименьшие концентрации газов ввиду их максимального разбавления.

Концентрации диоксида азота выше значений 50 ppm были получены путем аппроксимации.

Следует отметить, что концентрации диоксида азота NO_2 в других точках превышали пределы измерений приборов, поэтому в дальнейшем для других точек измерений данные приведены только по оксиду углерода CO и диоксиду углерода CO_2 . Графики концентраций оксида углерода CO в точках 1, 2 и 3 и ди-

оксида углерода CO_2 в точках 1 и 3 представлены на рис. 8 и 9 соответственно.

Согласно полученным данным концентрация ядовитых газов по мере движения воздуха по выработке снижается, однако продолжительность превышения предельно допустимой концентрации увеличивается. Это объясняется утечками в вентиляционном трубопроводе и продольной дисперсией [6, 7], что не позволяет применять упрощенные модели [8].

Данные об удалении точек от забоя выработки, времени превышения ПДК в них, расходе воздуха и объеме прошедшего через них оксида углерода CO представлены в табл. 4.

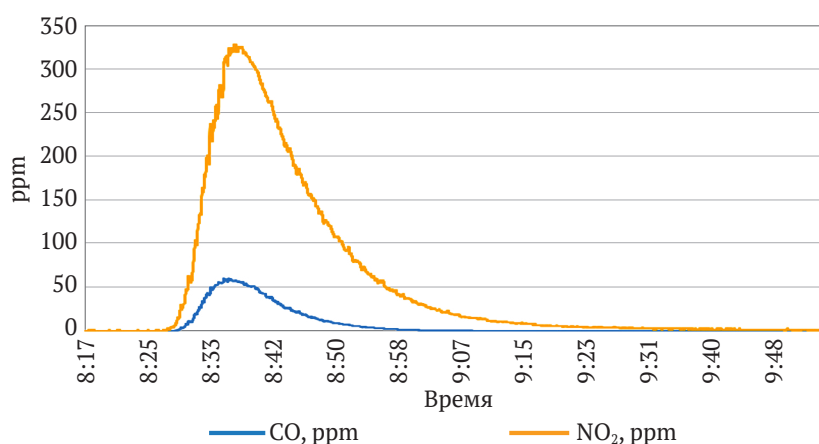


Рис. 7. Временные зависимости концентраций ядовитых газов в точке 3 выработки после взрывных работ

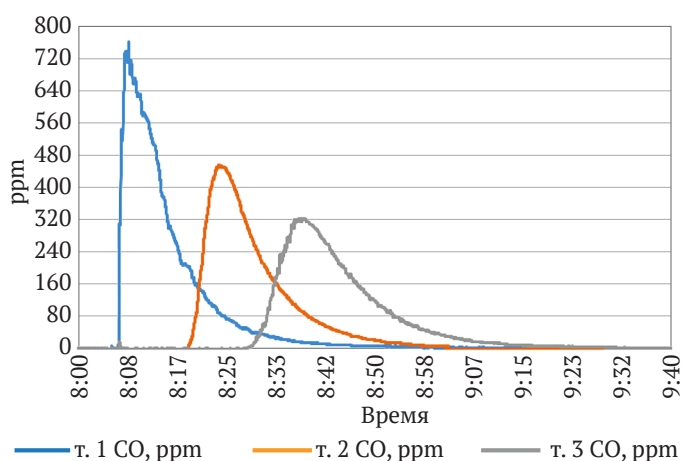


Рис. 8. Временные зависимости концентраций оксида углерода CO в выработке после взрывных работ

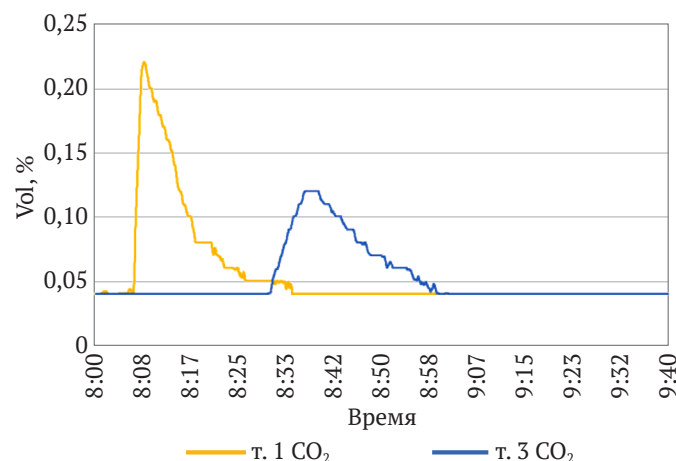


Рис. 9. Временные зависимости концентраций диоксида углерода CO_2 в выработке после взрывных работ

Таблица 4

Результаты исследования газовой обстановки в выработке после взрывных работ

№ точки замера	Расстояние от забоя до точки замера	Время начала превышения ПДК (17 ppm)	Время окончания превышения ПДК (17 ppm)	Требуемая продолжительность проветривания	Расход воздуха в точке замера	Объем выделившегося CO	Объем выделившегося CO_2
Выработка РВ-1							
1	40 м	8:06	8:38	63 мин	10 м ³ /с	4,0 м ³	9,1 м ³
2	410 м	8:20	8:53		–	–	–
3	810 м	8:32	9:09		15,5 м ³ /с	4,8 м ³	10,6 м ³



Для оценки достоверности полученных результатов мониторинга концентрации ядовитых газов в горной выработке после взрывных работ была произведена оценка объема выделившихся ядовитых газов в зависимости от типа и массы применяемых взрывных веществ.

Во время проведения взрывных работ в выработке для отбойки применялась смесь, состоящая из взрывчатых веществ Гранулита АС-7 и Аммонита 6 ЖВ. При этом масса Гранулита АС-7 составляла 200 кг, а аммонита 6 ЖВ – 34 кг. В результате получается, что при детонации 34 кг Аммонита 6 ЖВ возможно выделение $4,92 \text{ м}^3$ окислов углерода CO_x . При детонации 200 кг Гранулита АС-7 и содержащегося в нем минерального масла (6 кг) максимально возможный объем окислов углерода составит $9,46 \text{ м}^3$. Таким образом, при взрыве смеси 200 кг Гранулита АС-7 и 36 кг Аммонита 6 ЖВ может выделиться $14,38 \text{ м}^3$ окислов углерода, что соответствует суммарному объему окислов углерода, зафиксированному портативными газоанализаторами в точках 1 ($13,1 \text{ м}^3$) и 3 ($15,4 \text{ м}^3$), что позволяет говорить о достоверности полученных экспериментальных данных с учетом приборной точности и инерционности определения концентрации газов. Полученный объем выделившегося оксида углерода использовался для математического моделирования газораспределения в вентиляционной сети выработок после проведения взрывных работ.

Время проветривания протяженной выработки до снижения концентрации ниже ПДК составило 63 мин, что значительно дольше разрешенного ФНИП времени (30 мин)³.

Теоретические исследования

Для анализа временной динамики выноса вредных газовых примесей из забоя выработки РВ-1 в зависимости от удаления забоя от устья разработана нестационарная газодинамическая модель.

В модели приняты следующие допущения:

- объемные концентрации газов являются малыми, поэтому создаваемая ими разница плотностей газозооной смеси в различных участках тупиковой горной выработки не способна привести к образованию значимой величины газовой депрессии и/или конвективной стратификации потоков по сечению выработки;

- в поперечном сечении горной выработки концентрация ядовитых газов однородна;

- все физические процессы определяются только временем и продольной координатой выработки. Данное предположение позволяет геометрически рассматривать выработки как одномерные объекты;

- система координат Ox выбирается таким образом, что продольная ось x направлена по ходу движе-

ния воздуха в тупиковой выработке, а начало координат O находится в забое тупиковой выработки;

- зона неравномерного вихревого движения воздуха вблизи забоя пренебрежимо мала по сравнению с общей длиной выработки;

- модель учитывает процесс перемешивания вредных газовых примесей со свежим воздухом путем задания в модели границы контакта зоны вихревого перемешивания с зоной однонаправленного и установившегося движения воздуха.

Анализируя временные зависимости концентраций CO в выработке (см. рис. 10), можно наблюдать рассеивание концентрации с увеличением расстояния от забоя. Это свидетельствует о наличии в выработках дисперсии. Согласно [8] дисперсия включает в себя как «рассеивание» примеси за счет неоднородного по сечению профиля скорости потока, так и продольную турбулентную диффузию из-за турбулентных пульсаций скорости потока в каждой его точке. Молекулярная диффузия пылегазовоздушной смеси, как правило, считается пренебрежимо малой при рассмотрении турбулентных течений воздуха в горных выработках. Она соотносится с турбулентной диффузией так же, как молекулярная вязкость с турбулентной, т. е. ниже последней на один-три порядка [9, 10]. А основным фактором, приводящим к дисперсии примесей на прямых участках выработки, является неоднородная по сечению скорость воздуха. Важно отметить, что эффект дисперсии потока, вызванный турбулентной диффузией и неоднородностью поля скорости по сечению, справедлив в первую очередь для одномерных моделей горных выработок вентиляционной сети.

Для описания переноса газовой примеси в выработках решалось уравнение конвективно-диффузионного переноса [11]:

$$\frac{\partial c}{\partial t} + \frac{\partial(v c)}{\partial x} = D \frac{\partial^2 c}{\partial x^2}, \quad (3)$$

где $c = c(t, x)$ – объемная концентрация рассматриваемой газовой примеси, $\text{м}^3/\text{м}^3$; $v = v(x)$ – скорость воздуха в выработке, $\text{м}/\text{с}$; D – коэффициент продольной дисперсии, $\text{м}^2/\text{с}$ [12, 13]; x – продольная координата, м ; t – время, с . Учет зависимости скорости воздуха v от продольной координаты позволяет в явном виде учесть наличие утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе.

В качестве границ расчетной области принимается граница контакта с зоной перемешивания и устье выработки. На данных границах задаются следующие граничные условия:

$$c(t, x_{\text{mixing}}) = c_{\text{mixing}}; \quad (4)$$

$$\frac{\partial c}{\partial t}(t, x_{\text{mouth}}) = 0, \quad (5)$$

где x_{mixing} – граница контакта с зоной перемешивания, м ; x_{mouth} – граница устья выработки, м ; $c_{\text{mixing}} = c_{\text{mixing}}(t)$ – объемная концентрация газа в зоне перемешивания, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Положение границы контакта с зоной перемешивания определяется по следующей формуле [14]:

³ Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08.12.2020 г. № 505. 524 с.



$$x_{mouth} = x_p + 4d_{eff}, \quad (6)$$

где x_p – расстояние от забоя до конца вентиляционного трубопровода, м; d_{eff} – приведенный диаметр выработки, м.

Приведенный диаметр рассчитывается по следующей формуле:

$$d_{eff} = 4 \frac{S}{P}, \quad (7)$$

где S – площадь сечения выработки, м²; P – периметр выработки, м.

Для определения объемной концентрации в зоне перемешивания c_{mixing} используется модель Воронина [15]:

$$c_{mixing} = c_0 \exp \left(-k \frac{Q_p}{V_{mixing}} t \right), \quad (8)$$

где c_0 – объемная концентрация рассматриваемой газовой примеси в зоне перемешивания в начальный момент времени, м³/м³; k – коэффициент эффективности проветривания; Q_p – расход воздуха, выходящий из трубопровода, м³/м³; $V_{mixing} = x_{mouth} S$ – объем зоны смешения, м³.

В начальный момент времени в расчетной области задается нулевая концентрация вредной газовой примеси:

$$c(0, x) = 0. \quad (9)$$

В итоге уравнения (2)–(8) составляют математическую газодинамическую модель выноса вредных газовых примесей из выработки при проветривании после выделения из забоя газа. Стоит отметить, что величины D , c_0 и k для каждой выработки и газа необходимо определять путем обратного анализа [16], используя результаты экспериментальных замеров наподобие полученных для СО на рис. 7.

Численное решение задачи о конвективно-диффузионном переносе газовой примеси в выработках искалось с использованием метода конечных разностей с применением подхода расщепления по физическим процессам – конвекции и диффузии [17] (в случае необходимости – действия массового источника вредной примеси).

Следует отметить, что расчет концентрации газов и калибровка модели осуществлялись относительно окиси углерода СО, измеренной в ходе экспериментальных исследований в момент производства взрывных работ в трех точках по длине выработок (см. рис. 10). Из всех трех замерных точек наиболее надежными считаются результаты в точке 3. Это обосновывается тем, что из-за наличия продольной дисперсии весь объем газа проходит через точку 3 без резких изменений концентраций. В этом случае чувствительный элемент датчика успевает точнее зафиксировать проходящую через него концентрацию газа, т. е. снижается влияние фактора инерционности датчика.

Однако для определения концентрации в зоне перемешивания в начальный момент времени c_0 необходимы результаты замеров с точки 1, так как данная

точка находится в области зоны перемешивания, следовательно, максимальное значение концентрации СО в точке 1 будет определять величину c_0 .

Коэффициент эффективности проветривания k и коэффициент продольной дисперсии D определяются путем обратного анализа с использованием результатов замеров в точке 3 [18]. Обратный анализ заключается в следующем:

1. Зная величину c_0 , величину k подбирают таким образом, чтобы сохранялся баланс массы газа между точкой 3 и границей зоны перемешивания.

2. Полностью определив параметры граничного условия на границе зоны перемешивания, проводят моделирование при различных величинах коэффициента продольной дисперсии D и в итоге путем подбора находят такую величину D , при которой модельное рассеивание во времени концентрации газа в точке 3 совпадает с экспериментальными замерами.

Полученные величины параметров c_0 , k , и D для РВ-1 приведены в табл. 5.

Таблица 5

Значение коэффициента продольной дисперсии и параметров в модели перемешивания Воронина

$D, \text{м}^2/\text{с}$	c_0	k
Выработка РВ-1		
2,5	765	0,11

Результаты моделирования газораспределения в выработке в точке 3 показаны на рис. 10. Кроме этого, на рисунке представлены результаты экспериментальных измерений – временная зависимость концентрации газа от времени.

Сравнительный анализ результатов моделирования и эксперимента (рис. 10) показывает, что реализованная модель газораспределения при ее калибровке по экспериментальным замерам позволяет получить приемлемое соответствие с временной зависимостью концентрации газов в точке 3. Имеющиеся различия между модельной и замеренной зависимостью объясняются рядом причин: в силу быстрого переноса массы СО через датчик в точке 1 и наличия у датчика инерционного эффекта (см. табл. 1) невозможно корректно зафиксировать временную зависимость изменения концентрации газа, что приводит к небольшому смещению экспериментальной зависимости вправо и менее точной оценки величины c_0 ; отсутствие точных данных по распределению утечек воздуха вдоль выработок; использование постоянного коэффициента продольной дисперсии; использование упрощенной модели перемешивания воздуха в забое. Важно отметить, что путем подбора эффективного модельного расхода воздуха в выработке можно добиться практически идеального совпадения теоретической кривой и экспериментальных точек.

По полученным с помощью модели концентрациям окиси углерода СО установлено, что ПДК в устье разведочной выработки наблюдается через 18 мин после производства взрывных работ. Затем концентрация СО в устье снижается до ПДК только через 52 мин проветривания выработки после взрыва.

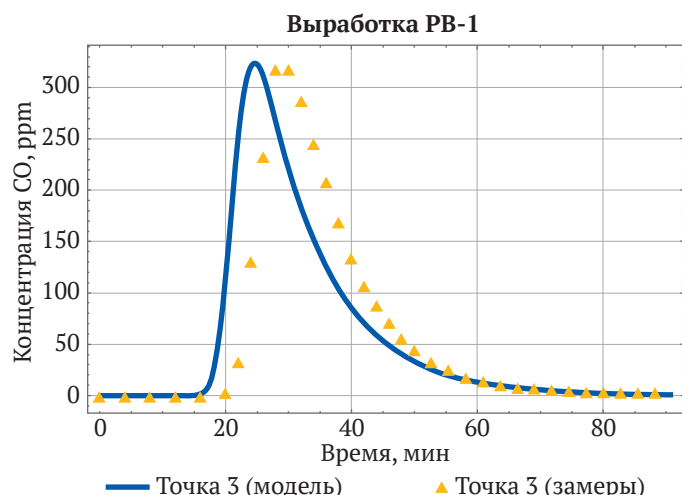


Рис. 10. Сравнительный анализ временных зависимостей концентрации СО в замерной точке 3 выработки

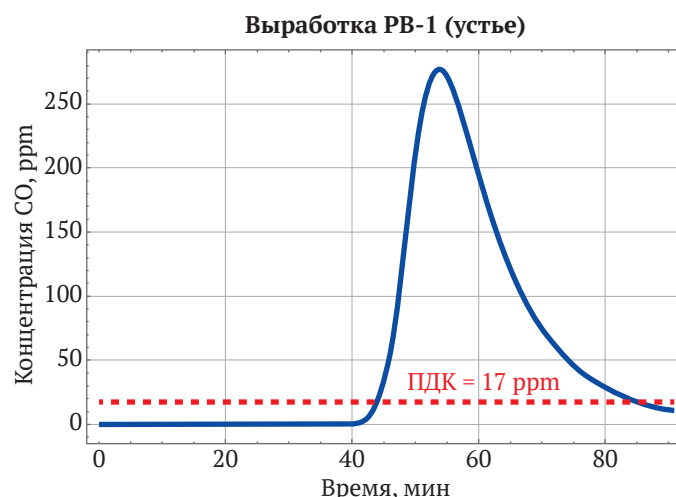


Рис. 11. Временная зависимость концентрации СО в устье выработки при удалении забоя 1500 м от устья

Дополнительно после проведенной калибровки и верификации модели проведено моделирование проветривания выработки при увеличении её длины до 1500 м. Принималось, что расход воздуха в выработке от устья до предыдущего положения забоя соответствует предыдущим начальным параметрам, а во вновь пройденной части выработки брался минимальный расход – 9 м³/с. Полученные результаты показаны на рис. 11.

При увеличении длины выработки до 1500 м получено, что время, за которое концентрация СО достигнет ПДК в устье после производства взрывных работ, увеличивается до 87 мин (на 38 % больше, чем при меньшей длине выработки).

Построенная газодинамическая модель и полученные в результате анализа коэффициенты продольной дисперсии позволяют выполнять анализ времени проветривания протяженных тупиковых выработок. На основе полученной модели ведется усовершенствование алгоритма расчета [8] скорости распространения в вентиляционной сети рудника продуктов горения при аварийных ситуациях, а также уточнение коэффициента продольной дисперсии для различных условий ведения работ.

Выводы

В результате проведения исследования взрывных работ в выработках РШ-26-20-1 и РВ-1 на основе полученных экспериментальных данных определены фактическое время проветривания тупиковой горной выработки и объем выделившихся окислов углерода СО_x. Полученные результаты проанализированы на предмет соответствия общему количеству газа, выделяющемуся после взрывных работ в зависимости от типа и количества применяемого взрывчатого вещества.

На основе полученных графиков изменения концентраций ядовитых газов по длине выработки РВ-1 построена и откалибрована математическая модель динамики газовой смеси с учетом конвективно-диффузионного переноса. На основе экспериментальных данных определены коэффициенты продольной дисперсии, эффективности проветривания и объемная концентрация рассматриваемой газовой примеси в зоне перемешивания в начальный момент времени для выработки РВ-1. В результате моделирования определено время проветривания тупиковой выработки при её дальнейшем развитии.

Список литературы

1. Гришин Е.Л. Газовый режим в современной концепции рудничной вентиляции. *Горное эхо*. 2021;(4):101–104. <https://doi.org/10.7242/echo.2021.4.20>
2. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И. *Аэрология горных предприятий*. М.: Недра; 1987. 420 с.
3. Дубнов Л.В., Бахареви́ч Н.С., Романов А.И. *Промышленные взрывчатые вещества*. 3-е изд. М.: Недра; 1988. 358 с.
4. Ганапольский М.И., Барон В.Л., Белин В.А. и др. *Методы ведения взрывных работ. Специальные взрывные работы*. Учебное пособие. М.: Издательство Московского государственного горного университета; 2007. 563 с.
5. Гушин В.И. *Задачник по взрывным работам*. М.: Недра; 1990. 174 с.
6. Семин М.А., Исаевич А.Г., Трушкова Н.А. и др. К вопросу о расчете распространения вредных примесей в системах горных выработок. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2022;(2):82–93. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20220208>



7. Widiatmojo A., Sasaki K., Widodo N.P., Sugai Y. Numerical simulation to evaluate gas diffusion of turbulent flow in mine ventilation system. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2013;23(3):349–355. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2013.05.004>
8. Левин Л.Ю., Кормишиков Д.С., Семин М.А. Решение задачи оперативного расчета распределения продуктов горения в сети горных выработок. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2013;(12):179–184. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2013/12/179-184_Levin_-_6_str.pdf
9. Венгеров И.Р. *Теплофизика шахт и рудников. Математические модели. Т. 1. Анализ парадигмы*. Донецк: Норд-пресс; 2008. 632 с.
10. Vardy A.E., Brown J.M.B. Transient turbulent friction in smooth pipe flows. *Journal of Sound and Vibration*. 2003;259(5):1011–1036. <https://doi.org/10.1006/jsvi.2002.5160>
11. Zhou A., Wang K. A transient model for airflow stabilization induced by gas accumulations in a mine ventilation network. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*. 2017;47:104–109. <https://doi.org/10.1016/j.jlp.2017.02.014>
12. Arpa G., Widiatmojo A., Widodo N.P., Sasaki K. Tracer gas measurement and simulation of turbulent diffusion in mine ventilation airways. *Journal of Coal Science and Engineering (China)*. 2008;14(4):523–529. <https://doi.org/10.1007/s12404-008-0401-x>
13. Kim D.Y., Lee S.H., Jeong K.H., Lee C.W. Study on the turbulent diffusion coefficients of contaminants in an underground limestone mine with large cross section using tracer gas. *Geosystem Engineering*. 2013;16(2):183–189. <https://doi.org/10.1080/12269328.2013.806051>
14. Колесов Е.В., Казаков Б.П. Эффективность проветривания тупиковых подготовительных выработок после взрывных работ. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2020;(7):15–23. <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/7/2715>
15. Воронин В.Н. *Основы рудничной аэрогазодинамики*. М.-Л.: Углетехиздат; 1951. 491 с.
16. Isaevich A., Semin M., Levin L. et al. Study on the dust content in dead-end drifts in the potash mines for various ventilation modes. *Sustainability*. 2022;14(5):3030. <https://doi.org/10.3390/su14053030>
17. Воеводин А.Ф., Гончарова О.Н. Метод расщепления по физическим процессам для расчета задач конвекции. *Математическое моделирование*. 2001;13(5):90–96. URL: https://www.mathnet.ru/php/archive.phtml?wshow=paper&jrnid=mm&paperid=717&option_lang=rus
18. Накаряков Е.В., Семин М.А., Гришин Е.Л., Колесов Е.В. Анализ закономерностей накопления и выноса выхлопных газов от машин с ДВС в тупиковых камерообразных горных выработках. *Безопасность труда в промышленности*. 2021;(5):41–47. <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-5-41-47>

References

1. Grishin E.L. Gas behavior in the modern concept of mine ventilation. *Gornoe Ekho*. 2021;(4):101–104. <https://doi.org/10.7242/echo.2021.4.20>
2. Ushakov K.Z., Burchakov A.S., Puchkov L.A., Medvedev I.I. *Aerology of mining enterprises*. Moscow: Nedra Publ.; 1987. 420 p. (In Russ.)
3. Dubnov L.V., Bakharevich N.S., Romanov A.I. *Industrial explosives*. 3rd ed. Moscow: Nedra Publ.; 1988. 358 p. (In Russ.)
4. Ganapolsky M.I., Baron V.L., Belin V.A., et al. *Methods of blasting operations. Special blasting operations*. Textbook. Moscow: Moscow State Mining University Publ.; 2007. 563 p. (In Russ.)
5. Gushin V.I. *Set of problems on blasting*. Moscow: Nedra Publ.; 1990. 174 p. (In Russ.)
6. Semin M.A., Isaevich A.G., Trushkova N.A. et al. Calculating dispersion of air pollutants in mines. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2022;(2):82–93. (In Russ.) <https://doi.org/10.15372/FTPRI20220208>
7. Widiatmojo A., Sasaki K., Widodo N.P., Sugai Y. Numerical simulation to evaluate gas diffusion of turbulent flow in mine ventilation system. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2013;23(3):349–355. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2013.05.004>
8. Levin L.Yu., Kormishchikov D.S., Semin M.A. Rapid determination of combustion gas distribution in mine workings. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2013;(12):179–184. (In Russ.) URL: https://giab-online.ru/files/Data/2013/12/179-184_Levin_-_6_str.pdf
9. Vengerov I.R. *Thermophysics of underground mines and open pits. Mathematical models. Vol. 1. Paradigm analysis*. Donetsk: Nord-Press Publ.; 2008. 632 p.
10. Vardy A.E., Brown J.M.B. Transient turbulent friction in smooth pipe flows. *Journal of Sound and Vibration*. 2003;259(5):1011–1036. <https://doi.org/10.1006/jsvi.2002.5160>
11. Zhou A., Wang K. A transient model for airflow stabilization induced by gas accumulations in a mine ventilation network. *Journal of Loss Prevention in the Process Industries*. 2017;47:104–109. <https://doi.org/10.1016/j.jlp.2017.02.014>



12. Arpa G., Widiatmojo A., Widodo N.P., Sasaki K. Tracer gas measurement and simulation of turbulent diffusion in mine ventilation airways. *Journal of Coal Science and Engineering (China)*. 2008;14(4):523–529. <https://doi.org/10.1007/s12404-008-0401-x>
13. Kim D.Y., Lee S.H., Jeong K.H., Lee C.W. Study on the turbulent diffusion coefficients of contaminants in an underground limestone mine with large cross section using tracer gas. *Geosystem Engineering*. 2013;16(2):183–189. <https://doi.org/10.1080/12269328.2013.806051>
14. Kolesov E.V., Kazakov B.P. Efficiency of ventilation of dead-end development headings after blasting operations. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2020;(7):15–23. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/7/2715>
15. Voronin V.N. *Fundamentals of Mine Aerogasdynamics*. Moscow-Leningrad: Ugletekhizdat Publ.; 1951. 491 p. (In Russ.)
16. Isaevich A., Semin M., Levin L. et al. Study on the dust content in dead-end drifts in the potash mines for various ventilation modes. *Sustainability*. 2022;14(5):3030. <https://doi.org/10.3390/su14053030>
17. Voevodin A.F., Goncharova O.H. Method of splitting into physical processes for numerical investigation of convection problem. *Matematicheskoe Modelirovanie*. 2001;13(5):90–96. (In Russ.) URL: https://www.mathnet.ru/php/archive.phtml?wshow=paper&jrnid=mm&paperid=717&option_lang=rus
18. 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;(5):41–47. (In Russ.) <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-5-41-47>

Информация об авторах

Дмитрий Владимирович Ольховский – инженер, лаборатория развития горного производства, Горный институт Уральского отделения РАН, г. Пермь, Российская Федерация; Scopus ID [57225125993](#); e-mail demexez@gmail.com

Олег Сергеевич Паршаков – кандидат технических наук, лаборатория развития горного производства, Горный институт Уральского отделения РАН, г. Пермь, Российская Федерация; Scopus ID [57202379375](#); e-mail olegparshakov@gmail.com

Сергей Анатольевич Бублик – инженер, лаборатория математического моделирования геотехнических процессов, Горный институт Уральского отделения РАН, г. Пермь, Российская Федерация; Scopus ID [57223084283](#); e-mail serega-bublik@mail.ru

Information about the authors

Dmitriy V. Olkhovskiy – Engineer, Mining Production Development Laboratory, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Scopus ID [57225125993](#); e-mail demexez@gmail.com

Oleg S. Parshakov – Cand. Sci. (Eng.), Researcher, Mining Production Development Laboratory, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Scopus ID [57202379375](#); e-mail olegparshakov@gmail.com

Sergey A. Bublik – Engineer, Laboratory of Mathematical Modeling of Geotechnical Processes, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Scopus ID [57223084283](#); e-mail serega-bublik@mail.ru

Поступила в редакцию 04.08.2022
Поступила после рецензирования 04.10.2022
Принята к публикации 31.10.2022

Received 04.08.2022
Revised 04.10.2022
Accepted 31.10.2022