

# Mining Science and Technology

Горные науки  
и технологии

Vol. 9 №1  
Том 9 №1  
**2024**



<https://mst.misis.ru/>

<https://t.me/MinSciTech>



Деятельность научно-практического журнала «Горные науки и технологии» (Mining Science and Technology (Russia)) направлена на развитие международного научного и профессионального сотрудничества в области горного дела.

Целевая аудитория журнала – исследователи, специалисты в области горного дела, представители академического и профессионального сообществ.

В журнале публикуются оригинальные статьи, описывающие результаты исследований, опыт реализации проектов в горнопромышленном комплексе, обзорные публикации.

Журнал стремится развивать такие междисциплинарные направления, как технологическая и экологическая безопасность, организация и управление проектами в горной промышленности, развитие территорий, правовые аспекты использования природных ресурсов и другие, которые способствуют прогрессу в горном деле и реализуются исследователями и практиками.

## ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

**Петров Вадим Леонидович**, проф., д.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

## ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО РЕДАКТОРА

**Казанinov Олег Иванович**, проф., д.т.н., Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

**Эпштейн Светлана Абрамовна**, д.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

## РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

**Агиутантис Зак**, проф., д-р наук, Университет Кентукки, г. Лексингтон, Кентукки, США

**Богдасаров Максим Альбертович**, проф., д.г.-м.н., Брестский государственный университет им. А.С. Пушкина, г. Брест, Беларусь

**Боярко Григорий Юрьевич** – проф., д.э.н., к.г.-м.н., Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Российская Федерация

**Буи Суан Нам**, проф., д-р наук, Ханойский университет горного дела и технологий, г. Ханой, Вьетнам

**Валиев Нияз Гадым оглы**, проф., д.т.н., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Российская Федерация

**Герел Очир**, проф., д.г.-м.н., Центр геолого-геофизических исследований, Монгольский университет науки и технологий, г. Улан-Батор, Монголия

**Глигорич Зоран**, проф., д-р наук, Белградский университет, г. Белград, Республика Сербия

**Дребенштедт Карстен**, проф., д-р наук, Технический университет Фрайбургская горная академия, г. Фрайбург, Германия

**Дулати Ардежани Фарамарз**, проф., д-р наук, Инженерный колледж, Тегеранский университет, г. Тегеран, Иран

**Ершов Михаил Сергеевич**, проф., д.т.н., Российский государственный университет нефти и газа (национальный исследовательский университет) им. И.М. Губкина, г. Москва, Российская Федерация

**Журавлева Наталья Викторовна**, проф., д.т.н., АО «Западно-Сибирский испытательный центр» (АО «ЗСИЦентр»), г. Новокузнецк, Российская Федерация

**Илиаш Николае**, проф., д.т.н., Университет Петрошани, г. Петрошани, Румыния

**Кецоджевич Владислав**, проф., д-р наук, Институт инженерного дела и минеральных ресурсов им. Бенджамина М. Статлера Университета Западной Вирджинии, г. Моргантаун, Западная Вирджиния, США

**Клишин Владимир Иванович**, проф., д.т.н., Институт угля Сибирского отделения Российской академии наук, г. Кемерово, Российская Федерация

**Кошелев Владимир Николаевич**, проф., д.х.н., Российский государственный университет нефти и газа им. И.М. Губкина, г. Москва, Российская Федерация

**Кумар Джьянт**, проф., д-р наук (геотехнический инжиниринг), Индийский институт науки (Indian Institute of Science), г. Бангалор, Индия

**Макаров Владимир Александрович**, проф., д.г.-м.н., Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Российская Федерация

**Малафеев Сергей Иванович**, проф., д.т.н., Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Российская Федерация

**Мисников Олег Степанович**, проф., д.т.н., Тверской государственный технический университет, г. Тверь, Российская Федерация

**Морозов Валерий Валентинович**, проф., д.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

**Петров Игорь Михайлович**, д.т.н., ООО «Исследовательская группа «Информайн»», г. Москва, Российская Федерация

**Раимжанов Бахадиржан Раимжанович**, проф., д.т.н., филиал Университета науки и технологий МИСИС, г. Алматы, Узбекистан

**Ракишев Баян Ракишевич**, проф., д.т.н., Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алма-Ата, Казахстан

**Рестрепо Баэна Оскар Хайме**, проф., д-р наук, Национальный университет Колумбии, г. Медельин, Колумбия

**Тарасов Вадим Петрович**, проф., д.т.н., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

**Тибилов Денис Петрович**, проф., д.э.н., Московский государственный институт международных отношений (Университет) Министерства иностранных дел России, г. Москва, Российская Федерация

**Фейзуллаев Акпер Акпер оглы**, проф., д.г.-м.н., Институт геологии и геофизики (ИГГ) Национальной Академии Наук Азербайджана, г. Баку, Азербайджан

**Хорешок Алексей Алексеевич**, проф., д.т.н., Кузбасский государственный технический университет им. М.С. Горбачева, г. Кемерово, Российская Федерация

**Шашенко Александр Николаевич**, проф., д.т.н., Национальный горный университет, г. Днепр, Украина

**Хардигора Моника**, проф., д-р наук, Вроцлавский технологический университет, г. Вроцлав, Польша

**Юрак Вера Васильевна**, доц., д.э.н., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург; старший научный сотрудник, Институт экономики Уральского отделения Российской академии наук (ИЭ УрО РАН), г. Екатеринбург, Российская Федерация

## РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

**Агафонов Юрий Григорьевич**, доц., к.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

**Плащанский Леонид Александрович**, проф., к.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

**Разоренов Юрий Иванович**, проф., д.т.н., Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) им. М.И. Платова, г. Новочеркасск, Российская Федерация

**Филонов Михаил Рудольфович**, проф., д.т.н., Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

## ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

**Галушка Дарья Петровна**, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

**ПЕРИОДИЧНОСТЬ** 4 раза в год

**ОСНОВАН** в 2016 году

## РЕГИСТРАЦИЯ

Зарегистрирован Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий и массовых коммуникаций 10 августа 2015 года.

Свидетельство о регистрации Эл № ФС77-62652.

## ИНДЕКСИРОВАНИЕ

Scopus, CAS, EBSCO, DOAJ, РИНЦ, ВИНТИ РАН, Dimensions, BASE, J-Gate, Jisc Library Hub Discover.



Журнал открытого доступа.

## УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ



**МИСИС** Университет науки и технологий  
УНИВЕРСИТЕТ  
НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ

## АДРЕС УЧРЕДИТЕЛЯ И ИЗДАТЕЛЯ

119049, г. Москва, Ленинский проспект, д. 4

## КОНТАКТЫ РЕДАКЦИИ

Адрес: 119049, г. Москва, Ленинский проспект, д. 4

Телефон: +7 (495) 955-00-77

e-mail: [send@misis.ru](mailto:send@misis.ru)



Контент доступен под лицензией  
Creative Commons Attribution 4.0 License.



**Activities of the Mining Science and Technology (Russia) (Gornye nauki i tekhnologii)** international journal are aimed at developing international scientific and professional cooperation in the field of mining.

**The journal target** audience comprises researchers, specialists in the field of mining, representatives of academic and professional communities.

**The journal publishes** original papers describing research findings, experience in the implementation of projects in mining industry, review publications.

The journal seeks to develop interdisciplinary areas that contribute to progress in mining, for example, technological and environmental safety, project organization and management in mining industry, development of territories, legal aspects of natural resource use, and other areas studied by researchers and practitioners. The journal always welcomes new developments. Papers are accepted in English or Russian.

## EDITOR-IN-CHIEF

**Vadim L. Petrov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

## DEPUTIES EDITOR-IN-CHIEF

**Oleg I. Kazanin**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Saint Petersburg Mining University, St. Petersburg, Russian Federation

**Svetlana A. Epshtein**, Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

## EDITORIAL BOARD

**Zach Agioutantis**, Prof., Ph.D., University of Kentucky, Lexington, Kentucky, USA

**Maksim A. Bogdasarou**, Prof., Dr.Sci.(Geol. and Min.), Brest State A. S. Pushkin University, Brest, Belarus

**Grigory Yu. Boyarko**, Prof. Dr. Sci. (Econ.), Cand. Sci. (Geol. and Miner.), National Research Tomsk Polytechnic University, Tomsk, Russian Federation

**Xuan Nam Bui**, Prof., Dr.Sci., Hanoi University of Mining and Geology, Duc Thang – Bac Tu Liem, Hanoi, Vietnam

**Carsten Drebenstedt**, Prof., Ph.D., Freiberg University of Mining and Technology, Freiberg, Germany

**Faramarz Doulati Ardejani**, Prof., Ph.D., Colledge of Engineering, University of Tehran, Tehran, Iran

**Mikhail S. Ershov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), National University of Oil and Gas "Gubkin University", Moscow, Russian Federation

**Akper A. Feyzullaev**, Prof., Dr.Sci.(Geol. and Min.), Institute of Geology and Geophysics of the National Academy of Sciences of Azerbaijan, Baku, Azerbaijan

**Ochir Gerel**, Prof., Dr.Sci.(Geol. and Min.), Geoscience Center, the Mongolian University of Science and Technology, Ulaanbaatar, Mongolia

**Zoran Gligorić**, Prof., Dr.Sci. (Mining-Underground Mining), University of Belgrade, Belgrade, Republic of Serbia

**Monika Hardygora**, Prof., Ph.D., Wroclaw University of Technology, Wroclaw, Poland

**Nikolae Ilias**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Petrosani, Petrosani, Romania

**Vladislav Kecojevic**, Prof., Ph.D., Benjamin M. Statler College of Engineering and Mineral Resources, West Virginia University, Morgantown, West Virginia, USA

**Aleksey A. Khoreshok**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russian Federation

**Vladimir I. Klishin**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Institute of Coal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Kemerovo, Russian Federation

**Vladimir N. Koshelev**, Prof., Dr.Sci.(Chem.), National University of Oil and Gas "Gubkin University" (Gubkin University), Moscow, Russian Federation

**Jyant Kumar**, Prof., Ph.D-Geotech.Eng., Indian Institute of Science, Bengaluru, India

**Vladimir A. Makarov**, Prof., Dr.Sci.(Geol. and Min.), Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

**Sergey I. Malafeev**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Vladimir State University named after Alexander and Nikolay Stoletovs, Vladimir, Russia

**Oleg S. Misnikov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Tver State Technical University, Tver, Russian Federation

**Valery V. Morozov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

**Igor M. Petrov**, Dr.Sci.(Eng.), Infomine Research Group LLC, Moscow, Russian Federation

**Bakhadirzhan R. Raimzhanov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS (branch), Almalyk, Uzbekistan

**Bayan R. Rakishev**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satpayev, Alma-Ata, Kazakhstan

**Oscar Jaime Restrepo Baena**, Prof., Ph.D., National University of Colombia, Medellín, Colombia

**Alexander N. Shashenko**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), National Mining University, Dnipro, Ukraine

**Vadim P. Tarasov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

**Denis P. Tibilov**, Prof., Dr.Sci.(Econ.), Moscow State Institute of International Affairs (University) under the Ministry of Foreign Affairs of Russia, Moscow, Russian Federation

**Niyaz G. Valiev**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), The Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russian Federation

**Natalia Zhuravleva**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), West Siberian Testing Center JSC (WSTCenter JSC), Novokuznetsk, Russian Federation

**Vera V. Yurak**, Assoc. Prof., Dr. Sci. (Econ.), Ural State Mining University, Yekaterinburg; Institute of Economics, Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation

## EDITORIAL COUNCIL

**Yuri G. Agafonov**, Assoc. Prof., Cand.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

**Michael R. Filonov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

**Leonid A. Plashchansky**, Prof., Cand.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

**Yuri I. Razorenov**, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, Russian Federation

## EXECUTIVE SECRETARY

**Daria P. Galushka**, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

## QUARTERLY

**FOUNDED** in 2016

## REGISTRATION

The journal science and applied research journal is registered by the Federal Service for Communication, IT and Mass Communication Control on August 10, 2015.  
Registration Certificate E-No. ФС77-62652

## INDEXATION

Scopus, CAS, EBSCO, DOAJ, РИНЦ, ВИНТИ РАН, Dimensions, BASE, J-Gate, Jisc Library Hub Discover.

## FOUNDER AND PUBLISHER



**MISIS** University of Science and Technology  
MISIS

## CONTACT

4 Leninsky Prospect, Moscow 119049, Russian Federation

Phone: +7 (495) 955-00-77

e-mail: [send@misis.ru](mailto:send@misis.ru)



This work is licensed under a  
[Creative Commons Attribution 4.0 License](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/).



## СОДЕРЖАНИЕ

### ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Исследование лежалых отвалов бедной золотосодержащей руды  
горнодобывающего предприятия Golden Pride Project (GPP) в районе Нзеге, Танзания ..... 5  
*Дж. Ширима, А. Викедзи, А.В. Рассказова*

Оценка целесообразности переработки золошлаковых отвалов  
Магаданской теплоэлектростанции ..... 12  
*Л.В. Шипунов, М.А. Кузьменков, Н.К. Гайдай*

Использование электрохимических воздействий в процессе флотационного дообогащения  
рядового железорудного концентрата ..... 21  
*Х.К. Рахимов, Е.Л. Чантурия, Д.В. Шехирев*

Характеристика и термическое поведение некоторых видов каолина  
различного происхождения из Северного Вьетнама ..... 30  
*Т.Т. Нгуен, Х.Б. Буи*

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Экспериментальные исследования проветривания тупиковой выработки  
нагнетательным способом при различном отставании вентиляционного трубопровода  
от груди забоя ..... 41  
*А.А. Каменских, Г.З. Файнбург, М.А. Семин, А.В. Тацкий*

Определение расхода воздуха в горных выработках на основе натурных измерений  
фактической газовой насыщенности оборудования с двигателями внутреннего сгорания ..... 53  
*В.А. Сенаторов*

### ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Оценка эффективности средств повышения качества электроэнергии  
в системе частотно-регулируемого электропривода скребковых конвейеров ..... 60  
*В.Л. Петров, А.В. Пичуев*



## CONTENTS

### BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Investigation of old waste dump composition of lean gold-bearing ores  
from the Golden Pride Project (GPP) mining operation in Nzega district, Tanzania ..... 5  
*J. Shirima, A. Wikedzi, A. V. Rasskazova*

Assessing viability of processing ash and slag dumps for energy-efficient ash beneficiation  
at Magadan CPP ..... 12  
*L. V. Shipunov, M. A. Kuzmenkov, N. K. Gaidai*

Electrochemical action on the flotation beneficiation of ordinary iron ore concentrate ..... 21  
*Kh. K. Rakhimov, E. L. Chanturiya, D. V. Shekhirev*

Characterization and thermal behavior of some types of kaolin of different origin  
from Northern Vietnam ..... 30  
*T. T. T. Nguyen, H. B. Bui*

### SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Experimental study on forced ventilation in dead-end mine working with various setbacks  
of the ventilation pipeline from the working face ..... 41  
*A. A. Kamenskikh, G. Z. Faynburg, M. A. Semin, A. V. Tatsiy*

Determining airflow requirements in mine workings based on field measurements  
of actual emissions from internal combustion engine equipment ..... 53  
*V. A. Senatorov*

### POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Assessing the efficiency of measures to enhance electric power quality  
in variable-frequency drive for scraper conveyors ..... 60  
*V. L. Petrov, A. V. Pichuev*



## ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-130>

УДК 622.7.1

**Исследование лежалых отвалов бедной золотосодержащей руды горнодобывающего предприятия Golden Pride Project (GPP) в районе Нзегга, Танзания**Дж. Ширима<sup>1</sup> , А. Викидзи<sup>1</sup> , А. В. Рассказова<sup>2</sup> <sup>1</sup> Университет Дар-эс-Салама, регион Дар-эс-Салам, Танзания<sup>2</sup> Институт горного дела, обособленное подразделение Хабаровского федерального исследовательского центра Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация [annbot87@mail.ru](mailto:annbot87@mail.ru)**Аннотация**

Поиск альтернативных источников полезных минералов является достаточно актуальной проблемой. Одним из таких возможных источников является переработка бедных золотосодержащих руд, переработка которых ранее не представлялась привлекательной для недропользователей, вследствие чего из них формировались отвалы забалансовой руды. Переработка этих ресурсов становится востребованной на фоне роста цен и уровня технологий с течением времени. В данной статье представлен элементный и минералогический состав бедных золотосодержащих отвалов горного предприятия Golden Pride Project (GPP) в Танзании, в районе «Лихендо». В данном районе находится старый отвал бедной золотосодержащей руды (масса составляет примерно 1,4 млн т). Извлечение ценных компонентов из бедного минерального сырья является актуальным направлением в настоящее время. Для опробования отвалов был произведён отбор проб. Глубина бурения скважин составила 1 м, общая площадь опробования – 20 га; было отобрано 18 проб средней массой 3 кг. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа (РФА/XRF) показали, что в отобранных пробах присутствуют такие элементы, как Fe, S, Si, Ca, Mn, Cu, Al, Cr, Ti, As, Ag. Результаты рентгенофазового анализа (XRD) показали, что основными минералами в отвалах являются мусковит, каолинит, кварц, монтмориллонит и гетит. Среднее содержание золота в отобранных пробах составляет 0,72 г/т. Исследования гранулометрического состава и распределения золота по классам крупности после измельчения руды показали, что большая часть золота (74 %) находится в классе –75 мкм. В исходной минеральной массе отвалов доля класса крупности +30–50 мм составляет 81 %. В статье предложены возможные методы переработки бедных отвалов золотосодержащих руд. Одним из возможных методов переработки отвалов является измельчение минерального сырья, отделение класса –75 мкм и его прямое выщелачивание либо выщелачивание по технологии «уголь в пульпе». Наиболее перспективным с точки зрения технико-экономических показателей представляется метод кучного выщелачивания. Имеется положительный опыт применения данной технологии в отношении руд аналогичного минерального типа.

**Ключевые слова**

Golden Pride Project (GPP), рентгенофазовый анализ, рентгенофлуоресцентный анализ, бедная золотосодержащая руда, характеристика руды, методы переработки

**Для цитирования**Shirima J., Wikedzi A., Rasskazova A.V. Investigation of old waste dump composition of lean gold-bearing ores from the Golden Pride Project (GPP) mining operation in Nzega district, Tanzania. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):5–11. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-130>



## BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

**Investigation of old waste dump composition of lean gold-bearing ores from the Golden Pride Project (GPP) mining operation in Nzega district, Tanzania**J. Shirima<sup>1</sup> , A. Wikedzi<sup>1</sup> , A. V. Rasskazova<sup>2</sup> <sup>1</sup> University of Dar es Salaam, Dar es Salaam Region, Tanzania<sup>2</sup> Mining Institute, Separate Division of Khabarovsk Federal research center of the Far Eastern branch, Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation [annbot87@mail.ru](mailto:annbot87@mail.ru)**Abstract**

The search for alternative sources of useful minerals is a pressing issue. One such possible source is the processing of lean gold-bearing ores, which previously did not seem feasible to exploit for subsoil users, leading to their disposal in off-balance ore dumps. Processing these resources becomes economically viable as gold prices rise and processing technologies improve over time. This paper presents the elemental and mineralogical composition of lean gold-bearing ore dumps from the Golden Pride Project (GPP) mining operation in Tanzania's Lihendo district. This area contains an old dump of lean gold-bearing ores, weighing approximately 1.4 million tons. Extracting valuable components from lean mineral raw materials is a current priority. Sampling was conducted to study the dumps. Boreholes were drilled to a depth of 1 m, covering a total sampling area of 20 ha; 18 samples, each averaging 3 kg in weight, were collected. The results of X-ray fluorescence analysis (XRF) indicated the presence of Fe, S, Si, Ca, Mn, Cu, Al, Cr, Ti, As, and Ag in the collected samples. X-ray diffraction (XRD) analysis revealed that the main minerals in the dumps are muscovite, kaolinite, quartz, montmorillonite, and goethite. The average gold grade in the selected samples is 0.72 g/t. Studies of the grain-size distribution and gold distribution by grain-size classes after ore grinding demonstrated that the majority of gold (74%) is in the –75 µm class. In the initial mineral material of the dumps, the share of the +30–50 mm grain-size class is 81%. The paper proposes potential methods for processing lean dumps of gold-bearing ores. One such method involves crushing the dump material, separating the –75 µm class, and subjecting it to direct leaching or leaching using “carbon-in-pulp” technique. Heap leaching appears to be the most promising method for extracting gold from such dumps in terms of technical and economic feasibility. Positive experience has been reported in applying this process to ores of similar mineralogical type.

**Keywords**

Golden Pride Project (GPP), X-ray phase analysis, X-ray fluorescence analysis, lean gold-bearing ore, ore characterization, processing methods

**For citation**

Shirima J., Wikedzi A., Rasskazova A.V. Investigation of old waste dump composition of lean gold-bearing ores from the Golden Pride Project (GPP) mining operation in Nzega district, Tanzania. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):5–11. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-130>

**Введение**

В современном мире промышленная революция вызвала повышенный спрос на полезные ископаемые, такие как золото, кобальт, никель, редкоземельные элементы, и элементы платиновой группы, такие как родий, осмий, палладий, рутений и иридий [1, 2]. Однако первичные запасы этих полезных ископаемых в мире ограничены и немногочисленны. Актуальным является поиск альтернативных источников полезных ископаемых [3]. Одним из таких возможных источников является переработка бедных золотосодержащих руд, переработка которых ранее не представлялась привлекательной для недропользователей, вследствие чего из них формировались отвалы забалансовой руды. Переработка этих ресурсов становится более актуальным вопросом за счет роста цен и уровня технологий с течением времени. Затраты на переработку бедных руд в настоящее время оправданы [1]. Методы оценки бортового содержания и эконо-

мической целесообразности проекта являются обязательными для принятия окончательного решения относительно эксплуатационных и экономических решений [4].

Извлечение золота из бедного минерального сырья актуально во многих регионах мира, что связано со снижением содержания золота в рудах текущей добычи вследствие первоочередной разработки более богатых и легкообогащаемых руд [5]. Конкретными примерами являются рудник Риджуэй в Соединенных Штатах Америки, Симмерго, Эрго и Краун Сэнд в Южной Африке [6].

Несмотря на вовлечение в переработку низкосортной руды на различных предприятиях мира, у каждого месторождения есть свои проблемы, которые требуют частного технико-экономического обоснования [7]. Одними из ключевых моментов технико-экономического обоснования являются свойства самой руды. Характеристики руды определяют выбор

метода переработки, который оказывает непосредственное влияние на экономику процесса добычи полезных ископаемых, таких как золото [8, 9].

Целью данной статьи является исследование отвалов золотосодержащих бедных руд Golden Pride Project (GPP) по элементному, минералогическому и гранулометрическому составу. В статье даны рекомендации по возможному способу переработки бедного минерального сырья отвалов.

Golden Pride Project (GPP) был проектом по добыче золота в районе Нзегга в Танзании, в 25 км от города Нзегга. Карьер эксплуатировался с 1998 г. до закрытия в 2013 г.<sup>1</sup> За время работы проекта добыто 2,589 млн т руды и получено 169 тыс. унций золота. Запасы месторождения оцениваются в 5,79 млн т руды (категория А – 2,04 млн т, категория В – 3,75 млн т со средним содержанием 2 г/т). Месторождение отрабатывалось открытой системой разработки. Основным методом извлечения золота являлось сорбционное выщелачивание с применением в качестве сорбента активированного угля (уголь в пульпе).

Рудная область представляет ряд слоев основных вулканитов, вулканокластических отложений, полосчатых железистых образований и интрузивных порфиров, прорванных поздними гранитами. Район имеет сложное строение с рядом мощных структур северного простирания, подчеркнутых поздними долеритовыми дайками и более тонкими структурами северо-западного и северо-восточного простирания. Разведка в этом регионе выявила два основных типа минерализации:

– золотокварцевую жильную минерализацию с высоким содержанием золота с обширными карбо-

нат-кремнистыми изменениями и пиритовыми прожилками;

– обширную минерализацию с низким вкрапленным содержанием золота, расположенную в северо-восточной сдвиговой системе Канегеле.

Именно ко второму типу минерализации относятся руды Golden Pride Project (GPP).

На протяжении всего срока эксплуатации месторождения бортовое содержание золота составляло приблизительно 2 г/т<sup>2</sup>. Минеральное сырье, содержание золота в котором было ниже 2 г/т, складировалось и использовалось для шихтования, либо отправлялось на отвал пустой породы, поскольку его переработка не была рентабельной [10–12]. Однако с ростом цен на золото и развитием методов переработки этот материал может быть пригодным для повторной переработки. Особый интерес представляют отвалы в округе Лихендо. Ранее выполненная оценка установила, что в данном районе содержится около 1,4 млн т золотосодержащей руды с содержанием золота 1,37 г/т, что действительно требует дальнейшей оценки возможности переработки руды.

## Материалы и методы

### 1. Материалы

Первым этапом отбора проб было разделение всей площади Лихендо в Танзании (130 га) с помощью Expert GPS Pro версии 7. После этого пробы были отобраны на пересечении вертикальной и горизонтальной линий сетки на площади 20 га (внутри области, обведенной линией на рис. 1 с помощью навигатора «Germin GPS, Montana 680t»).

<sup>1</sup> Report of the Presidential Mining Review Committee to Advise the Government on Oversight of the Mining Sector. 2008. URL: [https://www.policyforum-tz.org/sites/default/files/BomaniReport-English\\_0.pdf](https://www.policyforum-tz.org/sites/default/files/BomaniReport-English_0.pdf) [Accessed: January 2023].

<sup>2</sup> Developing the golden opportunity, GPP Annual Report. 2004. URL: [https://www.annualreports.com/HostedData/AnnualReportArchive/R/ASX\\_RSG\\_2004.pdf](https://www.annualreports.com/HostedData/AnnualReportArchive/R/ASX_RSG_2004.pdf) [Accessed: January 2023].

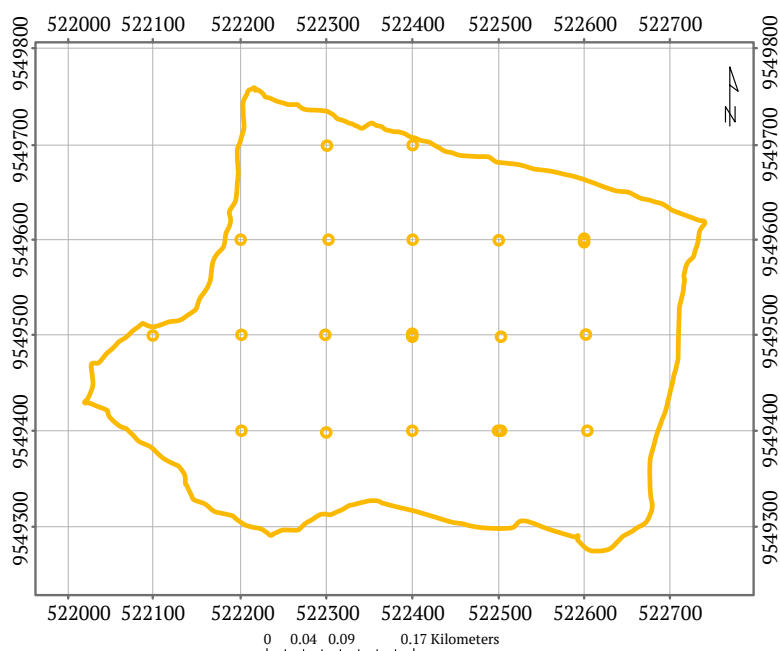


Рис. 1. Схема точек отбора проб в районе Лихендо (UTM)



Всего было отобрано 18 проб (табл. 1) из скважин глубиной 1 м, в сумме примерно 54 кг проб. Координаты точек отбора проб в формате долготы и широты (формат Arc1960) представлены в табл. 1.

## 2. Методы

### 2.1. Подготовка проб

Первоначально образцы сушили в печи при 105 °C в течение 1 ч для удаления влаги. Три пробы были объединены в единую технологическую пробу и измельчены до –2 мкм, а затем и разделены с помощью роторного делителя (Serog 040J-001 24) на 6 образцов каждый весом приблизительно 9 кг. Скорость вращения роторного делителя 0,5 об/с. От каждого из 9-килограммовых образцов отбирали 0,5-килограммовый образец для рентгеноструктурного анализа. Для рентгеноструктурного и рентгенофлуоресцентного анализов были отобраны образцы массой 1 кг.

### 2.2. Химический и минералогический анализ

Прежде чем выбрать какой-либо метод переработки полезных ископаемых, который напрямую определяет экономику проекта, важно провести элементный и минералогический анализ. В этом исследовании элементный состав был определен с использованием рентгеновского флуоресцентного анализа (РФА, прибор HITACHI-X MET 8000). Для идентификации Si, P, Al и Mg использовался режим MINING LE, в то время как MINING MODE использовался для идентификации остальных элементов. Продолжительность всех анализов составила 120 с на образец.

Определение минеральных фаз проводилось с использованием Bruker AXS D2 PHASER XRD производства Германии (модель A26-X1-A2B0D2C). Для идентификации этих фаз генератор XRD работал при напряжении 30 кВ и токе 10 мА с использованием медного анода.

### 2.3. Ситовой анализ

Исследователи обнаружили, что большая часть частиц золота высвобождается, когда руда измельчается примерно до 50–80 % класса –75 мкм [13, 14]. В данном исследовании была использована аналогичная методология. Образец весом около 1 кг измельчали до

50 % класса –75 мкм [14]. Образец просеивали в сухом виде в течение примерно 15 мин с последующим анализом золота на ситах каждого размера с использованием атомно-абсорбционного спектрометра (ААС).

## Результаты

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа шести образцов показали, что элементный состав отвалов весьма равномерный (рис. 2). Статистически с достоверной вероятностью 95 % элементный состав исследованных образцов является представительным. Результаты элементного состава отвалов следующие: Fe – 7,61, S – 0,22, Si – 10,74, Ca – 0,61, Mn – 0,04, Cu – 0,01, Al – 2,69, Cr – 0,025, Ti – 0,49, As – 0,04 % (масс), Au – 0,72 г/т, Ag – 0,06 г/т. Ценными металлами являются Ag и Au, а основным неметаллом является Si. Проба характеризуется низким содержанием серы и мышьяка, а также кальция, марганца, меди хрома и титана.

Рентгенофазовый анализ показывает, что минеральные фазы, присутствующие в образце, представляют собой кварц, биотит, каолинит, монтмориллонит, гетит, куприт и мусковит (рис. 2).

Основными минералами с процентным содержанием более 10 % являются мусковит, каолинит и кварц. Второстепенными фазами, доля которых по массе составляет менее 10 %, являются биотит, монтмориллонит и гетит (табл. 2).

Изучение распределения золота проводилось ситовым анализом с размерами сит 75, 106, 125 и 150 мкм. Результаты этого анализа показали, что руда имеет унимодальное распределение, при этом большая часть золота находится в тонкой фракции –75 мкм, как указано в табл. 3.

Для определения granulometricheskoy характеристики исходного материала отвалов бедной золотосодержащей руды был выполнен ситовый анализ минерального сырья. Для выполнения анализа были использованы сита с размером отверстий от 15 до 50 мм. Результаты распределения частиц по размерам (рис. 3) показывают, что только 0,4 % материала характеризуется крупностью менее 20 мм, в то время как большинство частиц (81 %) имеют крупность +30–50 мм.

Таблица 1

Точки отбора (в формате Arc1960)

| Координаты точки | Широта  | Долгота   | Координаты точки | Широта  | Долгота   |
|------------------|---------|-----------|------------------|---------|-----------|
| 1                | 4°4'31" | 33°12'0"  | 10               | 4°4'24" | 33°11'57" |
| 2                | 4°4'28" | 33°12'0"  | 11               | 4°4'21" | 33°11'57" |
| 3                | 4°4'24" | 33°12'0"  | 12               | 4°4'41" | 33°11'54" |
| 4                | 4°4'21" | 33°12'0"  | 13               | 4°4'38" | 33°11'54" |
| 5                | 4°4'41" | 33°11'57" | 14               | 4°4'34" | 33°11'54" |
| 6                | 4°4'38" | 33°11'57" | 15               | 4°4'31" | 33°11'54" |
| 7                | 4°4'34" | 33°11'57" | 16               | 4°4'28" | 33°11'54" |
| 8                | 4°4'31" | 33°11'57" | 17               | 4°4'24" | 33°11'54" |
| 9                | 4°4'28" | 33°11'57" | 18               | 4°4'21" | 33°11'54" |



### Обсуждение

По результатам рентгенофазового анализа в бедных золотосодержащих отвалах преобладают оксиды и силикаты. По данным минералогического анализа минеральную массу можно отнести к золотокварцевому типу. Причем, судя по содержанию мусковита, минеральное сырье является метасоматизированным. Незначительное количество сульфидных мине-

ралов не оказывает влияния на возможные процессы выщелачивания [15, 16]. Результаты РФА показали, что содержание как меди, так и серы было ниже 0,05 и 0,5 % соответственно. Медь является цианисидом, элементом, вступающим во взаимодействие с цианидом при выщелачивании золота и обуславливающим его повышенный расход, но в исследуемом минеральном сырье не прогнозируется ее негативное влияние.

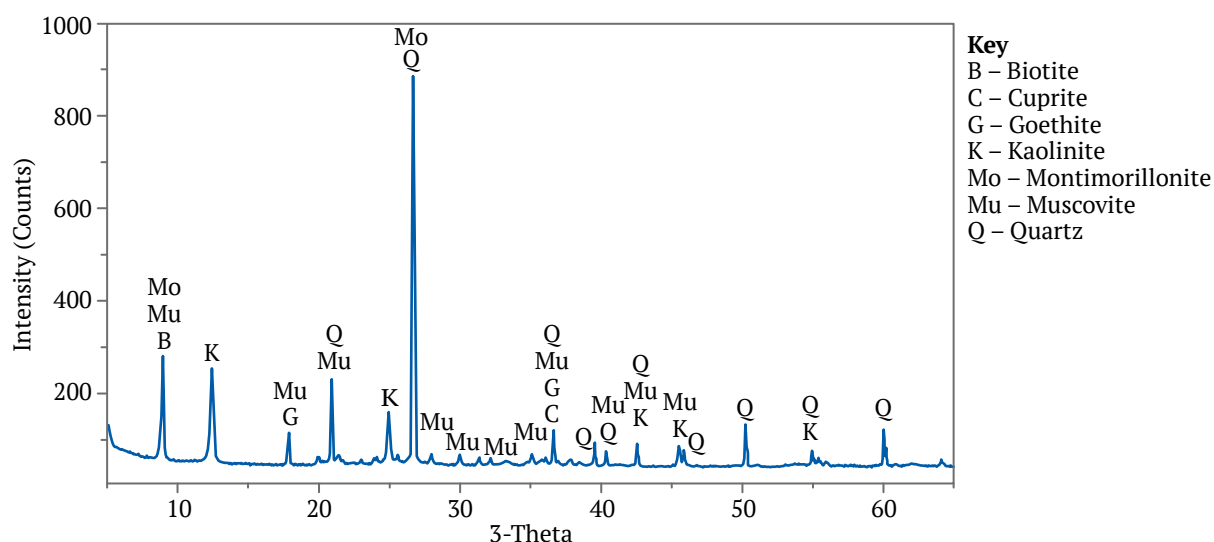


Рис. 2. Рентгенофазовый анализ (XRD) и основные минеральные фазы

Таблица 2

Основной минералогический состав пробы

| Минерал            | Массовая доля, % |
|--------------------|------------------|
| Мусковит           | 37,66            |
| Кварц              | 28,03            |
| Каолинит           | 27,77            |
| Биотит             | 3,89             |
| Гетит              | 1,44             |
| Монтмориллонит     | 0,89             |
| Остальные минералы | 0,32             |
| Итого              | 100              |

Таблица 3

Распределение золота по гранулометрическим фракциям

| Класс крупности, мкм | Выход фракции, % | Содержание золота в классе крупности, г/т | Распределение золота, % |
|----------------------|------------------|-------------------------------------------|-------------------------|
| +150                 | 11,49            | 0,07                                      | 3,39                    |
| +125–150             | 23,41            | 0,05                                      | 4,93                    |
| +106–125             | 44,21            | 0,08                                      | 14,91                   |
| +75–106              | 6,61             | 0,10                                      | 2,79                    |
| –75                  | 14,27            | 1,23                                      | 73,99                   |
| Итого                | 100,00           | 0,24                                      | 100,00                  |

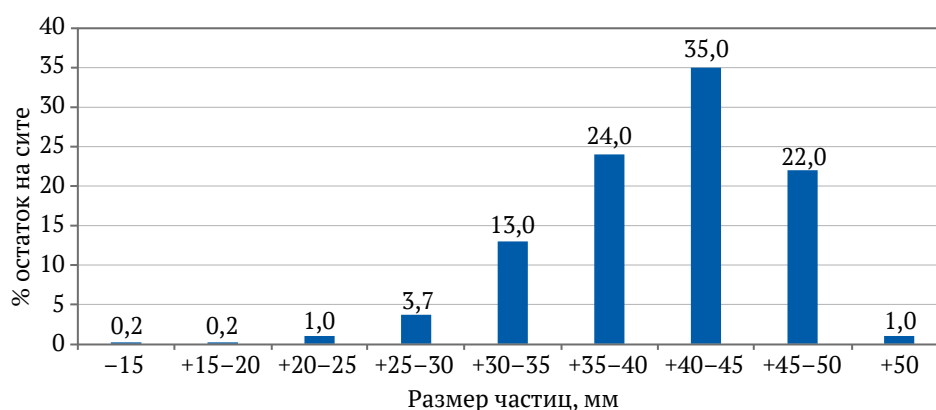


Рис. 3. Гранулометрический состав отвала бедной золотосодержащей руды



В исследуемом материале обнаружено примерно 28 % каолинита, который может проявлять сорбционные свойства относительно золото-цианистых комплексов, образовавшихся при выщелачивании. Также возможны ухудшения фильтрационных свойств минерального сырья вследствие высокого содержания каолинита. Фильтрационные свойства минерального сырья важны в процессах кучного и подземного выщелачивания.

Более того, в настоящем исследовании установлено, что среднее содержание золота составило 0,72 г/т, ранние исследования сообщали о более высоком содержании 1,37 г/т<sup>3</sup>. Отличие от предыдущих результатов может быть связано с тем, что предыдущее исследование включало образцы только из 7 точек отбора, также важным моментом является глубина отбора проб<sup>4</sup>.

Можно рассматривать технологию кучного выщелачивания как один из перспективных вариантов обработки запасов. Низкие содержания золота (0,72 г/т) обуславливают необходимость низких капитальных и эксплуатационных затрат при извлечении ценных компонентов [17]. Прибыль от реализации золота, добытого методом кучного выщелачивания, может на порядок превышать прибыль от реализации золота, полученного по фабричной технологии. Крупность материала отвалов +25 мм, что соответствует требованиям, предъявляемым для кучного выщелачивания. Возможно потребуются дополнительные операции по окомкованию, для уточнения требуются технологические исследования.

Известен положительный опыт кучного выщелачивания золотокварцевых руд месторождения Майское (Хакасия, Российская Федерация). На рудах данного месторождения удалось достигнуть извлечения 73–86 %. Золотокварцевые руды после дробления

до –10 мм окомковывались, укладывались в штабель и орошались цианидным раствором. Из продуктивных растворов золото осаждалось цементацией на цинковую стружку. После кислотной обработки осадков (золото-цинковых шламов) и обжига получали металл в слитках [18].

### Заключение

В данной работе исследованы бедные золотосодержащие отвалы из района Лихендо в округе Нзеза, Танзания. Присутствие глинистых минералов, таких как каолинит, может усложнить фильтрационные процессы при применении метода кучного выщелачивания. Кроме того, глинистые минералы способны проявлять сорбционную активность по отношению к извлеченным золотоцианистым комплексам в результате выщелачивания.

Минимально необходимая крупность минерального сырья для агитационного выщелачивания составляет 80 % класса –75 мкм. Существует множество проектных решений, где крупность выщелачиваемого материала ниже [19]. Исходя из минералогии и элементного анализа вероятным методом гидрометаллургической обработки является агитационное выщелачивание, в том числе в режиме уголь в пульпе. Установлено, что в измельченном до необходимой для агитационного выщелачивания крупности минеральном сырье 74 % золота приходится на фракцию –75 мкм. В связи с этим целесообразным способом переработки может быть дробление, измельчение, отделение мелкой фракции на гидроциклонах. Фракция размером –75 мкм может быть переработана прямым выщелачиванием (или в режиме уголь в пульпе). Таким образом уменьшается доля руды, подвергаемой выщелачиванию (что уместно, так как 74 % золота приходится на фракцию –75 мкм, выход которой составляет 14,27 %). Несмотря на техническую реализуемость предложенного выше варианта практически применимым методом с точки зрения экономических показателей является кучное выщелачивание. Руды аналогичного золотокварцевого типа демонстрируют извлечение золота порядка 70–80 %.

<sup>3</sup> Developing the golden opportunity, GPP Annual Report. 2004. URL: [https://www.annualreports.com/HostedData/AnnualReportArchive/R/ASX\\_RSG\\_2004.pdf](https://www.annualreports.com/HostedData/AnnualReportArchive/R/ASX_RSG_2004.pdf) [Accessed: January 2023].

<sup>4</sup> Ibid.

### Список литературы / References

1. Araya N., Kraslawski A., Cisternas L. A. Towards mine tailings valorization: Recovery of critical materials from Chilean mine tailings. *Journal of Cleaner Production*. 2020;263:121555. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.121555>
2. Hlabangana N., Bhebhe S., Mguni N.G., et al. Optimisation of the leaching parameters of a gold ore in sodium cyanide solution. *International Journal of Engineering Research and Reviews*. 2018;6(1):1–10.
3. Tilton J.E. Is mineral depletion a threat to sustainable mining? *SEG Newsletter*. 2010. URL: [http://inside.mines.edu/UserFiles/File/economicsBusiness/Tilton/Sustainable\\_Mining\\_Paper.pdf](http://inside.mines.edu/UserFiles/File/economicsBusiness/Tilton/Sustainable_Mining_Paper.pdf) [Accessed: January 2023].
4. Nieto A., Muncher B. An applied economic assessment and value maximization of a mining operation based on an iterative cut-off grade optimization algorithm. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*. 2021;12(4):309–326. <https://doi.org/10.1504/IJMME.2021.121330>
5. Александрова Т.Н. Комплексная и глубокая переработка минерального сырья природного и техногенного происхождения: состояние и перспективы. *Записки Горного института*. 2022;256:503–504. Aleksandrova T.N. Complex and deep processing of mineral raw materials of natural and technogenic origin: state and prospects. *Journal of Mining Institute*. 2022;256:503–504.
6. Marsden J.O. Overview of gold processing techniques around the world. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2006;23(3):121–125. <https://doi.org/10.1007/BF03403198>



7. Gorain B., Lakshmanan V.I., Ojaghi A. Ore body knowledge. In: Lakshmanan V., Gorain B. (eds.) *Innovations and Breakthroughs in the Gold and Silver Industries: Concepts, Applications and Future Trends*. NY: Springer International Publishing; 2019. [https://doi.org/10.1007/978-3-030-32549-7\\_2](https://doi.org/10.1007/978-3-030-32549-7_2)
8. Baum W. Ore characterization, process mineralogy and lab automation a roadmap for future mining. *Minerals Engineering*. 2014;60:69–73. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.11.008>
9. Nayak A., Ashrit S., Jena M.S., et al. Mineralogical characterization for selection of possible beneficiation route for low-grade lead-zinc ore of Rampura Agucha, India. *Transactions of the Indian Institute of Metals*. 2020;73(3):775–784. <https://doi.org/10.1007/s12666-020-01887-y>
10. Asad M.W.A. Cutoff grade optimization algorithm with stockpiling option for open pit mining operations of two economic minerals. *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*. 2005;19(3):176–187. <https://doi.org/10.1080/13895260500258661>
11. Azimi Y., Osanloo M., Esfahanipour A. An uncertainty based multi-criteria ranking system for open pit mining cut-off grade strategy selection. *Resources Policy*. 2013;38(2):212–223. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2013.01.004>
12. Kalitenge D. Cut-off Grade Optimization in Open-pit Mines Considering Two Processing Streams and Rehabilitation Cost. [Master of Science Thesis]. 2021. URL: <https://era.library.ualberta.ca/items/0ed2e0d-a615-4243-9cbc-f8e1b2dde87e/download/601fca24-42e9-4b65-8215-320d35dd8695> [Accessed: October 2023]
13. Kondos P.D., Deschênes G., Morrison R.M. Process optimization studies in gold cyanidation. *Hydrometallurgy*. 1995;39(1–3):235–250. [https://doi.org/10.1016/0304-386x\(95\)00032-c](https://doi.org/10.1016/0304-386x(95)00032-c)
14. Coetzee L.L., Theron S.J., Martin G.J., et al. Modern gold deportments and its application to industry. *Minerals Engineering*. 2011;24(6):565–575. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.09.001>
15. Dadgar A. Refractory concentrate gold leaching: Cyanide vs. bromine. *The Journal of the Minerals, Metals & Materials Society*. 1989;41(12):37–41. <https://doi.org/10.1007/BF03220846>
16. Mwangi A. *The design of a mobile concentrator plant for gold extraction from Tailings in Tanzania*. 2010. URL: [https://www.academia.edu/en/71531220/The\\_design\\_of\\_a\\_mobile\\_concentrator\\_plant\\_for\\_gold\\_extraction\\_form\\_tailings\\_in\\_Tanzania](https://www.academia.edu/en/71531220/The_design_of_a_mobile_concentrator_plant_for_gold_extraction_form_tailings_in_Tanzania) [Accessed: January 2023].
17. Rasskazova A.V. Leaching of base gold-bearing ore with chloride-hypochlorite solutions. In: *IMPC 2018 – 29<sup>th</sup> International Mineral Processing Congress*. Moscow, September 17–21, 2018. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum; 2019. Pp. 4093–4098.
18. Гудков С.С., Деметьев В.Е., Дружина Г.Я. *Кучное выщелачивание золота и серебра*. Иркутск: ОАО Иргиредмет; 2004. 352 с.  
Gudkov S.S., Dementyev V.E., Druzhina G.Ya. *Heap leaching of gold and silver*. Irkutsk: JSC Irgiredmet; 2004. 352 p. (In Russ.)
19. Marsen J.O., House C.I. *The chemistry of gold extraction*. House Ellis-Horwood: Chichester; 1992.

### Информация об авторах

**Джексон Ширима** – аспирант, Университет Дар-эс-Салама, регион Дар-эс-Салам, Танзания; ORCID [0000-0001-6206-0306](https://orcid.org/0000-0001-6206-0306); e-mail [jackson1rustus@gmail.com](mailto:jackson1rustus@gmail.com)

**Альфонсе Викидзи** – кандидат технических наук, ведущий исследователь, Университет Дар-эс-Салама, регион Дар-эс-Салам, Танзания; ORCID [0000-0003-3063-8550](https://orcid.org/0000-0003-3063-8550), Scopus ID [57189371148](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorid=57189371148); e-mail [alpho20012001@gmail.com](mailto:alpho20012001@gmail.com)

**Анна Вадимовна Рассказова** – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, Институт горного дела, обособленное подразделение Хабаровского федерального исследовательского центра Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6998-8120](https://orcid.org/0000-0002-6998-8120), Scopus ID [36661516800](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorid=36661516800), ResearcherID [K-6384-2015](https://orcid.org/K-6384-2015); e-mail [annbot87@mail.ru](mailto:annbot87@mail.ru)

### Information about the authors

**Jackson Shirima** – PhD-Student, University of Dar es Salaam, Dar es Salaam Region, Tanzania; ORCID [0000-0001-6206-0306](https://orcid.org/0000-0001-6206-0306); e-mail [jackson1rustus@gmail.com](mailto:jackson1rustus@gmail.com)

**Alphonse Wikedzi** – Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher, University of Dar es Salaam, Dar es Salaam Region, Tanzania; ORCID [0000-0003-3063-8550](https://orcid.org/0000-0003-3063-8550), Scopus ID [57189371148](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorid=57189371148); e-mail [alpho20012001@gmail.com](mailto:alpho20012001@gmail.com)

**Anna V. Rasskazova** – Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher, Mining Institute, Separate Division of Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6998-8120](https://orcid.org/0000-0002-6998-8120), Scopus ID [36661516800](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorid=36661516800), ResearcherID [K-6384-2015](https://orcid.org/K-6384-2015); e-mail [annbot87@mail.ru](mailto:annbot87@mail.ru)

Поступила в редакцию 05.07.2023  
Поступила после рецензирования 17.11.2023  
Принята к публикации 20.11.2023

Received 05.07.2023  
Revised 17.11.2023  
Accepted 20.11.2023



## ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-05-116>

УДК 622

**Оценка целесообразности переработки золошлаковых отвалов  
Магаданской теплоэлектроцентрали**Л. В. Шипунов<sup>1</sup> , М. А. Кузьменков<sup>1</sup> , Н. К. Гайдай<sup>1, 2</sup> <sup>1</sup> Северо-Восточный государственный университет, г. Магадан, Российская Федерация<sup>2</sup> Северо-Восточный комплексный научно-исследовательский институт им. Н. А. Шило  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Магадан, Российская Федерация [nataly\\_mag@rambler.ru](mailto:nataly_mag@rambler.ru)**Аннотация**

Комплексная переработка золошлаковых отходов является одним из поддерживаемых направлений развития экологичности и эффективности производства энергетики. Рациональное использование их в массовом производстве в настоящее время реализовано в области строительства. Развитие современных технологий обогащения позволяет ставить вопрос о получении из золошлаковых отходов различных полезных компонентов. Цель данного исследования – изучение возможности применения энергоэффективного обогащения золы с целью производства тяжелой металлосодержащей фракции и отделения магнитной фракции. Для оценки возможности обогащения золы и ее рационального использования была исследована техническая документация золошлаковых отвалов ПАО «Магаданэнерг» и проведены полуквантитативные анализы отобранных проб с золошлакового отвала. Полученные данные по содержаниям полезных компонентов и количеству золошлаков позволили разработать комплексные обогатительные схемы с оценкой их технологической эффективности и произвести оценку потенциальной экономической эффективности. Объем металлов, планируемых к извлечению, по оценкам, составил: для Ti(me-1) – 785 т, для Sr(me-2) – 183 т и для Fe(me-3) – 4867 т. Рассчитаны технологические показатели обогащения и укрупненные значения экономических показателей для реализации данного проекта в промышленных масштабах. Экономическая целесообразность проекта по переработке золы в двух моделях из трех показывает хорошие значения в десятилетнем горизонте. Реализация проекта эффективна и с точки зрения улучшения экологической ситуации, т.к. позволяет вовлечь в переработку до 10 % всего объема золоотвалов, что на пятую часть выполняет требования Энергетической стратегии Российской Федерации до 2035 года. Исследования золы Магаданской теплоэлектроцентрали (МТЭЦ) не являются новыми, но в рамках исследования комплексной переработки золы с целью получения различных полезных компонентов ранее работы не проводились.

**Ключевые слова**

зола, МТЭЦ, отходы, обогащение, пробы, экономическая эффективность, экология, Магадан

**Для цитирования**

Shipunov L. V., Kuzmenkov M. A., Gaidai N. K. Assessing viability of processing ash and slag dumps for energy-efficient ash beneficiation at Magadan CPP. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):12–20. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-05-116>

## BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

**Assessing viability of processing ash and slag dumps  
for energy-efficient ash beneficiation at Magadan CPP**L. V. Shipunov<sup>1</sup> , M. A. Kuzmenkov<sup>1</sup> , N. K. Gaidai<sup>1, 2</sup> <sup>1</sup> North-Eastern State University, Magadan, Russian Federation<sup>2</sup> North-Eastern Integrated Research Institute named after N.A. Shilo of Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences,  
Magadan, Russian Federation [nataly\\_mag@rambler.ru](mailto:nataly_mag@rambler.ru)**Abstract**

Complex processing of ash and slag waste is a supported directions for the development of environmental friendliness and performance in power engineering. The rational use of this waste in large-scale production processes has now been realized in the construction field. The development of up-to-date beneficiation



technologies raises the possibility of extracting various useful components from ash and slag wastes. This study aims to investigate the potential for using energy-efficient ash beneficiation to produce a heavy metal-containing fraction and separate the magnetic fraction. To assess the feasibility of ash beneficiation and its rational use, the technical documentation of ash and slag dumps of PJSC “Magadanenergo” was studied, and semi-quantitative analyses of samples collected from these dumps were carried out. The data on the content of useful components and quantities of ash and slag enabled us to develop complex beneficiation flow sheets, assess their process efficiency, and evaluate their potential financial viability. The estimated volume of metals to be recovered includes 785 tons of Ti (me-1), 183 tons of Sr (me-2), and 4,867 tons of Fe (me-3). The performance indicators of the beneficiation and aggregated values of economic indicators for this project implementation on an industrial scale were calculated. The economic feasibility of the ash processing project showed good values for two out of three models over a ten-year planning horizon. Implementing the project also effectively improves the environmental situation by potentially processing up to 10% of the total volume of ash dumps, fulfilling one-fifth of the Energy Strategy of the Russian Federation’s requirements until 2035. While investigations of ash from the Magadan Cogeneration Power Plant (MCPP) are not new, they were not previously carried out within the framework of studying integrated processing of ash to obtain various useful components.

### Keywords

ash, Magadan Cogeneration Power Plant, waste, beneficiation, samples, cost efficiency, ecology, Magadan

### For citation

Shipunov L. V., Kuzmenkov M. A., Gaidai N. K. Assessing viability of processing ash and slag dumps for energy-efficient ash beneficiation at Magadan CPP. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):12–20. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-05-116>

## Введение

Золошлаковые отходы преследуют человечество на протяжении всего развития с момента промышленной революции. Комплексная переработка золошлаковых отходов является одним из поддерживаемых направлений развития экологичности и эффективности производства энергетики<sup>1</sup>.

Рациональное использование таких отходов в массовом производстве нашлось только в различных технологиях строительства [1–3]. Однако развитие современных технологий обогащения позволяет обратить внимание на новые источники полезных ископаемых. Одним из таких направлений исследований стало обогащение золы с целью извлечения из нее различных полезных компонентов, например, драгоценных и редких металлов или недожжённого угля, из которого далее исследовалась возможность изготовления сорбента [4]. Многие работы в этой области сфокусировались на изучении извлечения магнетита [5, 6], драгоценных и редких металлов [7–9] и алюмосиликатов [10, 11]. Экономический эффект от реализации данных проектов в различные периоды различался, реализация оказывалась как убыточной, так и прибыльной. Этот эффект в большей степени определяется результатом поиска рациональных путей сбыта получаемой продукции.

В то же время масштабных исследований по переработке золошлаковых отходов с целью извлечения из них титанового концентрата не проводилось и экономическая эффективность таких проектов не оценивалась. Вероятно, это связано с тем, что вопрос рационального обогащения золы напрямую связан

с вещественным составом золы и гранул недожжённого угля. А степень обогащения полезных компонентов в различных соотношениях сильно варьируется в зависимости от значений этих соотношений.

Состав и вид углей, поставляемых последние 20 лет на МТЭЦ для сжигания, был изучен авторами [12]. Кратко можно привести следующую его характеристику: уголь с Талдинского месторождения (Кузбасс) – типичный длиннопламенный энергетический, малозольный, с большим содержанием известняков в минеральных частицах углей. Угли этого месторождения обогащались совместно с разных зон добычи, и итоговая смешанная фракция грузилась на отправку на МТЭЦ.

Ежегодно ПАО «Магаданэнерго» поставляет около 300 000 т угля с вышеуказанного месторождения<sup>2</sup>. Кемеровского угольного бассейна. При этом в ходе отопительной компании осень-весна и поддержания работы котлоагрегатов летом происходит генерация около 33 000 м<sup>3</sup> золошлаковых отходов, что при плотности 1,2–1,3 т/м<sup>3</sup> составляет около 41 000 т золошлаковых отходов за год.

## Постановка проблемы

К настоящему времени рациональной доказанной технологии переработки золошлаковых отходов МТЭЦ, требуемой Энергетической стратегией Российской Федерации, не существует.

Применение золы Магаданской ТЭЦ в составе клинкеров в цементных смесях для производства бетона на их основе оказалось неудачным ввиду

<sup>1</sup> «Круглый стол» на тему «Законодательное регулирование использования золошлаковых отходов угольных ТЭС». Министерство энергетики Российской Федерации. URL: <https://minenergo.gov.ru/node/140114> (Дата обращения: 20.11.22).

<sup>2</sup> Батакова О.Г. Магаданэнерго завезет более 300 тысяч тонн угля для отопительного сезона 2021–2022. Сайт ПАО «Магаданэнерго». 2021. URL: <http://www.magadanenergo.ru/content/magadanenergo-zavezet-bolee-300-tysyach-tonn-uglya-dlya-otopitelnogo-sezona-2021-2022> (Дата обращения: 03.05.2021).



большого содержания оксида кальция, который негативно влияет на прочностные свойства получаемых бетонов. Их марочность снижается с В30 до В10, что недопустимо при производстве зданий и сооружений для энергетической промышленности. А исследования по применению золошлаковых отходов в малых строительных формах (кирпичи, блоки, плиты) оказались не востребованы в силу малых объемов жилищного строительства в Магадане в период с 2010 по 2022 г.

При этом в Энергетической стратегии Российской Федерации в период до 2035 г. перед всеми энергетическими компаниями, использующими в своей генерации энергии уголь, предписывается разработать меры по снижению экологической нагрузки на районы размещения ТЭС, в том числе и с учетом вовлечения в переработку золошлаковых отходов. Согласно положениям этой стратегии к 2024 г. должно быть утилизировано и обезврежено 15 % от всего объема образцованных золошлаковых отходов, а к 2035 г. – 50 %<sup>3</sup>.

Основываясь на наших предыдущих исследованиях и исследованиях других авторов в сходных темах, мы обратили внимание на золошлаковые отвалы МТЭЦ с целью получения тяжелой (крайне насыщенной различными металлами, например, оксидами титана, циркония, стронция, рубидия и сульфидами цинка и меди) фракции, которую впоследствии можно было бы переработать различными методами с получением концентратов различных металлов. Для титановых и циркониевых оксидов предполагается применить метод попеременной магнитной и электрической сепарации с последовательным увеличением индукции магнитного поля сепараторов, получением отдельного магнитного концентрата с содержанием около 53–62 % по массе согласно предыдущим первичным исследованиям и селективным концентратам ильменита, рутила, монацита и циркона. А для извлечения стронция и рубидия предполагается использовать последовательную схему из электрических сепараторов с конечным кислотным растворением и выделением концентрата в электролизной машине.

### Методика исследования

Основная цель данной работы – исследование выхода тяжелой фракции из золошлаковых отходов посредством применения традиционных методов гравитационного обогащения, магнитного и электрического обогащения, а также расчет экономической целесообразности этого обогащения. Ожидаемые концентраты металлов, составляющие тяжелую фракцию первичного гравитационного обогащения, учитываемые далее в расчетах, приведены выше.

Для достижения поставленной цели были решены следующие задачи:

1) *Оценка объемов золы, накопленных на золошлаковых отвалах МТЭЦ.* Анализ проводился посредством

обработки статистической информации, накопленной МТЭЦ, в ходе натурных наблюдений за процессом генерации золошлаковых отходов и их складирования путем налива в золоотвал [13].

2) *Пробоотбор и полуколичественный анализ полезных компонентов в золошлаковых отходах МТЭЦ.* Анализ выполнялся на энергодисперсионном флуоресцентном рентгеновском спектрометре EDX-800HS2 производства «Shimadzu» (Япония) полуколичественным методом энергодисперсионной рентгенофлуоресцентной спектроскопии. Условия измерений следующие: трубка – Rh-анод (мощность 50 Вт); напряжение – 50 кВ, 15 кВ; ток – 100 мкА (авто); атмосфера – гелий; измеряемый диаметр – 5 мм; время измерения – 100 с; измерения образцов проводились в диапазонах Ti-U (0,00–40,00 кэВ), Na-Sc (0,00–4,40 кэВ), S-K (2,1–3,4 кэВ) [13].

Пробы для анализа отбирались на золошлаковом отвале №1 (ЗШО-1) МТЭЦ. Использовалась следующая методика пробоотбора: сначала были определены основные зоны золоотвала – берма безопасности, зоны разлива гидротранспорта, зоны смешения золы, зоны чистого намыва золы. Пробы отбирались с заглубления зон чистого намыва золы (порядка 4 м) после производства процесса выемки верхних слоев золошлаковых отходов для перемещения их на другой золоотвал техникой ПАО «Магаданэнерго» (согласно графику перемещения золошлаковых отходов). Сами пробы отбирались вдоль фланга горстевым способом. На одну фланговую пробу приходилось порядка восьми отобранных частей. Каждая из частей весила чуть больше 1 кг. Далее пробы перемещались в лаборатории обогащения полезных ископаемых политехнического института СВГУ методом кольца и конуса трехкратно, сушились и квартовались механическим способом на классическом делителе. 1/8 полученной пробы отправлялась на полуколичественный анализ [13]. Всего было отобрано 8 фланговых проб общей массой 72,4 кг исходной золы до сушки. После сушки масса пробы снизилась до 58,2 кг.

3) *Разработка и базовый расчет рациональных технологических схем обогащения.* Разработка схем основывалась на классических схемах обогащения титано-цирконовых песков месторождений россыпного типа с последующей магнитно-электрической доводкой на соответствующих сепараторах. Также рассчитывалось извлечение стронция [14]. Схемы учитывали парк оборудования в лаборатории обогащения СВГУ, состоящий преимущественно из установок гравитационного обогащения (машина отсадочная высокочастотная – МОЛ2.5, концентрационные столы СКО-1 и РР-4, винтовой сепаратор, шлюз мелкого наполнения с резиновым высокопрофильным трафаретом, центробежный сепаратор) и установок магнитного и электрического обогащения (магнитный сепаратор барабанного типа, жидкий магнитный сепаратор, сухой магнитный сепаратор высокоградиентных полей, электрический барабанный сепаратор). Был использован классический метод расчета теории обогащения: по показателям содержаний в исходном

<sup>3</sup> Энергетическая стратегия Российской Федерации на период до 2035 года. Министерство энергетики Российской Федерации; 2020. URL: <https://minenergo.gov.ru/node/1026> (Дата обращения: 20.11.22).



продукте, концентрате и хвостах рассчитывались выходы продуктов и извлечения, от которых брались объемы ожидаемого концентрата [15].

4) *Расчет базовых экономических показателей для выбранной технологической схемы для определения дальнейшей целесообразности разработки проекта переработки золы.* Экономические показатели считались по доуточненному методу NPV в изложении Аткинсона от 2005 г. [16]. На этих расчетах строилась базовая ригидная модель и по ней определялись дополнительные сценарии: пессимистичный, реалистичный и оптимистичный (каждый из которых учитывает возможности исполнения заданных значений производительности, извлечения и реализации товарной продукции по установленным ценам согласно сценариям).

### Результаты исследований

Объемы золы были получены посредством обработки общего массива данных натурных наблюдений в виде статистической информации по золоотвалам МТЭЦ, предоставленных ПАО «Магаданэнерго». Основные значения, используемые далее в подсчетах, сведены в табл. 1. Картирование отвалов и места про-

боотбора приведены в ранее опубликованных материалах авторов [17].

Для оценки объемов металлов, находящихся в золе МТЭЦ, были проведены полуколичественные анализы состава зол по отобраным в июле 2022 г. пробам согласно методу, описанному выше. Пробоотбор производился на флангах чистого намыва золы для снижения вероятности заражения проб окружающими породами [13, 14].

Полуколичественный анализ состава зол проведен специалистами института органической и физической химии им. А.Е. Арбузова (обособленное структурное подразделение ФИЦ «Казанский научный центр РАН»). Результаты полученного содержания компонентов различных металлов в золе МТЭЦ приведены в табл. 2.

Минералогические исследования показали, что состав проб соответствует типичному составу золошлаковых отходов. В их составе присутствуют кварц, силикаты, оксиды железа, пирит, карбонат, кремний, пирротин, чистое железо, латунь (Cu + Zn), а также сплавы железа различного состава: сплав Fe–Ni–Cr, Cr + Fe (феррохромит), Fe + Cr и Fe + Mn (количество Mn до 0,78 %), целестин, следы карналита.

Таблица 1

Краткие технические характеристики золоотвалов МТЭЦ

| Наименование                                    | 1-й квартал 2021 | 2-й квартал 2021 | 3-й квартал 2021 | 4-й квартал 2021 |
|-------------------------------------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| Размещение всего, тыс. м <sup>3</sup>           | 13,38            | 3,50             | 1,94             | 11,25            |
| ЗШО-1*, секция 1                                | 13,38            | 0,00             | 0,00             | 0,00             |
| ЗШО-1, секция 2                                 | 0,00             | 3,50             | 1,94             | 11,25            |
| Накоплено всего на ЗШО-1, тыс. м <sup>3</sup>   | 2 713,20         | 2 704,70         | 2 706,70         | 2 708,10         |
| Накоплено всего на ЗШО-1, тыс. т                | 3 255,90         | 3 245,70         | 3 248,10         | 3 249,70         |
| на ЗШО-1, секция 1, тыс. м <sup>3</sup>         | 2 108,50         | 2 111,50         | 2 111,50         | 2 101,70         |
| на ЗШО-1, секция 2, тыс. м <sup>3</sup>         | 604,70           | 593,30           | 595,20           | 606,50           |
| Накоплено всего на ЗШО-2**, тыс. м <sup>3</sup> | 1 781,80         | 1 796,80         | 1 796,80         | 1 806,60         |
| Накоплено всего на ЗШО-2, тыс. т                | 2 138,10         | 2 156,10         | 2 156,10         | 2 167,90         |

\* ЗШО-1 – золошлаковый отвал 1, находящийся в непосредственной близости к улице Речной на участке микрорайонов «Пионерный» – «Солнечный».

\*\* ЗШО-2 – золошлаковый отвал 2, находящийся на удалении от улицы Речной, в долине реки Балахапчан, связан грунтовой дорогой с ЗШО-1.

Таблица 2

Содержания компонентов в золе МТЭЦ, %

| Пробы | Si    | Al    | Fe    | Ca   | K    | Ti   | Mg   | P    | Sr   | Mn   | Zr   | Cu   | Zn   | Rb   | S    |
|-------|-------|-------|-------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
|       | %     |       |       |      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| 1     | 52,30 | 20,20 | 15,30 | 4,20 | 3,50 | 1,60 | 1,10 | 0,70 | 0,50 | 0,20 | 0,10 | 0,10 | 0,04 | 0,03 | –    |
| 2     | 55,00 | 20,10 | 10,80 | 4,70 | 4,60 | 1,80 | 1,30 | 0,60 | 0,30 | 0,10 | 0,10 | 0,10 | 0,03 | 0,03 | 0,40 |
| 3     | 54,40 | 20,30 | 13,20 | 3,40 | 3,90 | 1,80 | 1,20 | 0,80 | 0,60 | 0,20 | 0,20 | 0,10 | 0,04 | 0,04 | –    |
| 4     | 56,30 | 21,20 | 10,10 | 3,40 | 4,30 | 2,00 | 0,90 | 0,70 | 0,50 | 0,10 | 0,20 | 0,05 | 0,04 | 0,03 | 0,20 |
| 5     | 40,20 | 18,20 | 23,00 | 8,10 | 3,30 | 2,30 | 1,80 | 0,50 | 0,80 | 0,30 | 0,30 | 0,10 | 0,10 | 0,05 | 1,00 |
| 6     | 51,30 | 17,70 | 17,90 | 0,21 | 3,80 | 1,70 | 1,20 | 0,50 | 0,40 | 0,30 | 0,20 | 0,10 | 0,03 | 0,04 | 0,10 |
| 7     | 55,00 | 20,80 | 10,60 | 4,20 | 4,40 | 2,10 | 1,30 | 0,60 | 0,40 | 0,20 | 0,20 | 0,10 | 0,05 | 0,04 | –    |
| 8     | 51,50 | 20,20 | 11,70 | 5,00 | 0,10 | 3,10 | 0,90 | 0,05 | 0,20 | 0,20 | 0,20 | 0,10 | 0,04 | 0,10 | 0,90 |



Основные технологические параметры, установленные в ходе анализа рациональных схем обогащения, рассчитывались по аналогии со сходными проектами по переработке россыпных титано-циркониевых (циркониевых месторождений [15], а для магнетита – согласно исследованиям Л.Н. Адеевой и В.Ф. Борбат [18].

Полученные расчетным путем [19] технологические параметры обогащения золошлаковых отходов МТЭЦ приведены в табл. 3. Начальные содержания были приняты равными средним медианным значениям из табл. 2 по соответствующим металлам.

Исходя из полученных значений рассчитываются объемы полезных компонентов (металлов, планируемых к извлечению):

$$V_{Me} = V_{зшо-1} \cdot a_{Me}, \quad (1)$$

где  $V_{Me}$  – рассчитанный объем металла, т;  $V_{зшо-1}$  – объем золоотвала, т,  $a_{Me}$  – начальное содержание металла, %.

Из полученных общих объемов металлов определяется извлекаемый объем с учетом технологических потерь. Для учета потерь вводится корректирующий коэффициент  $k_{об}$ , учитывающий общие потери (его значение варьируется от 0,75 до 0,95; для дальнейших расчетов с учетом гравитационной схемы принят равным 0,90) [20]:

$$Q_{Me} = V_{Me} \cdot E_{Me} \cdot k_{об}, \quad (2)$$

где  $Q_{Me}$  – объем извлекаемого металла относительно общего, т;  $E_{Me}$  – извлечение металла в концентрат, %.

Также отдельно рассчитывается годовой поток металлов  $P$ , поступающих вместе со свежими золошлаковыми отвалами, которые МТЭЦ продолжает постоянно генерировать и которые также можно вовлечь в обогащение:

$$P_{Me} = Z_{зшо-1} \cdot a_{Me} \cdot E_{Me} \cdot k_{об}, \quad (3)$$

где  $P_{Me}$  – поток извлекаемого металла, т;  $Z_{зшо-1}$  – ежегодный объем «свежих» золошлаковых отвалов, т;  $a_{Me}$  – начальное содержание металла, %;  $E_{Me}$  – извлечение металла в концентрат, %;  $k_{об}$  – коэффициент, учитывающий общие потери.

Рассчитанные по формулам выше значения объема металлов, планируемых к извлечению, сведены в табл. 4.

С учетом полученных значений рассчитывается годовая производительность по золе и исходя из этого подбираются оборудование и машины для обеспечения процесса переработки:

$$U_{зола} = \frac{\sum_{Me-1}^{Me-3} P_{Me} + 3\%Q_{Me}}{AVG_{y_{к-ц}}} \cdot AVG_{y_{к-т}}, \quad (4)$$

где  $U_{зола}$  – годовая производительность по золе, т/год;  $AVG_{y_{к-ц}}$  – среднее арифметическое значение выхода концентрата, % (7,32);  $AVG_{y_{к-т}}$  – среднее арифметическое значение выхода хвостов, % (92,72).

Полученное значение составляет 63 000 т переработки золы в год, что в перерасчете на часовую производительность составляет 24 т/ч. Подобрать оборудование и машины под такие показатели – тривиальная задача и в дополнительном освещении не нуждается.

Последняя задача расчета базовых экономических показателей решалась с применением аналитических и расчетных методов оценки экономической эффективности инновационных проектов. Объемы капитальных вложений и операционных затрат оценивались по аналогии со сходными по производительности техническими проектами добычи и переработки россыпей редких металлов, ставка дисконтирования закладывалась около 12 %. Далее исходя из объемов потенциальной отгрузки металлических концентратов рассчитывались: чистый дисконтированный доход на горизонте 10 лет и внутренняя норма прибыльности на том же горизонте. В рассчитываемой ригидной модели использовался линейный способ амортизации.

Входные совокупные траты составляют 188,50 млн руб. (категория CAPEX – капитальные затраты), операционные затраты составляют 128,31 млн руб. в год (категория OPEX – операционные затраты). Структура OPEX: 23,00 % – фонд оплаты труда (сплочная численность персонала – 27 человек); 77,00 % – материальные производственные затраты, амортизация и проценты по долговым обязательствам.

Таблица 3

Рассчитанные технологические параметры обогащения золошлаковых отходов МТЭЦ

| Металл  | Начальное содержание $a$ , % | Содержание в товарном концентрате $b$ , % | Содержание в хвостах обогащения $o$ , % | Выход концентрата $Y_{к-ц}$ | Выход хвостов $Y_{х-т}$ | Полное извлечение $E$ , % |
|---------|------------------------------|-------------------------------------------|-----------------------------------------|-----------------------------|-------------------------|---------------------------|
| Ti + Zr | 2,20                         | 45,00                                     | 0,50                                    | 3,82                        | 96,18                   | 78,14                     |
| Sr      | 0,50                         | 25,00                                     | 0,10                                    | 1,61                        | 98,39                   | 80,32                     |
| Fe      | 14,00                        | 65,00                                     | 4,00                                    | 16,40                       | 83,61                   | 76,11                     |

Таблица 4

Объем металлов, планируемых к извлечению

| Металл    | Объем на ЗШО-1 $V_{Me}$ , т | Извлекаемый объем $Q_{Me}$ , т | Ежегодный поступающий объем $P_{Me}$ , т | Планируемый к извлечению объем $P_{Me} + 3\% Q_{Me}$ , т |
|-----------|-----------------------------|--------------------------------|------------------------------------------|----------------------------------------------------------|
| Ti (me-1) | 71 493,40                   | 50 279,07                      | 634,35                                   | 785,19                                                   |
| Sr (me-2) | 16 248,50                   | 11 745,90                      | 148,19                                   | 183,43                                                   |
| Fe (me-3) | 454 958,00                  | 311 651,56                     | 3 931,97                                 | 4 866,92                                                 |



Планируемый объем поставок рассчитывается исходя из ежегодного потока извлекаемого металла и вовлечения в переработку дополнительных 3 % накопленного извлекаемого объема. В денежном выражении это составляет 177,84 млн руб. При этом в данном сценарии (которому присвоена категория – реалистичный) учет выхода металлического стронция сильно занижен ввиду ожидаемых сложностей по получению 183,43 т стронция в год. В модель внесена половина от этого объема, то есть 91,5 т стронция. Стоимость отгружаемого концентрата титана взята согласно открытым интернет-источникам – 66,00 тыс. руб. за тонну концентрата (по состоянию на ноябрь 2022 г.). Стоимость стронциевого концентрата 96,00 тыс. руб. за тонну и стоимость магнетита – 6,75 тыс. руб. за тонну<sup>4</sup>.

Покупка оборудования и техники планируется за счет привлечения заемного капитала через крупные финансовые организации. Условия кредитования: 18,00 % годовых в рублях сроком на 5 лет на основные фонды и вторая кредитная линия на обеспечение производственной деятельности под 12,0 % годовых в рублях сроком на 3 года. Структура заемного капитала 54,0 % – основная кредитная линия; 42,0 % – вторая кредитная линия; 4,0 % – привлеченное внешнее финансирование.

Ставка дисконтирования составляет 12 % годовых в рублях, что обусловлено текущей экономической ситуацией. Денежные потоки представлены в реальном выражении. Корректировке на прогнозируемый Министерством экономического развития Российской Федерации уровень инфляции подвергается лишь итоговый денежный поток, используемый для расчета NPV.

Для улучшения наглядности модели введена предпосылка о том, что база для налоговых выплат формируется исключительно в периоде, в который происходит расчет с бюджетами различных уровней. В модели используются следующие налоговые ставки: НДС – 20,0 %; налог на прибыль – 15,5 %; налог на имущество организации – 2,2 %.

Полученная в ходе расчетов модель приведена в табл. 5.

Формирование моделей происходило главным образом в зависимости от изменения отпускной цены

на металлы и на показатель фактической реализации стронция. В пессимистичной модели стронций из расчета убран полностью, а отпускные цены на титан и магнетит занижены на 10 % от текущих.

### Практическое применение

Обоснование экономической эффективности является одним из обязательных этапов разработки рациональной схемы переработки золошлаковых отвалов. Одно из перспективных направлений использования полученных результатов – это выделение металлоносной фракции и последующее дообогащение с целью получения концентратов редких металлов. В перспективе эти результаты будут презентованы ПАО «Магаданэнерго» в части инвестиционного предложения по проекту переработки золошлаковых отходов МТЭЦ.

Еще одним использованием проведенного обоснования экономической эффективности является планирование университетом загрузки собственной лаборатории обогащения полезных ископаемых в рамках договора толлинга (договора об оказании услуг о переработке базового сырья с передачей готовых концентратов, коллективных или селективных, заказчику) с ПАО «Магаданэнерго» в случае принятия решения о переработке золошлаков в целях выделения редких металлов в концентрат.

### Обсуждение результатов

В ходе исследования рассчитаны технологические показатели обогащения и укрупненные значения экономических показателей для реализации данного проекта в промышленных масштабах. Несмотря на скромные показатели по производительности и низкие капитальные затраты, экономический эффект в двух из трех сценариев (оптимистичном и реалистичном) выглядит привлекательно. Однако нельзя не отметить высокий риск полученных результатов из-за некоторых допущений, сделанных в работе.

Первое допущение связано с ограниченной доступностью региона к центральным транспортным артериям Российской Федерации. Это накладывает свой отпечаток на сложность логистических схем и конечную высокую цену для потребителя. Следовательно, найти покупателя под реализуемую стоимость, указанную выше, будет затруднительно. Следует отметить и факт насыщенности рынка ильменитовым концентратом, что также не привлекает внимание потенциальных покупателей к далекому Магаданскому диоксиду титана и магнетиту.

Таблица 5

Гибкость ригидной модели

| Наименование показателя | Значение показателя, модель – реалистичная | Значение показателя, модель – пессимистичная | Значение показателя, модель – оптимистичная |
|-------------------------|--------------------------------------------|----------------------------------------------|---------------------------------------------|
| NPV, млн руб.           | 424,31                                     | –31,40                                       | 657,65                                      |
| IRR, %                  | 42,00                                      | 9,00                                         | 66,00                                       |
| ROS, %                  | 29,00                                      | 7,00                                         | 39,00                                       |
| PB, лет                 | 4,00                                       | Н/У                                          | 2,00                                        |
| DPB                     | Не превышает горизонт прогнозирования      | Превышает горизонт планирования              | Не превышает горизонт прогнозирования       |

<sup>4</sup> Титановый концентрат. Старов и Ко. URL: <https://www.iodine.ru/> (Дата обращения: 20.11.22).



Второе допущение связано с тем, что технология извлечения стронция будет эффективно реализовываться в процессах гравитационного обогащения, что в силу особенностей химических соединений стронция также несет в себе определенную степень риска.

Также, если ставить вопрос о полной переработке всего золоотвала МТЭЦ на действующей площадке или на второй площадке, то возникнут определенные трудности. Они напрямую связаны с непостоянством завоза угля на МТЭЦ от одного и того же производителя. И это коснется как плановых показателей, влияющих на экономику процесса обогащения, так и внеплановых. Проблема может быть снята решением двух вопросов, которые можно будет получить только после начала отработки проекта обогащения золы МТЭЦ и проведения полноценных разведочных работ:

1) Был ли диоксид титана в тех же содержаниях в золах углей, поставленных в прошлые годы на МТЭЦ?

2) Будет ли диоксид титана в тех же содержаниях в золах углей, планируемых к закупке на будущие годы на МТЭЦ?

И последнее допущение, которое было сделано, – это уверенность в том, что металлы распределены в таких минералах и такой фракции, которые будут относительно легко извлекаться в промежуточный концентрат посредством гравитационного обогащения и далее доводиться небольшими объемами в лаборатории обогащения СВГУ. И этот вопрос тоже требует дополнительного изучения.

## Заключение

Полученные в ходе исследований сведения из различных источников, а также первичный технологический расчет и полуколичественный анализ показателей представляются экономически эффективными. Технологическая схема обогащения может быть исполнена не только в виде стационарного комплекса внутри отдельно стоящего здания, но и в виде открытой модульной установки, что позволит в какой-то момент времени переместиться на площадку второго золоотвала.

При этом экономическая целесообразность проекта по переработке золы в двух моделях из трех показывает хорошие экономические показатели в десятилетнем горизонте. А с точки зрения улучшения экологической ситуации позволяет вовлечь в переработку до 10 % всего объема золоотвалов, что на пятую часть выполняет требования Энергетической стратегии Российской Федерации до 2035 г.<sup>5</sup>

Дальнейший ход исследования планируется направить на доизучение элементного и минералогического состава зол с целью определения основных минералов, вмещающих полезные компоненты, планируемые к извлечению.

<sup>5</sup> Энергетическая стратегия Российской Федерации на период до 2035 года. Министерство энергетики Российской Федерации; 2020. URL: <https://minenergo.gov.ru/node/1026> (Дата обращения: 20.11.22).

## Список литературы / References

1. Баженов Ю.М., Щебенкин П.Ф., Дворкин Л.И. *Применение промышленных отходов в производстве строительных материалов*. М.: Стройиздат; 1986. 120 с.  
Bazhenov Y.M., Shchebenkin P.F., Dvorkin L.I. *Application of industrial waste in the production of construction materials*. Moscow: Stroyizdat Publ.; 1986. 120 p. (In Russ.)
2. Борисенко Л.Ф., Дельцин Л.М., Власов А.С. *Перспективы использования золы угольных тепловых электростанций*. М.: ЗАО «Геоинформмарк»; 2001. 68 с.  
Borisenko L.F., Deltsin L.M., Vlasov A.S. *Prospects of utilization of ash from coal-fired thermal power plants*. Moscow: CJSC Geoinformmark Publ.; 2001. 68 p. (In Russ.)
3. Liu H., Banerji Sh.K., Burkett W.J., VanEngele J. Environment properties of fly ash bricks. In: *World of Coal Ash (WOCA) Conference*. Lexington, KY, USA, May 4–7, 2019.
4. Vereshchagina T.A., Kutikhina E.A., Buyko O.V., Anshits A.G. Hydrothermal synthesis and sorption performance to Cs(I) and Sr(II) of zirconia-analcime composites derived from coal fly ash cenospheres. *Chimica Techno Acta*. 2022;9(4):20229418. <https://doi.org/10.15826/chimtech.2022.9.4.18>
5. Lanzerstorfer C. Pre-processing of coal combustion fly ash by classification for enrichment of rare earth elements. *Energy Reports*. 2018;4:660–663. <https://doi.org/10.1016/j.egyr.2018.10.010>
6. Леонов С.Б., Никольская Н.И., Власова В.В. Золой ТЭЦ – возможное сырье для получения железных концентратов. В: *Сборник научных трудов «Знания в практику»*. Иркутск: ИрГТУ; 1999. С. 6–9.  
Leonov S.B., Nikolskaya N.I.I., Vlasova V.V. CPP ashes – a possible raw material for obtaining iron concentrates. In: *Collection of Scientific Papers “Knowledge into Practice”*. Irkutsk: IrSTU Publ.; 1999. Pp. 6–9. (In Russ.)
7. Черепанов А.А. Благородные металлы в золошлаковых отходах дальневосточных ТЭЦ. *Тихоокеанская геология*. 2008;27(2):16–28.  
Cherepanov A.A. Precious metals in the ash-cinder waste of Far Eastern heat-and-power stations. *Tikhookeanskaya Geologiya*. 2008;27(2):16–28. (In Russ.)



8. Черепанов А.А., Кардаш В.Т. Комплексная переработка золошлаковых отходов ТЭЦ (результаты лабораторных и полупромышленных испытаний). *Геология и полезные ископаемые Мирового океана*. 2009;(2):98–115.  
Cherepanov A.A., Kardash V.T. Complex processing of ash and slag wastes from CPPs (results of laboratory and semi-industrial tests). *Geology and Mineral Resources of World Ocean*. 2009;(2):98–115. (In Russ.)
9. Бакунин Ю.Н., Черепанов А.А. Золото и платина в золошлаковых отходах ТЭЦ г. Хабаровска. В: *Обогащение руд: Сборник научных трудов*. Иркутск: Изд-во ИрГТУ; 2003. С.65–80.  
Bakunin Y.N., Cherepanov A.A. Gold and platinum in ash and slag wastes of Khabarovsk CPP. In: *Ore Processing. Collection of Scientific Papers*. Irkutsk: IrSTU Publ.; 2003. Pp. 65–80. (In Russ.)
10. Карнаухова Ю.П., Шарсва В.В., Подвольская Е.Н. Вяжущие на основе отвалной золошлаковой смеси и жидкого стекла из микрокремнезема. *Строительные материалы*. 1998;(5):12–13.  
Karnaukhov Yu.P., Sharsva V.V., Podvolskaya E.N. Binders on the basis of waste ash-and-slag mixture and liquid glass from microsilica. *Stroitel'nye Materialy*. 1998;(5):12–13. (In Russ.)
11. Кизильштейн Л.Я., Шпицглюз А.Л., Рылов В.Г. Алумосиликатные микросферы золы пылеугольного сжигания углей. *Химия твердого топлива*. 1987;(6):122–124.  
Kizilstein L. Ya., Shpitsgluz A. L., Rylov V. G. Aluminosilicate microspheres of pulverized coal combustion ash. *Khimiya Tverdogo Topliva*. 1987;(6):122–124. (In Russ.)
12. Гайдай Н.К., Кузьменков М.А., Шипунов Л.В. Анализ углей и зол Магаданской ТЭЦ. *Актуальные научные исследования в современном мире*. 2021;12–11(80):253–261.  
Gayday N.K., Kuzmenkov M.A., Shipunov L.V. Analysis of coals and ashes of the Magadan CHPP. *Aktual'nyye Nauchnyye Issledovaniya v Sovremennom Mire*. 2021;12–11(80):253–261. (In Russ.)
13. Шипунов Л.В., Кузьменков М.А., Гайдай Н.К. Характеристики золы и золоотвалов Магаданской ТЭЦ. В: *Идеи, гипотезы, поиск... Материалы XXVII региональной научной конференции аспирантов, соискателей и молодых исследователей*. Магадан, 21 апреля 2022 г. М.: Изд-во «Знание-М»; 2022. С. 223–232.  
<https://doi.org/10.38006/00187-196-5.2022.223.232>  
Shipunov L.V., Kuz'menkov M.A., Gaiday N.K. Characteristics of ash and ash dumps of Magadan TPP. In: *Ideas, hypotheses, search... Materials of the XXVII Regional Scientific Conference of Postgraduate Students, Degree-Seeking Students, and Young Researchers*. Magadan, April 21, 2022. Moscow: Znanie-M Publ.; 2022. Pp. 223–232. (In Russ.) <https://doi.org/10.38006/00187-196-5.2022.223.232>
14. Шипунов Л.В., Кузьменков М.А., Гайдай Н.К. Оценка распределения содержаний редких металлов в золоотвале Магаданской ТЭЦ. В: *На перекрестке Севера и Востока (методологии и практики регионального развития): материалы IV международной научно-практической конференции*. Магадан, 17–18 ноября 2022 г. Магадан: Изд-во СВГУ; 2022. С. 214–220.  
Shipunov L.V., Kuzmenkov M.A., Gaiday N.K. Estimation of rare metal content distribution in an ash dump of Magadan CPP. In: *At the Crossroads of the North and the East (Methodologies and Practices of Regional Development): Proceedings of the IV International Scientific and Practical Conference*. Magadan, November 17–18, 2022. Magadan: SVSU Publ.; 2022. Pp. 214–220 (In Russ.)
15. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра; 1987. С. 123–169.  
Polkin S.I. *Ores and placers of rare and precious metals beneficiation*. 2<sup>nd</sup> ed., reprint and additional. Moscow: Nedra Publ.; 1987. Pp. 123–169. (In Russ.)
16. Егоров В.Н. Обогащение полезных ископаемых. М.: Недра; 1987. С. 28–56.  
Egorov V. N. *Mineral Processing*. Moscow: Nedra Publ.; 1987. Pp. 28–56. (In Russ.)
17. Шипунов Л.В. Картирование золошлаковых отвалов Магаданской ТЭЦ. В: *Инновационная траектория развития современной науки: сборник статей*. Петрозаводск: Международный центр научного партнерства «Новая Наука»; 2022. С. 125–131.  
Shipunov L.V., Kuzmenkov M.A., Gaidai N.K. Mapping of ash and slag dumps of Magadanskaya TPP. In: *Innovative trajectory of modern science development: collection of papers*. Petrozavodsk: “New Science” International Center for Science Partnerships; 2022. Pp. 125–131. (In Russ.)
18. Адеева Л.Н., Борбат В.Ф. Зола ТЭЦ – перспективное сырье для промышленности. *Вестник Омского университета*. 2009;(2):141–151.  
Adeeva L.N., Borbat V.F. Ashes of heating and power plant – perspective raw material for industry. *Herald of Omsk University*. 2009;(2):141–151. (In Russ.)
19. Аткинсон Э.А., Банкер Р.Д., Каплан Р.С., Янг С.М. *Управленческий учет*. 3-е изд.: пер. с англ. М.: Вильямс; 2005. С. 321–457. (Ориг. вер.: Atkinson A.A., Banker R.D., Kaplan R.S., Yuong S.M. *Management accounting*. 3<sup>rd</sup> ed. New Jersey: Pearson College Div; 2000.)  
Atkinson A.A., Banker R.D., Kaplan R.S., Yuong S.M. *Management accounting*. 3<sup>rd</sup> ed. New Jersey: Pearson College Div; 2000. (Trans. ver.: Atkinson A.A., Banker R.D., Kaplan R.S., Yuong S.M. *Management accounting*. 3<sup>rd</sup> ed.: trans. from English. Moscow: Williams; 2005. Pp. 321–457. (In Russ.))



20. *Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик*. В 2 кн. Книга 1. Сост.: Баранов В. Ф. и др.; редкол.: проф. Тихонов О. Н. и др. М.: Недра; 1988. С: 194–209.  
*Ore processing plant design handbook*. In 2 Books, Book 1. Compiled by: Baranov V. F. et al.; editors: Prof. Tikhonov O. N. et al. Moscow: Nedra Publ.; 1988. Pp. 194–209. (In Russ.)

### Информация об авторах

**Лев Викторович Шипунов** – старший преподаватель кафедры цифровой инженерии, Северо-Восточный государственный университет, г. Магадан, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-0840-8209](https://orcid.org/0000-0002-0840-8209); e-mail [Eazey2308@gmail.com](mailto:Eazey2308@gmail.com)

**Максим Андреевич Кузьменков** – старший преподаватель кафедры цифровой инженерии, Северо-Восточный государственный университет, г. Магадан, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6375-9693](https://orcid.org/0000-0002-6375-9693), Scopus ID [58286501200](https://scopus.id/58286501200); e-mail [Snowfallandtea@mail.ru](mailto:Snowfallandtea@mail.ru)

**Наталья Константиновна Гайдай** – кандидат геолого-минералогических наук, доцент, директор политехнического института, Северо-Восточный государственный университет, г. Магадан, Российская Федерация; старший научный сотрудник лаборатории региональной геологии и геофизики, Северо-Восточный комплексный научно-исследовательский институт им. Н. А. Шило Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Магадан, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-2679-4967](https://orcid.org/0000-0002-2679-4967), Scopus ID [6603868070](https://scopus.id/6603868070); e-mail [nataly\\_mag@rambler.ru](mailto:nataly_mag@rambler.ru)

### Information about the authors

**Lev V. Shipunov** – Senior Lecturer at the Department of Digital Engineering, North-Eastern State University, Magadan, Russian Federation; ORCID [0000-0002-0840-8209](https://orcid.org/0000-0002-0840-8209); e-mail [Eazey2308@gmail.com](mailto:Eazey2308@gmail.com)

**Maxim A. Kuzmenkov** – Senior Lecturer at the Department of Digital Engineering, North-Eastern State University, Magadan, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6375-9693](https://orcid.org/0000-0002-6375-9693), Scopus ID [58286501200](https://scopus.id/58286501200); e-mail [Snowfallandtea@mail.ru](mailto:Snowfallandtea@mail.ru)

**Nataliya K. Gaidai** – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Director of the Polytechnic Institute, North-Eastern State University, Magadan, Russian Federation; Senior Researcher at the Laboratory of regional Geology and Geophysics, North-Eastern Integrated Research Institute named after N.A. Shilo of Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Magadan, Russian Federation; ORCID [0000-0002-2679-4967](https://orcid.org/0000-0002-2679-4967), Scopus ID [6603868070](https://scopus.id/6603868070); e-mail [nataly\\_mag@rambler.ru](mailto:nataly_mag@rambler.ru)

Поступила в редакцию 07.05.2023  
Поступила после рецензирования 06.10.2023  
Принята к публикации 01.11.2023

Received 07.05.2023  
Revised 06.10.2023  
Accepted 01.11.2023



## ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-196>

УДК 622.765.4

**Использование электрохимических воздействий в процессе флотационного дообогащения рядового железорудного концентрата****Х.К. Рахимов<sup>1</sup> , Е.Л. Чантурия<sup>1,2</sup>  , Д.В. Шехирев<sup>1</sup>  **<sup>1</sup> Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация<sup>2</sup> Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация [elenachan@mail.ru](mailto:elenachan@mail.ru)**Аннотация**

Одной из основных задач при переработке неокисленных железистых кварцитов является получение высококачественных железорудных концентратов, содержащих более 70 % железа общего и менее 1,8 % кремнезема для получения DR-окатышей и горячебрикетированного железа.

В настоящее время общепризнано, что наиболее эффективным способом получения высококачественных железорудных концентратов является обратная флотация катионными собирателями аминами в щелочной среде, однако из-за тончайшей вкрапленности магнетита в кварц, недостаточно полного раскрытия магнетита даже при тонком измельчении, а также из-за близости флотационных (поверхностных) свойств разделяемых минералов даже в процессе флотации не всегда возможно выделить высококачественные концентраты. В этой связи остается актуальным поиск способов повышения эффективности флотационного разделения минералов и повышения качества концентрата.

Ранее проведенными исследованиями показано, что с помощью электрохимической обработки можно регулировать свойства реагентов, усиливать их воздействие на определенные минералы и таким образом управлять процессом флотации. Поскольку эффективность флотации кварца и других силикатов аминами в существенной мере зависит от соотношения ионной и молекулярных форм реагента в водных растворах собирателя и во флотационной пульпе, изменение этого соотношения может влиять на результаты обратной катионной флотации железных руд. Изменение соотношения форм амина возможно при электрохимическом окислении или восстановлении раствора реагента. Кроме того, электрохимическая обработка способствует диспергации амина в водной среде и его физической адсорбции на минералах. Соответственно, предварительная электрохимическая обработка аминов может рассматриваться как одно из перспективных направлений интенсификации обратной флотации железных руд.

В статье представлены результаты поисковых исследований по улучшению качества надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа им. А.В. Варичева за счет использования в процессе обратной катионной флотации электрохимически обработанных растворов катионных собирателей класса аминов.

Результаты поисковых исследований подтвердили возможность применения предварительной бездифрагментной электрохимической обработки реагентов Tomamine PA-14 и Lilafloc 811M (эфиров моноамина различного состава) для направленного модифицирования их свойств и повышения эффективности обратной флотации надрешетного продукта: содержание кремнезема в камерном продукте снизилось с 1,66–1,7 % до 1,51–1,56 при содержании железа общего более 70 %.

**Ключевые слова**

неокисленные железистые кварциты, магнетитовый концентрат, обратная катионная флотация, амины, электрохимическая обработка

**Для цитирования**

Rakhimov Kh.K., Chanturiya E.L., Shekhirev D.V. Electrochemical action on the flotation beneficiation of ordinary iron ore concentrate. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):21–29. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-196>



## BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

## Electrochemical action on the flotation beneficiation of ordinary iron ore concentrate

Kh. K. Rakhimov<sup>1</sup> , E. L. Chanturiya<sup>1, 2</sup>   , D. V. Shekhirev<sup>1</sup>  <sup>1</sup> University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation<sup>2</sup> N. V. Melnikov Institute for the Problems of Integrated Subsoil Development, Russian Academy of Sciences (IPKON RAS), Moscow, Russian Federation [elenachan@mail.ru](mailto:elenachan@mail.ru)

### Abstract

One of the main challenges in processing fresh ferruginous quartzites is to obtain high-quality iron ore concentrates containing more than 70% total iron and less than 1.8% silica to produce DR pellets and hot Briquetted Iron (HBI). Currently, it is widely recognized that the most effective methods to achieve high-quality iron ore concentrates is through reverse flotation using cationic amine collectors in an alkaline medium. However, due to the very fine impregnation of magnetite in quartz, the insufficiently complete release of magnetite even with fine grinding, and the proximity of the flotation (surface) behavior of the separated minerals, high-quality concentrates are not always achievable in the flotation process. Consequently, exploring methods to enhance the efficiency of flotation separation of minerals and improve concentrate quality remains a pertinent issue. Historical studies have shown that electrochemical treatment can adjust the properties of reagents, enhance their effect on specific minerals, and thus control the flotation process. The efficiency of quartz and other silicates flotation by amines significantly depends on the ratio of ionic and molecular forms of the reagent in aqueous solutions of the collector and in the flotation pulp. Altering this ratio can impact the outcomes of reverse cationic flotation of iron ores. It is feasible to change the ratio of the amine forms through electrochemical oxidation or reduction of the reagent solution. Moreover, the electrochemical treatment facilitates the dispersion of the amine in the aqueous medium and its physical adsorption on minerals. Therefore, electrochemical pretreatment of amines can be considered a promising method for intensifying the reverse flotation of iron ore. This paper presents research results aimed at improving the quality of the oversize of the fine screening of ordinary magnetite concentrate from Mikhailovsky GOK, named after A. V. Varichev, through the use of electrochemically treated solutions of cationic amine class collectors in the process of reverse cationic flotation. The research findings confirmed the feasibility of using preliminary diaphragmless electrochemical treatment of reagents Tomamine RA-14 and Lilaflot 811M (esters of monoamine of different composition) for the targeted modification of their properties and for increasing the efficiency of reverse flotation. Consequently, the silica content in the flotation cell product decreased from 1.66–1.7% to 1.51–1.56, with the grade of total iron exceeding 70%.

### Keywords

fresh ferruginous quartzites, magnetite concentrate, reverse cationic flotation, amines, electrochemical treatment

### For citation

Rakhimov Kh. K., Chanturiya E. L., Shekhirev D. V. Electrochemical action on the flotation beneficiation of ordinary iron ore concentrate. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):21–29. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-196>

### Введение

Одной из основных задач при переработке неокисленных железистых кварцитов является получение высококачественных железорудных концентратов, содержащих более 70 % железа общего и менее 1,8 % кремнезема для получения DRI-окатышей. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов, в том числе возможность повышения качества рядового магнетитового концентрата с использованием его тонкого грохочения рассмотрены в работах [1, 2]. Ввиду особенностей текстуры и структуры руд: наличия тончайшей нераскрываемой вкрапленности кварца

в магнетит и магнетита в кварц, сложного взаимного прорастания магнетита, кварца и других силикатов, даже при тонком измельчении получить концентраты требуемого качества из руд магнитной сепарацией не представляется возможным. Требуется тонкое грохочение выделенных магнитной сепарацией рядовых магнетитовых концентратов, доизмельчение надрешетного продукта и его дальнейшая доводка флотацией. Так, в работах [3, 4] на основе результатов изучения вещественного состава надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата магнитной сепарацией показано, что значительная часть всех минеральных фаз, составляющих ис-



ходный надрешетный продукт, находится в сростках между собой. Измельчение даже 80 % материала до крупности – 30 мкм приводит к более полному раскрытию бедных сростков магнетита при увеличении доли магнетита в виде богатых сростков и практически неизменной доле магнетита в виде раскрытых частиц. Кроме того, включения кварца и селадонита в магнетит, неразличимые как отдельные минеральные фазы и определяемые только по среднему элементному составу, не могут быть раскрыты даже при тонком измельчении, что приводит к снижению качества магнетитового концентрата. В работах представлены прогнозные (теоретически возможные) технологические показатели [3] и экспериментальные результаты обратной катионной флотации надрешетного продукта [5, 6].

В настоящее время общепризнано, что наиболее эффективным способом флотации железных руд и концентратов является обратная флотация катионными собирателями аминами в щелочной среде [7–9]. В работе [7] дан подробный обзор собирателей, депрессоров и регуляторов среды, используемых в мире при флотации железных руд. В публикациях [8, 9] даны характеристики катионных собирателей – аминов, рассмотрены различные типы аминов и представлены результаты их использования при флотации железных руд в зависимости от pH пульпы и гранулометрического состава частиц кварца. Сравнением результатов анионной и катионной обратной флотации железных руд установлено преимущество последней [10], а изучение влияния расхода крахмала как депрессора минералов железа при обратной флотации аминами в щелочной среде показало возможность повышения извлечения железа в камерный продукт [11]. Выводы об эффективности обратной катионной флотации железных руд аминами в щелочной среде сделаны и в работах [12, 13]. Но даже обратной флотацией аминами не всегда возможно получить концентраты высокого качества из-за недостаточно полного раскрытия магнетита даже при тонком измельчении и, соответственно, наличия сростков магнетита с кварцем и другими силикатами, а также из-за близости флотационных (поверхностных) свойств разделяемых минералов. Попытка решения проблемы повышения селективности флотации силикатов и Са-содержащих минералов от магнетита сделана в работах [14, 15] с использованием смеси собирателей, однако до сих пор остается актуальным поиск способов повышения эффективности разделения минералов и повышения качества магнетитового концентрата.

Ранее проведенными исследованиями показано, что с помощью электрохимической обработки можно регулировать свойства реагентов, усиливать их воздействие на определенные минералы и таким образом управлять процессом флотации [16, 17].

Известно, что форма присутствия реагента в его водном растворе в значительной степени влияет на строение и состав поверхностного гидрофобного слоя частиц минералов и, следовательно, на их флотационное поведение. В водной среде могут содержаться ионные, молекулярные, полимерные и мицеллярные

формы амина в соотношениях, зависящих от концентрации реагентов и условий среды [18]. Поскольку эффективность флотации кварца и других силикатов аминами в существенной мере преимущественно зависит от соотношения ионной и молекулярных форм реагента в растворах собирателя и во флотационной пульпе, изменение этого соотношения может влиять на результаты обратной катионной флотации железных руд [18]. Изменение соотношения различных форм амина возможно при электрохимическом окислении или восстановлении реагента в водном растворе. Кроме того, электрохимическая обработка способствует диспергации амина в водной среде и физической адсорбции реагента на минералах.

Исходя из вышесказанного, а также на основании данных литературных источников как перспективная рассматривается возможность интенсификации обратной флотации железных руд аминами после их предварительной электрохимической обработки.

В статье представлены результаты поисковых исследований по улучшению качества концентрата, полученного флотацией мелкого грохочения рядового магнетитового концентрата за счет использования в процессе обратной катионной флотации электрохимически обработанных растворов катионных собирателей класса аминов.

### Объекты и методики исследования

Исследования проводили на материале надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа имени А. В. Варичева (проба НД), минеральный и химический состав которого представлен в табл. 1 и 2.

В качестве собирателей в процессе флотационного дообогащения использованы катионные реагенты, производимые в промышленных масштабах компаниями Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel и Clariant, TOMAN PRODUCTS INC (табл. 3).

Электрохимическую обработку (ЭХО) 1 %-го раствора в оборотной воде МГОКа реагентов Lilafлот 811 М (смесь эфиров моноаминов (алкоксипропиламина) алкен C<sub>13</sub>H<sub>29</sub>NO (изомер) (50–70 %) + алкан C<sub>15</sub>H<sub>33</sub>NO<sub>3</sub> (30–50 %), степень нейтрализации 20–40 %) и Tomamine PA-14 (моноаминоэфир R-O-CH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>CH<sub>2</sub>-NH<sub>2</sub>; [3-(изодецилоксин) пропиламин-1] 95 %, степень нейтрализации 30 % + изоспирты C<sub>9</sub>-C<sub>11</sub> 5 %; изо-C<sub>10</sub> – предельный) осуществляли постоянным электрическим током в лабораторной бездиафрагменной электрохимической ячейке из стекла объемом 150 мл (рис. 1). В качестве электродов (анода и катода) использовали нерастворимую титановую штампованную сетку с окисно-рутениевым покрытием. Соотношение рабочих площадей электродов составляло 1 : 2. Обработку раствора реагента проводили при объемной плотности тока 0,28, 0,4 и 0,6 Ач/л в «катодном» (электрод с большей площадью служил катодом) и «анодном» (электрод с большей площадью служил анодом) режиме. Электрический ток на электроды подавали через выпрямитель. В процессе обработки раствор перемешивали с помощью магнитной мешалки.



Таблица 1

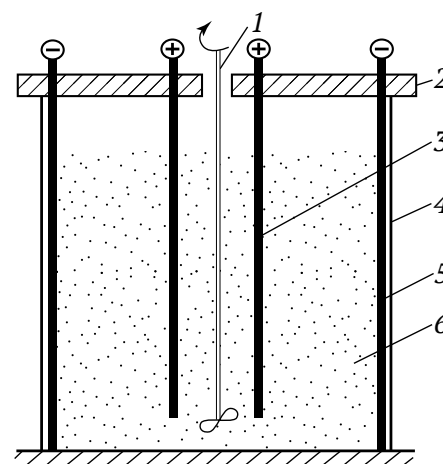
## Химический состав пробы НД, %

| Проба НД                                       | Fe <sub>общ.</sub> | SiO <sub>2</sub> |
|------------------------------------------------|--------------------|------------------|
| НД, по данным МГОКа                            | 61,7               | 12,6             |
| НД, по данным РФА, прямой анализ               | 62,22              | 11,78            |
| НД, по данным РФА, расчетное, средневзвешенное | 61,32              | 11,80            |

Таблица 2

## Минеральный состав надрешетного продукта по минеральным группам (по данным MLA)

| Минеральная группа | Минералы, вошедшие в группу                                                                                        | Доля минеральной группы, % |
|--------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------|
| Магнетит           | «Чистый» магнетит, магнетит с тончайшими включениями кварца, магнетит с тончайшими включениями кварца и селадонита | 84,77                      |
| Гематит            | Гематит, гетит                                                                                                     | 3,82                       |
| Карбонаты          | Анкерит, сидерит, кальцит                                                                                          | 0,89                       |
| Кварц              | Кварц, кварц с тончайшими включениями магнетита                                                                    | 7,73                       |
| Эгирин             | Эгирин                                                                                                             | 0,71                       |
| Селадонит          | Селадонит                                                                                                          | 1,73                       |
| Алюмосиликаты      | Минералы группы алюмосиликатов                                                                                     | 0,07                       |
| Прочие             | Прочие                                                                                                             | 0,20                       |
| Железный скрап     | Железный скрап                                                                                                     | 0,08                       |
| Итого              | Сумма минералов                                                                                                    | 100,00                     |



**Рис. 1.** Аппарат для бездиафрагменной обработки раствора реагента:  
 1 – механическая мешалка;  
 2 – съемная крышка из непроводящего материала с отверстием для механической мешалки;  
 3 – анод цилиндрической формы (нерастворимая титановая штампованная сетка с окисно-рутениевым покрытием);  
 4 – стакан из непроводящего материала (стекло);  
 5 – катод цилиндрической формы (нерастворимая титановая штампованная сетка с окисно-рутениевым покрытием);  
 6 – раствор реагента

Таблица 3

## Условия электрохимической обработки оборотной воды и растворов реагентов

| Режим          | Объемная плотность тока, Ач/л | Время обработки, мин | pH исходное | Eh исходное | pH конечное | Eh конечное |
|----------------|-------------------------------|----------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Вода оборотная |                               |                      |             |             |             |             |
| Анодный        | 0,28                          | 10                   | 7,784       | +176,1      | 8,77        | –243,2      |
| Анодный        | 0,4                           | 10                   | 7,784       | +176,1      | 8,11        | –72,2       |
| Анодный        | 0,6                           | 10                   | 7,784       | +176,1      | 7,926       | +142        |
| Катодный       | 0,28                          | 10                   | 7,784       | +176,1      | 8,34        | +86,7       |
| Катодный       | 0,4                           | 10                   | 7,784       | +176,1      | 7,87        | +134,8      |
| Катодный       | 0,6                           | 10                   | 7,784       | +176,1      | 8,06        | –276        |
| Tomamine       |                               |                      |             |             |             |             |
| Анодный        | 0,28                          | 10                   | 9,18        | +60,5       | 9,06        | +112        |
| Анодный        | 0,4                           | 10                   | 9,18        | +60,5       | 9,152       | +125        |
| Анодный        | 0,6                           | 10                   | 9,18        | +60,5       | 9,23        | +148,6      |
| Катодный       | 0,28                          | 10                   | 9,18        | +60,5       | 9,1         | +32,3       |
| Катодный       | 0,4                           | 10                   | 9,18        | +60,5       | 9,33        | +40,4       |
| Катодный       | 0,6                           | 10                   | 9,18        | + 60,5      | 9,24        | –302,3      |
| Lilafлот 811M  |                               |                      |             |             |             |             |
| Катодный       | 0,28                          | 10                   | 7,91        | +84         | 9,195       | –360        |
| Катодный       | 0,4                           | 10                   | 7,91        | +84         | 9,0         | –308,6      |
| Катодный       | 0,6                           | 10                   | 7,91        | +84         | 8,8         | –330        |



Время электрохимической обработки раствора реагента (ЭХО) составляло 10 мин. До и после обработки регистрировали значения pH и Eh раствора реагента.

Обратную катионную флотацию измельченного надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата реагентом Tomamine PA-14 проводили на навесках массой 294 г на оборотной воде Михайловского ГОКа по схеме, включающей предварительное магнитное уплотнение измельченного надрешетного продукта, основную обратную флотацию магнитной фракции, перерешетную обратную флотацию камерного продукта [3], а реагентом

Lilafлот 811М по аналогичной схеме, но без предварительного магнитного уплотнения. Во всех случаях время измельчения составляло 15 мин, расход собирателя в основную флотацию 240 г/т, в перерешетную – 100 г/т. Декстрин как депрессор магнетита подавали в основную флотацию (расход 600 г/т), значение pH создавали и поддерживали каустической содой на уровне 10–10,5.

### Полученные результаты и их обсуждение

Условия электрохимической обработки и полученные результаты флотации представлены в табл. 3–5 и на рис. 2, 3.

Таблица 4

Результаты обратной катионной флотации с предварительным магнитным уплотнением и использованием электрохимически обработанного реагента Tomamine

| Режим         | Объемная плотность тока, Ач/л | Продукт  | Выход, % | Содержание, % |                  | Извлечение, % |                  |
|---------------|-------------------------------|----------|----------|---------------|------------------|---------------|------------------|
|               |                               |          |          | Fe            | SiO <sub>2</sub> | Fe            | SiO <sub>2</sub> |
| Без обработки | –                             | н/м      | 6,3      | 16,32         | 67,13            | 1,65          | 35,42            |
|               |                               | Пенный 1 | 29,2     | 53,71         | 21,93            | 25,29         | 53,87            |
|               |                               | Пенный 2 | 7,4      | 67,47         | 4,07             | 8,02          | 2,52             |
|               |                               | Камерный | 57,2     | 70,39         | 1,70             | 65,04         | 8,19             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,9285       | 11,870           | 100,00        | 100,00           |
| Анодный       | 0,28                          | н/м      | 4,5      | 15,85         | 67,82            | 1,17          | 24,81            |
|               |                               | Пенный 1 | 33,6     | 51,9          | 23,88            | 28,36         | 64,83            |
|               |                               | Пенный 2 | 8,2      | 66,29         | 4,49             | 8,81          | 2,96             |
|               |                               | Камерный | 53,7     | 70,51         | 1,7              | 61,67         | 7,39             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,445        | 12,365           | 100,00        | 100,00           |
| Анодный       | 0,4                           | н/м      | 5,8      | 15,56         | 67,7             | 1,47          | 31,62            |
|               |                               | Пенный 1 | 31,5     | 52,51         | 23,16            | 27,04         | 58,92            |
|               |                               | Пенный 2 | 7,4      | 66,71         | 4,17             | 8,05          | 2,49             |
|               |                               | Камерный | 55,4     | 70,06         | 1,56             | 63,43         | 6,98             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,137        | 12,377           | 100,00        | 100,00           |
| Анодный       | 0,6                           | н/м      | 5,6      | 15,8          | 67,71            | 1,45          | 30,39            |
|               |                               | Пенный 1 | 32,1     | 52,44         | 23,23            | 27,55         | 59,58            |
|               |                               | Пенный 2 | 7,7      | 66,81         | 4,45             | 8,45          | 2,75             |
|               |                               | Камерный | 54,6     | 69,99         | 1,67             | 62,55         | 7,29             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,071        | 12,510           | 100,00        | 100,00           |
| Катодный      | 0,28                          | н/м      | 5,4      | 15,06         | 68,73            | 1,33          | 29,54            |
|               |                               | Пенный 1 | 34,3     | 53,14         | 22,06            | 29,99         | 60,48            |
|               |                               | Пенный 2 | 6,3      | 66,25         | 4,73             | 6,90          | 2,39             |
|               |                               | Камерный | 54,0     | 69,62         | 1,76             | 61,78         | 7,59             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 60,815        | 12,518           | 100,00        | 100,00           |
| Катодный      | 0,4                           | н/м      | 6,1      | 19,47         | 63,02            | 1,96          | 31,36            |
|               |                               | Пенный 1 | 31,3     | 52,18         | 22,99            | 26,74         | 58,34            |
|               |                               | Пенный 2 | 6,7      | 66,19         | 4,4              | 7,32          | 2,41             |
|               |                               | Камерный | 55,9     | 69,9          | 1,74             | 63,99         | 7,89             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,018        | 12,321           | 100,00        | 100,00           |
| Катодный      | 0,6                           | н/м      | 5,4      | 16,29         | 66,48            | 1,44          | 29,71            |
|               |                               | Пенный 1 | 33,2     | 53,01         | 22,27            | 28,78         | 60,95            |
|               |                               | Пенный 2 | 8,1      | 66,8          | 3,83             | 8,81          | 2,55             |
|               |                               | Камерный | 53,3     | 70,1          | 1,55             | 60,97         | 6,80             |
|               |                               | Исходный | 100,0    | 61,232        | 12,146           | 100,00        | 100,00           |



Из анализа полученных результатов следует, что для реагента Tomamine PA-14 заметный эффект показал анодный режим бездиафрагменной электрохимической обработки при объемной плотности тока 0,4 Ач/л, позволяющий, по сравнению с нулевым опытом без ЭХО при сохранении требуемого качества по содержанию железа общего (70,06 %), снизить содержание кремнезема с 1,7 до 1,56 % при некотором уменьшении извлечения с 65,04 % до 63,43 %. В катод-

ном режиме 0,6 Ач/л также получен концентрат высокого качества, содержащий железа общего 70,1 % при извлечении 60,97 против 65,04 % в опыте без ЭХО при содержании кремнезема 1,55 % (см. табл. 4, рис. 2).

Таким образом, электрохимическая обработка реагента Tomamine PA-14 оказала положительное влияние на показатели качества концентрата по кремнезему, существенно снижая его содержание при сохранении содержания железа на уровне более 70 %.

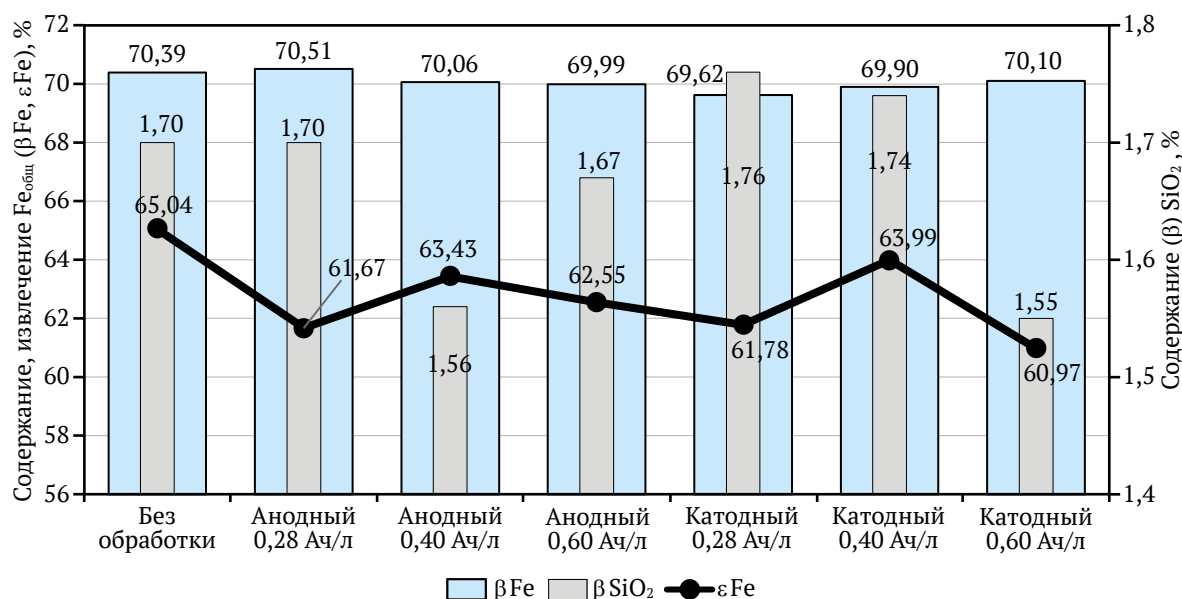
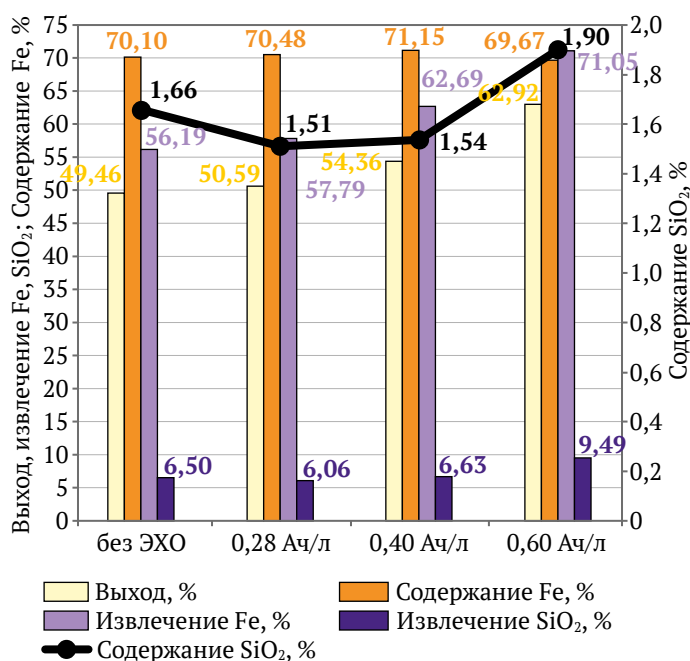


Рис. 2. Результаты обратной катионной флотации с предварительным магнитным уплотнением и использованием электрохимически обработанного реагента Tomamine PA-14

Таблица 5

Результаты обратной катионной флотации без предварительного магнитного уплотнения с использованием электрохимически обработанного реагента-аминa Lilafлот 811 М

| Режим         | Объемная плотность тока, Ач/л | Продукт  | Выход, % | Содержание, % |                  | Извлечение, % |                  |
|---------------|-------------------------------|----------|----------|---------------|------------------|---------------|------------------|
|               |                               |          |          | Fe            | SiO <sub>2</sub> | Fe            | SiO <sub>2</sub> |
| Без обработки | –                             | Пенный 1 | 41,28    | 50,24         | 25,27            | 33,61         | 82,79            |
|               |                               | Пенный 2 | 9,26     | 67,92         | 14,57            | 10,20         | 10,71            |
|               |                               | Камерный | 49,46    | 70,10         | 1,66             | 56,19         | 6,50             |
|               |                               | Исходный | 100,00   | 61,70         | 12,60            | 100,00        | 100,00           |
| Катодный      | 0,28                          | Пенный 1 | 40,98    | 49,55         | 26,99            | 32,91         | 87,79            |
|               |                               | Пенный 2 | 8,42     | 68,08         | 9,19             | 9,29          | 6,14             |
|               |                               | Камерный | 50,59    | 70,48         | 1,51             | 57,79         | 6,06             |
|               |                               | Исходный | 100,00   | 61,70         | 12,60            | 100           | 100,00           |
| Катодный      | 0,4                           | Пенный 1 | 38,54    | 47,15         | 29,50            | 29,45         | 90,23            |
|               |                               | Пенный 2 | 7,10     | 68,30         | 5,58             | 7,86          | 3,15             |
|               |                               | Камерный | 54,36    | 71,15         | 1,54             | 62,69         | 6,63             |
|               |                               | Исходный | 100,00   | 61,70         | 12,60            | 100,00        | 100,00           |
| Катодный      | 0,6                           | Пенный 1 | 31,44    | 45,10         | 34,55            | 22,98         | 86,21            |
|               |                               | Пенный 2 | 5,64     | 65,36         | 9,62             | 5,97          | 4,30             |
|               |                               | Камерный | 62,92    | 69,67         | 1,90             | 71,05         | 9,49             |
|               |                               | Исходный | 100,00   | 61,70         | 12,60            | 100,00        | 100,00           |



**Рис. 3.** Результаты обратной катионной флотации без предварительного магнитного уплотнения с использованием электрохимически обработанного реагента Lilafлот 811 М

Электрохимическая бездиафрагменная обработка реагента Lilafлот 811 М в катодном режиме также дала положительные результаты. Если без ЭХО реагента продукт флотации содержал 70,10 % Fe<sub>общ</sub> и 1,66 % SiO<sub>2</sub> при извлечении 56,19 и 6,50 % соответственно, то обработка реагента при объемной плотности тока 0,28 Ач/л позволила повысить содержание в концентрате железа общего до 70,48 % и снизить содержание в нем кремнезема до 1,51 % при извлечении 57,79 и 6,06 % соответственно. Обработка реагента при объёмной плотности тока 0,4 Ач/л позволила повысить показатели и выделить высококачествен-

ный концентрат с содержанием железа общего 71,15 и 1,54 % кремнезема при извлечении 62,69 % Fe<sub>общ</sub> и 6,63 % SiO<sub>2</sub> (см. табл. 5, рис. 3). Дальнейшая обработка реагента при повышении объемной плотности тока до 0,6 Ач/л нарушает процесс селекции, приводя к снижению качества железорудного концентрата при одновременном повышении извлечения железа общего в концентрат.

Реакции электроокисления и электровосстановления аминов весьма сложны и, несмотря на огромное число исследований, механизмы реакций не ясны. На аноде обычно происходит удаление одного электрона из электронной пары атома азота, а затем следует ряд сложных превращений, а на катоде реагент принимает дополнительный электрон. В случае аминов как флотационных реагентов необходимо также иметь в виду, что большинство из них является сложными смесями моноаминов, эфиров моно- и диаминов и т.п., что еще в большей степени затрудняет определение механизма их электроокисления или электровосстановления.

### Выводы

Результаты проведенных поисковых исследований позволяют сделать вывод о возможности использования предварительной бездиафрагменной электрохимической обработки реагентов Tomamine PA-14 и Lilafлот 811М (эфиров моноамина различного состава) для направленного модифицирования их свойств и повышения эффективности обратной флотации надрешетного продукта с целью снижения в камерном продукте содержания кремнезема, повышения содержания и извлечения железа общего.

Необходимо отметить, что поскольку все катионные собиратели амины (моноамины, диамины и их эфиры) имеют различный состав и в большинстве случаев изначально представляют собой смеси, то для каждого реагента можно ожидать различные эффекты от электрохимической обработки. Поэтому в каждом конкретном случае необходимо испытывать каждый собиратель в различных режимах ЭХО.

### Список литературы / References

1. Варичев А.В., Кретов С.И., Кузин В.Ф. Крупномасштабное производство железорудной продукции в Российской Федерации. Под науч. ред. В.Ф. Кузина. М.: Изд-во МГТУ; 2010. 395 с.  
Varichev A.V., Kretov S.I., Kuzin V.F. Large-scale iron ore production in the Russian Federation. Under the scientific ed. of B. F. Kuzin. Moscow: MGGU Publishing House; 2010. 395 p. (In Russ.)
2. Исмагилов Р.И., Козуб А.В., Гридасов И.Н., Шелепов Э.В. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева». Горная промышленность. 2020;(4):98–103. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2020-4-98-103>  
Ismagilov R.I., Kozub A.V., Gridasov I.N., Shelepov E.V. Case study: advanced solutions applied by JSC Andrei Varichev Mikhailovsky GOK to improve ferruginous quartzite concentration performance. Russian Mining Industry. 2020;(4):98–103. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2020-4-98-103>
3. Исмагилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шехирев Д.В. Прогнозная оценка технологических показателей при обогащении железистых кварцитов. Устойчивое развитие горных территорий. 2022;14(4):529–545. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-4-529-545>  
Ismagilov R.I., Chanturiya E.L., Shekhirev D.V. Prognostical assessment of technological indicators of ferruginous quartzites enrichment. Sustainable Development of Mountain Territories. 2022;14(4):529–545. (In Russ.) <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-4-529-545>



4. Исмагилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шелепов Е.В. и др. Инновационная технология переработки магнетитовых концентратов для производства DRI-окатышей на АО «Михайловский ГОК имени А.В. Варичева». В: *Материалы международной конференции «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения» Плаксинские чтения – 2022*. Владивосток: Изд-во ДФУ; 2022. С. 5–14.  
Ismagilov R.I., Chanturiya E.L., Shelepov E.V. et al. Innovative technology of magnetite concentrate processing for DRI pellets production at JSC “Mikhailovsky GOK named after A.V. Varichev”. In: *Proceedings of the international conference “Current problems of complex and deep processing of mineral raw materials of natural and anthropogenic origin” Readings from Plaksin-2022*. Vladivostok: DFU Publ; 2022. Pp. 5–14. (In Russ.)
5. Nikolaeva N.V., Aleksandrova T.N., Afanasova A., Chanturiya E.L. Mineral and technological features of magnetite-hematite ores and their influence on the choice of processing technology. *ACS Omega*. 2021;6(13):9077–9085. <https://doi.org/10.1021/acsomega.1c00129>
6. Исмагилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шехирев Д.В., Рахимов Х.К. Экспериментальная оценка эффективности катионных собирателей при обратной флотации надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа имени А.В. Варичева. В: *Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья. Материалы Международной конференции (Плаксинские чтения – 2023)*. М.: Изд-во «Спутник +»; 2023. С. 251–254.  
Ismagilov R.I., Chanturiya E.L., Shekhirev D.V., Rakhimov Kh.K. Experimental evaluation of the efficiency of cationic collectors in reverse flotation of the oversize of fine screening of ordinary magnetite concentrate from Named after A.V. Varichev Mikhailovsky GOK. In: *Current problems of complex and deep processing of natural and non-traditional mineral raw materials. Proceedings of the International Conference (Readings from Plaksin – 2023)*. Moscow: Sputnik+ Publishing House; 2023. Pp. 251–254. (In Russ.)
7. Araujo A.C., Vianna P.R.M., Peres A.E.C. Reagents in iron ores flotation. *Minerals Engineering*. 2005;18(2):219–224. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.08.023>
8. Papini R.M., Brandão P.R.G., Peres A.E.C. Cationic flotation of iron ores: amine characterisation and performance. *Minerals & Metallurgical Processing*. 2001;18:5–9. <https://doi.org/10.1007/BF03402863>
9. Vieira A.M., Peres A.E.C. The effect of amine type, pH, and size range in the flotation of quartz. *Minerals Engineering*. 2007;20(10):1008–1013. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2007.03.013>
10. Ma X., Marques M., Gontijo C. Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. *International Journal of Mineral Processing*. 2011;100(3–4):179–183. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2011.07.001>
11. Lima N.P., Valadão G.E.S., Peres A.E.C. Effect of amine and starch dosages on the reverse cationic flotation of an iron ore. *Minerals Engineering*. 2013;45:180–184. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.03.001>
12. Filippov L.O., Severov V.V., Filippova I.V. An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation. *International Journal of Mineral Processing*. 2014;127:62–69. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2014.01.002>
13. Nakhaei F., Irannajad M. Reagent types in flotation of iron oxide minerals: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2018;39(2):89–124. <https://doi.org/10.1080/08827508.2017.1391245>
14. Filippov L.O., Filippova I.V., Severov V.V. The use of collector’s mixture in the reverse cationic flotation of magnetite ore: the role of Fe-bearing silicates. *Minerals Engineering*. 2010;23(2):91–98. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.10.007>
15. Filippov L.O., Duverger A., Filippova I.V., Kasaini H., Thiry J. Selective flotation of silicates and Ca-bearing minerals: the role of non-ionic reagent on cationic flotation. *Minerals Engineering*. 2012;36–38:314–323. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.07.013>
16. Чантурия В.А., Назарова Г.Н. *Электрохимическая технология в обогачительно-гидрометаллургических процессах*. М.: Наука; 1977. 160 с.  
Chanturiya V.A., Nazarova G.N. *Electrochemical technology in hydrometallurgical beneficiation processes*. Moscow: Nauka Publ.; 1977. 160 p. (In Russ.)
17. Чантурия В.А., Дмитриева Г.М., Трофимова Э.А. *Интенсификация обогащения железных руд сложного вещественного состава*. М.: Наука; 1988. 206 с.  
Chanturiya V.A., Dmitrieva G.M., Trofimova E.A. *Intensification of beneficiation of iron ores of complex material composition*. Moscow: Nauka Publ.; 1988. 206 p. (In Russ.)
18. Рябой В.И. Катионные реагенты. В: *Физико-химические основы теории флотации*. М.: Наука; 1983. С. 167–181.  
Ryaboy V.I. Cationic reagents. In: *Physico-chemical fundamentals of flotation theory*. Moscow: Nauka Publ.; 1983. Pp. 167–181. (In Russ.)



### Информация об авторах

**Хусрав Каюмович Рахимов** – аспирант кафедры обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0009-0007-8644-7055](#); e-mail [rakhimov.khusrav@mail.ru](mailto:rakhimov.khusrav@mail.ru)

**Елена Леонидовна Чантурия** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-5757-4799](#), Scopus ID [57196009376](#), ResearcherID [J-4214-2014](#), AuthorID [67982](#); e-mail [elenachan@mail.ru](mailto:elenachan@mail.ru)

**Дмитрий Витальевич Шехирев** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, доцент кафедры обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9668-9716](#), Scopus ID [57170910700](#), AuthorID [589402](#); e-mail [shekhirev@list.ru](mailto:shekhirev@list.ru)

### Information about the authors

**Khusrav K. Rakhimov** – PhD-Student of the Department of Enrichment and Processing of Mineral Resources and Technogenic Raw Materials, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0009-0007-8644-7055](#); e-mail [rakhimov.khusrav@mail.ru](mailto:rakhimov.khusrav@mail.ru)

**Elena L. Chanturiya** – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Professor of the Department of Enrichment and Processing of Mineral Resources and Technogenic Raw Materials, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-5757-4799](#), Scopus ID [57196009376](#), ResearcherID [J-4214-2014](#), AuthorID [67982](#); e-mail [elenachan@mail.ru](mailto:elenachan@mail.ru)

**Dmitry V. Shekhirev** – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Associate Professor of the Department of Enrichment and Processing of Minerals and Technogenic Raw Materials, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9668-9716](#), Scopus ID [57170910700](#), AuthorID [589402](#); e-mail [shekhirev@list.ru](mailto:shekhirev@list.ru)

|                                |            |
|--------------------------------|------------|
| Поступила в редакцию           | 27.12.2023 |
| Поступила после рецензирования | 19.01.2024 |
| Принята к публикации           | 20.01.2024 |

|          |            |
|----------|------------|
| Received | 27.12.2023 |
| Revised  | 19.01.2024 |
| Accepted | 20.01.2024 |



## ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-189>

УДК 622:666.3

**Характеристика и термическое поведение некоторых видов каолина различного происхождения из Северного Вьетнама**

Т. Т. Т. Нгуен , Х. Б. Буи

*Ханойский университет горного дела и геологии, г. Ханой, Вьетнам* [nguyenthithanhthao@humg.edu.vn](mailto:nguyenthithanhthao@humg.edu.vn)**Аннотация**

Каолин (состоящий в основном из каолинита, химическая формула которого  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ) служит универсальным сырьем, широко используется в различных отраслях промышленности, включая производство керамики, бумаги, красок, косметики, пневматики, строительных материалов и хранение опасных отходов. В северной части Вьетнама благодаря благоприятным геологическим условиям находятся разнообразные месторождения высококачественного каолина различного происхождения и масштаба. Хотя в ряде работ изучены качество, потенциал, распространение и происхождение типов каолина в Северном Вьетнаме, исследования различий между каолинами из разных источников весьма ограничены. Целью данного исследования было определение характеристик трех различных типов каолина, полученных из различных источников в Северном Вьетнаме (из выветренных пегматитов, выветренных изверженных магматических пород кислого состава и гидротермально-метасоматических измененных пород). Основное внимание было уделено анализу термического поведения этих проб в ходе прокаливания в диапазоне температур от 300 до 1100 °С. Всесторонняя характеристика проводилась методами рентгеноструктурного анализа (XRD), Фурье-ИК-спектроскопии (FT-IR), термического анализа (термогравиметрия/дифференциальная термогравиметрия (TG/DTG)) и сканирующей электронной микроскопии с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (SEM-EDS). Результаты показали, что во всех пробах был обнаружен каолинит с размером частиц менее 2 мкм. В отдельных пробах присутствуют незначительные количества мусковита и монтмориллонита, а в пробе из гидротермально измененных пород – пиррофиллита. Морфология каолинита во всех пробах проявлялась в типичных формах, включая гексагональную и псевдогексагональную. Основными химическими компонентами являются  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; помимо них, в меньших количествах присутствуют  $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$  и общее железо. Термический анализ выявил образование метакаолинитовой фазы при температурах около 494 и 507 °С в двух изученных пробах из выветренных пород, а пиррофиллитсодержащая проба претерпевает этот переход при более высокой температуре – 653,8 °С. Начало метакаолинитизации наблюдалось при температуре около 500 °С для проб из выветренных пород и около 700 °С – для пиррофиллитсодержащей пробы. Кроме того, при 1100 °С проявилась муллитизация, приводящая к образованию муллита. Полученные результаты позволяют сделать вывод о возможности применения этих проб каолина в традиционном производстве керамики.

**Ключевые слова**

каолин,  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ , пиррофиллит, муллит, термический анализ, метакаолинит, муллитизация, пегматит, Северный Вьетнам

**Для цитирования**

Nguyen T. T. T., Bui H. B. Characterization and thermal behavior of some types of kaolin of different origin from Northern Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):30–40. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-189>

## BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

**Characterization and thermal behavior of some types of kaolin of different origin from Northern Vietnam**

T. T. T. Nguyen , H. B. Bui

*Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam* [nguyenthithanhthao@humg.edu.vn](mailto:nguyenthithanhthao@humg.edu.vn)**Abstract**

Kaolin (mainly composed of kaolinite, whose chemical formula is  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ), serves as a versatile raw material widely used in various industries including production of ceramics, paper, paints, cosmetics, pneumatics, building materials, and hazardous waste storage. In the northern part of Vietnam, due to favorable geological



conditions, there are diverse deposits of high quality kaolin of different origin and scale. Decades of research indicate the diversity of kaolin sources in the region, with special attention paid to hydrothermally altered and exchange types of kaolin, the formation of which is associated with complex processes of weathering, hydrothermal alteration and reprecipitation. The aim of this study was to characterize three different types of kaolin derived from different sources in Northern Vietnam (from weathered pegmatites, weathered felsic effusives, and hydrothermal-metasomatic altered rocks). The main focus was to analyze the thermal behavior of these samples during calcination in the temperature range from 300 °C to 1,100 °C. The comprehensive characterization was performed by X-ray diffraction (XRD), FT-IR spectroscopy (FT-IR), thermal analysis (thermogravimetry/differential thermogravimetry (TG/DTG)) and scanning electron microscopy with energy dispersive X-ray spectroscopy (SEM-EDS). The results showed that kaolinite with particle size less than 2 μm was identified in all samples. Minor amounts of muscovite and montmorillonite are present in some samples, and pyrophyllite is present in a sample from the hydrothermally altered rocks. Kaolinite morphology in all the samples showed typical forms including hexagonal and pseudohexagonal. The main chemical constituents of the samples are  $\text{SiO}_2$  and  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; in addition to these,  $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$  and iron are present in smaller quantities. Thermal analysis allowed to reveal the formation of metakaolinite phase at temperatures around 494 °C and 507 °C in the two studied samples from weathered rocks, while the pyrophyllite-bearing sample undergoes this transition at a higher temperature of 653.8 °C. The onset of metakaolinization was observed at about 500 °C for the weathered rock samples and about 700 °C for the pyrophyllite-bearing sample. In addition, mullitization leading to the formation of mullite was evident at 1,100 °C. The study findings allow concluding that the studied kaolins can be used in traditional ceramics production.

#### Keywords

kaolin,  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ , pyrophyllite, mullite, thermal analysis, metakaolinite, mullitization, pegmatite, Northern Vietnam

#### For citation

Nguyen T.T.T., Bui H.B. Characterization and thermal behavior of some types of kaolin of different origin from Northern Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):30–40. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-189>

### Введение

Каолин (состоящий в основном из каолинита, химическая формула которого  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ) служит универсальным сырьем, широко используется в различных отраслях промышленности, включая производство керамики, бумаги, красок, косметики, пневматики, строительных материалов и хранение опасных отходов [1–3]. Качество и применимость каолина зависят от таких факторов, как его химический состав, физические свойства, минеральный состав и структурная морфология. Например, Майя (Maja, 2017) показал, что глина из месторождения Слатина в Сербии имеет состав и характеристики, подходящие для керамической и строительной промышленности, особенно для производства черепицы, тонкостенного пустотелого кирпича и кровельной плитки/легких блоков [4]. Дальнейшие исследования, направленные на изучение таких свойств, как чистота, минеральный состав, цвет и текстура, выполненные Эрнандесом с соавт. (Hernández et al., 2019), выявляют особенности месторождений каолина в Венесуэле, предполагая потенциальные потребности в переработке в целях использования каолина в фармацевтической промышленности [5]. В литературе постоянно подчеркивается необходимость всестороннего изучения физико-химических свойств сырья и его реакции в условиях прокаливания перед практическим применением.

В северной части Вьетнама благодаря благоприятным геологическим условиям находятся разнообразные месторождения высококачественного каолина различного происхождения и масштаба. Исследования, проводившиеся на протяжении десятилетий, свидетельствуют о разнообразии источников

каолина в регионе, при этом особое внимание уделяется гидротермально измененному и обменному типам каолина, формирование которых связано со сложными процессами выветривания, гидротермальных изменений и переосаждения [6, 7]. Хотя в ряде работ изучены качество, потенциал, распространение и происхождение типов каолина в Северном Вьетнаме [8, 9], исследования различий между каолинами из разных источников весьма ограничены.

В данной статье представлено применение комбинированных методов анализа, таких как рентгеноструктурный анализ (XRD), Фурье-ИК-спектроскопия (FT-IR), термический анализ (термогравиметрия/дифференциальная термогравиметрия (TG/DTG)) и сканирующая электронная микроскопия с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (SEM-EDS) для исследования характеристик каолинового сырья различного происхождения из нескольких рудников в Северном Вьетнаме, а также его свойств/поведения в условиях прокаливания. Полученные результаты помогают всесторонне и более полно оценить качественные характеристики каолинов и способствуют их более эффективному использованию.

### Обзор геологических характеристик некоторых типов каолинов на рудниках во Вьетнаме

#### Каолин из выветренных пегматитов

Каолин, образующийся по выветренным пегматитам, широко распространен в районе Лао Кай на севере Вьетнама [10]. Эти каолиновые месторождения обычно имеют форму цилиндра и разветвленную морфологию.

Пегматитовые тела различных размеров распространены в метаморфических формациях протерозойского и нижнепалеозойского возраста. Мощность тела каолинов зависит от рельефа местности. В вертикальном разрезе пегматитовое тело стратифицировано: самый верхний пласт состоит из каолина, за ним следует пласт слабыветренных пегматитов, а нижний пласт представлен первичными пегматитами. Каолиновые рудники такого типа – это в основном горные производства среднего или малого масштаба. Разновидность каолина обычно тонкозернистая, богата алюминием и отличается относительно высоким содержанием железа, часто имеет желтый или темно-желтый оттенок. Степень извлечения каолинового подрешеточного продукта  $-0,21$  мм колеблется от 30 до 60%, в среднем ниже 40%. На рис. 1 показан геологический разрез каолинового тела подобного характера.

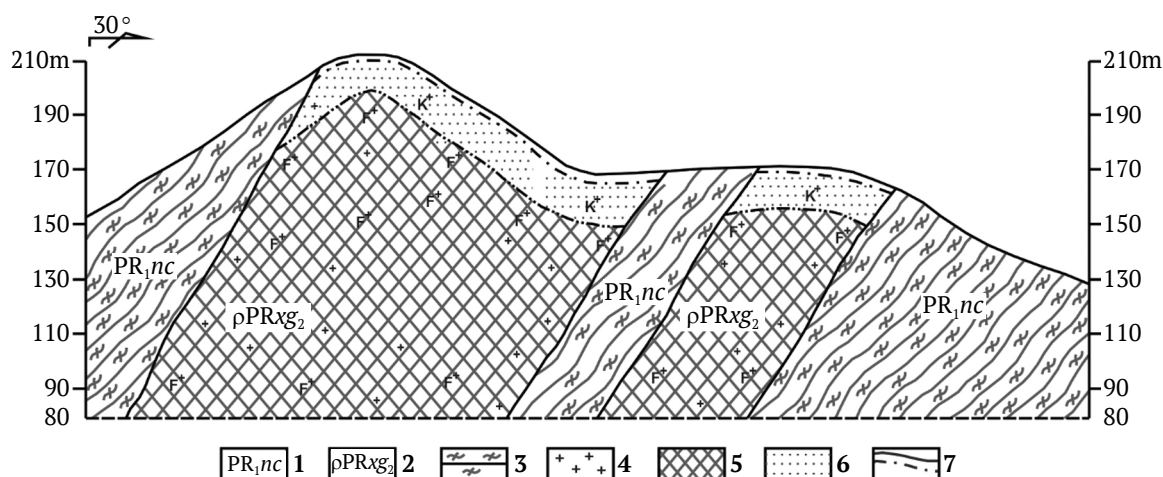
### Каолин в выветренных эффузивных породах кислого состава

Каолин, образующийся в коре выветривания по эффузивным породам, широко распространен на территории Северного Вьетнама в различных структурных зонах [11]. Обычно формируясь в коре выветривания по риолитовым и риолит-порфировым

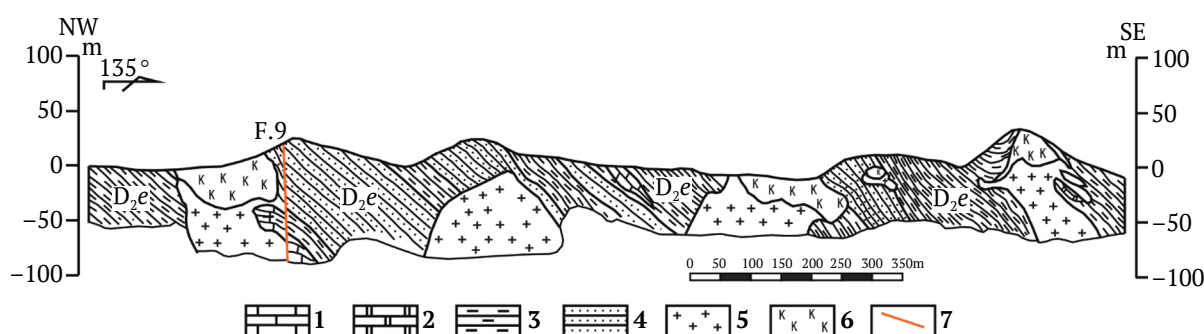
породам, этот тип каолиновых месторождений характеризуется проявлениями мелкого масштаба, часто имеющими форму воронок и небольших линз. Каолин этого типа, как правило, мелкозернистый, представленный в оттенках белого или розовато-белого цвета. Степень извлечения каолинового подрешеточного продукта  $-0,21$  мм колеблется от 50 до 90%, в среднем около 70%. На рис. 2 представлен разрез месторождения каолина этого типа.

### Каолин гидротермально-метасоматического генезиса

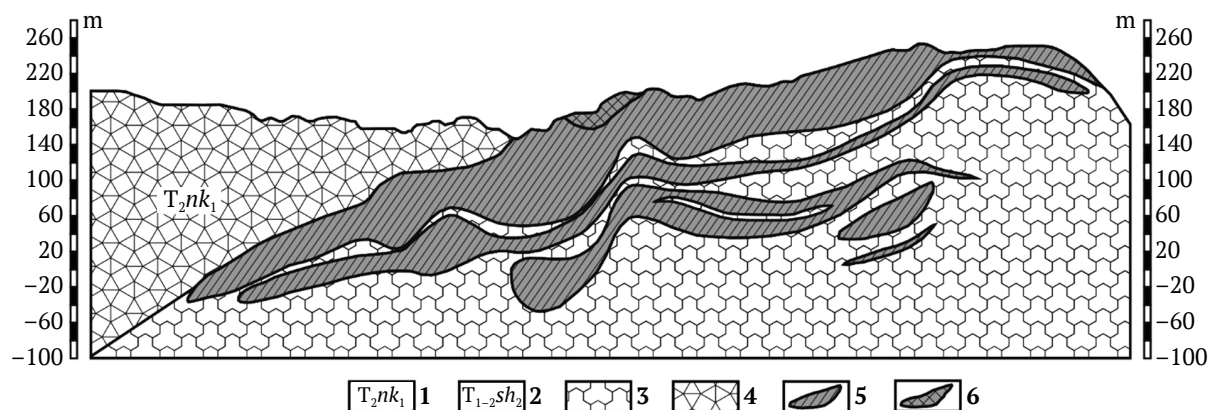
Каолин-пирофиллитовые тела являются продуктом процессов контактовых изменений с участием гидротермальных растворов и различных пород, таких как риолиты, риолит-порфиры, фельзиты и туфы [12]. Эти тела пересекаются разломами или, напротив, вмещаются зонами разломов, выявленных на руднике, что обуславливает их относительно крупные масштабы. Морфология каолин-пирофиллитовых тел сложна, с неравномерными раздувами, проявления которых носят случайный характер. На рис. 3 представлен разрез каолин-пирофиллитового тела для наглядного представления.



**Рис. 1.** Геологический разрез на каолиновом руднике Сон Ман, Провинция Лао Кай:  
1 – кварцевые сланцы, слюды, гнейсы, переслаивающиеся кварциты; 2 – жильные аплиты и пегматиты;  
3 – слюдяные кристаллические сланцы; 4 – первичные (невыветренные) пегматиты;  
5 – слабыветренные пегматиты; 6 – каолин; 7 – почвенно-растительный покров



**Рис. 2.** Геологический разрез на каолиновом руднике Минь Тан, Провинция Хай Дуонг:  
1 – четвертичные отложения; 2 – известняки; 3 – кремнистые известняки;  
4 – сланцы, песчаники; 5 – кератофиры; 6 – каолин; 7 – разлом



**Рис. 3.** Геологический разрез на каолин-пиррофиллитовом руднике в Тан Май, Провинция Куангнинь:  
1 – формация На Хуат; 2 – формация Кхон Ланг; 3 – риолито-дацитовые туфы; 4 – алевролит; 5 – алунит; 6 – каолин-пиррофиллит

## Методология

### Подготовка проб

Валовые пробы были отобраны из зоны добычи трех каолиновых рудников, каолины которых имеют различный генезис (тип): каолин из зоны выветривания пегматитов комплекса Тхач Кхоан на руднике Сон Ман, Провинция Лао Кай (каолин по пегматитам); каолин из зоны выветривания риолитов формации Бинь Льеу, рудник Минь Тан, Провинция Хай Дуонг (каолин по эффузивам) и каолин-пиррофиллит гидро-термально-метасоматического генезиса из рудника Тан Май, Провинция Куангнинь (каолин-пиррофиллит) (рис. 1–3). Природные пробы измельчали, растворяли, перемешивали и просеивали через сито с размером ячеек менее 63 мкм. Подрешеточный продукт помещали в лабораторный пакет и использовали для последующих анализов и испытаний. Для определения глинистых минералов методом декантации была получена глинистая фракция размером частиц менее 2 мкм. Фракция размером частиц менее 2 мкм была использована для приготовления цилиндрических гранул для дальнейших исследований. Их подвергали различной обработке, включая воздушную сушку, гликолирование этиленгликолем и нагревание до 350 °C.

Цилиндрические гранулы изготавливали путем одноосного сухого прессования проб при давлении 40 МПа. Затем цилиндрические гранулы высушивали при температуре 60 °C в течение 24 ч в печи. Высушенные цилиндрические гранулы нагревали до выбранных температур 300, 500, 700, 900 и 1100 °C со скоростью нагрева 5 °C/мин, используя электрическую лабораторную печь. Для каждой выбранной температуры пробу прокаливали в течение 2 ч и «закаливали» до комнатной температуры в условиях окружающей среды, чтобы избежать кристаллизации аморфного метакаолинита. Часть прогретых проб измельчали с использованием агатовой ступки и пестика для последующих анализов.

### Определение характеристик проб

Морфологические свойства и минеральный состав минералов исследовали с помощью сканирующего электронного микроскопа (SEM – Quanta 450)

с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (EDS). Минералогический анализ проб выполнялся методом рентгеноструктурного анализа (рентгеновской дифракции, XRD). Рентгеновские дифракционные картины проб, обработанных при различных условиях, были также получены на порошковом рентгеновском дифрактометре модели D5005 Siemens с Cu-K $\alpha$  излучением при 40 кВ и 30 мА, сканировании от 3 до 70° при угловой скорости  $\omega$  (2 theta на рисунках ниже) 2 мин<sup>-1</sup>. Фурье-ИК-спектры регистрировали в диапазоне от 4000 до 400 см<sup>-1</sup> с разрешением 2 см<sup>-1</sup> с использованием спектрометра Shimadzu IR Prestige-21. Термическое поведение каждой пробы определяли методом термогравиметрии/дифференциальной термогравиметрии (TG/DTG) в атмосфере азота в интервале от комнатной температуры до 1100 °C при скорости нагрева 10 °C/мин. Изотермы адсорбции и десорбции азота на пробах каолина, прошедших термическую обработку при температуре 196 °C, были получены с использованием прибора Micromeritics ASAP 2020a.

## Результаты и обсуждение

### Определение характеристик природных каолиновых материалов

#### Рентгеноструктурный анализ

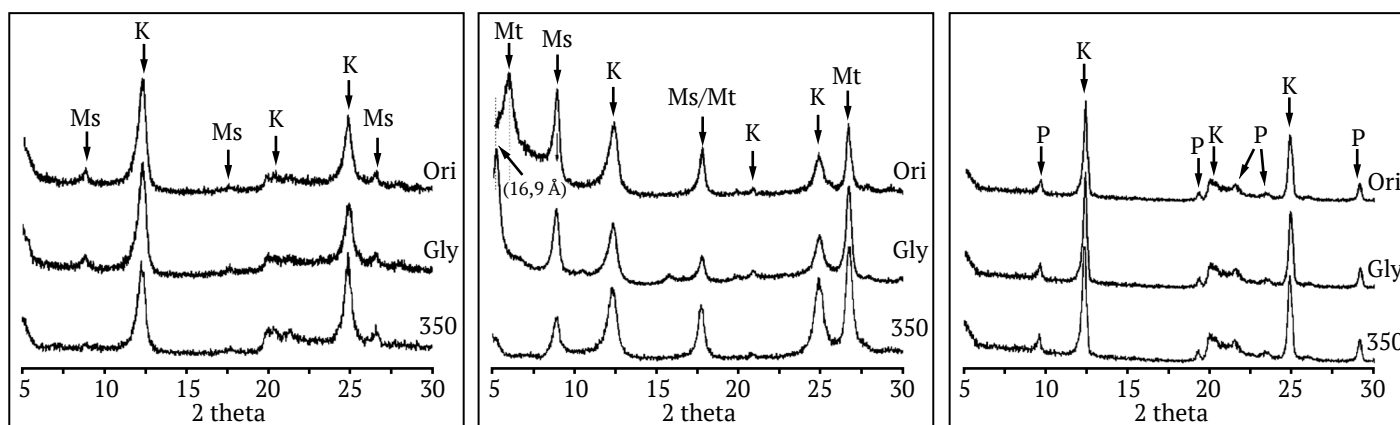
На рис. 4 представлены рентгенограммы трех природных материалов (пробы: каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пиррофиллит) с крупностью частиц 2 мкм, подвергнутых различным испытательным воздействиям: выдержанных при комнатной температуре, обработанных этиленгликолем и прогретых при 350 °C. Эти рентгенограммы устойчиво показывают преобладание каолинита в качестве доминирующего минерала во всех трех пробах, характеризующегося хорошо выраженными пиками при 7,18 Å, 4,48 Å и 3,58 Å [1]. Кроме того, относительно слабые базальные отражения при 10,0 Å, 5,02 Å и 3,35 Å указывают на присутствие минерала мусковита в пробах каолин по пегматитам и каолин по эффузивам [13]. Важно отметить, что в пробе каолин-пиррофиллит, полученной на руднике Тан Май,

пирофиллит четко идентифицируется, о чем свидетельствуют характерные пики 9,2 Å, 4,59 Å, 4,14 Å, 3,79 Å и 3,07 Å [14]. После обработки этиленгликолем и прогрева при 350 °C на рентгенограммах остаются характерные пики, соответствующие каолиниту, мусковиту и пирофиллиту. Однако в случае пробы каолин по эффузивам наблюдается заметный сдвиг пика, связанного с монтмориллонитом, с 15,1 Å на 16,9 Å после обработки этиленгликолем. Это наблюдение показывает, что, помимо преобладания каолинита фракции крупностью менее 2 мкм во всех пробах, каолин по пегматитам характеризуется присутствием мусковита, каолин по эффузивам – мусковита и монтмориллонита, а проба каолин-пирофиллит состоит

преимущественно из пирофиллита. Эти результаты подчеркивают, что различные условия в процессе формирования каолина могут приводить к разному минеральному составу, что может влиять на процессы прокаливания и их результаты.

### Анализ методами сканирующей электронной микроскопии и энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии

Изображения минералов каолиновых проб: каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пирофиллит, полученные методом сканирующей электронной микроскопии (SEM), представлены на рис. 5. На этих изображениях хорошо видна характерная

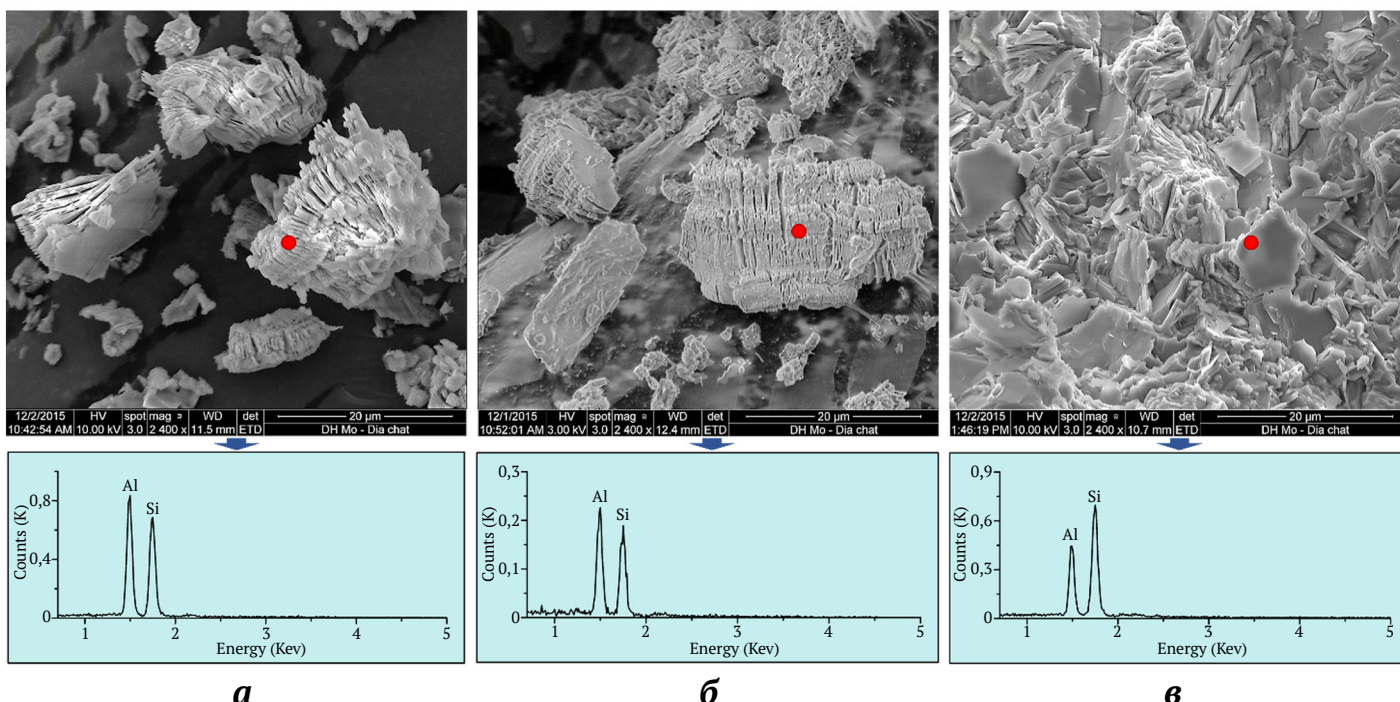


**а**

**б**

**в**

**Рис. 4.** Рентгеновская дифракционная картина (XRD) трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в)) с крупностью частиц менее 2 мкм при различных условиях испытаний: при комнатной температуре (Ori); обработка этиленгликолем (Gly); нагревание при 350 °C (350): К = каолинит, Ms = мусковит, P = пирофиллит и Mt = монтмориллонит (каолин из выветренных эффузивов здесь и далее обозначен К-Маг)



**а**

**б**

**в**

**Рис. 5.** SEM-изображения и результаты исследования методом EDS трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в))



морфология каолинита с гексагональной, тонкопластинчатой структурой. Зерна минералов причудливо соединены между собой, демонстрируя свои отличительные особенности. Результаты анализа методом EDS (энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии) проливают свет на элементный состав этих минералов. В качестве основных компонентов обнаружены оксид кремния  $\text{SiO}_2$  и оксид алюминия  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , что соответствует ожидаемому присутствию кремния Si и алюминия Al в химической формуле каолинита –  $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ . В табл. 1 приведен средний химический состав трех проб каолинов (полуколичественное определение методом EDS-анализа).

#### Анализ методом Фурье-ИК-спектроскопии

Анализ методом Фурье-ИК-спектроскопии показал присутствие различных функциональных групп в исследуемых пробах (рис. 6). Примечательно, что пики поглощения при  $3687$  и  $3619\text{ см}^{-1}$  связаны с валентными колебаниями связи группы О–Н. Кроме того, полосы при  $1114$  и  $684\text{ см}^{-1}$  соответствуют валентным колебаниям связи Si–O, а в области валентных колебаний связи Si–O–Si наблюдаются полосы поглощения при  $1034$  и  $998\text{ см}^{-1}$ . Полоса при  $909\text{ см}^{-1}$

соответствует валентным колебаниям связи Al–OH. Эти полосы валентных колебаний связи характерны для минерала каолинита, что свидетельствует о значительном присутствии каолинита в пробах [15–17]. Кроме того, на возможное присутствие кварца, помимо каолинита, указывают полосы, обнаруженные в пробах при  $789$ ,  $753$  и  $592\text{ см}^{-1}$ .

#### Поведение трех проб при термическом воздействии

##### Термический анализ

Результаты термогравиметрии/дифференциальной термогравиметрии (TG/DTG) трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в)) представлены на рис. 7. Термические кривые на рис. 7 показывают пики различных процессов (эндотермические и экзотермические процессы) в ходе нагревания. Эндотермическими процессами при низких температурах (около  $79,7$ ,  $87,2$  и  $73,8^\circ\text{C}$ ) являются десорбция поверхностной  $\text{H}_2\text{O}$  и дегидратация. На образование метакаолинитовой фазы указывают эндотермические пики при  $494,8^\circ\text{C}$  для пробы каолин по пегматитам,  $507,1^\circ\text{C}$  – для

Таблица 1

Химический состав трех проб каолинов (результаты исследования методом EDS)

| Проба                | Химический состав, %, от – до |              |                         |                |                      |              |                |                         |
|----------------------|-------------------------------|--------------|-------------------------|----------------|----------------------|--------------|----------------|-------------------------|
|                      | $\text{Na}_2\text{O}$         | $\text{MgO}$ | $\text{Al}_2\text{O}_3$ | $\text{SiO}_2$ | $\text{K}_2\text{O}$ | $\text{CaO}$ | $\text{TiO}_2$ | $\text{Fe}_2\text{O}_3$ |
| Каолин по пегматитам | 0,05–0,27                     | 0,33–0,59    | 42,8–46,5               | 50,2–52,2      | 0,51–0,99            | 0,11–0,21    | 0,11–0,19      | 0,09–0,58               |
| Каолин по эффузивам  | 0,06–1,63                     | 0,12–0,35    | 13,6–20,1               | 65,7–75,7      | 2,51–5,22            | 0,08–1,11    | 0,03–0,11      | 0,52–1,96               |
| Каолин-пирофиллит    | 0,21–1,30                     | 0,05–0,56    | 10,5–38,6               | 11,5–89,3      | 0,16–1,20            | 0,05–1,42    | 0,05–1,35      | 0,03–2,51               |

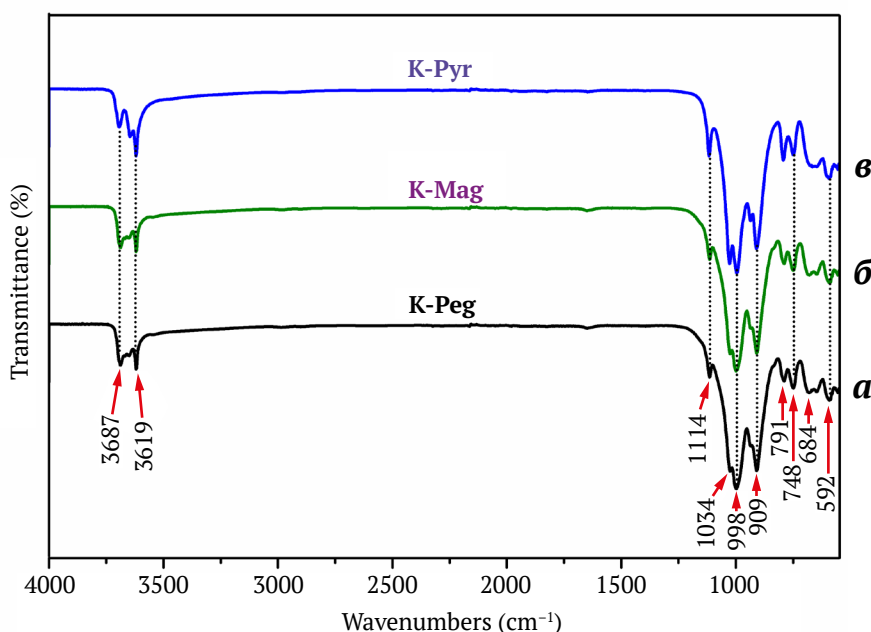


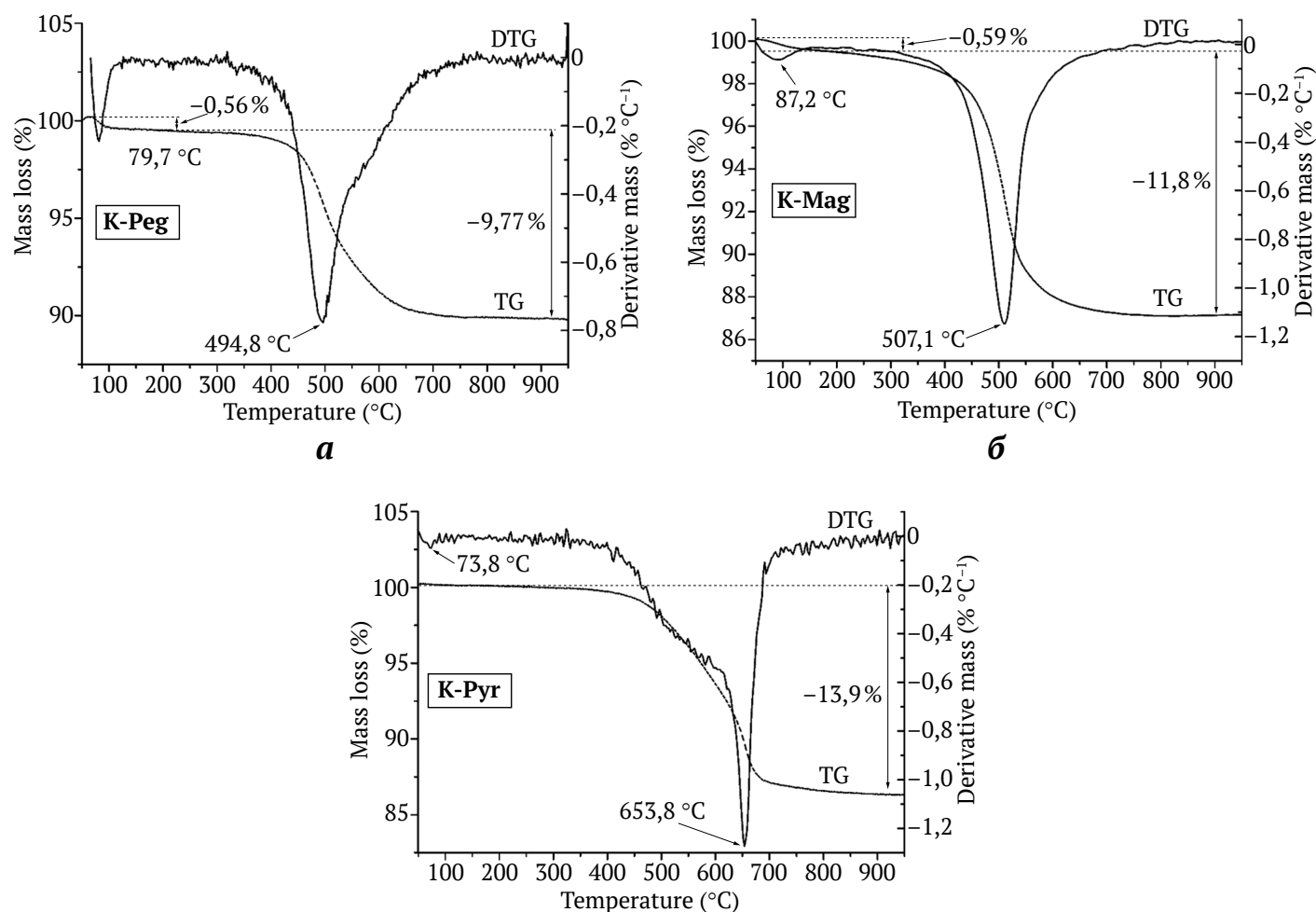
Рис. 6. Графики Фурье-ИК-спектроскопии трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в))

пробы каолин по эффузивам и  $653,8^{\circ}\text{C}$  – для пробы каолин-пирофиллит. Разница в температуре эндотермических пиков между пробами может быть обусловлена различиями в морфологии минералов, их составе и размере зерен. Проба каолин-пирофиллит имеет самую высокую температуру эндотермического пика ( $653,8^{\circ}\text{C}$ ) из всех трех проб, что свидетельствует о природной устойчивости каолина гидротермально-метасоматического генезиса. Анализ данных DTG на рис. 7 указывает на изменение веса материалов в процессе нагрева. Снижение веса составляет 9,77, 11,8 и 13,9% для проб каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пирофиллит соответственно.

#### Рентгеноструктурный анализ

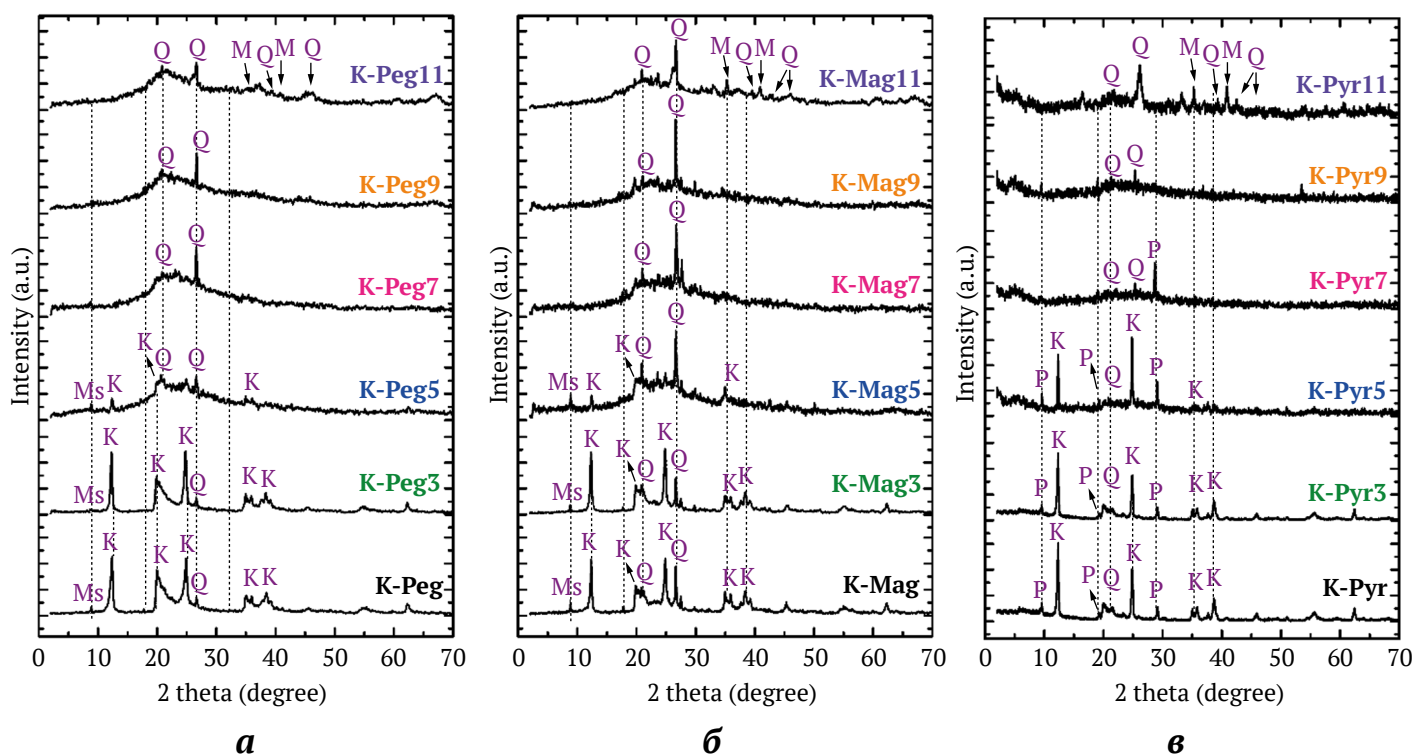
На рис. 8 представлены рентгенограммы трех проб (каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пирофиллит) при различных температурах ( $300, 500, 700, 900$  и  $1100^{\circ}\text{C}$ ). Анализ показывает, что проба каолин по пегматитам состоит в основном из каолинита, а также кварца и мусковита. Напротив, проба каолин-пирофиллит состоит в основном из каолинита и пирофиллита с присутствием кварца. Во всем диапазоне температур от комнатной до  $500^{\circ}\text{C}$

пики на рентгено-дифракционных картинах (XRD), соответствующие этим минералам, остаются относительно устойчивыми, хотя и теряют в интенсивности. При температуре  $700^{\circ}\text{C}$  пики каолинита исчезают во всех пробах, остаются кварц и пирофиллит. Исчезновение пиков каолинита свидетельствует о трансформации в метакаолин, характеризующийся аморфной структурой, на что указывают широкие «горбы» в результатах рентгеноструктурного анализа. Примечательно, что слабый XRD пик пирофиллита при  $700^{\circ}\text{C}$  подчеркивает его термическую устойчивость, что согласуется с результатами термического анализа и гидротермально-метасоматическим генезисом пирофиллита. Наиболее существенные изменения на рентгено-дифракционных картинах происходят при  $1100^{\circ}\text{C}$ , что означает плавление и разрушение структур исходных минералов с образованием муллита, новой минеральной фазы. Этот вывод согласуется с наблюдениями предыдущих исследований [18, 19], подчеркивающих зависимость изменений минералов в процессе прокаливания от исходного минерального состава проб. Присутствие пирофиллита в пробе каолин-пирофиллит заметно влияет на фазовый переход, приводя к образованию новых минералов.



6

Рис. 7. Анализ результатов термогравиметрии/дифференциальной термогравиметрии (TG/DTG) трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в))



**Рис. 8.** Рентгено-дифракционные картины (XRD) трех проб (каолин по пегматитам (а), каолин по эффузивам (б) и каолин-пирофиллит (в)) при различных температурах (при 300 °С (3), 500 °С (5), 700 °С (7), 900 °С (9) и 1100 °С (11)): К = каолинит, Ms = мусковит, P = пирофиллит, Q = кварц, M = муллит

### SEM-анализ

SEM-изображения проб: каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пирофиллит, подвергнутых прокаливанию при температурах 500, 700, 900 и 1100 °С, представлены на рис. 9. При температуре 500 °С наблюдается отчетливая морфология минералов, а границы между зернами минералов во всех трех пробах остаются дискретно определенными, что свидетельствует о минимальном воздействии на структурную целостность и химические связи при этой температуре. Однако при повышении температуры нагрева с 700 до 1100 °С происходят заметные превращения. В интервале от 700 до 900 °С морфология минералов претерпевает постепенное изменение, проявляя признаки плавления. Различия между исходными веществами в пробах начинают исчезать. В частности, на SEM-изображениях при 1100 °С отчетливо видны проявления плавления, что свидетельствует о плавлении материалов, скрывающем первоначальные границы и морфологию зерен минералов. В случае пробы каолин-пирофиллит, характеризующейся повышенной устойчивостью, морфология пирофиллита демонстрирует некоторую устойчивость в диапазоне температур от 700 до 1100 °С. Наблюдаемые морфологические изменения в пробах при различных температурах прокаливания, что видно на SEM-изображениях, согласуются с другими результатами исследований, включая результаты рентгеноструктурного анализа и Фурье-ИК-спектроскопии.

### Закключение

В данном исследовании фундаментальные характеристики трех типов каолина, полученных из различных источников – различного генезиса (из выветренных пегматитов, выветренных эффузивов кислого состава и гидротермально-метасоматических пород), оценивались с использованием методов рентгеноструктурного анализа (XRD), Фурье-ИК-спектроскопии (FT-IR), термического анализа (термогравиметрия/дифференциальная термогравиметрия (TG/DTG)) и сканирующей электронной микроскопии с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (SEM-EDS). Результаты показывают, что каолинит является преобладающим минералом во всех пробах, характеризующихся размерами частиц менее 2 мкм. Кроме того, проба каолина по пегматитам содержит незначительное количество мусковита, а каолина по эффузивам – монтмориллонита. Примечательно, что проба каолина гидротермально-метасоматического генезиса содержит относительно значимое количество пирофиллита. Основными химическими компонентами каолинита являются  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; помимо них, в меньших количествах присутствуют  $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$  и общее железо. Термический анализ выявил фазовые переходы при различных температурах, при этом фаза метакаолинита образуется около 494 и 507 °С в пробах каолина из выветренных пегматитов и выветренных эффузивов кислого состава соответственно. Пирофиллитсодержащая проба каолина (гидротермально-метасоматического

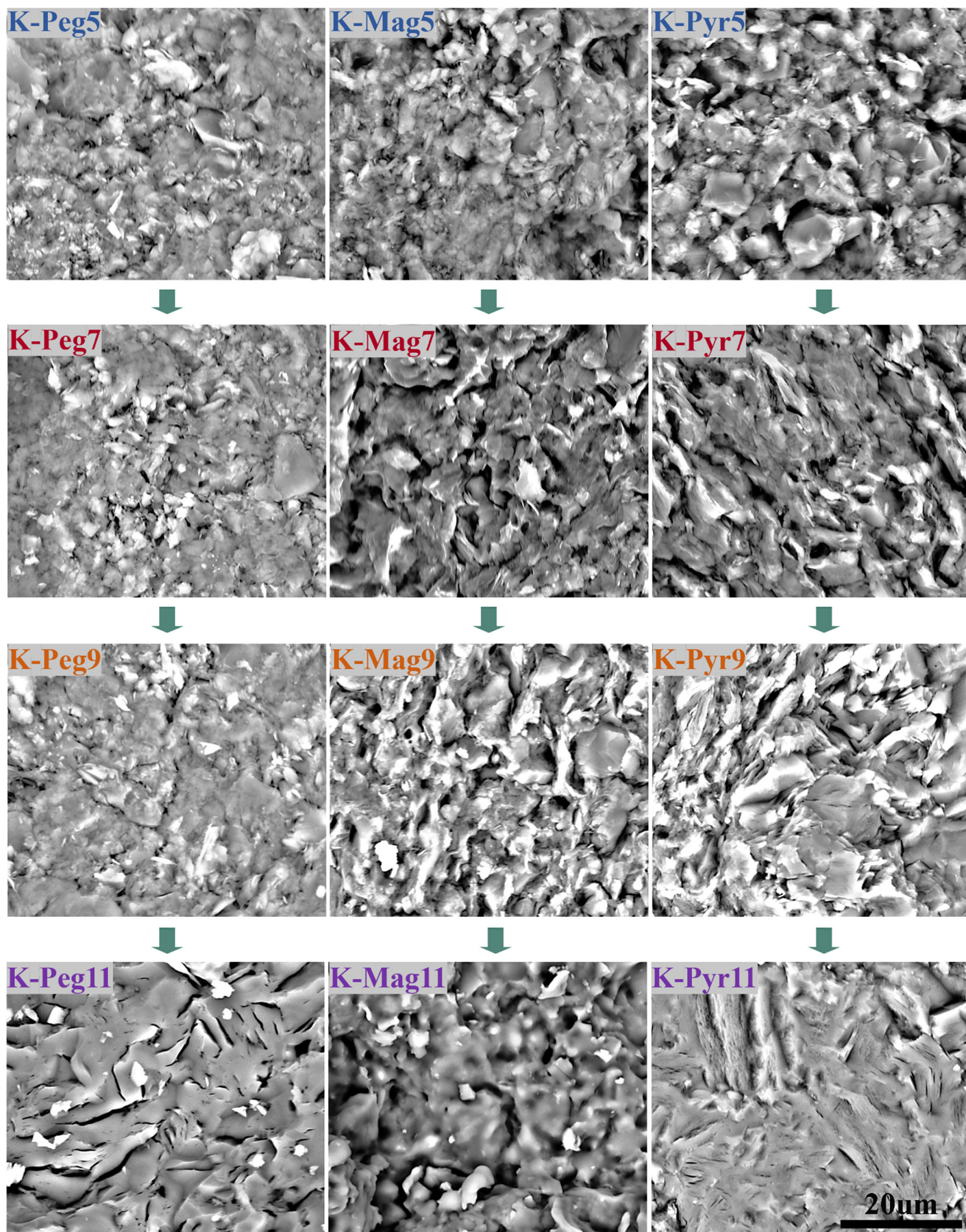


Рис. 9. SEM-изображения трех проб (каолин по пегматитам, каолин по эффузивам и каолин-пирофиллит) при различных температурах (500 °C (5), 700 °C (7), 900 °C (9) и 1100 °C (11))



происхождения) претерпевает этот фазовый переход при более высокой температуре – 653,8 °С, что свидетельствует о ее природной устойчивости. Для оценки поведения каолинов при прокаливании пробы прессовали при давлении 40 МПа и прокаливали при температурах от 300 до 1100 °С. XRD- и SEM-анализы показывают, что метаксаолинизация начинается при 500 °С в пробах каолина из выветренных пегма-

титов и выветренных эффузивов, а в пиррофиллитсодержащей пробе каолина – при 700 °С. Процесс муллитизации становится очевидным при 1100 °С, что приводит к образованию нового минерала – муллита. Представленные здесь результаты имеют ключевое значение для производства традиционной керамики с использованием природных материалов различного происхождения.

### Список литературы / References

1. Laraba M. Enrichment of Algerian kaolin using froth flotation method. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(3):215–222. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-04-112>
2. Muller J.P., Calas G. Genetic significance of paramagnetic centers in kaolinites. In: Murray H.H., Bundy W., Harvey C. (Eds.) *Kaolin, Genesis and Utilization. Special Publication 1*. Boulder, Colorado: The Clay Mineral Society; 1993. Pp. 261–290.
3. Fuentes I., Martínez F., Reátegui K., Bastos V. Physical, mineralogical and chemical characterization of Venezuelan kaolins for use as calcined clays in cement and concrete calcined. In: *Calcined Clays for Sustainable Concrete. Proceedings of the 1st International Conference on Calcined Clays for Sustainable Concrete*. 2015;10:565–566. [https://doi.org/10.1007/978-94-017-9939-3\\_70](https://doi.org/10.1007/978-94-017-9939-3_70)
4. Milošević M., Logar M., Kaluđerović L., Jelić I. Characterization of clays from Slatina (Ub, Serbia) for potential uses in the ceramic industry. *Energy Procedia*. 2017;125:650–655. <https://doi.org/10.1016/j.egypro.2017.08.270>
5. Hernández A.C., Sánchez-Espejo R., Meléndez W., et al. Characterization of Venezuelan kaolins as health care ingredients. *Applied Clay Science*. 2019;175:30–39. <https://doi.org/10.1016/j.clay.2019.01.003>
6. Cam D.H., Phuong N. Types of formation origin and division of mine groups for exploration of kaolin mines in the Northeastern region of Vietnam. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2005;10:15–19. (In Vietnamese)
7. Bui H.B., Dung N.T., Khang L.Q., et al. Distribution and characteristics of nanotubular halloysites in the Thach Khoan area, Phu Tho, Vietnam. *Minerals*. 2018;8(7):290. <https://doi.org/10.3390/min8070290>
8. Cam D.H., Phuong N., Tri L.D. Potential of kaolin in the Northeast region and its use in industries. *Journal of Geology*. 2006;A/297:30–37. (In Vietnamese)
9. Tri L.Đ., Phuong N., Toan N.T. Vietnam's kaolin potential and orientation for exploration and exploitation to serve socio-economic. *Journal of Geology*. 2008;A/307:7–8. (In Vietnamese)
10. Luat T. (ed.), Boi L.V., Nhieue L.V., et al. *Report on preliminary exploration results of kaolin and feldspar in Son Man area, Hoang Lien Son*. Geological Department of Vietnam, Hanoi; 1981. (In Vietnamese)
11. Giua K.V. (ed.), et al. *Report on the results of geological exploration of Minh Tan kaolin mine, Hai Duong*. Geological Department of Vietnam, Hanoi; 1966. (In Vietnamese)
12. Duy T., Boc Đ.Đ., Thach N.V., et al. *Report on results of kaolin prospecting and exploration in northern Quang Ninh*. Geological Department of Vietnam, Hanoi. 1966. (In Vietnamese)
13. Fadil-Djenabou S., Ndjigui P.D., Mbey J.A. Mineralogical and physicochemical characterization of Ngaye alluvial clays (Northern Cameroon) and assessment of its suitability in ceramic production. *Journal of Asian Ceramic Societies*. 2015;3(1):50–58. <https://doi.org/10.1016/j.jascer.2014.10.008>
14. Ruiz Cruz M.D., Morata D., Puga E., et al. Microstructures and interlayering in pyrophyllite from the Coastal Range of central Chile: evidence of a disequilibrium assemblage. *Clay Minerals*. 2004;39(4):439–452. <https://doi.org/10.1180/0009855043940146>
15. Nallis K., Katsumata K., Isobe T., et al. Preparation and UV-shielding property of Zr<sub>0.7</sub>Ce<sub>0.3</sub>O<sub>2</sub>-kaolinite nanocomposites. *Applied Clay Science*. 2013;80–81:147–153. <https://doi.org/10.1016/j.clay.2013.06.004>
16. Volzone C., Ortega J. Removal of gases by thermal-acid leached kaolinitic clays: Influence of mineralogical composition. *Applied Clay Science*. 2006;32(1–2):87–93. <https://doi.org/10.1016/j.clay.2005.11.001>
17. Caponi N., Collazzo C.C., Janh S.L., et al. Use of Brazilian kaolin as a potential low-cost adsorbent for the removal of malachite green from colored effluents. *Materials Research*. 2017;20(2):14–22. <https://doi.org/10.1590/1980-5373-MR-2016-0673>
18. Chen Y.F., Wang M.C., Hon M.H. Phase transformation and growth of mullite in kaolin ceramics. *Journal of the European Ceramic Society*. 2004;24(8):2389–2397. [https://doi.org/10.1016/S0955-2219\(03\)00631-9](https://doi.org/10.1016/S0955-2219(03)00631-9)
19. Nguyen T.T.T., Bui H.B. Characterization of some natural materials with different morphologies and their mullitization in ceramic preparation. *Journal of Ceramic Processing Research*. 2023;24(3):471–477. <https://doi.org/10.36410/jcpr.2023.24.3.471>



### Информация об авторах

**Тхи Тхань Тао Нгуен** – доктор наук (науки о Земле), преподаватель факультета геонаук и инженерной геологии, Ханойский университет горного дела и геологии, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0003-1299-2599](#); e-mail [nguyenthithanhthao@humg.edu.vn](mailto:nguyenthithanhthao@humg.edu.vn)

**Хоанг Бак Буй** – доктор наук (науки о Земле), доцент, преподаватель факультета геонаук и инженерной геологии, Ханойский университет горного дела и геологии, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0002-2671-3186](#), Scopus ID [57191982391](#); e-mail [buihoangbac@humg.edu.vn](mailto:buihoangbac@humg.edu.vn)

### Information about the authors

**Thi Thanh Thao Nguyen** – PhD (Earth Sci.), Lecturer, Faculty of Geosciences and Geology Engineering, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0003-1299-2599](#); e-mail [nguyenthithanhthao@humg.edu.vn](mailto:nguyenthithanhthao@humg.edu.vn)

**Hoang Bac Bui** – PhD (Earth System Sci.), Associate Professor, Lecturer, Faculty of Geosciences and Geology Engineering, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0002-2671-3186](#), Scopus ID [57191982391](#); e-mail [buihoangbac@humg.edu.vn](mailto:buihoangbac@humg.edu.vn)

Поступила в редакцию 11.12.2023  
Поступила после рецензирования 16.01.2024  
Принята к публикации 06.02.2024

Received 11.12.2023  
Revised 16.01.2024  
Accepted 06.02.2024



## ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-147>

УДК 622.4



### Экспериментальные исследования проветривания тупиковой выработки нагнетательным способом при различном отставании вентиляционного трубопровода от груди забоя

А. А. Каменских , Г. З. Файнбург , М. А. Семин , А. В. Таций

Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация

[seminma@inbox.ru](mailto:seminma@inbox.ru)

#### Аннотация

Исследование структуры вентиляционных потоков в призабойной части тупиковой выработки является важным элементом при целенаправленном управлении ее проветриванием и обеспечении безопасности ведения подземных горных работ. Ранее проведенные исследования показывают, что, несмотря на общее понимание протекающих в тупиковой выработке процессов возникновения основного вихря и застойных зон, полученные результаты носят фрагментарный характер и без дополнительных исследований практически не поддаются единому концептуальному обобщению.

В статье приведены результаты детального натурного эксперимента по исследованию процессов нагнетательного проветривания тупиковой выработки большого сечения ( $29,2 \text{ м}^2$ ) с пятью различными вариантами отставания конца нагнетательного вентиляционного трубопровода от груди забоя: 10, 15, 17, 19 и 21 м. Для каждого варианта в соответствии с разработанной методикой эксперимента производили замеры скорости турбулентного вихревого воздушного потока в 25 различных характерных точках (сетка  $5 \times 5$ ) в каждом сечении тупиковой горной выработки, которые выбирали через каждый метр от груди забоя до конца вентиляционного става, а также дополнительно еще через 1 м и еще через 10 м от конца вентиляционного става к устью выработки.

Исследования проводили в стандартной тупиковой очистной выработке, проходимой буровзрывным способом, на золотосеребряном руднике «Купол», расположенном в Чукотском автономном округе.

Расход подаваемого в выработку свежего воздуха во всех случаях сохраняли постоянным и равным типичному для рудника расходу  $17,4 \text{ м}^3/\text{с}$ , определяемому расчетным значением по фактору проветривания выхлопных газов от двигателей внутреннего сгорания погрузочно-доставочных машин. При площади сечения конца трубопровода  $0,8 \text{ м}^2$  это дает среднюю скорость поступающей струи в  $21,75 \text{ м/с}$ . Данные натурного эксперимента дополняли результатами трехмерного численного моделирования в вычислительном пакете ANSYS Fluent. Исследовали стационарное движение воздуха в тупиковой выработке в режиме развитой турбулентности. Сравнительный анализ полученных результатов натурного и численного экспериментов убедительно показал, что во всех исследуемых случаях отставания (не более 21 м) вентиляционного трубопровода от груди забоя вентиляционная струя, выходящая из вентиляционного трубопровода, достигает груди забоя, а затем разворачивается вдоль него с различной интенсивностью и формирует обратное движение воздушного потока из тупика.

Полученные результаты позволили получить линейное уравнение связи между максимальной относительной (к начальной скорости струи) скоростью на расстоянии 1 м от груди забоя и основного геометрического фактора зоны проветривания – отношения длины отставания конца трубопровода к характерному поперечному размеру – корню квадратному из площади поперечного сечения.

#### Ключевые слова

рудничная вентиляция, тупиковый забой, нагнетательный способ проветривания, отставание вентиляционного трубопровода, натурный эксперимент, численный эксперимент, структура воздушных потоков

#### Финансирование

Исследования выполнены при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования РФ (рег. номер НИОКТР 124020500030-7).

#### Для цитирования

Kamenskikh A. A., Faynburg G. Z., Semin M. A., Tatsiy A. V. Experimental study on forced ventilation in dead-end mine working with various setbacks of the ventilation pipeline from the working face. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):41–52. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-147>



## SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

### Experimental study on forced ventilation in dead-end mine working with various setbacks of the ventilation pipeline from the working face

A. A. Kamenskikh , G. Z. Faynburg , M. A. Semin , A. V. Tatsiy

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

[seminma@inbox.ru](mailto:seminma@inbox.ru)

#### Abstract

The study of airflow patterns at the ends of dead-end mine workings is crucial for optimizing underground mining ventilation systems. Understanding these patterns forms the basis for designing and implementing effective ventilation strategies.

Previous studies have shed light on the behavior of the main vortex and the formation of stagnant zones in such environments, but these insights remain fragmented and call for a more systematic exploration to integrate them into a comprehensive theory.

This paper presents the results of a thorough field investigation into the forced ventilation behavior in a dead-end mine working with a significant cross-sectional area (29.2 m<sup>2</sup>). We evaluated the impact of varying the setback distance of the ventilation duct's end from the working face at intervals of 10, 15, 17, 19, and 21 m. The experimental design included precise measurements of turbulent airflow velocities at 25 carefully chosen points (in a 5x5 grid) for each setback distance, covering the area from the working face to beyond the end of the ventilation duct. This included additional measurements taken 1 meter and 10 meters past the termination of the ventilation duct, moving towards the entrance of the working area.

The fieldwork was carried out in a typical dead-end stope at the Kupol gold-silver mine in the Chukotka Autonomous District, created by drilling and blasting.

The volume of fresh air delivered to the working was maintained at a consistent rate of 17.4 m<sup>3</sup>/s across all scenarios, aligning with the mine's standard air flow rate derived from the ventilation requirement for exhaust gases emitted by internal combustion engines of Load-Haul-Dump (LHD) machinery. With the duct's terminal cross-sectional area at 0.8 m<sup>2</sup>, this resulted in an inflow velocity averaging 21.75 m/s.

Additionally, we included insights from three-dimensional numerical simulations performed in ANSYS Fluent, focusing on steady-state air movement and developed turbulence within the dead-end space. A comparative review of both empirical and modeled data shows that the ventilation jet, for all tested setback distances up to 21 m, successfully delivered air to the working face, where it then dispersed and initiated reverse flow patterns.

These experiments led to the formulation of a linear relationship between the maximum relative velocity (compared to the initial jet velocity) at a distance of 1 m from the working face and a key geometric factor of the ventilation setup. This factor is the ratio of the duct's setback distance to a characteristic dimension of the cross-sectional area, calculated as the square root of the cross-sectional area.

#### Keywords

mine ventilation, dead-end face, forced ventilation, ventilation pipeline setback, field experiment, numerical experiment, airflow structure

#### Funding

The research received financial support from the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation (reg. number NIOKTR 124020500030).

#### For citation

Kamenskikh A. A., Faynburg G. Z., Semin M. A., Tatsiy A. V. Experimental study on forced ventilation in dead-end mine working with various setbacks of the ventilation pipeline from the working face. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):41–52. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-147>



## Введение

Обеспечение надежности эффективного проветривания тупиковых горных выработок является одной из ключевых задач рудничной вентиляции, регулируемых правилами безопасности ведения подземных горных работ<sup>1</sup> и привлекающих особое внимание отечественных [1–3] и зарубежных [4–6] исследователей. В литературе рассматривались особенности проветривания тупиковых горных выработок при различных способах выемки полезного ископаемого [7, 8], а также вопросы методологии моделирования аэрологических процессов в тупиковых выработках, связанные, в частности, с корректным выбором моделей турбулентности [6], применением подходов, основанных на дискретном моделировании [9]. Исследовались различные усложняющие факторы, например, непрерывное выделение пыли при работе комбайна [10], газовыделение в выработанном пространстве [8, 11], рассмотрение переноса кислорода как отдельного компонента воздушной среды [5]. Вводились и исследовались различные критерии для определения эффективности проветривания тупиковых выработок [4].

Отдельным и очень важным аспектом эффективного проветривания тупиковых горных выработок является выбор подходящего способа проветривания и эффективных параметров вентиляционного оборудования: положения вентиляционного трубопровода и расхода воздуха в нем [12]. Одним из наиболее часто применяемых на практике способов проветривания тупиковых горных выработок является нагнетательный способ проветривания, заключающийся в создании активной струи свежего воздуха, подаваемого по трубопроводу, конец которого отстает от груди забоя на то или иное расстояние (по технологическим причинам и/или в соответствии с правилами безопасности) [6, 13].

Основными геометрическими параметрами, определяющими объем  $V$  зоны такого проветривания, являются высота  $H$  и ширина  $B$  (т.е. фактически масштабы сечения  $S$ ) выработки, а также отставание конца вентиляционного става от груди забоя  $L$ , которое формирует конфигурацию проветриваемого объема [14]. Назовем безразмерное отставание конца трубопровода от груди забоя, выраженное в единицах некоторого эквивалентного поперечного размера, за который выберем корень квадратный из площади сечения, форм-фактором объекта проветривания  $f = L / \sqrt{S}$ .

<sup>1</sup> Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 21.10.1954 г. М.: Госгортехиздат, 1959.

Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: утв. 08.12.2020, № 505. Консорциум КОДЕКС. Электронный фонд правовой и нормативно-технической документации: офиц. сайт. URL: <https://docs.cntd.ru/document/573156117> (Дата обращения: 20.06.2023).

В зависимости от используемых переменных и конкретной ситуации объем зоны проветривания  $V = H \cdot B \cdot L$  или  $V = S \cdot L$  либо принимается равным объему зоны отброса отпалочных газов, который определяется расчетом, использующим экспериментальные данные.

Эффективность проветривания и соотношение процессов вытеснения и смешения загрязненного воздуха свежим определяется расходом свежего воздуха  $Q_0$ , подаваемого для проветривания, что при определенном диаметре  $d$  или площади сечения  $s$  трубопровода определяет среднюю скорость истечения вентиляционной струи  $U_0$ . Именно эта вентиляционная струя формирует структуру течений в тупиковой выработке, зависящую от степени стеснения струи  $F = s/S = (d/D)^2$ , изменяющейся от 0 до 1, и ряда других параметров, определяющих соотношение процессов вытеснения и смешения в проветриваемом объеме.

Результирующим целевым показателем такого проветривания является качество воздуха в забое (во всех случаях), а для нестационарных задач – время проветривания от загрязнений, например, отпалочных газов при ведении буровзрывных работ, обеспечение нормативных величин которых определяет значение расхода свежего воздуха.

Из-за сложности структуры потоков и неоднозначности соотношения процессов вытеснения и смешения точное определение реального времени проветривания возможно только в натурном эксперименте.

На практике в качестве ориентира выбора времени проветривания используют расчетное время воздухообмена того или иного объема  $V$  загрязненного воздуха, равное

$$\tau = \frac{V}{Q}, \quad (1)$$

где  $Q$  – расход подаваемого в объем  $V$  объекта проветривания воздуха.

Минимальное время проветривания забоя достигается в том случае, когда в проветриваемой зоне реализуются процессы идеального вытеснения (адвективного переноса). Оно определяется по формуле (1). В противном случае – абсолютного доминирования процессов идеального смешения (перемешивания, разжижения), а также наличия застойных зон, время проветривания тупикового забоя, строго говоря, равно бесконечности. Фактическое время проветривания находится где-то в пределах этих достаточно широких границ.

Важным условием отсутствия застойных зон у груди забоя и превалирования процессов вытеснения является наличие деятельной струи. Для этого струя должна сохранять свою конфигурацию на расстоянии  $L_{эфф}$  больше, чем отставание от груди забоя  $L$ , и тем самым активно «натекать» на грудь забоя, обеспечивая эффективный вынос загазованного и запыленного воздуха из призабойного пространства и забоя в целом. Это же требование можно записать в виде

$$L < L_{норм} < L_{эфф} \quad (2)$$

где  $L_{норм}$  – предельная максимальная величина отставания, задаваемая правилами безопасности.



Таким образом, исследование структуры вентиляционных потоков в призабойной части тупиковой выработки является важным условием осознанно управляемой организации ее проветривания, в которой особую роль играют «дальнобойность» струи  $L_{эфф}$  и отставание конца вентиляционного трубопровода от груди забоя  $L$ , а также расход подаваемого свежего воздуха  $Q_0$  (при заданной площади сечения выработки и трубопровода).

### Основные представления о структуре вентиляционных потоков в тупиковой выработке, проветриваемой нагнетательным способом

Существенный вклад в исследования проветривания тупиковых горных выработок (глухих забоев) более полвека назад внесли И. А. Швырков [1], А. И. Ксенофонтова [2], В. Н. Воронин [3], П. И. Мустель [15] и другие исследователи [16–18]. Ими было теоретически рассмотрено струйное проветривание тупиковых камерообразных выработок, сформировано основное представление о механизмах удаления из забоя загрязненного воздуха за счет процессов смешения и вытеснения, дана связь эффективности действия струи в зависимости от площади поперечного сечения выработки [18]

$$L_{эфф} = K\sqrt{S}, \quad (3)$$

где безразмерный коэффициент пропорциональности  $K$ , определяемый экспериментально или теоретически, меняется на практике в очень широких пределах (от 2 до 8), но чаще всего – в пределах  $K = (3–6)$  [14]. Это означает зависимость  $K$  от других условий организации проветривания и требует для выяснения относительно широкомасштабных исследований.

Формулу (3) можно переписать в виде

$$\frac{L_{эфф}}{\sqrt{S}} = k \frac{L}{\sqrt{S}}, \quad (4)$$

где  $k$  – новый коэффициент, связанный со старым  $K$  формулой  $K = kf$ , что позволяет вычлени роль форм-фактора  $f$ . Формула (2) дает основание считать, что  $k > 1$ .

Заметим, что для классического отставания вентиляционного трубопровода  $L$  в 10 м форм-фактор (при размере сечения выработки  $3 \times 3$ ) равен 3,33, а при размере  $2 \times 2$  равен 5. Разрешенное действующими правилами безопасности отставание в 15 м при сечении выработки более  $16 \text{ м}^2$  дает значение  $f = 3,75$ .

В ряде зарубежных работ [4, 6, 13] формула (3) приводится в виде

$$L_{эфф} = 4\sqrt{S} \quad (5)$$

или в ином виде, использующем значение диаметра вентиляционного трубопровода  $d$ ,

$$L_{эфф} = 30d. \quad (6)$$

Заметим, что интуитивно понимаемое понятие «дальнобойность струи», обозначенное нами как  $L_{эфф}$ , формально нигде не определено, что вызывает различ-

ные толкования этого понятия, а значение коэффициента в формуле (3) меняется в зависимости от сечения выработки, расположения трубопровода, его сечения, скорости струи и других условий проветривания.

Строго говоря, там, где суммарный расход движения воздуха к груди забоя (без учета турбулентных пульсаций) становится практически равным нулю, струя заканчивается. Расстояние до этого сечения от конца вентиляционного става и есть «дальнобойность» струи, т.е. дальность, на которую она «бьет». Определим это расстояние, обозначенное нами как  $L_{эфф}$ , более строго.

Таким относительно строгим, но достаточным для действенного проветривания значением расхода воздуха (в том или ином сечении около груди забоя), можно считать такой расход  $Q_{орг}$ , который обеспечит время проветривания призабойного пространства около груди забоя  $V_{орг}$ , меньшее или равное времени проветривания всего забоя:

$$t_{эфф} = \frac{V_{орг}}{Q_{орг}} \leq t_{заб} = \frac{V}{Q_0}. \quad (7)$$

В качестве размера призабойного пространства, исходя из размера зоны дыхания человека, т.е. пространства радиусом 0,5 м от лица работающего (согласно СНиП 41 01 2003), можно выбрать пространство между грудью забоя и сечением, отстоящим на 1 м от груди забоя. Обозначим связанное с этим пространством расстояние до конца става трубопровода как  $L_1$ .

Количество воздуха, поступающего в это пространство, можно увязать с значением минимальной скорости, определяемой правилами безопасности по формуле:  $U_{min} = 0,1 P/S$  (м/с), где  $S$  – площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ ; а  $P$  – периметр выработки, м, что дает для условий нашего эксперимента 0,07 м/с. Важно отметить, что это составляет 0,32 % от значения начальной скорости струи на выходе от вентиляционного трубопровода ( $U_0 = 21,75$  м/с) по данным натурного эксперимента, который будет описан в работе далее.

Заметим, что ощутимая человеком (и крыльчатым анемометром) скорость воздуха составляет примерно 0,15 м/с, что дает 0,69 % от  $U_0$ , а классическая минимальная скорость для очистных забоев, установленная равной 0,25 м/с, составляет 1,15 % от  $U_0$ . В этом случае время проветривания призабойного пространства на расстоянии 1 м от груди забоя для условий нашего натурного эксперимента будет равно 8 с.

Практика показала, что эффективность действия струи в тупике (в стеснении) увеличивается при увеличении сечения выработки, поскольку в выработках большего сечения струя может развиваться на большие расстояния, не сталкиваясь с сопротивлением возвратного течения. Само же возвратное течение неизбежно возникает в тупике, ибо это следует из закона сохранения массы и уравнения неразрывности.

Однако ограниченность аналитических методов анализа не позволяла в полной мере исследовать трехмерные вихреобразные структуры реализуемого при нагнетательном способе проветривания течения.



С развитием вычислительных методов и мощностей компьютеров все большее число исследователей стало применять для исследования проветривания тупиковых выработок средства математического моделирования в трехмерной постановке [7, 8, 19].

Так, в работе Н.О. Калединой и С.С. Кобылкина [16] методами численного трехмерного моделирования был исследован способ проветривания тупиковых протяженных выработок на газообильных шахтах, где обильное газовыделение легких горючих газов существенно влияет на обеспечение безопасности ведения горных работ, а в работе Е.В. Колесова и Б.П. Казакова [18] методами численного трехмерного моделирования исследовано проветривание тупиковых выработок после взрывных работ.

В статье [20] рассмотрены вопросы проветривания тупиковой выработки при различном отставании вентиляционного трубопровода от груди забоя и при разных скоростях воздушной струи, выходящей из вентиляционного трубопровода.

Во всех этих работах обсуждаются выбор модели турбулентности, методы численного решения, полученные результаты, как правило, для нескольких частных конкретных случаев.

Анализ этих работ показывает, что, несмотря на общее понимание протекающих в тупиковой выработке процессов возникновения основного вихря и застойных зон, полученные результаты носят фрагментарный характер и практически без дополнительных исследований не поддаются единому концептуальному обобщению.

В гораздо меньшей мере по сравнению с вычислительным экспериментом известны результаты натурных экспериментов, связанных в основном с фиксацией времени проветривания забоя и общим проникинанием струи в тупик.

Если на протяжении почти столетия одним из ключевых обязательных требований<sup>2</sup> к нагнетательному способу проветривания тупиковых выработок было соблюдение отставания от конца вентиляционного става до груди забоя не более 10, что соответствовало использованию 400–600-миллиметровых труб, маломощных вентиляторов с типичными для того времени размерами тупиковых выработок (примерно сечением  $2 \times 2$  м – форм-фактор  $f = 5$ ), то современная редакция ФНиП ПБ<sup>3</sup> говорит (помимо классического случая с 10-метровым отставанием) о допустимости отставания нагнетательного вентиляционного трубопровода от груди забоя 15 м при сечении забоя более  $16 \text{ м}^2$  (форм-фактор  $f < 3,75$ ).

<sup>2</sup> Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Утв. Госгортехнадзором СССР 21.10.1954 г. М.: Госгортехиздат, 1959.

<sup>3</sup> Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: утв. 08.12.2020, № 505. Консорциум КОДЕКС. Электронный фонд правовой и нормативно-технической документации: офиц. сайт. URL: <https://docs.cntd.ru/document/573156117> (Дата обращения: 20.06.2023).

Вместе с тем такая ситуация сдерживает практику (см., например, обзор обоснований безопасности в [18]), а для её развития нужно углубленное научно обоснованное понимание происходящих в тупиковом забое процессов проветривания. Именно этому посвящено настоящее исследование.

Результаты детальных натурных исследований нагнетательного проветривания тупикового забоя в конкретных условиях золотосеребряного рудника «Купол» и некоторые результаты численного моделирования, дополняющие натурный эксперимент, приведены ниже.

### Объект натурального исследования

Рудник «Купол» расположен на Крайнем Северо-Востоке Российской Федерации в зоне многолетней мерзлоты. С целью недопущения растепления горных пород и повышения их устойчивости предусмотрено проветривание подземных горных выработок нагнетательным способом при температуре поступающего воздуха в рудник  $-20^\circ\text{C}$  и ниже без его подогрева. Месторождение не опасно по газам и пыли.

Проходку всех горно-капитальных и подготовительно-нарезных выработок, а также очистную выемку на руднике «Купол» осуществляют буровзрывным способом, учитывая высокие прочностные характеристики руд и пород. Буровзрывные работы проводят ежесуточно в две смены с двумя часовыми междусменными перерывами и двумя перерывами на обед. При этом буровые работы и отгрузку отбитой руды проводят во время рабочей смены, а взрывные работы – между сменами и в обеденный перерыв.

В цикл горнопроходческих работ помимо бурения шпуров, заряжания и взрывания в них зарядов взрывчатого вещества, а также погрузки и транспортирования отбитой руды из забоя входят проветривание забоя и приведение забоя в безопасное состояние. Для выполнения основных работ проходческого цикла применяется высокопроизводительное самоходное оборудование.

Типичный тупиковый забой рудника «Купол» имеет длину от 15 до 150 м, сечение в свету в среднем  $29,2 \text{ м}^2$ , а уходка забоя за взрывание составляет в среднем 4,2 м. Основная масса отбитой руды складывается взрывом на расстоянии 10–15 м от груди забоя, а отдельные куски разлетаются на расстояние до 40 м, что может повредить вентиляционный трубопровод. Поэтому, с учетом того, что длина погрузочно-доставочной машины с ДВС равна примерно 12 м, желательно иметь отставание вентиляционного става от груди забоя порядка 20 м.

Нагнетательный трубопровод стандартно подвешивается справа под кровлю выработки и имеет диаметр  $d = 1,2$  м (сечение  $s = 1,13 \text{ м}^2$ ).

Для предотвращения колебаний конца трубопровода (так называемое «хлюпанье») и соответствующих пульсаций потока вентиляционный трубопровод на выходе заужают, создавая своеобразный «конфузор». Данный прием является стандартным для всех нагнетательных вентиляционных трубопроводов на руднике «Купол». Площадь сечения «сопла» этого



«конфузорного» конца вентиляционного трубопровода составляет  $0,75\text{--}0,8\text{ м}^2$  (степень поджатия 1,4). Это усиливает устойчивость истечения струи и увеличивает ее фактическую дальность.

### Методика проведения натурного эксперимента

Экспериментальные исследования были выполнены в тупиковой горной выработке (квершлага NE 931-250) рудника «Купол». Во время проведения исследования на вентиляционный нагнетательный трубопровод работал ВМП Alphaair 4200-VAX-2700 с номинальной производительностью  $17,9\text{ м}^3/\text{с}$  и напором 233,5 даПа.

Измерения скоростей воздушного потока проводились в установившемся режиме течения, которое создавалось путем подачи в забой струи свежего воздуха с расходом в  $17,4\text{ м}^3/\text{с}$  (начальная скорость струи  $21,75\text{ м/с}$ ).

Рассматривали пять вариантов отставания конца вентиляционного трубопровода от груди забоя. Первый вариант – классическое отставание в 10 м; второй вариант – отставание в 15 м, разрешенное правилами безопасности для данной выработки, сечение которой более  $16\text{ м}^2$ . Пилотные варианты: отставание в 17, 19 и 21 м. Последний вариант наиболее интересовал нас и руководство рудника «Купол» как наиболее реалистичный и приемлемый для внедрения в практику.

Для детального исследования пространственной структуры потока весь объем воздушного пространства тупикового забоя покрывался сеткой точек измерения скорости. В каждом выбранном для измерения сечении измерения скорости производили в 25 точках (сетка  $5 \times 5$  с межточечным интервалом в  $0,75\text{ м}$ , около стенок – порядка  $1\text{ м}$ ).

Сечения выбирали по схеме – через каждый метр от груди забоя (1, 2, 3, 4...), включая сечение, расположенное в  $1\text{ м}$  от конца става к груди забоя. Кроме того, во всех вариантах производили измерения в двух сечениях, расположенных через  $1\text{ м}$  и через  $10\text{ м}$  от конца вентиляционного става к устью выработки. Последнее сечение использовали для замеров исходящего из выработки потока. Для контроля полученных данных проводили сравнение расходов входящего и исходящего потоков воздуха. Такая «сетка» сечений и точек замера скоростей позволяла охватить все зоны течения и выявить основные закономерности его пространственной структуры.

Для измерения скорости воздушного потока использовали два анемометра АПР-2. Погрешность анемометра составила  $\pm(0,2 + 0,05U)\text{ м/с}$ , где  $U$  – скорость воздушного потока.

Расстояния в тупиковой горной выработке определяли с помощью лазерного дальномера Leica DISTO D3 с точностью измерения  $\pm 1,5\text{ мм}$ .

Отдельные моменты реализации и закономерностей изменения пространственной структуры течения уточняли по результатам трехмерного математического моделирования в вычислительном пакете ANSYS Fluent.

И натурный, и численный эксперименты показали одну и ту же картину течения в тупиковой выработке при нагнетательном способе проветривания и различных отставаниях конца вентиляционного трубопровода в пределах  $15\text{--}21\text{ м}$  (форм-фактор равен  $f = L/\sqrt{S} = 2,78, 3,14, 3,52, 3,89$ ).

Отставание в  $10\text{ м}$  рассматривалось для сравнения, поскольку для него  $L/\sqrt{S}$  достаточно мало ( $f = 1,85$ ) и нехарактерно для практики.

### Результаты натурного и численного экспериментов

При длинах отставания  $15\text{--}21\text{ м}$  конца вентиляционного става от груди забоя (площадь сечения  $29,2\text{ м}^2$ ) расширяющаяся струя формирует большой основной вихрь, занимающий все проветриваемое пространство, что в целом соответствует хорошо известным по уже опубликованным работам представлениям.

Заметим, что образование этого вихря следует из закона сохранения массы (уравнения неразрывности) и справедливо при различных вариантах реализации нагнетательного способа проветривания, что и подтвердили детальный натурный и численный эксперименты. Однако замеры и расчеты помогли выявить и новые моменты.

Сформулируем основные закономерности вихревого течения, формирующегося при втекании стесненной струи в тупиковый забой.

Расход свежего воздуха в поступающей струе  $Q_0$  равен расходу исходящего из тупиковой выработки воздуха  $Q_-$ . Поэтому с учетом закона сохранения массы средние по соответствующему сечению скорости поступающей в выработку струи  $Q_0$  и исходящего из выработки (около ее устья) воздуха  $U_-$  соотносятся как площадь сечения выработки  $S$  к площади сечения трубопровода  $s$ .

Несложно получить, что отношение кинетической энергии поступающего потока  $E_0$ , выраженной через  $U_0$ , к кинетической энергии исходящего потока  $E_-$ , выраженной через  $U_-$ , равно отношению скорости струи в начальном сечении к скорости исходящего из тупиковой выработки воздуха.

В алгебраической форме вышеизложенные фундаментальные соотношения нагнетательного проветривания (для постоянной плотности) имеют вид:

$$\frac{U_0}{U_-} = \frac{S}{s}, \quad \frac{E_0}{E_-} = \frac{U_0^2 s}{U_-^2 S} = \frac{U_0}{U_-} = \frac{S}{s}. \quad (8)$$

Из этих фундаментальных соотношений следует, что чем больше отношение  $S/s$ , тем энергетически мощнее будет струя, тем большую энергию она может затратить на вихреобразование (включая турбулентные пульсации) и на «пробивание своего пути» к груди забоя. Для нашего случая это соотношение равно  $36,25$ . Заметим, что для классической выработки  $4\text{ м}^2 = 2\text{ м} \times 2\text{ м}$  с  $400\text{-миллиметровым}$  трубопроводом оно, как и для выработки сечением  $16\text{ м}^2$  с  $800\text{-миллиметровым}$  трубопроводом, меньше и равно  $31,85$ .

На рис. 1, полученном в результате численного моделирования для нормативно разрешенного отста-

вания в выработках с площадью поперечного сечения большего, чем  $16 \text{ м}^2$ , конца вентиляционного става от груди забоя в 15 м, хорошо видно, как струя «натыкается» на грудь забоя и «расплескивается» на ней по её поверхности, вызывая эффективное проветривание пространства около груди забоя и формируя «начало» возвратного течения. Численное моделирование производилось в программном пакете Ansys Fluent в стационарной постановке с использованием модели турбулентности Realizable k-epsilon [21–23].

Поскольку ось вентиляционного трубопровода расположена из соображений удобства реализации технологического процесса сверху справа (если смотреть на грудь забоя), то сечение выработки с аэродинамической точки зрения делится на «спутную» зону, примыкающую к оси вентиляционной струи в правой верхней (условно отделенной диагональю верх слева – низ справа) половине сечения выработки, в которой увлекаемый активной струей воздух движется к груди забоя, и «возвратную» зону, в которой воздух движется от груди забоя.

Такая основная крупномасштабная структура течения хорошо просматривается и в натурном эксперименте (рис. 2, а, б), и при компьютерном моделировании (рис. 3) и характеризует структуру движения воздуха в забое в целом.

При этом в любом сечении тупиковой выработки соблюдается баланс массы – расход потока, текущего от груди забоя (возвратный и/или исходящий поток), равен расходу потока к груди забоя (спутный и/или свежий поток, втекающий через трубопровод).

Поэтому расход потока, текущего к груди забоя, меняется от сечения к сечению, что позволяет разбить все пространство тупиковой выработки при нормальном проветривании активной струей на пять условно выделенных зон (от груди забоя): 1-я – зона основного разворота потока вблизи груди забоя

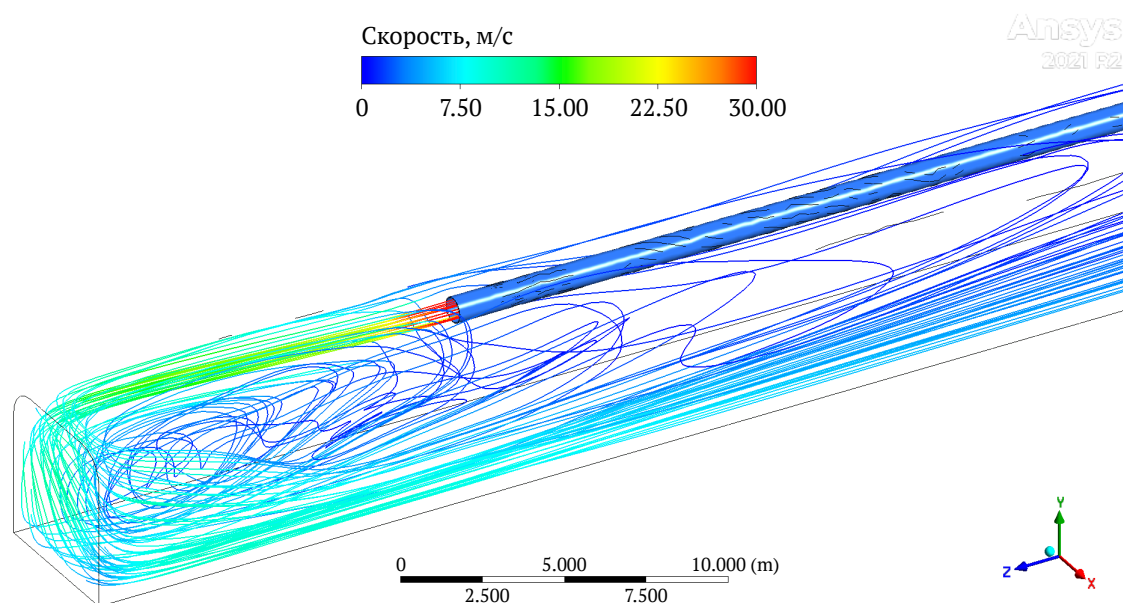
и «омывания» его поверхности; 2-я – зона «головы» и «тела» основного вихря структуры потоков от конца вентстава до разворота и формирования основного возвратного течения от груди забоя; 3-я – зона «хвоста» основного вихря, вызванного эжекцией (подсосом) воздуха не только «сбоку» струи, но и из-за стеснения «из-за спины» струи вокруг конца вентиляционного трубопровода; 4-я – зона «возврата» потока в «хвосте» основного вихря, приводящая к несимметричному распределению скоростей потока; 5-я – зона классического потока истечения, в которой все сечение выработки занято вытекающим потоком, причем скорость имеет только осевую (вдоль оси протяженности выработки) составляющую (без учета турбулентных пульсаций). Схематичное изображение 5-зонной структуры приведено на рис. 4.

Тогда «продольный (осевой) расход» воздуха практически близок к нулю в 1-й зоне; существенно больше подаваемого для проветривания расхода воздуха во 2-й и 3-й зоне и равен подаваемому для проветривания расходу воздуха в 4-й и 5-й зоне.

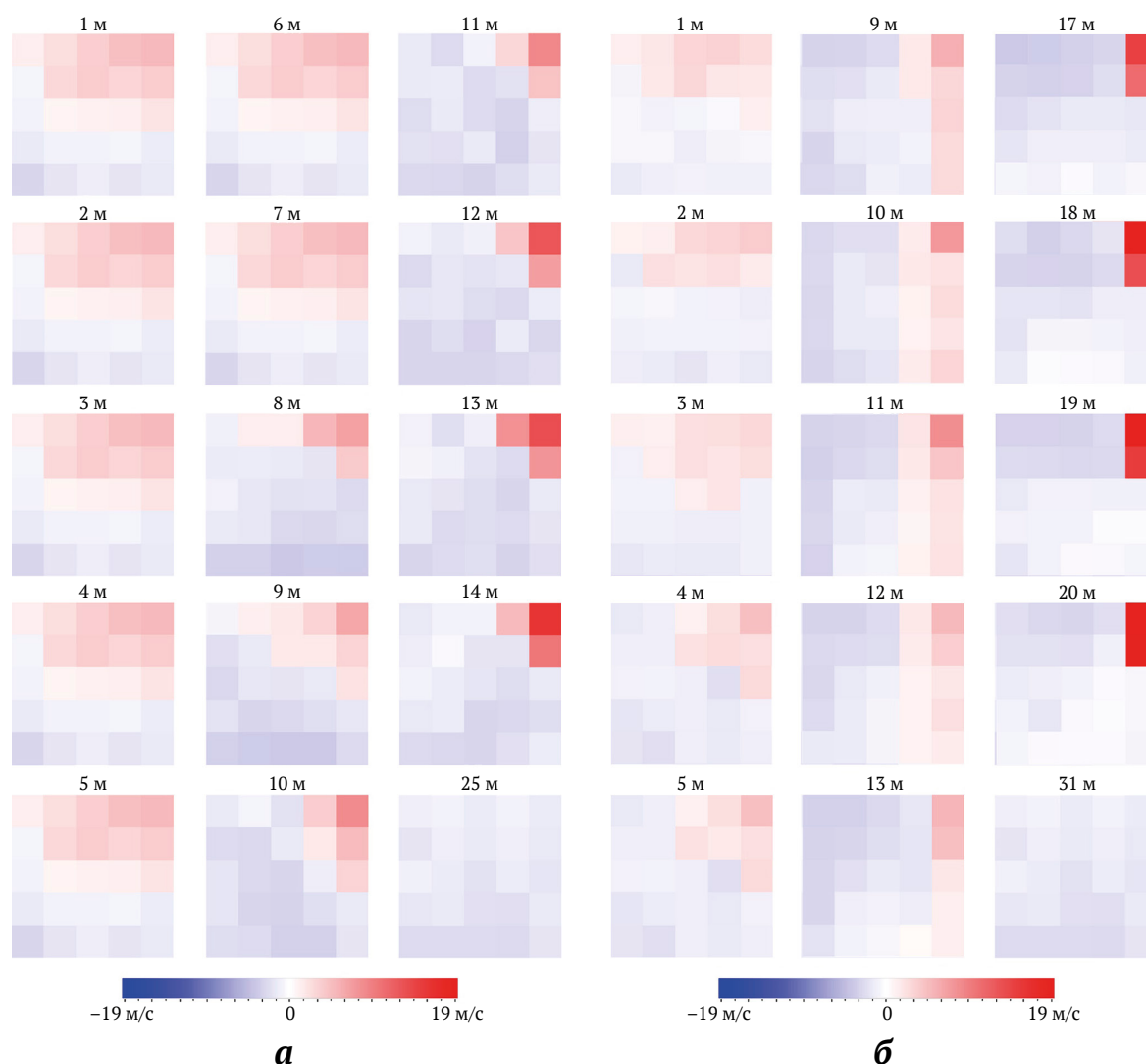
Подчеркнем, что такая 5-зонная (по протяжению выработки) структура описывает активное и вполне достаточное для проветривания действие струи, когда струя достигает груди забоя.

Если же энергии и импульса струи не хватает для достижения груди забоя, то возникает 6-я зона – зона «вторичного» вихря. Более того, в ней может возникнуть не один вихрь, а целая система вихрей убывающей интенсивности, что в целом характеризуется образованием «застойной» зоны.

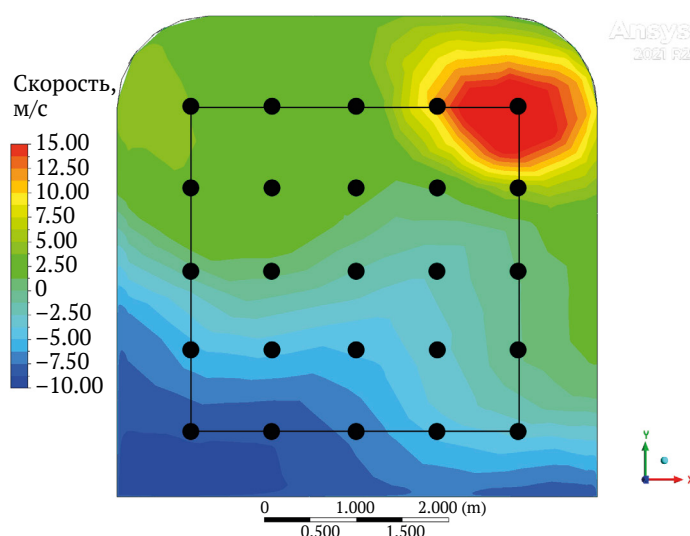
В наших натурном и численном исследованиях при отставании в 21 м максимум (форм-фактор равен 3,75) мы не наблюдали возникновения застойной зоны, поскольку отставание в 21 м в вышеописанных условиях (сечение выработки, расход свежего воздуха) обеспечивало интенсивное «натекание» струи на грудь забоя.



**Рис. 1.** Пример пространственной структуры линий тока с цветовой индикацией, соответствующей модулю вектора скорости, при нагнетательном проветривании тупиковой выработки с отставанием конца вентиляционного става от груди забоя в 15 м, в котором струя «набегает» на грудь забоя



**Рис. 2.** Результаты замеров значений скорости воздушного потока в различных сечениях и замерных точках при отставании вентиляционного трубопровода от груди забоя: *а* – на 15 м (примечание: 25 м находится в 10 м от конца трубопровода к устью выработки); *б* – на 21 м (примечание: 31 м находится в 10 м от конца трубопровода к устью выработки)



**Рис. 3.** Рассчитанное распределение скорости воздуха в поперечном сечении горной выработки (вид на грудь забоя) на расстоянии 5 м от груди забоя при отставании конца става 10 м и стандартная «сетка» замерных точек скорости воздуха в натурном эксперименте

На рис. 5 приведены распределения величины спутного (от груди забоя) потока воздуха по длине всей выработки, отнесенного к расходу воздуха на выходе из вентиляционного трубопровода. Величина спутного потока воздуха рассчитывалась как интеграл осевой компоненты скорости воздушного потока в выработке по той части поперечного сечения выработки, на которой движение воздуха направлено от забоя к устью выработки.

Во всех трех модельных случаях в призабойной части выработки наблюдался единый вихрь, имеющий сложную трехмерную структуру. Вследствие его асимметричности вблизи забоя (на расстоянии 3–4 м) наблюдался локальный максимум спутного потока воздуха (см. рис. 5).

В общем случае в зоне 1, примыкающей к груди забоя, возможны три варианта течения: «натекание» струи на грудь забоя, «омывание» поступающим воздухом груди забоя, «изоляция» груди забоя от деваемой струи другим вихрем низкой интенсивности – застойной зоной. Повторим, что последнее в наших натурном и численном экспериментах (до 21 м отставания) не наблюдалось.

Величины продольной скорости направленного на грудь забоя потока течения на расстоянии 1 м от груди забоя преимущественно находятся в интервале 10–20 % от начальной скорости струи, поступающей

в выработку, что обеспечивает эффективное проветривание призабойного пространства и исключает образование застойных зон.

При этом значения скорости имеют тенденцию к падению по мере нарастания отставания трубопровода от груди забоя или в условиях описываемого эксперимента с постоянным сечением выработки – от роста форм-фактора (рис. 6).

Хорошо видно, что для условий вышеописанного эксперимента струя еще не исчерпала возможности движения вперед при отставании в 21 м для выработки в 29,2 м<sup>2</sup> (форм-фактор равен 3,75) и подаче свежего воздуха в 17,4 м<sup>3</sup>/с. Однако при увеличении отставания (значении форм-фактора порядка 6) наступает предел дальности струи.

Проведенная на рис. 6 методом наименьших квадратов линия соответствует формуле:

$$\frac{U_{\max}(L-1)}{U_0} = 0,388 - 0,065 \frac{L}{\sqrt{S}}. \quad (9)$$

Результаты численного эксперимента показывают аналогичную картину. На расстоянии 1 м от груди забоя для максимальной продольной скорости имеем

$$\frac{U_{\max}(L-1)}{U_0} = 0,554 - 0,083 \frac{L}{\sqrt{S}}. \quad (10)$$

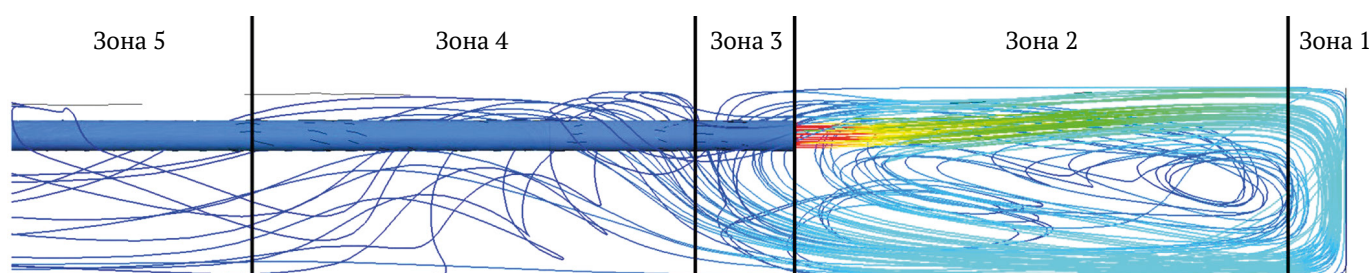


Рис. 4. Схематическое изображение 5-зонной структуры проветривания тупикового забоя

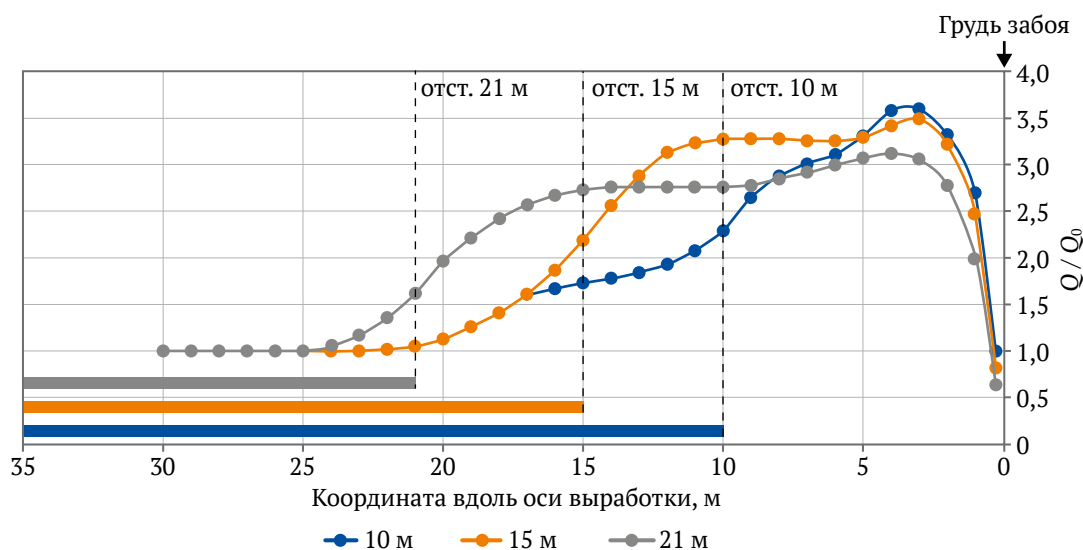
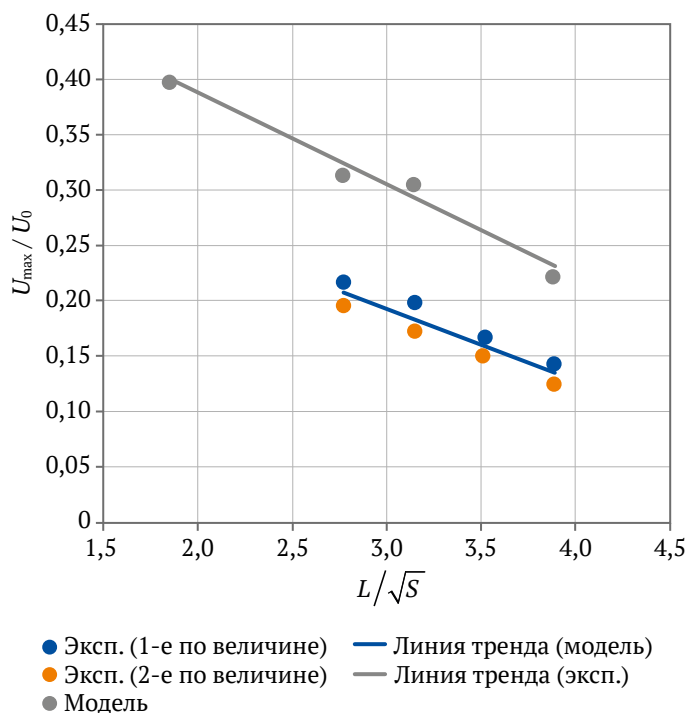


Рис. 5. Численно рассчитанные зависимости спутного потока воздуха от координаты вдоль оси выработки при различных вариантах отставания конца вентиляционного трубопровода (вертикальными пунктирными линиями для наглядности показаны места расположения конца вентиляционного трубопровода)



**Рис. 6.** Зависимость максимальной относительной к начальной скорости струи продольной скорости к груди забоя от форм-фактора; данные моделирования, данные эксперимента: два наибольших по величине значения в точках замера в 1 м от груди забоя

Численно рассчитанная зависимость расхода спутного потока воздуха от параметра  $L/\sqrt{S}$  в метре от забоя имеет вид:

$$\frac{Q(L-1)}{Q_0} = 0,195 - 0,02 \frac{L}{\sqrt{S}}. \quad (11)$$

Величины (9) и (10) примерно пропорциональны друг другу, однако численно рассчитанные относительные максимальные скорости воздуха в сечении в 1 м от забоя оказываются примерно в 1,7–1,8 раза выше. Мы связываем это как минимум с двумя факторами:

1) модельным учетом такого возможного нестационарного фактора, имеющего случайную природу, как колебание конца вентиляционного трубопровода;

1) неточным попаданием замерных точек в локальную зону рассматриваемого сечения выработки, где имеет место максимальная скорость потока.

В данном случае важно то, что поле скоростей в численном моделировании оказывается не ниже, чем в эксперименте, что позволяет использовать данные эксперимента в качестве нижней, наиболее жесткой оценки для эффективности проветривания выработки.

Из формул (9)–(11) хорошо видно, что в пределах  $L < 6\sqrt{S}$  дальнобойность струи достаточна для эффективного проветривания забоя ( $100\% U_{max}/U > 1,15\%$ ), что лишний раз подтверждает правомерность формул (1)–(3).

Таким образом, результаты натурного эксперимента показывают, что уменьшение интенсивности

воздухообмена по мере удаления от конца трубопровода в эксперименте происходит таким образом, что открывает возможность значительного увеличения отставания конца вентиляционного става от груди забоя при значении форм-фактора менее 6.

## Выводы

Натурный эксперимент по исследованию структуры потоков (замеры скорости воздуха) в тупиковой выработке при нагнетательном способе проветривания выполнен для пяти вариантов отставания конца става вентиляционного трубопровода диаметром 1200 мм в 10, 15, 17, 19, 21 м при сечении выработки в среднем – 29,2 м<sup>2</sup>, подаче свежего воздуха – 17,4 м<sup>3</sup>/с, площади сечения начального диаметра струи – 0,75–0,8 м<sup>2</sup>, что обеспечивало начальную скорость струи в 21,75–23,8 м/с и в целом благоприятные для эффективного проветривания условия для существования дальнобойной струи.

Во всех исследованных случаях отставания вентиляционного трубопровода от груди забоя (от 10 до 21 м) вентиляционная струя, выходящая из вентиляционного трубопровода, достигает груди забоя тупиковой выработки, омывает его, разворачивается и направляется к устью тупиковой выработки, создавая при этом в призабойной проветриваемой зоне выработки множество турбулентных вихрей различного масштаба, активно перемешивающих поток.

В итоге перемешанный практически до однородности воздух в забое вытесняется свежей струей и выносится из забоя на исходящую струю. При этом застойные зоны, где в принципе может задерживаться загрязненный отпалочными газами и пылью воздух, не образуются и в натурном эксперименте не наблюдались.

Уточняющие данные натурного эксперимента результаты компьютерного моделирования трехмерного турбулентного течения в программе ANSYS показывают аналогичную наблюдаемой в натурном эксперименте картину.

Во всех рассмотренных случаях исходящий воздушный поток в горной выработке стабилизировался на расстоянии 10 м за концевой частью вентиляционного трубопровода в сторону сопряжения со сквозной выработкой, оставаясь далее неизменным по мере приближения к груди забоя.

В результате анализа результатов проведенного исследования был сделан обоснованный вывод о возможности увеличения отставания вентиляционного трубопровода от груди забоя до 20 м при ведении проходческих работ в тупиковых горных выработках при сечении более 20 м<sup>2</sup>, при скорости воздуха на выходе из вентиляционного трубопровода порядка 20 м/с.

Результаты проведенных исследований легли в основу разработанного и успешно внедренного в практику обоснования безопасности опасного производственного объекта, которое обеспечивает высокую производительность и соответствующий стабильный уровень безопасности ведения подземных горных работ на золотосеребряном руднике «Купол».



## Список литературы / References

1. Швырков И.А. Проветривание глухих забоев после паления. *Безопасность труда в горной промышленности*. 1934;(5):5–12; 1934(6):4–15.  
Shvyrkov I.A. Ventilation of blind faces after burning. *Occupational Safety in Industry*. 1934;(5):5–12; 1934(6):4–15. (In Russ.)
2. Ксенофонтова А.И., Воропаев А.Ф. *Проветривание глухих выработок*. М.: Углетехиздат; 1944. 112 с.  
Ksenofontova A.I., Voropaev A.F. *Ventilation of blind workings*. Moscow: Ugletekhizdat; 1944. 112 p. (In Russ.)
3. Воронин В.Н. *Основы рудничной аэро-газодинамики*. М.-Л.: Углетехиздат; 1951. 492 с.  
Voronin V.N. *Fundamentals of mine aero-gas dynamics*. Moscow-Leningrad: Ugletekhizdat; 1951. 492 p. (In Russ.)
4. Adjiski V., Mirakovski D., Despodov Z., Mijalkovski S. Determining optimal distance from outlet of auxiliary forcing ventilation system to development of heading in underground mines. *Journal of Mining and Environment*. 2019;10(4):821–832. <https://doi.org/10.22044/jme.2019.8140.1683>
5. Li Z., Li R., Xu Y., Xu Y. Study on the optimization and oxygen-enrichment effect of ventilation scheme in a blind heading of plateau mine. *International Journal of Environmental Research and Public Health*. 2022;19(14):8717. <https://doi.org/10.3390/ijerph19148717>
6. Branny M., Jaszczur M., Wodziak W., Szmyd J. Experimental and numerical analysis of air flow in a dead-end channel. *Journal of Physics: Conference Series*. 2016;745:032045. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/745/3/032045>
7. Козырев С.А., Амосов П.В. Математическое моделирование проветривания тупиковых выработок при взрывных работах с использованием CFD-моделей. В: *Аэрология и безопасность горных предприятий. Сборник научных трудов*. 2013;(1):23–29.  
Kozyrev S.A., Amosov P.V. Mathematical modeling of blind working ventilation during blasting works with CFD-models used. In: *Aerology and Safety of Mining Enterprises. Collection of Research Papers*. 2013;(1):23–29. (In Russ.)
8. Кулик А.И., Тимченко А.Н., Костеренко В.Н., Кобылкин С.С. Особенности моделирования аэрогазодинамики очистного забоя угольной шахты. *Уголь*. 2023;(3):75–78. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-3-75-78>  
Kulik A.I., Timchenko A.N., Kosterenko V.N., Kobylkin S.S. Features of modelling aerogasodynamics of coal mine face. *Ugol'*. 2023;(3):75–78. (In Russ.) <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-3-75-78>
9. Juganda A., Strebinger C., Brune J. F. Discrete modelling of a longwall coalmine gob for CFD simulation. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020;(30):463–469.
10. 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>
11. Liu A., Liu S., Wang G., Elsworth D. Predicting fugitive gas emissions from gob-to-face in longwall coal mines: coupled analytical and numerical modeling. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2020;150:119392. <https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2020.119392>
12. Xin S., Wang W., Zhang N. et al. Comparative studies on control of thermal environment in development headings using force/exhaust overlap ventilation systems. *Journal of Building Engineering*. 2021;38:102227. <https://doi.org/10.1016/j.jobbe.2021.102227>
13. García-Díaz M., Sierra C., Miguel-González C., Pereiras B. A discussion on the effective ventilation distance in dead-end tunnels. *Energies*. 2019;12(17):3352. <https://doi.org/10.3390/en12173352>
14. Файнбург Г.З. *Цифровизация процессов проветривания калийных рудников*. Монография. Пермь-Екатеринбург; 2020. 422 с.  
Fainburg G.Z. *Digitalization of the processes of ventilation of potash mines*. Monograph. Perm-Ekaterinburg; 2020. 422 p. (In Russ.)
15. Мустель П.И. *Рудничная аэрология*. М.: Недра; 1970. 215 с.  
Mustel P. I. *Mine aerology*. M.: Nedra Publ.; 1970. 215 p. (In Russ.)
16. Каледина Н.О., Кобылкин С.С. О выборе способа проветривания тупиковых горных выработок газообильных угольных шахт. *Горный журнал*. 2014;(12):99–104.  
Kaledina N.O., Kobylkin S.S. On the choice of a method for ventilating dead-end mine workings in gas-rich coal mines. *Gornyi Zhurnal*. 2014;(12):99–104. (In Russ.)
17. 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>  
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>
18. Казаков Б.П., Шалимов А.В., Гришин Е.Л. Эжектирование возвратного потока воздуха для увеличения дальности направленной в тупик воздушной струи. *Известия Томского политехниче-*



- ского университета. *Инжиниринг георесурсов*. 2022;333(9):27–36. <https://doi.org/10.18799/24131830/2022/9/3624>
- Kazakov B.P., Shalimov A.V., Grishin E.L. Ejecting the return air flow on increasing the range of the air jet directed into the face of the dead-end drift. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2022;333(9):27–36. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2022/9/3624>
19. Казаков Б.П., Колесов Е.В., Накаряков Е.В., Исаевич А.Г. Обзор моделей и методов расчета аэрогазодинамических процессов в вентиляционных сетях шахт и рудников. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(6):5–33. [https://doi.org/10.25018/0236\\_1493\\_2021\\_6\\_0\\_5](https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_6_0_5)
- Kazakov B.P., Kolesov E.V., Nakariakov E.V., Isaevich A.G. Models and methods of aerogasdynamic calculations for ventilation networks in underground mines: Review. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(6):5–33. (In Russ.) [https://doi.org/10.25018/0236\\_1493\\_2021\\_6\\_0\\_5](https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_6_0_5)
20. Мостепанов Ю.Б. Исследование дальности стесненной струи, действующей в забое тупиковой выработки. *Известия Вузов. Горный журнал*. 1978;(11):47–50.
- Mostepanov Yu.B. Study of the range of a constrained jet acting in the face of a dead-end mine. *Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedenii. Gornyi Zhurnal*. 1978;(11):47–50. (In Russ.)
21. Parra M.T., Villafruela J.M., Castro F., Mendez C. Numerical and experimental analysis of different ventilation systems in deep mines. *Building and Environment*. 2006;41(2):87–93. <https://doi.org/10.1016/j.buildenv.2005.01.002>
22. Hasheminasab F., Bagherpour R., Aminossadati S.M. Numerical simulation of methane distribution in development zones of underground coal mines equipped with auxiliary ventilation. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2019;89:68–77. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2019.03.022>
23. Мальцев С.В., Казаков Б.П., Исаевич А.Г., Семин М.А. Исследование динамики процесса воздухообмена в системе тупиковых и сквозной выработок большого сечения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(2):46–57. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-2-0-46-57>
- Maltsev S.V., Kazakov B.P., Isaevich A.G., Semin M.A. Air exchange dynamics in the system of large cross-section blind roadways. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(2):46–57. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-2-0-46-57>

### Информация об авторах

**Антон Алексеевич Каменских** – кандидат технических наук, научный сотрудник отдела аэрологии и теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6456-5487](https://orcid.org/0000-0002-6456-5487); e-mail [timir2418@gmail.com](mailto:timir2418@gmail.com)

**Григорий Захарович Файнбург** – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник отдела аэрологии и теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9599-7581](https://orcid.org/0000-0002-9599-7581), Scopus ID [57217891724](https://orcid.org/57217891724); e-mail [faynburg@mail.ru](mailto:faynburg@mail.ru)

**Михаил Александрович Семин** – доктор технических наук, ученый секретарь, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5200-7931](https://orcid.org/0000-0001-5200-7931), Scopus ID [56462570900](https://orcid.org/56462570900), ResearcherID [S-8980-2016](https://orcid.org/S-8980-2016); e-mail [seminma@inbox.ru](mailto:seminma@inbox.ru)

**Алексей Вадимович Таций** – инженер, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0009-0001-2514-6204](https://orcid.org/0009-0001-2514-6204); e-mail [alexeytacy@gmail.com](mailto:alexeytacy@gmail.com)

### Information about the authors

**Anton A. Kamenskikh** – Cand. Sci. (Eng.), Researcher at the Department of Aerology and Thermophysics, Chief Researcher of the Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6456-5487](https://orcid.org/0000-0002-6456-5487); e-mail [timir2418@gmail.com](mailto:timir2418@gmail.com)

**Grigoriy Z. Faynburg** – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Chief Researcher of the Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9599-7581](https://orcid.org/0000-0002-9599-7581), Scopus ID [57217891724](https://orcid.org/57217891724); e-mail [faynburg@mail.ru](mailto:faynburg@mail.ru)

**Mikhail A. Semin** – Dr. Sci. (Eng.), Scientific Secretary, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5200-7931](https://orcid.org/0000-0001-5200-7931), Scopus ID [56462570900](https://orcid.org/56462570900), ResearcherID [S-8980-2016](https://orcid.org/S-8980-2016); e-mail [seminma@inbox.ru](mailto:seminma@inbox.ru)

**Aleksey V. Tatsiy** – Engineer, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0009-0001-2514-6204](https://orcid.org/0009-0001-2514-6204); e-mail [alexeytacy@gmail.com](mailto:alexeytacy@gmail.com)

Поступила в редакцию

28.08.2023

Received

28.08.2023

Поступила после рецензирования

31.01.2024

Revised

31.01.2024

Принята к публикации

02.02.2024

Accepted

02.02.2024



## ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ



Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-203>

УДК 622.4

### Определение расхода воздуха в горных выработках на основе натурных измерений фактической газовости оборудования с двигателями внутреннего сгорания

В. А. Сенаторов  

Филиал «Военизированный горноспасательный отряд Юга и Центра»  
ФГУП «Военизированная горноспасательная часть», г. Губкин, Российская Федерация

 [senatorovv.vladimir.1970@mail.ru](mailto:senatorovv.vladimir.1970@mail.ru)

#### Аннотация

Все более сложные геологические и гидрогеологические условия отработки рудных месторождений, ведение работ на более глубоких горизонтах, а также амбициозные планы экономического развития предприятий поставили задачи использования высокопроизводительного, мощного дизельного самоходного и добычного оборудования. Это сказалось на увеличении нагрузки на вентиляционную сеть и потребовало использования новых методов обеспечения безопасности при ведении горных работ. Приведена оценка влияния взаимосвязанных производственных факторов на аэрологическую безопасность рудника. Представлены фактические данные по газам, поступающим от различных источников. Проведен анализ метода расчета необходимого количества воздуха по фактору выхлопные газы дизельного оборудования. Проведено численное моделирование динамических процессов (с изменяющимися во времени параметрами), позволившее установить распределение концентраций выхлопных газов по горным выработкам. Последующие натурные измерения позволили верифицировать полученные результаты математического моделирования в условиях горных предприятий. Проведенные натурные эксперименты и их анализ позволили обосновать необходимость внедрения новых, более совершенных методов расчета расхода воздуха для рудника, использующего оборудование с ДВС. В качестве основного метода расчета требуемого количества воздуха использовалась методика, разработанная в МГИ НИТУ «МИСИС» (далее – Методика), были оценены ее точность и преимущества.

#### Ключевые слова

рудник, вентиляция, выхлопные газы, требуемый расход воздуха, двигатель внутреннего сгорания, норма выбросов, газодинамические процессы, численное моделирование, шахтные измерения

#### Для цитирования

Senatorov V.A. Determining airflow requirements in mine workings based on field measurements of actual emissions from internal combustion engine equipment. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):53–59. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-203>

## SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

### Determining airflow requirements in mine workings based on field measurements of actual emissions from internal combustion engine equipment

V. A. Senatorov  

South and Center Region Paramilitary Mine Rescue Team, Paramilitary Mine Rescue Unit, Gubkin, Russian Federation

 [senatorovv.vladimir.1970@mail.ru](mailto:senatorovv.vladimir.1970@mail.ru)

#### Abstract

The increasing complex geological and hydrogeological conditions ore deposit mining, deeper excavation sites, and ambitious business expansion strategies, necessitate the use of high-performance, heavy-duty self-propelled machinery and winning equipment. Such activities significantly strain mine ventilation systems and demand innovative safety measures during mining.

This study assesses the influence of interconnected production variables on the aerological safety of mining operations. It provides real-world data on emissions from diverse sources within mines. The analysis includes



an examination of current methodologies for estimating the air volume needed to dilute exhaust gases from diesel-powered machinery. Through numerical simulation that accounts for changes over time, the study was able to predict how exhaust gas concentrations would disperse within mines. These theoretical findings were then confirmed through empirical observations made in actual mining setting. The field studies conducted, alongside their thorough analysis, underscored the necessity for adopting new, more sophisticated approaches to calculate airflow requirements in mines operating ICE machinery. A particular methodology developed by the MMI of the NUST MISIS (hereinafter referred to as the Methodology) was put forward as the primary tool for this purpose. The Methodology's precision and benefits were closely scrutinized, revealing its effectiveness in ensuring aerological safety in mines.

### Keywords

mine, ventilation, exhaust gases, required airflow, internal combustion engine, rated exhaust, gas dynamics, numerical simulation, field tests

### For citation

Senatorov V.A. Determining airflow requirements in mine workings based on field measurements of actual emissions from internal combustion engine equipment. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):53–59. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-203>

## Введение

Новые условия горного производства потребовали перехода на современные методы расчета необходимого количества воздуха, в том числе по удельным расходам воздуха на единицу мощности дизельного оборудования как наиболее явным показателям наряду с другими факторами. Потребовалось создание гибкого инструмента, способного производить расчеты в условиях реального производства, а также на будущих этапах развития предприятия с учетом экономических требований.

Использовавшиеся ранее методики<sup>1</sup> не учитывали разнообразия факторов, определяющих выход вредных примесей в рудничную атмосферу от самоходного дизельного оборудования как наиболее мощного источника вредностей для большинства рудников. Расчетные технологии не отражали реальной газовой ситуации, что приводило к существенному завышению подачи свежего воздуха.

Точность определения расчетного количества воздуха не превышала  $\pm 50\%$ . Для современного динамично развивающегося предприятия это является серьезной проблемой и тормозом в развитии.

В ходе научных экспериментов, выполненных в условиях подземного рудника АО «Яковлевский ГОК» в 2021 г.<sup>2</sup>, был проведен анализ методов расчета необходимого количества воздуха по фактору выхлопных газов дизельного оборудования.

Методика МГИ, положенная в основу исследований<sup>3</sup>, была дополнена оригинальными способами фиксации аэрогазодинамических параметров источника выброса при различных нагрузках в процессе движения оборудования.

Для оценки фактической газовой машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) применялись методы, позволяющие в динамике измерить концентрацию выхлопных газов и другие газоаналитические параметры. Измерения проводились при помощи специальных приборов контроля параметров рудничной атмосферы (АПР-2, МБГО-2, ТГО-2МП, АПА-1, MRU Delta 2000 CD, Testo 350, Микросенс М3). Необходимые дополнительные измерения выполнялись по стандартным методикам.

В настоящее время определение требуемого количества воздуха для рудников проводится аналогично его определению для угольных шахт<sup>4</sup>. Однако рудники по своей специфике выделения вредных газов отличаются от угольных шахт. Прежде всего тем, что концентрация ведения взрывных работ на них существенно выше [1, 2].

Помимо этого, наиболее интенсивными источниками выделения вредностей на современных рудниках являются разнообразное самоходное дизельное оборудование и технологии, сопровождающиеся значительными выделениями тепла (применение твердеющей закладки, использование мощного и энергоемкого оборудования) [3–5]. В общем случае определение требуемого количества воздуха для стандартного рудного предприятия ведется по следующим факторам [1, 6, 7]:

– вредные газы от взрывных работ;

<sup>3</sup> Отчет о научно-исследовательской работе «Разработать и внедрить эффективные схемы проветривания глубоких рудников с учетом применения оборудования с дизельным приводом». Руководитель проф., д.т.н. Л.А. Пучков, МГИ; 1976.

<sup>4</sup> Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Приказ № 505 от 8 декабря 2020 г.

Руководство по проектированию вентиляции для угольных шахт. М.: Недра; 1975.

<sup>1</sup> Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Приказ № 505 от 8 декабря 2020 г.

Руководство по проектированию вентиляции для угольных шахт. М.: Недра; 1975.

Безопасность горнотранспортного оборудования угольных шахт: Сборник документов. Серия 05. Выпуск 12. М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России»; 2004.

<sup>2</sup> Отчет о научно-исследовательской работе «Методика расчета воздуха и организации проветривания рудника подземного». Руководитель д.т.н. С.С. Кобылкин, НИТУ МИСИС; 2021.



– вредные газы от дизельного оборудования;  
– вредные газы из обнаженных пород и отбитой руды;

– запыленность воздуха;  
– тепловыделения;  
– расход воздуха, необходимый для дыхания людей (по количеству людей, занятых под землей).

Следует также отметить, что методы расчета по факторам от взрывных работ и запыленности в настоящее время являются наиболее изученными и при определении требуемого количества воздуха дают минимальную ошибку [2, 8, 9], а количество воздуха по газам, выделяющимся из руд, расчет по людям – не являются определяющими.

Практика эксплуатации рудников, использующих высокопроизводительное оборудование с дизельным приводом, показывает, что существенной вредностью, определяющей расчет требуемого количества воздуха, являются выхлопные газы дизельного оборудования [5, 10].

Отметим, что несмотря на солидный опыт эксплуатации дизельного оборудования до настоящего времени не существует утвержденной методики расчета требуемого количества воздуха по этому фактору. Расчет ведется по установленной почти сто лет назад норме – не менее 5 м<sup>3</sup>/мин на 1 л.с.<sup>5</sup> [11].

Из изложенного следует, что определяющими факторами требуемого количества воздуха для рудников в ближайшем будущем в связи с интенсификацией ведения взрывных работ и эксплуатацией более мощного дизельного оборудования будут источники газовыделения техногенного характера, прежде всего – дизельное оборудование.

Помимо вопросов оптимизации, большое значение имеет качество методов расчета расхода воздуха. Только базируясь на достоверных расчетах количества воздуха, можно существенно снизить затраты на обеспечение проветривания рудника.

В настоящее время подача свежего воздуха в рудники исчисляется сотнями кубометров в секунду, и низкая точность определения требуемого расхода воздуха связана с огромными затратами. Так, при расчетах в рудничной вентиляции считается приемлемой погрешность 15–20%. Но сегодня воздух подается в рудники в количествах, превышающих потребность в нем до 50%. Такое огромное количество воздуха трудно поддается регулированию, поэтому распределение его в соответствии с потребностью объектов проветривания в вентиляционной сети также становится достаточно сложной инженерной задачей.

Все это говорит о том, что необходимо использовать новые, современные методы расчета. Наиболее перспективным может явиться тот, который более

дифференцированно учитывает параметры, связанные с технологией горного производства как основного фактора, определяющего выход вредных газов и пыли. Прежде всего это относится к основным источникам выделения указанных вредностей – взрывным работам и дизельному оборудованию [4, 6, 12].

Предлагаемая Методика расчета требуемого количества воздуха по фактору выхлопные газы дизельного оборудования позволяет существенно снизить затраты на проветривание за счет максимального учета всех факторов.

### Сведения об объекте исследования

Рудник подземный АО «Яковлевский ГОК» имеет шахтную вентиляционную сеть с множеством параллельных и диагональных соединений, требующих большого количества регуляторов распределения воздуха.

При этом технологические процессы ведутся в сложных горно-геологических условиях при серьезной техногенной нагрузке. Все это накладывает определенные трудности и усложняет поддержание нормальных термовлажностных и пылегазовых параметров рудничного воздуха в местах ведения горных работ, особенно в условиях уменьшения концентрации кислорода и увеличения концентрации ядовитых газов, выделяющихся из взрывчатых веществ и двигателями внутреннего сгорания [12, 11].

Изменяются также влажность воздуха, его температура и абсолютное давление.

Экспериментальные измерения параметров воздуха рабочей зоны рудника показали, что основными источниками загрязнения вредными газами и пылью в условиях подземного рудника являются:

- взрывные работы;
- работа дизельного оборудования;
- процессы окисления;
- основные производственные процессы при добыче полезных ископаемых.

При этих процессах воздух рабочей зоны рассматриваемого рудника пополняется такими ядовитыми газами, как оксид углерода, оксиды азота, акролеин, формальдегид и др., которые могут вызывать патологические изменения в организме человека: нарушение регуляции дыхания и прочие негативные реакции [12].

Для оценки эффективности проветривания объекта по фактору выхлопные газы выполнено сравнение фактического и необходимого расхода воздуха.

Были определены состав и фактические выбросы выхлопных газов от машин с ДВС в стационарном режиме холостого хода и в динамике при различных нагрузках при эксплуатации техники с ДВС.

Работы проводились расчетными методами с проверкой результатов непосредственными замерами аэродинамических параметров горных выработок, вентиляционных сооружений и режима работы главной вентиляционной установки (ГВУ). При проведении расчетов производились периодические измерения интенсивности газовыделения по соответствующим вредным примесям в руднике. В резуль-

<sup>5</sup> Руководство по проектированию вентиляции для угольных шахт. М.: Недра; 1975.

Безопасность горнотранспортного оборудования угольных шахт: Сборник документов. Серия 05. Выпуск 12. М.: Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России»; 2004.



тате проведенных измерений и плановых замеров контрольно-испытательной лаборатории (далее КИЛ) «ВГСО Юга и Центра» ФГУП «ВГСЧ» были получены фактические значения состава выхлопных газов, их количество и температура по имеющемуся парку самоходной дизельной техники и воздуха рабочей зоны в местах работы указанных ДВС.

Кроме повышенных концентраций вредных газов и пыли в воздухе рабочей зоны, к группе вредных физических производственных факторов в рудниках относятся тепловыделения, источниками которых являются оборудование и технологический процесс закладки отработанных очистных заходок<sup>6</sup> [9].

Для оценки влияния тепловых факторов при выполнении замеров были также применены основные принципы проведения тепловых съемок в шахтах в части тепловыделения от работы машин и механизмов.

При изучении микроклимата подземного рудника было отмечено, что по выработкам поступает свежий воздух, температура которого отличается от температуры окружающих пород, отличается также и газовый состав исходящей струи.

При этом дополнительным источником нагревания рудничной атмосферы выступают выхлопные газы, их температура находится в пределах от 40 до 370 °С.

Определение концентрации ядовитых компонентов выхлопных газов для машин с ДВС осуществлялось на основании результатов плановых отборов проб и экспресс-методом, использованным для определения концентраций неразбавленных выхлопных газов при различных технологических режимах работы машин. Исследования производились в стационарном режиме и в динамике.

Для расчетов необходимого количества воздуха по указанным факторам были использованы фактические объемы выбросов выхлопных газов, рассчи-

танные по натурным измерениям представленного парка техники.

По фактической величине выброса как функции фактического максимального потребления топлива и концентрации всех ядовитых газов определены объемы выделения загрязняющих веществ, по которым рассчитано количество воздуха, необходимого для разбавления ядовитых газов до ПДК для каждого типа техники.

Двигатель машины запускается, и производятся замеры с фиксацией числа оборотов двигателя, начиная с запуска его и заканчивая максимальными как в стационарном режиме, так и в динамическом при различной нагрузке во время выполнения типовых технологических операций.

Результаты замеров, динамика газовыделения и температуры выбросов изображены на рис. 1.

На основе выполненных исследований разработана методика для расчета расхода воздуха для рудников, использующих оборудование с ДВС, на основе оценки фактической газовой двигателей для используемого оборудования<sup>7</sup>.

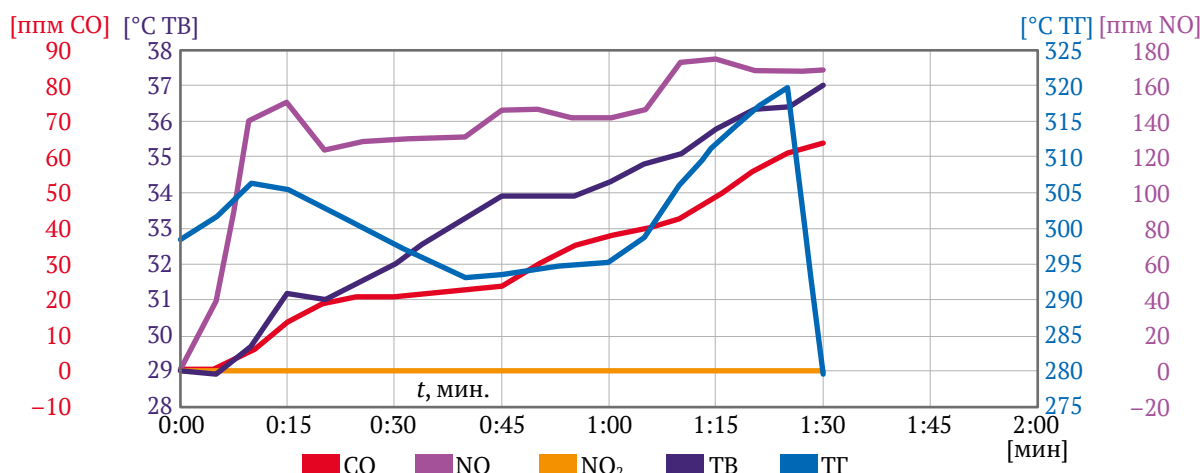
### Расчёт количества воздуха, необходимого для разбавления вредных газов, образующихся при работе машин с ДВС

Количество свежего воздуха, подаваемого в выработки рабочих зон, в которых постоянно или периодически используются машины с ДВС, должно быть не менее необходимого для разбавления основных ядовитых компонентов выхлопных газов (оксид углерода, диоксида азота в пересчете на NO<sub>2</sub>) до предельно допустимых концентраций или обеспечения нормативного содержания кислорода и определяется по формуле:

$$Q_{\text{ДВС}} = k_{\text{од}} \sum k_{\text{ц}} Q_{\text{м}}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (1)$$

где  $k_{\text{од}}$  – коэффициент одновременности работы машин с ДВС в отдельной выработке,  $k_{\text{од}} = 1,0; 0,9; 0,85$

<sup>7</sup> Там же.



**Рис. 1.** Газо-температурные параметры работы двигателя на холостом ходу: CO, NO, NO<sub>2</sub> – изменение во времени концентрации соответственно оксида углерода, оксида азота, диоксида азота в выхлопных газах, ppm; TB – изменение во времени температуры воздуха, °С; TT – изменение во времени температуры выхлопных газов, °С; t – время, мин



при одновременной работе одной, двух, трех и более машин соответственно на одном вентиляционном участке;  $k_{ц}$  – коэффициент цикличности работы машины с ДВС, принимается в зависимости от процентного соотношения времени нахождения машины с ДВС в горной выработке, для которой производится расчет, и времени цикла ее работы, изменяется в пределах от 0,1 до 1;  $Q_m$  – количество воздуха, необходимое для проветривания каждой машины по вредным факторам ДВС, м<sup>3</sup>/с.

Расчет коэффициента цикличности

$$k_{ц} = \frac{t}{t_{ц}}, \quad (2)$$

где  $t$  – время работы машины в выработке, мин;  $t_{ц}$  – время цикла работы машины, мин.

Расход воздуха по компонентам выхлопных газов, м<sup>3</sup>/с,

$$Q_m = \frac{c_{вых}}{c_{пдк}} g_{вых}, \quad (3)$$

где  $c_{вых}$  – концентрация ядовитых компонентов выхлопных газов (максимальная концентрация оксидов азота в пересчете на NO<sub>2</sub> в неразбавленных выхлопных газах двигателей), % по объему;  $c_{пдк}$  – ПДК по соответствующему компоненту, % по объему;  $g_{вых}$  – количество выхлопных газов после очистки, м<sup>3</sup>/с.

Количество выхлопных газов определяется по фактическому значению. Для самоходного дизельного оборудования, применяемого на руднике, количество выхлопных газов принято в соответствии с полученными фактическими значениями, приведенными в табл. 1.

При определении необходимого расхода воздуха исключаются из расчета потребности в воздухе выхлопных газов от буровых машин с дизельным приводом, используемых в комплексе с другими самоходными дизельными машинами, а также машин, выполняющих вспомогательные операции при их непрерывной работе в рабочей зоне не более 10 мин в течение 1 ч или 40 мин в смену.

Результаты показали, что наблюдаются общие закономерности динамики распределения выхлопных газов по объему горной выработки независимо от типа применяемой горной техники. При этом существенное влияние на газовую динамику оказывает место расположения выхлопной трубы.

Максимальные концентрации выхлопных газов наблюдаются вблизи выхлопной трубы.

Проведение динамического моделирования позволило оценить временные параметры распределения выхлопных газов, визуализировать аэродинамику газовоздушного потока и оценить параметры диффузии газов в горной выработке.

Результаты экспериментов и их анализ позволили получить среднестатистическое распределение относительного времени по выполнению производственных операций и среднестатистическую величину интенсивности газовой выделения по основным вредным компонентам выхлопных газов.

Режим максимальной газовойности существует не всю рабочую смену, а строго определенное время, по которому целесообразно вести расчет требуемого количества воздуха. Учет этого факта позволяет наиболее точно определить требуемое количество воздуха.

Таблица 1

Результаты определения фактических концентраций газов, объемов выхлопных газов от погрузочно-доставочных машин (ПДМ) и расчётного количества воздуха по максимальным значениям газовойделения

| Наименование ПДМ       | Мощность двигателя N |      | Количество выхлопных газов после очистки $g_{вых}$ | Концентрация ядовитых компонентов выхлопных газов (оксид углерода) $c_{вых} CO$ | Предельно-допустимая концентрация по $c_{пдк} CO$ | Предельно-допустимая концентрация по $c_{вых} NO_x$ | Концентрация ядовитых компонентов выхлопных газов (сумма оксидов азота) $c_{пдк} NO_x$ | Расход воздуха по $Q_m CO$ | Расход воздуха по $Q_m NO_x$ | Нормативное значение удельного расхода воздуха на машину |
|------------------------|----------------------|------|----------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------|-----------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------|------------------------------|----------------------------------------------------------|
|                        | кВт                  | л.с. |                                                    |                                                                                 |                                                   |                                                     |                                                                                        |                            |                              |                                                          |
| Caterpillar CAT R1300G | 123                  | 165  | 0,077                                              | 79,68                                                                           | 20                                                | 476                                                 | 5                                                                                      | 0,3                        | 7,3                          | 2,7                                                      |
| SANDVIK LH307          | 160                  | 215  | 0,060                                              | 925                                                                             | 20                                                | 837                                                 | 5                                                                                      | 2,8                        | 10,0                         | 2,8                                                      |
| Sandvik LH410          | 235                  | 315  | 0,175                                              | 73,81                                                                           | 20                                                | 315                                                 | 5                                                                                      | 0,6                        | 11,0                         | 2,1                                                      |
| EPIROC ST1030          | 186                  | 249  | 0,059                                              | 48,4                                                                            | 20                                                | 412                                                 | 5                                                                                      | 0,1                        | 4,9                          | 1,2                                                      |
| Caterpillar CAT R1300G | 123                  | 165  | 0,077                                              | 79,68                                                                           | 20                                                | 476                                                 | 5                                                                                      | 0,3                        | 7,3                          | 2,7                                                      |
| SANDVIK LH307          | 160                  | 215  | 0,060                                              | 925                                                                             | 20                                                | 837                                                 | 5                                                                                      | 2,8                        | 10,0                         | 2,8                                                      |
| Sandvik LH410          | 235                  | 315  | 0,175                                              | 73,81                                                                           | 20                                                | 315                                                 | 5                                                                                      | 0,6                        | 11,0                         | 2,1                                                      |
| EPIROC ST1030          | 186                  | 249  |                                                    | 0,059                                                                           | 48,4                                              | 20                                                  | 412                                                                                    | 5                          | 0,1                          | 4,9                                                      |

Примечание: концентрация NO<sub>x</sub> (в пересчете на NO<sub>2</sub>) = 1,53 NO + NO<sub>2</sub>.



Количество подачи свежего воздуха для проветривания горных выработок при работе машин с ДВС можно определить по фактическому количеству вредных выбросов как основному фактору загрязнения рудничной атмосферы.

Базируясь на расчетах по количеству вредных примесей, можно определить норматив подачи свежего воздуха при работе машин с ДВС по мощности двигателя с учетом условий эксплуатации и типа машин с ДВС на каждом руднике. Полученное значение не обязательно должно быть фиксированным для всей горнорудной отрасли, что подтверждается мировой практикой [9].

Проведенное численное моделирование процессов распространения выхлопных газов при различных режимах проветривания выработок показало, что при увеличении скорости движения воздуха (т.е. его расхода) время разбавления выхлопных газов существенно снижается. Также ускоряется вынос газов из горной выработки. При проветривании с максимальной допустимой скоростью концентрация газов снижается в 3,5 раза по сравнению с концентрацией в тех же сечениях при проветривании с минимальной скоростью движения воздуха.

### Выводы

По полученным данным фактического газовыделения от самоходного оборудования можно сделать вывод о том, что для каждого типа машин существуют свои значения газовыделения, при этом для одного типа машин значения концентрации вредных газов могут отличаться. При этом не всегда более мощные

машины выделяют больше вредных газов. Опытным путем также установлено, что увеличение оборотов двигателя не всегда приводит к увеличению концентрации выхлопных газов.

Полученные результаты измерений были использованы для определения начальных и граничных условий при компьютерном моделировании.

Проведенное численное моделирование динамических процессов (с изменяющимися параметрами во времени) позволило установить, что в процессе работы машин с ДВС распределение концентрации выхлопных газов со временем приобретает равномерный характер. Выравнивание концентрации выхлопных газов по сечению происходит на расстоянии около 100 м от источника (выхлопной трубы). При увеличении скорости движения воздуха время разбавления выхлопных газов существенно снижается и ускоряется их вынос из горной выработки. При проветривании с максимальной допустимой скоростью концентрация газов снижается в 3,5 раза по сравнению с концентрацией в тех же сечениях при проветривании с минимальной допустимой скоростью движения воздуха.

При работе одновременно нескольких машин с ДВС в разных заходках на одном добычном участке (блоке) при выдаче исходящей струи воздуха на общую вентиляционную горную выработку происходит суммирование концентраций выхлопных газов. В таких случаях при последовательном проветривании часть выхлопных газов может попасть в действующие горные выработки. Это необходимо учесть при разработке схем проветривания вентиляционных участков.

### Список литературы / References

1. Воронин В.И., Воронина Л.Д., Вагриновский А.Д. *Руководство по проектированию и практическому осуществлению противопылевых вентиляционных режимов в металлических рудниках*. М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу; 1960.  
Voronin V.I., Voronina L.D., Vagrinsky A.D. *Guidelines for the design and practical implementation of anti-dust ventilation regimes in metal mines*. Moscow: State scientific and technical publishing house of literature on mining; 1960. (In Russ.)
2. Ольховский Д.В., Паршаков О.С., Бублик С.А. Исследование динамики газовой обстановки подземных выработок после проведения взрывных работ. *Горные науки и технологии*. 2023;8(1):47–58. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-86>  
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>
3. Смайлис В.И., Иктров В.А., Соколов В.С. Исследование токсичности выхлопных газов дизелей Д-108 и Д-130. *Труды ЦНИДИ*. 1963;47.  
Smailis V.I., Iktrov V.A., Sokolov V.S. Study of the toxicity of exhaust gases of diesel engines D-108 and D-130. *Proceedings of the Central Research Diesel Institute*. 1963;47.
4. Левин Л.Ю., Зайцев А.В., Гришин Е.Л., Семин М.А. Расчет количества воздуха по содержанию кислорода для проветривания рабочих зон при применении машин с двигателями внутреннего сгорания. *Безопасность труда в промышленности*. 2015;(8):43–46.  
Levin L.Yu., Zaitsev A.V., Grishin E.L., Semin M.A. Calculation of the amount of air based on oxygen content for ventilating work areas when using machines with internal combustion engines. *Occupational Safety in Industry*. 2015;(8):43–46. (In Russ.)
5. Кузьминых Е.Г., Кормишиков Д.С. Анализ методов расчета требуемого количества воздуха для разжижения отработанных выхлопных газов. *Горное эхо*. 2020;(3):107–115. <https://doi.org/10.7242/echo.2020.3.21>  
Kuzminykh E.G., Kormshchikov D.S. Analysis of methods for calculating the required amount of air to dilute exhaust gases. *Gornoye Ekho*. 2020;(3):107–115. (In Russ.) <https://doi.org/10.7242/echo.2020.3.21>



6. Semin M., Levin L. Mathematical modeling of air distribution in mines considering different ventilation modes. *Mathematics*. 2023;11(4):989.
7. Пучков Л.А., Каледина Н.О., Кобылкин С.С. Методология системного проектирования вентиляции шахт. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014;(S1): 128–136.  
Puchkov L.A., Kaledina N.O., Kobylykin S.S. Methodology of system design mine ventilation. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2014;(S1):128–136. (In Russ.)
8. Кобылкин А.С. Сравнение результатов шахтных исследований с результатами моделирования процессов пылепереноса и пылеотложения. В: *Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр*. 2018. С. 269–273.  
Kobylykin A.S. Comparison of the results of mine research with the results of modeling the processes of dust transfer and dust deposition. In: *Problems and Prospects for the Integrated Development and Conservation of the Earth's Interior*. 2018. Pp. 269–273. (In Russ.)
9. Barrett Ch., Gaillard S., Sarver E. Demonstration of continuous monitors for tacking DPM trends over prolonged periods in an underground mine. In: *Diesel Particulate Control. Proceedings of the 16<sup>th</sup> North American Mine Ventilation Symposium*. Colorado School of Mines, Colorado, USA, June 17–22, 2017. Pp. 5-29–5-36.
10. Кобылкин С.С., Каледина Н.О., Кобылкин А.С., Сенаторов В.А. Динамика выхлопных газов от дизельных машин в рудниках. *Горный журнал*. 2023;(12):94–102. <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.12.15>  
Kobylykin S.S., Kaledina N.O. Diesel exhaust gas dynamics in underground mines. *Gornyi Zhurnal*. 2023;(12):94–102. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.12.15>
11. Кузьминых Е.Г., Левин Л.Ю., Мальцев С.В. Распределение продуктов выхлопных газов техники с двигателями внутреннего сгорания в шахтной вентиляционной сети. *Горное эхо*. 2023;(2):96–103. <https://doi.org/10.7242/echo.2023.2.17>  
Kuzminykh E.G., Levin L.Yu., Maltsev S.V. Distribution of exhaust gas products from equipment with internal combustion engines in the mine ventilation network. *Gornoye Ekho*. 2023;(2):96–103. (In Russ.) <https://doi.org/10.7242/echo.2023.2.17>
12. Суриков А.В., Лешенюк Н.С. Расчет видимости в помещениях в условиях пожара с применением программного комплекса FDS. *Вестник Университета гражданской защиты МЧС Беларуси*. 2018;2(2):147–160. <https://doi.org/10.33408/2519-237X.2018.2-2.147>  
Surikov A., Leshenyuk N. Modeling of visibility in a room under fire conditions with application of the FDS software complex. *Journal of Civil Protection*. 2018;2(2):147–160. (In Russ.) <https://doi.org/10.33408/2519-237X.2018.2-2.147>

### Информация об авторе

**Владимир Александрович Сенаторов** – помощник командира отряда, филиал «Военизированный горноспасательный отряд Юга и Центра» ФГУП «Военизированная горноспасательная часть», г. Губкин, Российская Федерация; ORCID [0009-0003-0486-4623](https://orcid.org/0009-0003-0486-4623); e-mail: senatorov.vladimir.1970@mail.ru

### Information about the author

**Vladimir A. Senatorov** – Assistant Detachment Commander, Branch of the “Militarized Mine Rescue Squad of the South and Center” of the Federal State Unitary Enterprise “Militarized Mine Rescue Unit”, Gubkin, Russian Federation; ORCID [0009-0003-0486-4623](https://orcid.org/0009-0003-0486-4623); e-mail: senatorov.vladimir.1970@mail.ru

Поступила в редакцию

12.01.2024

Received

12.01.2024

Поступила после рецензирования

07.02.2024

Revised

07.02.2024

Принята к публикации

17.02.2024

Accepted

17.02.2024



## ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-198>

УДК 621.316:622.272



## Оценка эффективности средств повышения качества электроэнергии в системе частотно-регулируемого электропривода скребковых конвейеров

В. Л. Петров , А. В. Пичуев ✉

Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация

✉ [allexstone@mail.ru](mailto:allexstone@mail.ru)

### Аннотация

Интенсивное внедрение частотно-регулируемых электроприводов машин и установок в технологических процессах при подземной добыче полезных ископаемых предусматривает необходимость решения ряда проблем, одной из которых является обеспечение качества электроэнергии. Именно поэтому повышение энергоресурса горных машин и энергоэффективности ведения горных работ требует обеспечения нормативных показателей качества электроэнергии в подземных комбинированных электрических сетях (ПКЭС). Это возможно на основе оценки уровня и состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в силовых цепях с частотно-регулируемым электроприводом (ЧРЭП). Основными задачами являются: разработка на основе эквивалентной схемы замещения электрической сети с ЧРЭП скребкового конвейера имитационной модели для исследования спектрального состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в силовых цепях ПКЭС; исследование и анализ влияния фильтро-компенсирующих устройств (ФКУ), реакторов и синус-фильтров на качество электроэнергии в системе с ЧРЭП скребкового конвейера; анализ спектрального состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в цепях утечки через изоляцию и цепи измерителя устройства защитного отключения; разработка практических рекомендаций в области повышения качества электроэнергии в системе с ЧРЭП скребкового конвейера. Разработанная модель системы частотно-регулируемого электропривода скребковых конвейеров позволила провести исследования эффективности средств повышения качества электроэнергии. Определен гармонический состав напряжения и тока в подземной комбинированной электрической сети в режиме максимального искажения и при наличии ФКУ, реакторов и синус-фильтров. Выбранные методы исследований позволили выявить спектральный состав напряжения и тока в симметричном и однофазном режимах утечки через изоляцию, а также в измерительных цепях устройств защитного отключения (УЗО). Установлено, что гармонический состав напряжения и тока утечки в основном определяется параметрами выходного напряжения, модулируемого автономным инвертором преобразователя частоты. Высокий уровень гармонических составляющих напряжения и тока необходимо учитывать при определении уставок УЗО, настройке компенсатора емкостного тока и блока защитного шунтирования. Для обеспечения электробезопасности необходимо научное обоснование нормативных показателей высших гармонических составляющих напряжения для цепей утечки и дальнейшее исследование физиологического воздействия высших гармоник тока на организм человека. Целесообразность установки ФКУ непосредственно на низковольтном участке питания скребкового конвейера должна быть технически обоснована. Наличие ФКУ, реакторов и синус-фильтров практически не оказывает влияния как на гармонический состав, так и на величину коэффициентов гармонических составляющих фазного напряжения сети относительно земли и токов утечки через изоляцию. Наличие наводимых в цепях утечки тока высших гармонических составляющих в симметричном режиме и режиме однофазной утечки тока может привести к нарушению магнитной совместимости при работе электронной измерительной схемы, блока питания и компенсатора емкостного тока утечки УЗО и представлять потенциальную опасность в случае прикосновения к токоведущим частям электрооборудования.

### Ключевые слова

подземные горные работы, подземная электрическая сеть, качество электроэнергии, электробезопасность, электропривод скребкового конвейера, фильтро-компенсирующее устройство, синус-фильтр, устройство защитного отключения, изоляция электрической сети

### Для цитирования

Petrov V. L., Pichuev A. V. Assessing the efficiency of measures to enhance electric power quality in variable-frequency drive for scraper conveyors. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):60–69. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-198>



## POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research paper

**Assessing the efficiency of measures to enhance electric power quality in variable-frequency drive for scraper conveyors**V. L. Petrov  , A. V. Pichuev   

University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

 [allexstone@mail.ru](mailto:allexstone@mail.ru)**Abstract**

The intensive implementation of variable-frequency drive machines and installations in underground mining processes necessitates addressing several issues, with a primary focus on ensuring the quality of electric power. Elevating the energy resource of mining machines and enhancing the energy efficiency of mining operations requires maintaining the rated indicators of electric power quality in mine power distribution systems. Achieving this involves assessing the level and composition of higher harmonic components in voltage and current within power circuits equipped with variable-frequency drives (VFD). Key objectives encompass the development of a simulation model based on the equivalent diagram of the power distribution system substitution with a scraper conveyor VFD to scrutinize the spectral composition of higher harmonic components in the power circuits of the mine power distribution system (MPDS). Additionally, the study involves analyzing the impact of harmonic filters (HFs), reactors, and sine filters on the quality of electric power in the VFD system of a scraper conveyor. Further analysis extends to the spectral composition of higher harmonic components in circuits related to insulation leakage and metering circuits of the residual-current device. Practical recommendations for improving electric power quality in the VFD system of a scraper conveyor are then developed based on the research findings. The established model of a variable-frequency drive system for scraper conveyors facilitates the assessment of the effectiveness of electric power quality improvement measures. The harmonic composition of voltage and current in the mine power distribution system is determined under maximum distortion conditions and in the presence of HFs, reactors, and sine filters. Research methods are chosen to unveil the spectral composition of voltage and current in symmetrical and single-phase modes of insulation leakage, as well as in metering circuits of residual-current devices (RCDs). It is noted that the harmonic composition of leakage voltage and current is primarily influenced by the parameters of the output voltage modulated by the autonomous frequency converter inverter. Considering the high level of harmonic components in voltage and current, adjustments to RCD settings, capacitive current compensator, and the protective shunting unit are recommended for electrical safety. The study emphasizes the importance of scientifically substantiating the rated indicators of higher harmonic components for leakage circuits and further exploring the physiological effects of higher current harmonics on the human body. The feasibility of installing a harmonic filter (HF) directly on the low-voltage supply section of a scraper conveyor should be technically justified. Interestingly, the presence of HFs, reactors, and sine filters does not significantly impact the harmonic composition or the magnitudes of coefficients of the harmonic components in the phase voltage of the system concerning ground and leakage currents through insulation. However, higher harmonic components induced in leakage current circuits may pose a potential hazard, leading to a violation of magnetic compatibility and posing risks in case of contact with live parts of electrical equipment.

**Keywords**

underground mining operations, mine power distribution system, electric power quality, electrical safety, scraper conveyor electric drive, filter-compensating device, sine filter, residual-current device, power distribution system insulation

**For citation**

Petrov V. L., Pichuev A. V. Assessing the efficiency of measures to enhance electric power quality in variable-frequency drive for scraper conveyors. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(1):60–69. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-198>

**Введение**

В настоящее время на современных шахтах интенсивно внедряется прогрессивная система асинхронного частотно-регулируемого электропривода (ЧРЭП) мощных забойных машин, обеспечивающая регулирование скорости электродвигателей как в режиме пуска, так и непосредственно в процессе ведения

горных работ. В связи с этим в модернизированной структуре подземной электрической сети появились участки с постоянным током и током изменяющейся частоты, далее – подземные комбинированные электрические сети (ПКЭС).

К таким системам относится применение асинхронного ЧРЭП скребковых конвейеров на основе



преобразователей частоты с автономным инвертором напряжения (ПЧ с АИН) и широтно-импульсной модуляцией (ШИМ).

Использование ЧРЭП скребкового конвейера с преобразователями частоты обеспечивает плавный пуск, ограничение нагрузок в тяговой цепи при ее заклинивании, выравнивание нагрузок головного и хвостового приводов, а также позволяет применить систему поддержания постоянной погонной нагрузки скребкового конвейера путем регулирования скорости движения скребковой цепи при переменном поступлении потока угля от комбайна в процессе его циклической работы [1–3]. В ПКЭС для управления электроприводом в основном применяется преобразователь частоты с неуправляемым выпрямителем и автономным инвертором напряжения.

В целях повышения энергоресурса горных машин и энергоэффективности ведения горных работ возникает необходимость обеспечения нормативных показателей качества электроэнергии в ПКЭС на основе оценки уровня и состава высших гармонических составляющих (ВГС) напряжения и тока в силовых цепях с ЧРЭП [4].

Научные исследования показывают, что уровень и состав ВГС в значительной степени зависят от протяженности питающей линии, мощности преобразователей частоты (ПЧ) и нагрузки асинхронных электродвигателей, наличия ПЧ на сопряженных участках и т.д. [5–8].

В участковой электрической сети напряжением до 1140 В, от которой питается электропривод скребкового конвейера, суммарные коэффициенты гармонических составляющих напряжения  $K_U\%$  при увеличении протяженности питающей участок кабельной линии 6 кВ от 3 до 6 км и суммарной установленной мощности асинхронных электродвигателей от 1200 до 2000 кВт при отсутствии фильтро-компенсирующих устройств (ФКУ) увеличиваются от 8,2 до 15,8 %, что превышает нормативные значения не только непосредственно в узле нагрузки ( $K_{U\text{норм}} = 8\%$ ), но и на сопряженных участках ( $K_{U\text{норм}} = 5\%$ ). Применение ФКУ первой ступени компенсации позволяет снизить уровень ВГС напряжения до 5,14–7,6 % [9].

Одним из способов повышения качества электроэнергии является установка после преобразователя частоты синус-фильтров (СФ), позволяющих выполнить фильтрацию модулированного преобразователем частоты напряжения на зажимах электродвигателя<sup>1</sup> [10]. Однако из-за того, что данный способ на настоящее время имеет ряд ограничений как по

конструктивному исполнению, так и по сложности подбора параметров и настройки СФ, анализ его эффективности в условиях подземных электрических сетей может носить лишь теоретический характер.

Важным аспектом является исследование гармонического состава напряжения и в цепях утечки тока через изоляцию электрической сети и измерительные цепи устройств защитного отключения (УЗО). Общая тенденция развития и совершенствования защиты от токов утечки направлена на применение микропроцессорных устройств в электронных блоках питания, контроля изоляции, управления автоматической компенсации и защитного шунтирования, на обеспечение самоконтроля, диагностики исправности и телеметрии данных о состоянии защитных комплексов, что при эксплуатации в условиях ПКЭС требует решения вопроса о магнитной совместимости [11]. Научные работы, выполненные в этом направлении, показывают, что ВГС могут оказывать существенное влияние на эффективность работы УЗО и уровень безопасности электрической сети<sup>2</sup> [12, 13].

Таким образом, исследования в области оценки влияния качества электроэнергии на эффективность работы частотно-регулируемых электроприводов забойных машин в подземных электрических сетях горных предприятий являются актуальной научной проблемой.

В качестве основного в исследовании применен метод математического имитационного моделирования, который позволяет определить новые научные результаты и их практическую значимость.

### Цели и задачи

Целью исследований в данной работе является определение эффективности средств повышения качества электроэнергии в системе управления ЧРЭП скребковых конвейеров в ПКЭС горных предприятий.

Основными задачами являются следующие.

1. Разработка на основе эквивалентной схемы замещения электрической сети с ЧРЭП скребкового конвейера имитационной модели для исследования спектрального состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в силовых цепях ПКЭС.

2. Исследование и анализ влияния ФКУ, реакторов и синус-фильтров на качество электроэнергии в системе с ЧРЭП скребкового конвейера.

3. Анализ спектрального состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в цепях утечки через изоляцию и цепи измерителя устройства защитного отключения.

4. Разработка рекомендаций в области повышения качества электроэнергии в системе с ЧРЭП скребкового конвейера.

<sup>1</sup> EPCOS. Power Factor Correction. Power Quality Solutions. Product Profile 2009. URL: [http://biakom.com/hfuhf/production/passive/EPCOS/PFC\\_Katalog2009.pdf](http://biakom.com/hfuhf/production/passive/EPCOS/PFC_Katalog2009.pdf)

Danfoss. Output Filters Design Guide. URL: [www.danfoss.com/NR/rdonlyres/27F81E1-3779-4406-8EA0-849044873F59/0/Output\\_Filters\\_Design\\_Guide.pdf](http://www.danfoss.com/NR/rdonlyres/27F81E1-3779-4406-8EA0-849044873F59/0/Output_Filters_Design_Guide.pdf)

LC Sine Wave Filter for Motor Drives. Output Filters FN5040/FN5045. Schaffner. URL: <http://www.schaffner.com/en/products/datasheet-low-res/product/fn-5040-fn-5045-lc-sine-wavefilter-for-motor-drives.html>

<sup>2</sup> O'shea P. Counteracting high leakage currents. URL: <https://www.powerelectronicsnews.com/counteracting-high-leakage-currents/>

### Структура имитационной модели

Структура подземной комбинированной электрической сети питания электродвигателей скребкового конвейера включает в себя силовой трансформатор ТСВП участковой подстанции с встроенным автоматическим выключателем АВДО и устройством защиты (УЗО) от токов утечки типа АЗУР, группой магнитных пускателей серии ПВИТ и взрывозащищенных преобразователей частоты, находящихся в составе энергопоезда, установленного на максимальном приближении к лаве (не ближе 50 м от сопряжения забоя и вентиляционного штрека). Длина питающего кабеля (КЛ) от преобразователя частоты до удаленных электродвигателей конвейера определяется протяженностью лавы (400–600 м).

На рис. 1 приведена эквивалентная схема замещения ПКЭС для питания скребкового конвейера.

На участке с напряжением промышленной частоты активное сопротивление изоляции сети относительно земли принято  $R_I \geq 300$  кОм/фазу, а емкость  $C_I \approx 0$ . С учетом значительной протяженности участка ПКЭС с переменной частотой активное сопротивление изоляции  $R_{IA}, R_{IB}, R_{IC}$  принято в пределах от 31,5 до 300 кОм/фазу, а емкость  $C_{IA}, C_{IB}, C_{IC}$  – от 0,01 до 1 мкФ/фазу. Цепь однофазной утечки имитировалась активным сопротивлением  $R_y = 1$  кОм (эквивалент сопротивления тела человека). Параметры УЗО, включающие фильтр присоединения к электрической сети ( $R_{FI}, L_{FI}$ ), цепь измерителя ( $R_0, R_{PN}, L_{PN}$ ) с источником оперативного выпрямленного тока  $e_+$ , а также параметрами компенсатора емкостного тока утечки (фильтр подключения  $R_0, L_g$ , компенсатор  $R_g, L_g$ , шунтирующая емкость  $C_{sh}$ ) определены по характери-

кам АЗУР [14]. На скребковом конвейере в качестве приводных используются 2–4 асинхронных электродвигателя типа SG3-450L-8/4 мощностью от 110 до 400 кВт. В схеме замещения в соответствии с правилами эквивалентирования [15, 16] в модели принят электродвигатель мощностью 250 кВт, параметры которого рассчитаны в соответствии с практическими рекомендациями [17]. В качестве эквивалентного мощности приводного электродвигателя принят частотный преобразователь фирмы WANTAI. Параметры дросселей  $L_{FI1}$ , фильтро-компенсирующих устройств  $L_{FCU}, C_{FCU}$  и синус-фильтров  $L_{FI2}, L_{FS}, R_{FS}$  определялись в соответствии с Практическими советами по выбору выходных фильтров<sup>3</sup>. В качестве прототипа использовался синус-фильтр PD-SIN-0,5-300.

На рис. 2 приведена имитационная модель ПКЭС с фазным напряжением  $U_F = 660$  В, оборудованной УЗО с активно-индуктивным фильтром и компенсатором емкостного тока утечки, ФКУ, реакторами и синус-фильтром, а также параметрами изоляции на участках промышленной и регулируемой частоты.

В табл. 1 приведены суммарные коэффициенты гармонических составляющих напряжения и тока в силовой цепи ПКЭС на участках до и после ПЧ.

<sup>3</sup> Практические советы по выбору выходных фильтров. URL: <https://drives.ru/stati/prakticheskie-aspekty-povyboru-vygodnyh-filtrov/>

Дроссели и синус-фильтры PROMPOWER. Технический каталог. URL: [https://prompower.ru/docs/inverter-accessories/Chokes\\_Sinewave-Filters.pdf](https://prompower.ru/docs/inverter-accessories/Chokes_Sinewave-Filters.pdf)

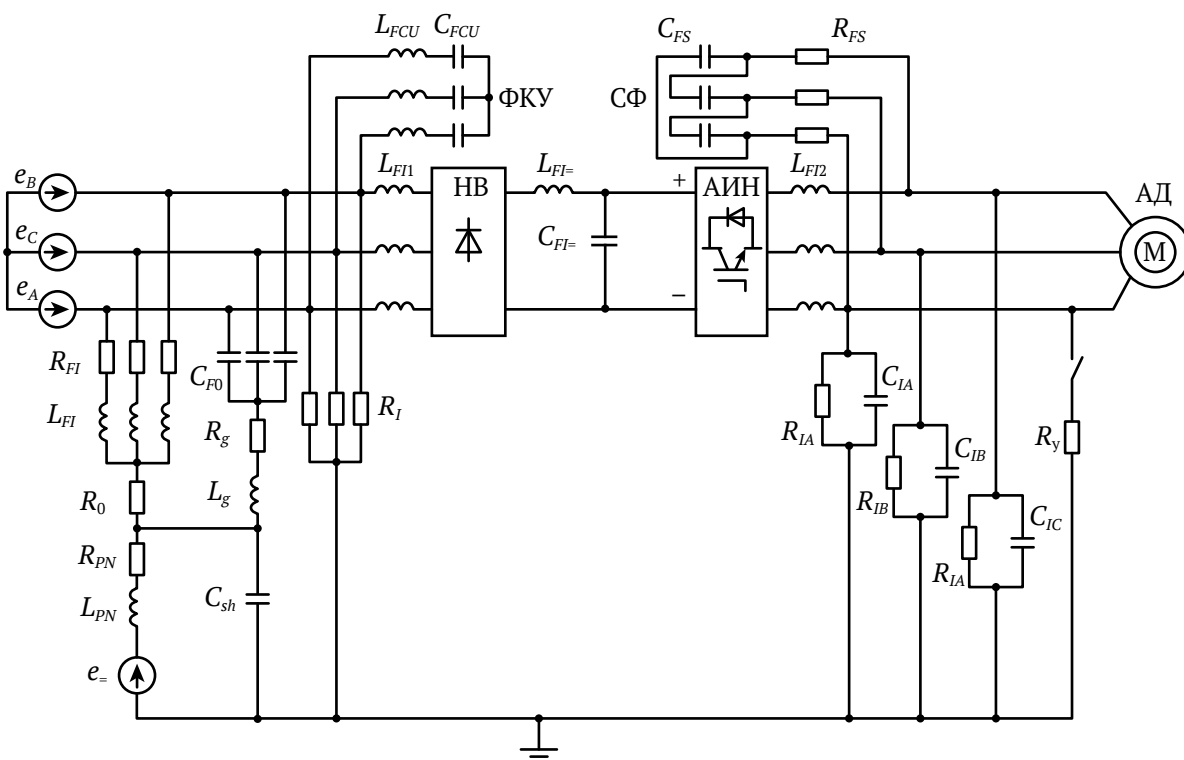


Рис. 1. Эквивалентная схема замещения ПКЭС





Таблица 1

## Суммарные коэффициенты гармонических составляющих напряжения и тока

| Структура ПКЭС             | До ПЧ с АИН |             | После ПЧ с АИН |           |
|----------------------------|-------------|-------------|----------------|-----------|
|                            | $K_U\%$     | $K_I\%$     | $K_U\%$        | $K_I\%$   |
| Без средств компенсации    | 2,81/2,77   | 80,45/80,89 | 2,81/1,35      | 0,29/0,28 |
| Реакторы                   | 2,20/2,19   | 64,67/65,49 | 1,39/1,39      | 0,30/0,29 |
| Реакторы, СФ               | 5,68/5,67   | 26,25/26,26 | 1,77/1,77      | 0,25/0,26 |
| Реакторы, ФКУ-5            | 1,31/1,25   | 21,00/19,30 | 1,36/1,36      | 0,30/0,26 |
| Реакторы, ФКУ-5, ФКУ-7     | 0,51/0,31   | 5,63/3,46   | 1,35/1,35      | 0,29/0,28 |
| Реакторы, ФКУ-5, ФКУ-7, СФ | 0,40/0,37   | 1,89/1,08   | 1,69/1,69      | 0,25/0,26 |

Примечание. Режимы утечки тока через изоляцию (симметричный/однофазный).

Анализ спектрального состава высших гармонических составляющих напряжения и тока в силовой цепи ПКЭС показал следующее.

Уровень ВГС без учета параметров внешней электрической сети (от источника энергии до трансформатора ПУПП) не превышает допустимых значений согласно ГОСТу<sup>4</sup>. Наиболее значимыми являются 5-я и 7-я гармонические составляющие напряжения.

Использование реакторов и ФКУ на участке до преобразователя частоты, настроенных на 5-ю и 7-ю гармоники, позволяет снизить суммарный коэффициент гармонических составляющих напряжения  $K_U\%$  с 2,81 до 0,51 %. Наибольший эффект достигается за счет значительного снижения суммарного коэффициента гармонических составляющих тока  $K_I\%$  с 80,45 до 5,63 %. При этом показатели ВГС тока и напряжения на участке после преобразователя частоты остаются практически неизменными ( $K_U\% \approx 1,36\%$ ,  $K_I\% \approx 0,3\%$ ).

Использование синус-фильтра, устанавливаемого после преобразователя частоты (при отсутствии в схеме ФКУ), приводит к увеличению  $K_U\%$  до 5,68 %. Причинами такого роста могут являться неточный подбор параметров настройки СФ и реакторов или наведение ВГС во внешнюю сеть по цепи утечки тока через изоляцию. При этом применение в качестве компенсатора только СФ позволяет снизить уровень суммарного коэффициента гармонических составляющих тока в четыре раза по сравнению с уровнем максимального искажения (при отсутствии ФКУ).

Комплексное применение реакторов, ФКУ и СФ позволяет добиться максимального уровня компенсации ВГС напряжения и тока, однако целесообразность их использования, с учетом изначально низких значений суммарного коэффициента гармонических составляющих, должна быть обоснована технической необходимостью обеспечения качества электроэнергии на участке после преобразователя частоты.

<sup>4</sup> ГОСТ 32144–2013. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения. М.: Стандартинформ, 2014. 39 с.

Таблица 2

## Гармонический состав тока и напряжения в фазной изоляции

| Номер гармоники | Режим утечки $I_y^{(3)}$ |              | Режим утечки $I_y^{(1)}$ |              |
|-----------------|--------------------------|--------------|--------------------------|--------------|
|                 | $K_{I(n)}\%$             | $K_{U(n)}\%$ | $K_{I(n)}\%$             | $K_{U(n)}\%$ |
| 0               | 1,05                     | 9,92         | 41,43                    | 41,45        |
| 2               | 0,40                     | 0,20         | 0,57                     | 0,57         |
| 3               | 10,5                     | 3,52         | 25,95                    | 25,85        |
| 4               | 0,75                     | 0,19         | 3,07                     | 3,05         |
| 5               | 11,10                    | 2,23         | 19,60                    | 19,40        |
| 6               | 3,02                     | 0,51         | 1,45                     | 1,43         |
| 7               | 52,58                    | 7,59         | 1,95                     | 1,87         |
| 8               | 4,160                    | 0,52         | 0,76                     | 0,74         |
| 9               | 13,49                    | 1,51         | 4,12                     | 3,96         |
| Суммарный       | 56,91                    | 8,83         | 33,03                    | 32,79        |

Еще одним из важных результатов исследования является то, что на уровень ВГС и их гармонический состав режим утечки тока через изоляцию (симметричный/однофазная утечка) практически не оказывает влияния. Это объясняется тем, что параметры силовой сети и параметры изоляции цепи утечки тока (вторичные цепи) различаются на 3–4 порядка.

На рис. 3 приведены характерные осциллограммы и спектрограммы тока и напряжения в цепях утечки через изоляцию на участке ПЧ-АД при наличии в силовой сети реакторов и ФКУ, настроенных на 5-ю и 7-ю гармоники.

Гармонический состав тока и напряжения в фазной изоляции электрической сети на участке ПЧ-АД при включенных на участке ТР-ПЧ реакторах, ФКУ-5 и ФКУ-7 приведены в табл. 2.

Следует отметить, что на коэффициенты  $n$ -й гармонической составляющей напряжения  $K_{U(n)}$  и суммарный коэффициент гармонических составляющих напряжения  $K_U$ , наводимых в цепях утечки тока через изоляцию, в ветвях фильтра УЗО и компенсаторе емкостного тока утечки, действие ГОСТа<sup>5</sup> не распространяется, т.к. он относится к показателям нормы качества электрической энергии в системах электро-снабжения общего назначения.

Анализ гармонического состава показал, что в симметричном режиме наибольшее значение имеют 3-я, 5-я, 7-я и 9-я гармоники тока и 0-я, 3-я, 5-я, 7-я и 9-я гармоники напряжения. Наибольшее искажение имеют 7-я гармоника тока, 0-я и 7-я гармоники напряжения. В режиме однофазной утечки тока через активное сопротивление  $R_y = 1$  кОм наибольшее значение имеют 0-я, 3-я, 5-я гармоники тока и 0-я, 3-я, 5-я гармоники напряжения. Наибольшее искажение имеют 0-я и 7-я гармоники тока, а также 0-я и 3-я гармоники напряжения.

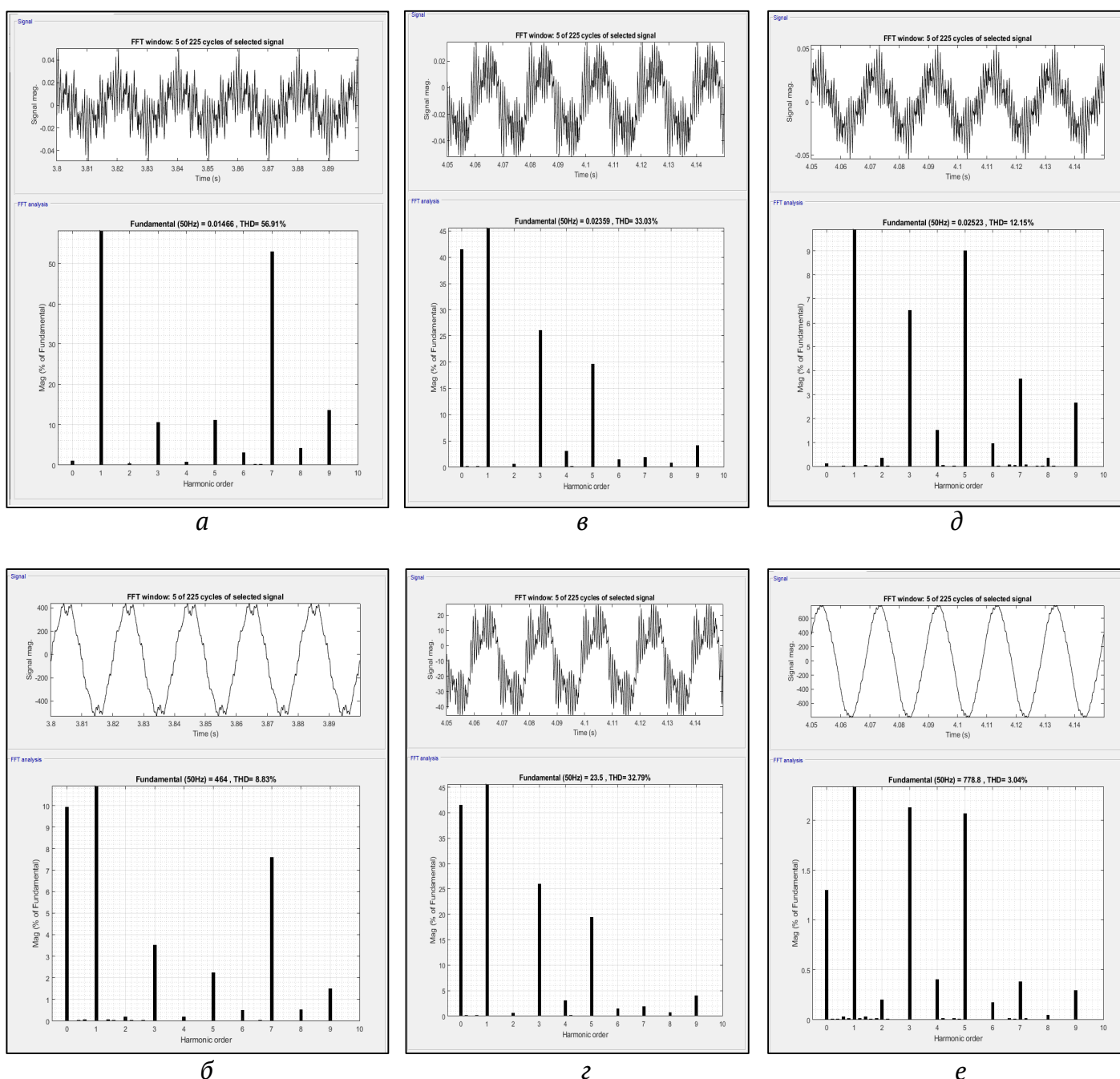
<sup>5</sup> ГОСТ 32144–2013. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения. М.: Стандартинформ, 2014. 39 с.

Присутствие нулевой гармонической составляющей напряжения и тока объясняется наличием источника выпрямленного тока в цепи измерителя УЗО для реализации контроля сопротивления изоляции в симметричных режимах утечки и протеканием тока нулевой последовательности в режиме однофазной утечки, спектральный состав которого определяется модулированным сигналом напряжения на выходе преобразователя.

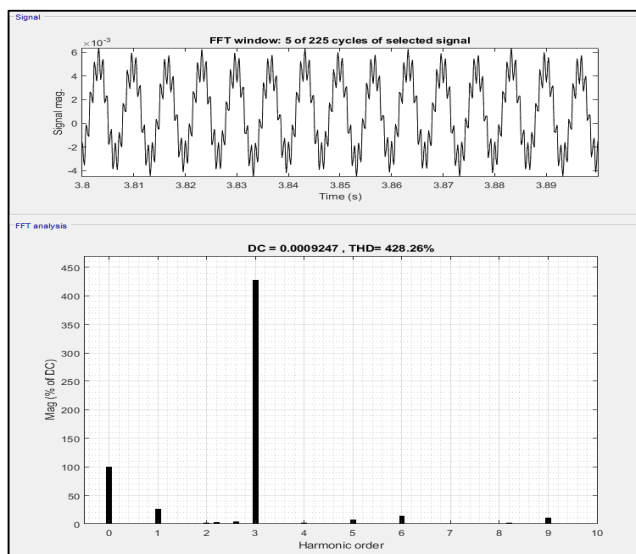
В результате исследования установлено, что в случае утечки тока через человека на него оказывает влияние целый спектр гармонических составляющих тока

утечки. Наиболее значимыми являются 3-я, 5-я, 6-я, 7-я и 9-я гармоники. При этом коэффициент  $K_{ИЗ(3)}$  многократно превышает свое значение относительно первой гармоники. Такой широкий спектр может оказать негативное влияние на организм человека. Например, значительно повышается вероятность возникновения фибрилляции в случае совпадения пика гармоник тока с  $P$ - и  $T$ -периодами сердечного кардиоцикла.

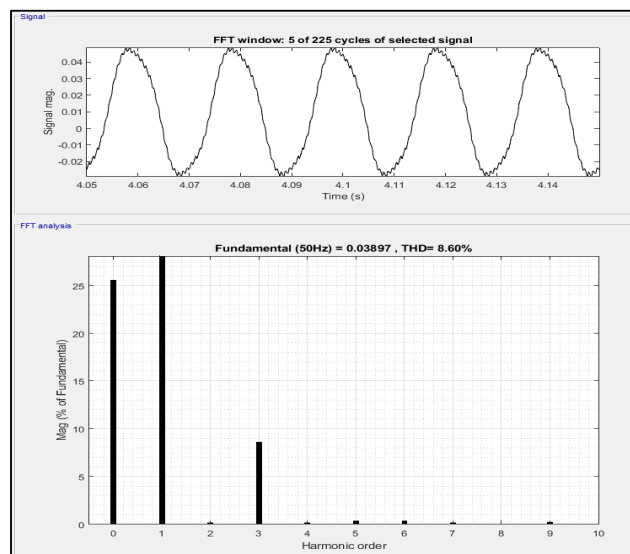
На рис. 4 представлены характерные осциллограммы и спектрограммы тока и напряжения нулевой последовательности в цепях измерителя УЗО в симметричном и однофазном режимах утечки.



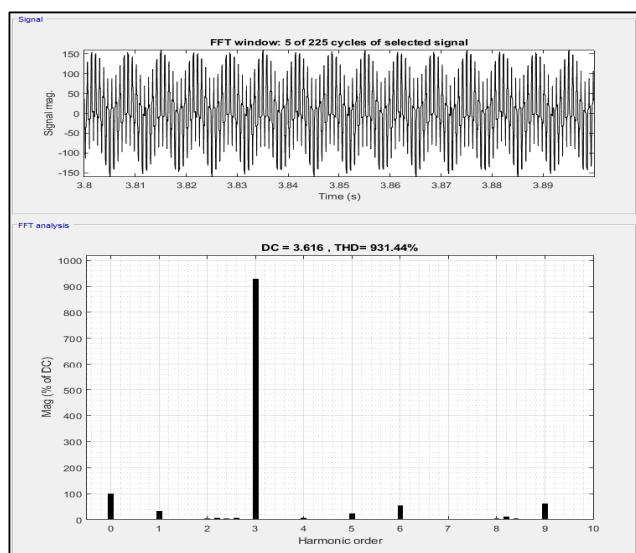
**Рис. 3.** Характерные осциллограммы и спектрограммы тока и напряжения в цепях утечки через изоляцию на участке ПЧ-АД при наличии в силовой сети ФКУ: симметричный режим – ток утечки (а), напряжение (б); режим однофазной утечки – ток в поврежденной фазе (в), напряжение в поврежденной фазе (г), ток в неповрежденной фазе (д), напряжение в неповрежденной фазе (е)



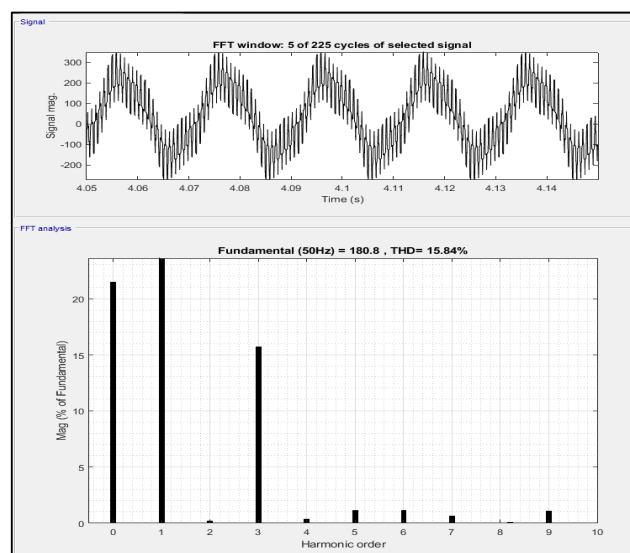
а



б



в



г

Рис. 4. Характерные осциллограммы и спектрограммы тока в цепях измерителя и напряжения нулевой последовательности: симметричный режим – ток (а), напряжение (б); режим однофазной утечки – ток (в), напряжение (г)

Анализ показал, что в рассмотренных режимах в измерительных цепях, ветвях фильтра подключения и в компенсаторе емкостного тока УЗО имеет место явно выраженная третья гармоника напряжения и тока. При этом в режиме симметричной утечки величины  $K_{U(3)}$  и  $K_{I(3)}$  постоянной составляющей третьей гармоники кратно превышают свои значения по сравнению с первой гармоникой. В режиме однофазной утечки за счет протекания в измерительной цепи УЗО тока нулевой последовательности  $K_{U(0)}$  увеличивается до 25 %,  $K_{U(3)}$  – до 16 %,  $K_{I(3)}$  – до 8,5 %. Для подавления третьей гармонической составляющей тока утечки в схеме измерительных цепей был подобран фильтр, применение которого позволило повысить работоспособность и эффективность серийно выпускаемых УЗО.

## Выводы и рекомендации

1. Применение ФКУ, реакторов и СФ положительно сказывается на качестве электроэнергии, поступающей к электродвигателю через преобразователь частоты, и может быть предложено к практической реализации при условии выполнения требований, предъявляемых к взрывозащищенному электрооборудованию шахт. Одним из ключевых условий является обеспечение температурного контроля внутри корпусов ФКУ и синус-фильтров при максимально возможном отводе тепла от токоведущих частей и изоляции.

2. Целесообразность установки ФКУ непосредственно на низковольтном участке питания скребкового конвейера должна быть технически обоснована как с точки зрения необходимости достижения высокого качества электроэнергии, так и экономического



обоснования данного мероприятия, с учетом того, что ФКУ и СФ во взрывозащищенном исполнении на класс напряжения до 1140 В не выпускаются, имеется ограничение по масса-габаритным параметрам и необходимость принудительной вентиляции конструктивных элементов аппаратов.

3. Наличие ФКУ, реакторов и синус-фильтров практически не оказывает влияния как на гармонический состав, так и на величину коэффициентов гармонических составляющих фазного напряжения сети относительно земли и токов утечки через изоляцию. При этом необходима дополнительная фильтрация

высших гармонических составляющих в диапазоне 1–1,5 кГц, которые используются для формирования модулированного напряжения АИН.

4. Наличие наводимых в цепях утечки тока высших гармонических составляющих в симметричном режиме и режиме однофазной утечки тока может привести к нарушению магнитной совместимости при работе электронной измерительной схемы, блока питания и компенсатора емкостного тока утечки УЗО и представлять потенциальную опасность в случае прикосновения к токоведущим частям электрооборудования.

### Список литературы / References

1. Shi J.G., Mao J., Wei X.H. Research on dynamic tension control theory for heavy scraper conveyor. *Applied Mechanics and Materials*. 2010;34–35:1956–1960. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMM.34-35.1956>
2. Stecula K., Brodny J., Tutak M. Informatics platform as a tool supporting research regarding the effectiveness of the mining machines' work. In: *CBU International Conference on Innovations in Science and Education*. 2017;5:1215–1219. <https://doi.org/10.12955/cbup.v5.1099>
3. Воронин В.А., Непша Ф.С., Ермаков А.Н., Кантович Л.И. Анализ режимов работы электротехнического оборудования выемочного участка современной угольной шахты. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2021;(4):599–607. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2021-13-4-599-607>  
Voronin V.A., Nepsha F.S., Ermakov A.N., Kantovich L.I. Analysis of electrical equipment operating modes of the excavation site of a modern coal mine. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2021;(4):599–607. (In Russ.) <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2021-13-4-599-607>
4. Ключев Р.В., Босиков И.И., Гаврина О.А., Ляшенко В.И. Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике. *Горные науки и технологии*. 2021;6(3):211–220. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>  
Klyuev R.V., Bosikov I.I., Gavrina O.A., Lyashenko V.I. Assessment of operational reliability of power supply to developing ore mining areas at a high-altitude mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):211–220. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>
5. Бабокин Г.И. Исследование влияния технологической схемы работы и длины лавы на удельный расход электрической энергии очистного комбайна. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(2):139–149. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-2-0-139-149>  
Babokin G.I. Influence of process flow diagram and longwall length on specific energy consumption of shearers. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(2):139–149. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-2-0-139-149>
6. Бойков И.Л., Шестаков В.В., Заклика М., Ульрих Н. Опыт внедрения преобразователей частоты для привода забойных конвейеров шахты Воргашорская. *Глюкауф*. 2010;(1):79–83.  
Boykov I.L., Shestakov V.V., Zaklika M., Ulrich N. Experience in introducing frequency converters to drive face conveyors of the Vorgashorskaya mine. *Gluckauf*. 2010;(1):79–83. (In Russ.)
7. Shevyrev Y.V., Pichuev A.V., Shevyreva N.Y. Improving energy performance in networks with semiconductor converters. In: *2019 International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing, ICIEAM 2019*. Sochi, March 25–29, 2019. Pp. 1–6. <https://doi.org/10.1109/ICIEAM.2019.8743020>
8. Feng D., Lu M., Lan J., Sun L. Research on switching operation transient electromagnetic environment of substations in a coal mine. *IET Generation, Transmission & Distribution*. 2016;10(13):3322–3329. <https://doi.org/10.1049/iet-gtd.2016.0292>
9. Бабокин Г.И., Шевырëв Ю.В., Шевырева Н.Ю. Исследование качества электроэнергии очистного забоя угольной шахты. *Горный журнал*. 2021;(7):80–85. <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.07.14>  
Babokin G.I., Shevyrev Yu.V., Shevyreva N.Yu. Power quality in coal longwalls. *Gornyi Zhurnal*. 2021;(7):80–85. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.07.14>
10. Пустоветов М.Ю. Опыт разработки синус-фильтра для силовой схемы частотно-регулируемого асинхронного электропривода. *Известия Томского политехнического университета*. 2014;324(4):84–94. URL: <http://earchive.tpu.ru/handle/11683/5238>  
Pustovetov M.Yu. Experience in developing sine-wave filter for power circuit of VVVF-drive with induction motor. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University*. 2014;324(4):84–94. (In Russ.) URL: <http://earchive.tpu.ru/handle/11683/5238>
11. Пичуев А.В., Петров В.Л. Обоснование схемы замещения шахтной подземной электрической сети для анализа режимов утечки тока через изоляцию. *Горные науки и технологии*. 2023;8(1):78–86. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-01-72>



- Pichuev A. V., Petrov V. L. Equivalent circuit for mine power distribution systems for the analysis of insulation leakage current. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):78–86. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-01-72>
12. Бабокин Г.И., Куницкий В.Г., Шеленев П.И. Защитное отключение на постоянном оперативном токе для комбинированных шахтных сетей. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2009;(S8):285–288.  
Babokin G.I., Kunitsky V.G., Shelenev P.I. Protective switching-off on a direct operating current for combined mine networks. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2009;(S8):285–288. (In Russ.)
13. Щуцкий В.И., Бабокин Г.И., Лазарев А.И. Экспериментальное исследование условий работы устройств защитного отключения в сети с преобразователем частоты. *Электробезопасность*. 1996;(3–4):31–41.  
Shchutsky V.I., Babokin G.I., Lazarev A.I. Experimental study of the operating conditions of protective shutdown devices in a network with a frequency converter. *Elektrobezopasnost'*. 1996;(3–4):31–41. (In Russ.)
14. Пичуев А.В., Петров В.Л. Обоснование схемы замещения шахтной подземной электрической сети для анализа режимов утечки тока через изоляцию. *Горные науки и технологии*. 2023;8(1):78–86. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-01-72>  
Pichuev A. V., Petrov V. L. Equivalent circuit for mine power distribution systems for the analysis of insulation leakage current. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):78–86. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-01-72>
15. Сыромятников И.А. Режимы работы асинхронных и синхронных двигателей. Под ред. Л.Г. Мамиконянца. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Энергоатомиздат; 1984. 240 с.  
Syromyatnikov I.A. *Operating modes of asynchronous and synchronous motors*. Mamikonyants L. G. (Ed.) 4<sup>th</sup> ed., revised and additional. Moscow: Energoatomizdat; 1984. 240 p. (In Russ.)
16. Пичуев А.В. Информационно-аналитическая система анализа надежности и безопасности эксплуатации электроустановок на горных предприятиях. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011;(3):355–359.  
Pichuev A.V. Information and analytical system for analyzing the reliability and safety of electrical installations at mining enterprises. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2011;(3):355–359. (In Russ.)
17. Копылов И.П. Математическое моделирование электрических машин. М.: Высшая школа; 2001. 218 с.  
Kopylov I. P. *Mathematical modeling of electrical machines*. Moscow: Vysshaya Shkola; 2001. 218 p. (In Russ.)

### Информация об авторах

**Вадим Леонидович Петров** – доктор технических наук, проректор, профессор кафедры энергетики и энергоэффективности промышленных предприятий, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6474-5349](https://orcid.org/0000-0002-6474-5349), Scopus ID [8919065900](https://scopus.org/authorid/8919065900); e-mail [petrovv@misis.ru](mailto:petrovv@misis.ru)

**Александр Вадимович Пичуев** – кандидат технических наук, доцент кафедры энергетики и энергоэффективности горной промышленности, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-7457-5702](https://orcid.org/0000-0001-7457-5702), Scopus ID [57209798580](https://scopus.org/authorid/57209798580); e-mail [allexstone@mail.ru](mailto:allexstone@mail.ru)

### Information about the authors

**Vadim L. Petrov** – Dr. Sci. (Eng.), Vice-Rector, Professor of the Department of Energy and Energy Efficiency of Industrial Enterprises, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6474-5349](https://orcid.org/0000-0002-6474-5349), Scopus ID [8919065900](https://scopus.org/authorid/8919065900); e-mail [petrovv@misis.ru](mailto:petrovv@misis.ru)

**Alexandr V. Pichuev** – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of Energy and Energy Efficiency of Mining Industry, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-7457-5702](https://orcid.org/0000-0001-7457-5702), Scopus ID [57209798580](https://scopus.org/authorid/57209798580); e-mail [allexstone@mail.ru](mailto:allexstone@mail.ru)

Поступила в редакцию 05.01.2024  
Поступила после рецензирования 27.01.2024  
Принята к публикации 18.02.2024

Received 05.01.2024  
Revised 27.01.2024  
Accepted 18.02.2024