

Mining Science and Technology

Горные науки
и технологии

Vol. **10** № **1**
Том **10** № **1**
2025



<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 ресурсами 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

Казанин Олег Иванович, проф., д.т.н., Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, 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 технологии, 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 технологии, г. Улан-Батор, Монголия

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

Дребенштедт Карстен, проф., д-р наук, Технический университет Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия

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

Евдокимов Александр Николаевич, проф., д.г.-м.н., Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

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 «Инфолайн»», 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., Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, 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.

OPEN ACCESS Журнал открытого доступа.

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ



МИСИС Университет науки и технологий
УНИВЕРСИТЕТ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ МИСИС

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



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.), Empress Catherine II 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

Alexandr N. Evdokimov, Dr.Sci. (Geol. and Min.), Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, St. Petersburg, 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. Plaschansky, Prof., Cand.Sci.(Eng.), University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

Yuri I. Razorenov, Prof., Dr.Sci.(Eng.), Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, 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



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



СОДЕРЖАНИЕ

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Трещиностойкость границ между горными породами и бетоном и ее прогнозирование по акустическим свойствам..... 5

А. С. Вознесенский, Е. И. Ушаков, Я. О. Куткин

Экспериментальные исследования деформационно-прочностных свойств песчаного грунта при его укреплении полиуретановыми составами..... 15

Т. В. Шилова, С. В. Сердюков, А. Н. Дробчик

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Влияние сорбционных свойств калийных солей на газовую обстановку в тупиковых горных выработках..... 25

А. Н. Стариков, С. В. Мальцев, А. Е. Суханов

Оценка изменения размера гигроскопического аэрозоля соляной пыли в зависимости от относительной влажности воздуха..... 34

К. А. Черный, Г. З. Файнбург

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Получение адсорбентов для извлечения тяжелых металлов из сточных вод горнорудной промышленности..... 45

Е. И. Мирзаева, Н. Ф. Исаева, Э. Я. Ялгашев, Д. П. Турдиева, Р. М. Боймонов

ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Вещественный состав магнитных фракций хвостов флотации медеплавильных шлаков..... 56

А. Л. Котельникова, Е. С. Золотова

ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Влияние технического состояния главных насосов гидравлического экскаватора на расход топлива..... 67

М. Г. Рахутин, В. Х. Чан, А. Е. Кривенко, К. К. Занг

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Мехатронная система для обкатки и испытаний механических передач карьерных экскаваторов..... 75

С. И. Малафеев, А. А. Малафеева, В. И. Коняшин, А. А. Новгородов

Обоснование решений по повышению энергоэффективности вентиляторных установок и подъемных машин в условиях реконструкции рудника «Молибден»..... 84

Р. В. Ключев



CONTENTS

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Fracture toughness of rock-concrete interfaces and its prediction based on acoustic properties 5

A. S. Voznesenskii, E. I. Ushakov, Ya. O. Kutkin

Experimental research of stress-strain properties of sandy soil when strengthened
with polyurethane compounds 15

T. V. Shilova, S. V. Serdyukov, A. N. Drobchik

TECHNOLOGICAL SAFETY

Influence of the sorption properties of potash salts on the gas environment
in dead-end mine workings 25

A. N. Starikov, S. V. Maltsev, A. E. Sukhanov

Evaluation of variation of salt dust hygroscopic aerosol particle size
as a function of relative air humidity 34

K. A. Chernyi, G. Z. Faynburg

ENVIRONMENTAL PROTECTION

Preparation of adsorbents for the extraction of heavy metals from mining wastewater 45

E. I. Mirzaeva, N. F. Isaeva, E. Ya. Yalgashev, D. P. Turdiyeva, R. M. Boymonov

MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Material composition of magnetic fractions of copper-smelting slag flotation tailings 56

A. L. Kotelnikova, E. S. Zolotova

BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Impact of the technical condition of main pumps on fuel consumption
in a hydraulic excavator 67

M. G. Rakhutin, V. H. Tran, A. E. Krivenko, Q. Kh. Giang

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Mechatronic system for running-in and testing of mechanical transmissions
in mining shovels 75

S. I. Malafeev, A. A. Malafeeva, V. I. Konyashin, A. A. Novgorodov

Assessment of energy efficiency improvement strategies for ventilation
and hoisting systems during the reconstruction of the Molibden mine 84

R. V. Klyuev



СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-316>

УДК 622.023.23

**Трещиностойкость границ между горными породами и бетоном и ее прогнозирование по акустическим свойствам**

А. С. Вознесенский , Е. И. Ушаков , Я. О. Куткин

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

asvoznenskkii@misis.ru**Аннотация**

Актуальность темы определяется необходимостью решения задачи обеспечения сохранности и отсутствия разрушения объектов, содержащих границы раздела между горной породой и бетоном. К ним относятся шахтные стволы, плотины гидроэлектростанций в горных районах, железобетонная крепь тоннелей и другие, испытывающие воздействия как статических нагрузок от вышележащих пород и грунтов, так и динамические воздействия от взрывов и землетрясений. Лабораторные эксперименты проводились по методике Международного общества по механике горных пород (ISRM) на образцах с границами между гипсовым камнем и песчано-цементным раствором. Исследовался коэффициент трещиностойкости K_{IC} границ раздела в образцах. Цилиндрические образцы имели диаметр 40 мм и длину 150 мм с V-образным вырезом в средней части. Деформирование образцов при изгибе по трехточечной схеме позволило определить K_{IC} исходя из максимального усилия при 5–6 циклах. Среднее значение K_{IC} между породой и бетоном оказалось намного ниже, чем для горной породы и даже для образцов полностью из бетона. Для образцов без бетона среднее значение составило $1,327 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, а для полностью бетонных образцов $0,858 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$. Среднее значение K_{IC} для образцов с бетоном составило $0,323 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, что в 4 раза меньше, чем для образцов без бетона, и в 2,5 раза меньше, чем для бетонных образцов. Образование калиброванной трещины при испытании приводит к относительному увеличению коэффициента внутренних механических потерь Q^{-1} , определяемого резонансным методом, до 30 %. Это позволяет оценить коэффициенты трещиностойкости K_{IC} границ раздела горная порода – бетон с использованием Q^{-1} . Полученные результаты могут быть использованы на практике при проектировании, эксплуатации, а также организации неразрушающего контроля и мониторинга промышленных объектов горного производства, включающих данные границы раздела.

Ключевые слова

горные породы, бетон, гипс, кремний, граница, свойства, трещиностойкость, акустика, исследование, эксперимент, акустические измерения, упругие волны, скорость, потери, прогнозирование, деформация

Финансирование

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 24-27-00103, <https://rscf.ru/project/24-27-00103/>.

Благодарности

Авторы выражают благодарность главному инженеру шахты «Кнауф Гипс Новомосковск» О. В. Савицкому за помощь в отборе образцов горных пород, В. Б. Иванову, П. И. Дубинину за помощь в изготовлении экспериментальной установки и подготовке образцов к испытаниям.

Для цитирования

Voznesenskii A. S., Ushakov E. I., Kutkin Ya. O. Fracture toughness of rock-concrete interfaces and its prediction based on acoustic properties. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):5–14. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-316>

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research paper

Fracture toughness of rock-concrete interfaces and its prediction based on acoustic properties

A. S. Voznesenskii , E. I. Ushakov , Ya. O. Kutkin

University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

asvoznenskkii@misis.ru**Abstract**

The relevance of the subject is determined by the need to solve the problem of ensuring the safety and prevent failure of facilities containing an interface between rock and concrete. These include mine shafts, hydroelectric dams in mountainous areas, reinforced concrete tunnel supports and others that are subjected to both static



loads from overlying rocks and soils and dynamic loads from explosions and earthquakes. We performed laboratory tests according to the International Society for Rock Mechanics (ISRM) methodology on specimens with interfaces between gypsum stone and sand-cement mortar. The fracture toughness coefficient K_{IC} of the interfaces in the specimens was investigated. The cylindrical specimens were 40 mm in diameter and 150 mm long with a V-shaped notch in the middle part. The specimens bending strain measured using a three-point pattern allowed the K_{IC} to be determined based on the maximum force at 5–6 cycles. The average K_{IC} value for interface between rock and concrete proved much lower than that for rock and even for specimens made entirely of concrete. For the specimens without concrete, the average value was $1.327 \text{ MPa}\sqrt{\text{m}}$, and for fully concrete specimens, $0.858 \text{ MPa}\sqrt{\text{m}}$. The average value K_{IC} for the specimens with concrete was $0.323 \text{ MPa}\sqrt{\text{m}}$, which was 4 times lower than that for the specimens without concrete and 2.5 times lower than that for the concrete specimens. The formation of a calibrated fracture during testing results in a relative increase in the internal mechanical loss factor Q^{-1} , determined by the resonance method, by up to 30%. This allows estimating K_{IC} fracture toughness coefficients of rock-concrete interfaces using Q^{-1} . The obtained results can be used in actual practice in the design, operation, and organization of nondestructive testing and monitoring of industrial mining facilities that include these interfaces.

Keywords

rocks, concrete, gypsum, flintstone, interface, properties, fracture toughness, acoustics, study, testing, acoustic measurements, elastic waves, velocity, losses, prediction, strain

Financing

The research was carried out at the expense of grant No. 24-27-00103 of the Russian Science Foundation, <https://rscf.ru/project/24-27-00103>

Acknowledgments

The authors would like to thank O.V. Savitsky, Chief Engineer of the Knauf Gips Novomoskovsk mine, for his assistance in rock sampling, and V.B. Ivanov, P.I. Dubinin for the assistance in the fabrication of the testing installation and preparation of specimens for testing.

For citation

Voznesenskii A.S., Ushakov E.I., Kutkin Ya.O. Fracture toughness of rock-concrete interfaces and its prediction based on acoustic properties. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):5–14. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-316>

Введение

В современном горном деле объектом изучения часто являются границы раздела между горной породой и бетоном, встречающиеся во многих наземных и подземных сооружениях, таких как шахтные стволы, плотины гидроэлектростанций в горных районах, железобетонная крепь тоннелей и другие подобные объекты. Одной из задач при сооружении и эксплуатации таких конструкций является обеспечение их сохранности и отсутствия разрушения при воздействии как статических нагрузок от вышележащих пород и грунтов, так и динамических воздействий. Источниками динамических воздействий являются сейсмолы при взрывах [1] и землетрясениях [2, 3]. Рассматриваемая тема является составной частью решения указанной задачи и посвящена экспериментальным исследованиям прочностных свойств границ раздела между горной породой и бетоном.

Теоретическое обоснование описанных ниже исследований связано с фундаментальными работами А. Гриффитса [4]. В рамках этой теории рассматривается коэффициент интенсивности напряжений K [5]. При растяжении коэффициент интенсивности напряжений первой моды деформаций $K_I = \sigma\sqrt{\pi l}$, где σ – действующее напряжение, l – длина трещины. Свойство материала сохранять свою целостность оценивается соответствующим коэффициентом трещиностойкости (КТ) K_{IC} , определяемым из экспериментов. Он характеризует максимальную длину трещины, при которой не происходит ее роста. Условие отсутствия роста трещин

и последующего разрушения описывается выражением $K_I \leq K_{IC}$.

Знание действующих напряжений σ , а также КТ в сочетании с параметрами трещиноватых массивов пород и бетонной крепи позволит обеспечить их сохранность при проектировании, строительстве и эксплуатации горных предприятий в условиях действующих статических и динамических нагрузок.

КТ применим как к отдельным материалам, таким как металлы, бетон, композитные материалы, так и к границам раздела между ними. Многие исследователи изучают КТ для металлов и сплавов [6, 7], в том числе разнородных [8]. Для композиционных материалов КТ исследуются в [9, 10]. КТ также применяется при оценке прочностных свойств бетона [11], в том числе для особых типов бетона, таких как фибробетон [12]. КТ использовался для новых печатных материалов [13], изготавливаемых на принтерах. Гораздо меньшее количество публикаций посвящено исследованиям КТ горных пород [14], особенно границам между бетоном и горными породами [15].

Как правило, методики экспериментальных исследований используют трех- или четырехточечные схемы нагружения при изгибе образцов и прямоугольных балок [16, 17], полудисков [18], дисковых образцов [19] и кубов с вырезом [20]. Для горных пород используется методика определения КТ, рекомендованная Международным обществом механики горных пород (ISRM) [21]. КТ границ раздела между различными породами или минералами также представляет интерес при оценке устойчивости горных массивов.

В [22, 23] описана методика и представлены результаты определения коэффициента трещиностойкости применительно к границам раздела между различными типами горных пород, а также определены диапазоны КТ для некоторых их комбинаций.

Цель, а также новизна данной работы заключаются в оценке КТ первой моды K_{IC} границ раздела между различными типами горных пород и бетоном. Кроме того, определены акустические свойства образцов горных пород и проведена оценка их взаимосвязи с K_{IC} . Эти свойства включали скорости продольных и поперечных упругих волн, а также коэффициент внутренних механических потерь Q^{-1} [24, 25] для оценки возможности прогнозирования K_{IC} по акустическим измерениям.

Решаемые задачи включали:

- обоснование методики испытаний по определению КТ границ между горными породами и бетоном;
- определение скоростей распространения упругих волн путем ультразвукового импульсного прозвучивания до и после испытания для оценки влияния на них образующейся трещины;
- определение резонансным методом коэффициента потерь Q^{-1} и его изменений при образовании эталонной трещины;
- испытание образцов при изгибе по методике ISRM для определения K_{IC} границ раздела горная порода – бетон;
- обработку и сравнительный анализ полученных результатов с установлением диапазонов значений КТ между горными породами различных типов, а также между горными породами и бетоном;
- практические выводы о полученных значениях КТ границ раздела между горными породами различных типов и бетоном для учета при проектировании и эксплуатации конструктивных элементов систем разработки на горных предприятиях.

1. Материалы и методы

Для проведения испытаний были изготовлены образцы-цилиндры диаметром 40 мм и длиной 150 мм, состоящие из двух равных частей – горных пород с Новомосковского гипсового месторождения (г. Новомосковск, Тульская область, Россия) [22, 23] и песчано-цементного раствора. Была приготовлена серия из 19 таких образцов и выдержана до полного затвердевания раствора в течение четырех месяцев (рис. 1, а). Кроме того, четыре образца были изготовлены полностью из песчано-цементного раствора (рис. 1, б). В образцах были сделаны V-образные прорезы для проведения испытаний по методике ISRM, описанных ниже.

Образцы для испытаний были маркированы в соответствии с оригинальными образцами гипса длиной 150 мм, половины из которых были использованы для изготовления образцов с бетонным покрытием С. Они обозначены как:

- гипсовый камень GGC;
- границы раздела гипсового камня и кремния GKC;
- кремний KKC;
- граница раздела гипса и кремния с прожилками углеродистых глин GUKC.

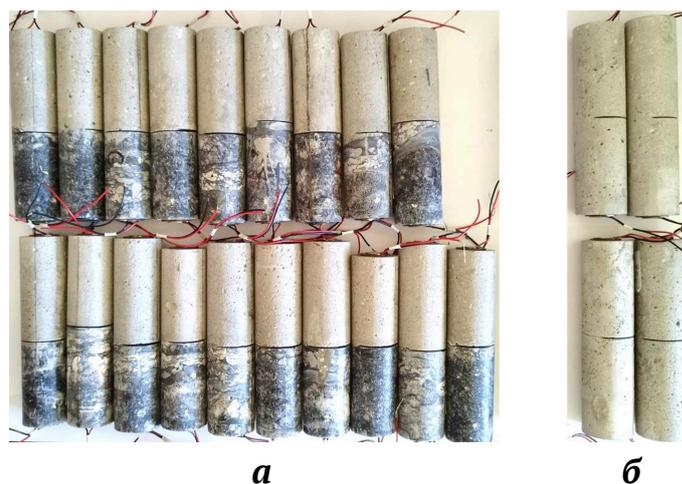


Рис. 1. Образцы с границами раздела гипсовый камень – цементный камень – а и образцы из цементного камня с прорезями – б

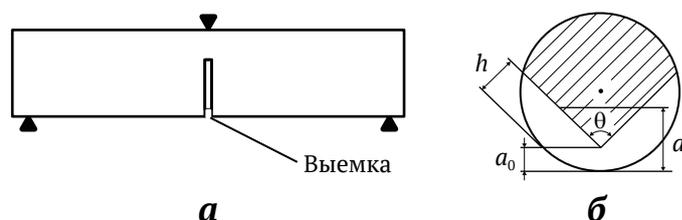


Рис. 2. Схема трехточечного испытания на образце с вырезом – а и поперечное сечение образца с вырезом – б

Например, GKC3-1 означал образец с границей раздела между бетоном и половиной образца номер 1 из гипса и кремния GK-3.

Испытания на цилиндрических образцах длиной 150 мм с вырезами проводились в соответствии с трехточечной схемой, показанной на рис. 2, а. Вырез имел V-образную форму, рис. 2, б, а угол θ был равен 90° .

В расчетах использовалась формула (1) из [21] для определения коэффициента трещиностойкости:

$$K_{IC} = \frac{A_{\min} P_{\max}}{D^{1,5}}, \quad (1)$$

$$A_{\min} = \left[\frac{1,835 + 7,15a_0}{D} + 9,85 \left(\frac{a_0}{D} \right)^2 \right] \cdot \frac{S}{D},$$

где K_{IC} – коэффициент трещиностойкости, МПа $\sqrt{м}$; P_{\max} – максимальное усилие изгиба, кН; D – диаметр образца шевронного изгиба, см; a_0 – расстояние между углублениями шеврона и поверхностью образца, см; S – расстояние между точками опоры, см.

При испытаниях использовалась установка на основе комплекса ASIS (ООО «НПО Геотек», Пенза, Россия). Образцы испытывались по схеме трехточечного изгиба. Помимо системы, задающей циклические перемещения рамы, использовалась вторая система,

регистровавшая усилие и величину прогиба. Два датчика линейных перемещений (LVDT) с диапазоном измерения 10 мм регистрировали прогиб непосредственно на образце. Эти преобразователи были подключены к 18-разрядному АЦП измерительной системы QMBox (R-Technology, Москва, Россия).

Установка для определения внутренних механических потерь включала в себя генератор сигналов серии JDS 2900 с усилителем мощности DPA 1698, осциллограф GDS-71022 с внешним предусилителем и держатель образца. К торцам образца были приклеены пьезоэлектрические преобразователи толщиной 1,2 мм для измерения акустических потерь резонансным методом.

Скорости продольных P - и поперечных S -волн измерялись с помощью ультразвукового прибора (ООО «Экогеос Пром», Тверь, Россия). Скорости были определены по времени, затрачиваемому упругими импульсами на прохождение через образцы.

Испытания в циклах предусматривали максимальные перемещения рамы, равные 0,10, 0,15, 0,20, 0,25, 0,30, 0,35, 0,40 мм. Минимальное перемещение составляло 0,05 мм. Скорость перемещения составляла 0,2 мм/мин.

Акустические испытания вдоль длинной оси образцов включали измерение скоростей распространения продольных V_p и поперечных V_s упругих волн в породе по стандартной методике. Внутренние механические потери оценивались по коэффициенту потерь (или обратной добротности) Q^{-1} . Они были проведены в дополнение к механическим испытаниям два раза – до и после испытания образца.

Экспериментальные измерения Q^{-1} были проведены путем частотного сканирования резонансных характеристик образца. Сигнал с генератора гармонических колебаний SFG-2110 подавался на возбуждающую пьезокерамическую пластину диаметром 20,0 мм и толщиной 1,5 мм, которая была установлена на одном конце образца. Со второй аналогичной пьезоэлектрической пластины на противоположном конце образца сигнал подавался на предварительный

усилитель с полосой пропускания 20–500 кГц, а затем на цифровой осциллограф GDS-71022. Коэффициент Q^{-1} был рассчитан по формуле

$$Q^{-1} = \frac{\Delta f}{f_0}, \quad (2)$$

где Δf – полоса частот на уровне $1/\sqrt{2}$ от максимума резонансной кривой; f_0 – резонансная частота.

2. Результаты экспериментов

2.1. Результаты измерений коэффициента K_{IC} для образцов горная порода – бетон

На рис. 3–6 для примера показаны кривые зависимости нагрузки на образец P и прогиба y от времени, а также зависимости нагрузки P от прогиба y . Полный набор графиков для всех 19 образцов с контактами горная порода – бетон и четырех бетонных образцов размещен в хранилище data.mendeley.com [26].

2.2. Результаты испытаний образцов бетона

На рис. 6 для примера показаны аналогичные результаты испытаний образцов из бетона.

2.3. Акустические свойства образцов с границей раздела порода – бетон

В табл. 1 и 2 приведены результаты измерения K_{IC} по формуле (1), а также акустических свойств образцов горных пород с бетоном и бетонных образцов до и после испытаний. В таблицах использованы следующие обозначения:

P_{\max} – максимальная нагрузка при циклическом нагружении образца;

K_{IC} – коэффициент трещиностойкости первой моды деформаций;

V_p – скорость распространения продольных волн;

V_s – скорость распространения поперечных волн;

f_0 – резонансная частота образца;

Q^{-1} – коэффициент внутренних механических потерь.

В табл. 1 прочерками отмечены образцы, разрушенные во время испытаний.

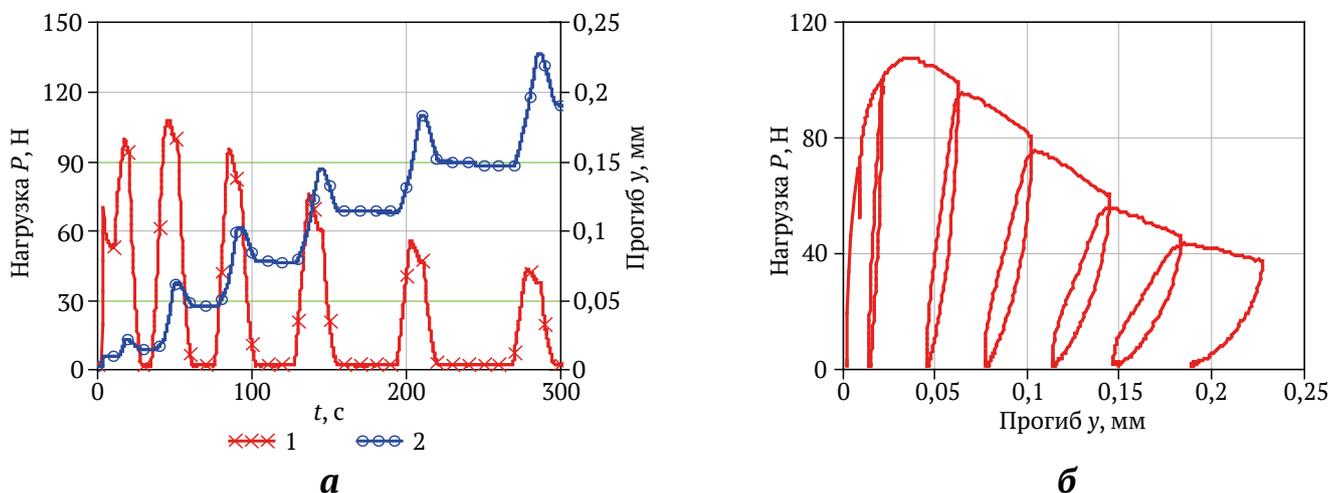


Рис. 3. Кривые зависимостей нагрузки и прогиба от времени – а и зависимости нагрузки от прогиба – б при циклическом нагружении образца GKC3–2

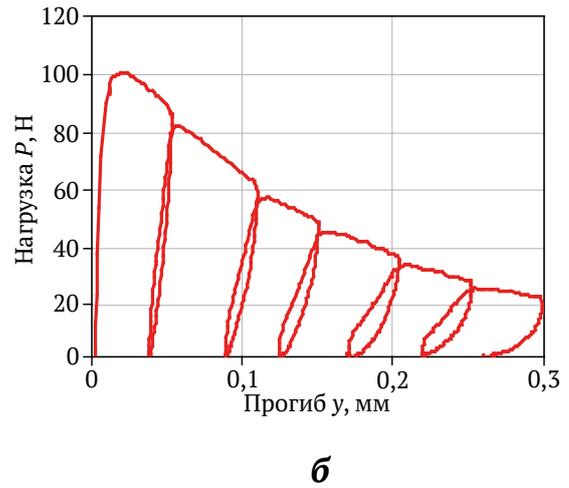
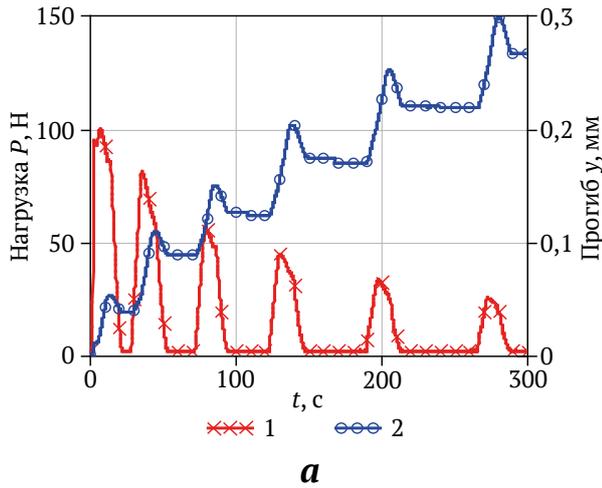


Рис. 4. Кривые зависимостей нагрузки и прогиба от времени – *а* и зависимости нагрузки от прогиба – *б* при циклическом нагружении образца GKC5–1

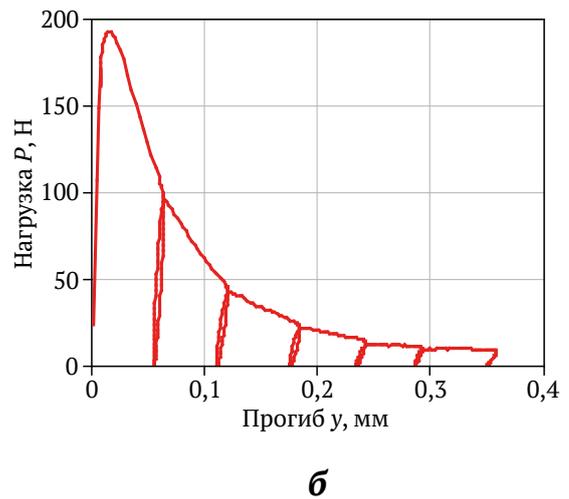
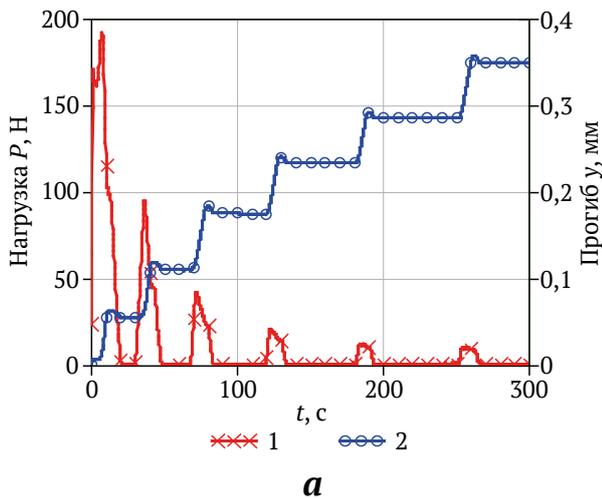


Рис. 5. Кривые зависимостей нагрузки и прогиба от времени – *а* и зависимости нагрузки от прогиба – *б* при циклическом нагружении образца GKC5–2

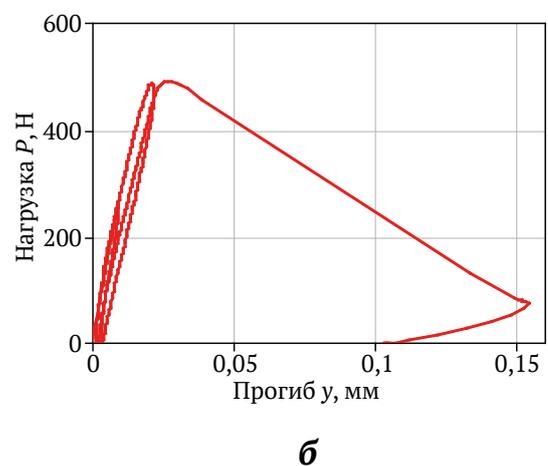
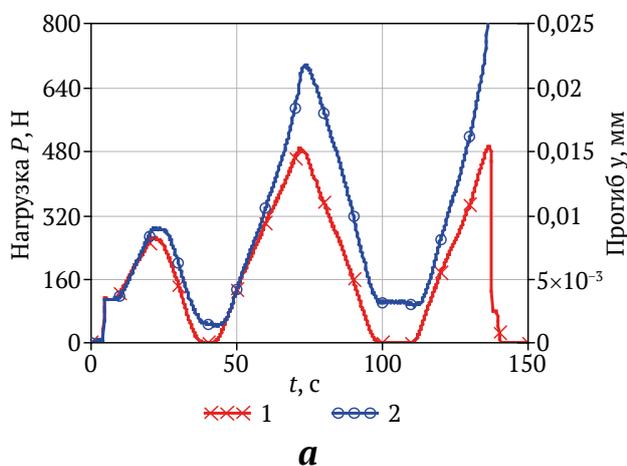


Рис. 6. Кривые зависимостей нагрузки и прогиба от времени – *а* и зависимости нагрузки от прогиба – *б* при циклическом нагружении образца C1



Таблица 1

Свойства образцов с границей раздела горная порода – бетон

Образец	P_{\max} , Н	K_{IC} , МПа $\times\sqrt{м}$	До испытания				После испытания			
			V_p , м/с	V_s , м/с	f_0 , Гц	$Q^{-1} \times 10^{-3}$	V_p , м/с	V_s , м/с	f_0 , Гц	$Q^{-1} \times 10^{-3}$
GGC2-1	216,30	0,395	4019	2538	22848	5,26	3942	2515	8992	15,63
GGC2-2	188,42	0,344	4032	2649	10765	4,10	4012	2706	10270	5,18
GGC3-1	154,66	0,282	3831	2418	10205	3,43	–	–	–	–
GGC3-2	67,07	0,122	3774	2515	9110	4,39	–	–	–	–
GKC1-1	229,03	0,418	4125	2953	10402	6,06	4044	2917	10102	4,27
GKC1-2	210,92	0,385	3876	2535	9190	4,13	3684	2005	47750	3,61
GKC2-2	292,63	0,534	4136	2665	11374	4,67	4072	2923	9002	10,53
GKC3-1	262,79	0,480	3831	2502	9925	2,72	3684	1857	48910	4,29
GKC3-2	107,68	0,197	3852	2484	9117	3,40	–	–	–	–
GKC5-1	100,35	0,183	3780	2500	9360	5,65	3549	1919	50900	2,77
GKC5-2	192,29	0,351	3975	2881	11000	4,00	–	–	–	–
KKC2-1	238,32	0,435	3937	3337	9620	6,67	–	–	–	–
KKC2-2	165,91	0,303	3854	2550	8967	4,57	3937	2582	49000	5,21
KKC3-1	139,00	0,254	3872	2841	10402	6,33	3633	2477	–	–
KKC3-2	121,38	0,222	4068	2673	10617	5,18	3942	2695	–	–
KKC5-1	167,38	0,306	4010	2574	11240	4,18	3989	2929	10342	7,75
KKC5-2	292,63	0,534	4212	2870	10823	5,56	4201	3236	16738	5,81
GUKC1-1	81,26	0,148	3443	2373	7030	9,81	–	–	–	–
GUKC1-2	159,55	0,291	3900	2675	9061	3,97	–	–	–	–
Среднее	178,29	0,323	3922	2660	10581	4,95	3890	2563	26200	6,51

Таблица 2

Свойства бетонных образцов

Образец	P_{\max} , Н	K_{IC} , МПа $\times\sqrt{м}$	До испытания				После испытания			
			V_p , м/с	V_s , м/с	f_0 , Гц	$Q^{-1} \times 10^{-3}$	V_p , м/с	V_s , м/с	f_0 , Гц	$Q^{-1} \times 10^{-3}$
C1	492,3	0,899	3571	2540	22,6	7,29	3120	2100	–	–
C2	429,6	0,784	3392	2402	19,3	5,70	3242	1920	–	–
C3	503,0	0,918	3297	2430	21,2	5,90	3170	1616	–	–
C4	456,1	0,832	3414	2495	22,8	6,34	3327	1849	–	–
Среднее	470,2	0,858	3418	2466	21,5	6,31	3215	1808	–	–

Таблица 3

Коэффициенты трещиностойкости K_{IC} горных пород и контактов между ними без бетона [22, 23]

Образец	P_{\max} , Н	K_{IC} , МПа $\times\sqrt{м}$	Образец	P_{\max} , Н	K_{IC} , МПа $\times\sqrt{м}$
GG-1	639	0,832	GUK-3	1194	1,317
GG-2	985	0,995	GK-3	1147	1,495
GG-3	988	1,089	GK-5	1225	1,351
GG-4	817	0,901	KK-1	–	–
UG-1	833	0,919	KK-2	2039	2,447
GUK-1	825	0,950	KK-3	–	–
GUK-2	1100	1,161	KK-4	2232	2,461

После испытаний не удалось получить четкого резонанса в образце из-за увеличения потерь в бетоне, что отмечено прочерками в табл. 2.

Для сравнения в табл. 3 представлены данные предыдущих испытаний образцов горных пород и их границ раздела без бетона.

3. Обсуждение результатов

Проанализируем формы кривых на рис. 3–6, полученных при испытании образцов в режиме заданных циклических изгибных деформаций с увеличением максимальных перемещений в каждом последующем цикле.

Заслуживают внимания особенности пластического деформирования образцов. Они заключались в увеличении остаточных пластических деформаций после каждого цикла деформирования и проявлялись в виде характерного петлевидного рисунка кривых $P(y)$ со сдвигом вправо каждой последующей петли. На графиках четко виден участок экстремальной деформации, на котором максимальная нагрузка уменьшалась с увеличением числа циклов. Коэффициент K_{IC} рассчитывался на основе наибольшего максимального значения P_{max} . Для наглядности все результаты теста K_{IC} приведены на диаграмме на рис. 7.

Анализ значений K_{IC} , приведенных в табл. 1 и 3, а также на рис. 7, позволяет нам сделать следующие выводы.

Без бетона границы раздела имеют относительно высокие значения K_{IC} , особенно КК, для которых K_{IC} составляет более 2. Наличие кремния, как правило, характеризуется высокими значениями K_{IC} даже при наличии слабых углистых прослоек. Отсутствие кремния, как, например, в случае с GG, характеризуется пониженными значениями K_{IC} . Для чистого бетона K_{IC} имеет значения, близкие к границам раздела GG. Для границ раздела между породой и бетоном значения K_{IC} чрезвычайно низки. Это может быть объяснено слабой адгезией при формировании контакта между ними. Разница особенно очевидна при сравнении средних значений. Среднее значение K_{IC} для образцов без бетона это $1,327 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, среднее значение для бетона $0,858 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, а для образцов с бетоном оно составило $0,323 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, что в 4 раза меньше, чем для образцов без бетона, и в 2,5 раза меньше, чем для бетонных образцов.

Как следует из данных сводной табл. 1, в большинстве случаев появление трещины в его средней части при испытаниях на изгиб приводит к уменьшению как скорости V_p , так и скорости V_s . Изменения считались значимыми, если они выходили за границы $\pm 2\%$ от первоначального значения до испытания. Количество образцов, у которых скорость V_p оказалась неизменной, составило 42 %, а скорость V_s – 40 %. При этом половина образцов показала уменьшение V_p , а скорость V_s показала как уменьшение, так и увеличение в равных долях. F_0 и Q^{-1} продемонстрировали изменение во всех случаях.

Количественная оценка изменений средних значений V_p и V_s показывает незначительные их снижения, они составляют 0,992 и 0,964 от первоначальных значений. Однако такие незначительные изменения могут не являться достаточно надежным результатом. В то же время среднее значение коэффициента потерь Q^{-1} при образовании трещины после испытания показывает увеличение в 1,32 раза, что можно использовать при оценке состояния границы раздела между горной породой и бетоном при организации неразрушающего контроля или мониторинга реальных объектов.

Установление возможности прогнозирования K_{IC} на основе акустических свойств объектов является одной из важных связанных с этим целей. В данном случае такая оценка производится на основе коэффициента корреляции R и среднеквадратичного отклонения RMS . Расчет коэффициентов корреляции различных сочетаний акустических свойств с K_{IC} образцов с границами раздела горная порода – бетон был проведен с использованием программного обеспечения Statistica. Результаты представлены в табл. 4.

Таблица 4

Связь между скоростями упругих волн V_p , V_s коэффициентом потерь Q^{-1} в различных сочетаниях с коэффициентом K_{IC} для образцов с границами раздела горная порода – бетон

Параметр	V_p	V_s	Q^{-1}	V_p, V_s	V_p, Q^{-1}	V_s, Q^{-1}	V_p, V_s, Q^{-1}
R	0,674	0,447	0,190	0,685	0,675	0,533	0,685
RMS	0,093	0,306	0,124	0,099	0,096	0,110	0,098

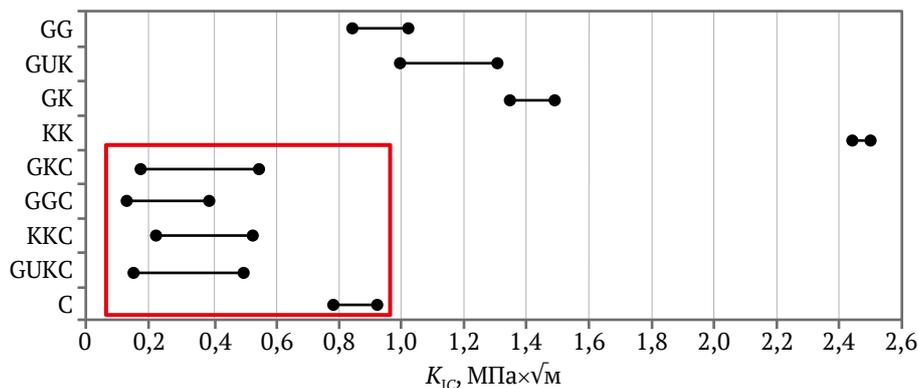


Рис. 7. Диапазоны изменения коэффициента K_{IC} для горных пород, а также для границ раздела горная порода – бетон и бетона (обведено линией)



Как следует из этих данных, наибольшая взаимозависимость K_{IC} наблюдается с V_p . При использовании многомерной статистики другие свойства позволяют немного увеличить коэффициент корреляции. В то же время даже в этом случае при $R = 0,685$, хотя взаимозависимость и существует, ее нельзя назвать очень сильной. Среднеквадратическое отклонение RMS характеризует точность такого прогноза. В этом случае среднеквадратическое отклонение составляет $0,098 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$. Среднее значение K_{IC} равно $0,323 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$. Относительная погрешность составляет около 30 %.

Заключение

Показана актуальность экспериментального изучения коэффициента трещиностойкости K_{IC} границ раздела горная порода – бетон, который может быть использован на практике в горной промышленности при проектировании, строительстве и эксплуатации наземных и подземных сооружений, таких как стволы и капитальные выработки шахт, плотины гидроэлектростанций, автомобильные и железнодорожные туннели, а также другие объекты как подземного, так и наземного назначения, имеющие границы раздела горных пород с бетоном.

В ходе текущего исследования изучалась трещиностойкость границ раздела между породами, включающими гипсовый камень и бетон. Для границ раздела между породой и бетоном значения коэффициента трещиностойкости первой моды деформаций

K_{IC} чрезвычайно низки. Это может быть объяснено слабой адгезией при формировании контакта между ними. Разница особенно очевидна при сравнении средних значений. Среднее значение K_{IC} для образцов без бетона – $1,327 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, среднее значение для бетона – $0,858 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, а для образцов с бетоном оно составило $0,323 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, что в 4 раза меньше, чем для образцов без бетона, и в 2,5 раза меньше, чем для бетонных образцов.

Оценка влияния образующейся трещины на средние значения скоростей продольной V_p и поперечной V_s упругих волн показывает незначительные снижения, которые составляют 0,992 и 0,964 от первоначальных значений соответственно. В то же время коэффициент потерь Q^{-1} при образовании трещины разрыва после испытания показывает увеличение в 1,32 раза, что можно принять как статистически значимое.

Оценка способности прогнозировать коэффициент K_{IC} на основе акустических свойств показала, что наибольшая корреляция наблюдается со скоростью V_p . При использовании многомерной статистики другие свойства позволяют незначительно увеличить коэффициент корреляции R . В то же время даже в этом случае при $R = 0,685$ его нельзя назвать сильным, хотя связь существует. Относительная погрешность при этом составляет 30 %.

Полученные результаты могут быть использованы при проектировании, эксплуатации, а также организации неразрушающего контроля и мониторинга промышленных объектов горного производства.

Список литературы / References

1. Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Волновое предразрушение монолитных горных пород при взрыве. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2016;(6):38–48. (Trans. ver.: Kochanov A.N., Odintsev V.N. Wave prefracturing of solid rocks under blasting. *Journal of Mining Science*. 2016;52(6):1080–1089. <https://doi.org/10.1134/S1062739116061613>)
Kochanov A.N., Odintsev V.N. Wave prefracturing of solid rocks under blasting. *Journal of Mining Science*. 2016;52(6):1080–1089. <https://doi.org/10.1134/S1062739116061613> (Orig. ver.: Kochanov A.N., Odintsev V.N. Wave prefracturing of solid rocks under blasting. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopayemykh*. 2016;(6):38–48. (In Russ.))
2. Зверева А.С., Собисевич А.Л., Габсатарова И.П. Добротность геофизической среды восточной зоны Северного Кавказа. *Физика Земли*. 2024;(1):140–156. <https://doi.org/10.31857/S0002333724010091>
Zvereva A.S., Sobisevich A.L., Gabsatarova I.P. Q in the geophysical medium of the Northeast Caucasus. *Fizika Zemli*. 2024;(1):140–156. (In Russ.) <https://doi.org/10.31857/S0002333724010091>
3. Грабкин О.В., Замараев С.М., Лашченков В.А. и др. *Геология и сейсмичность зоны БАМ (от Байкала до Тынды). Структурно-вещественные комплексы и тектоника*. Новосибирск: Наука; 1983. 192 с.
Grabkin O.V., Zamaraev S.M., Lashchenov V.A. et al. *Geology and seismicity in the BAM region (from Baikal to Tynda). Structural-material complexes and tectonics*. Novosibirsk: Nauka Publ. House; 1983. 192 p. (In Russ.)
4. Griffith A.A. The phenomena of rupture and flow in solids. *Philosophical Transactions of the Royal Society of London. Series A, Containing Papers of a Mathematical or Physical Character*. 1921;221(582–593):163–198. <https://doi.org/10.1098/rsta.1921.0006>
5. *Справочник по коэффициентам интенсивности напряжений*. Под ред. Ю. Мураками. Т. 2. М.: Мир; 1990. 1016 с.
Murakami Yu. (Ed.) *Handbook of stress intensity coefficients*. Vol. 2. Moscow; Mir Publ. House; 1990. 1016 p. (In Russ.)
6. Sezgin J.-G., Bosch C., Montouchet A. et al. Coupled hydrogen and phosphorous induced initiation of internal cracks in a large 18MnNiMo5 component. *Engineering Failure Analysis*. 2019;104:422–438. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.06.014>



7. Wang Y., MacDonald A., Xu L. et al. Engineering critical assessment and variable sensitivity analysis for as-welded S690 steels. *Engineering Failure Analysis*. 2020;109:104282. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.104282>
8. Beygi R., Carbas R.J.C., Barbosa A.Q. et al. A comprehensive analysis of a pseudo-brittle fracture at the interface of intermetallic of η and steel in aluminum/steel joints made by FSW: Microstructure and fracture behavior. *Materials Science and Engineering: A*. 2021;824:141812. <https://doi.org/10.1016/j.msea.2021.141812>
9. Eskandari S., Andrade Pires F.M., Camanho P.P. et al. Analyzing the failure and damage of FRP composite laminates under high strain rates considering visco-plasticity. *Engineering Failure Analysis*. 2019;101:257–273. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.03.008>
10. Mega M., Banks-Sills L. Comparison of methods for determination of fracture toughness in a multi-directional CFRP laminate. *Procedia Structural Integrity*. 2020;28:917–924. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2020.11.064>
11. Ryabchikov A., Kiviste M., Udras S.M. et al. The experimental investigation of the mechanical properties of steel fibre-reinforced concrete according to different testing standards. *Agronomy Research*. 2020;18:969–979. <https://doi.org/10.15159/ar.20.070>
12. Conforti A., Minelli F., Plizzari G.A., Tiberti G. Comparing test methods for the mechanical characterization of fiber reinforced concrete. *Structural Concrete*. 2018;19(3):656–669. <https://doi.org/10.1002/suco.201700057>
13. Valean C., Maravina L., Marghita M. et al. The effect of crack insertion for FDM printed PLA materials on Mode I and Mode II fracture toughness. *Procedia Structural Integrity*. 2020;28:1134–1139. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2020.11.128>
14. Wang Y., Hu X. Determination of tensile strength and fracture toughness of granite using notched three-point-bend samples. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2017;50(1):17–28. <https://doi.org/10.1007/s00603-016-1098-6>
15. Rong H., Wang Y.J., Zhao X.Y., She J. Research on fracture characteristics of rock-concrete interface with different roughness. *Gongcheng Lixue/Engineering Mechanics* 2019;36(10):96–103. (In Chinese) <https://doi.org/10.6052/j.issn.1000-4750.2018.09.0485>
16. Kožar I., Torić Malić N., Simonetti D., Smolčić Ž. Bond-slip parameter estimation in fiber reinforced concrete at failure using inverse stochastic model. *Engineering Failure Analysis*. 2019;104:84–95. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.05.019>
17. Kožar I., Bede N., Mrakovčić S., Božić Ž. Layered model of crack growth in concrete beams in bending. *Procedia Structural Integrity*. 2021;31:134–139. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2021.03.022>
18. Lu D.X., Bui H.H., Saleh M. Effects of specimen size and loading conditions on the fracture behaviour of asphalt concretes in the SCB test. *Engineering Fracture Mechanics*. 2020;242:107452. <https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2020.107452>
19. Nazerigivi A., Nejati H.R., Ghazvinian A., Najigivi A. Effects of SiO₂ nanoparticles dispersion on concrete fracture toughness. *Construction and Building Materials*. 2018;171:672–679. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2018.03.224>
20. Seitzl S., Ríos J.D., Cifuentes H. Comparison of fracture toughness values of normal and high strength concrete determined by three point bend and modified disk-shaped compact tension specimens. *Frattura ed Integrità Strutturale*. 2017;11(42):56–65. <https://doi.org/10.3221/IGF-ESIS.42.07>
21. Ouchterlony F., Franklin J.A., Zongqi S. et al. Suggested methods for determining the fracture toughness of rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1988;25(2):71–96.
22. Voznesenskii A.S., Osipov Y.V., Ushakov E.I. et al. Effect of weak inclusions on the fracture toughness of interfaces between various rocks. *Engineering Failure Analysis*. 2023;146:107140. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2023.107140>
23. Voznesenskii A.S., Osipov Y.V., Ushakov E.I., Semyonov Y.G. Fracture toughness of interfaces between various minerals and rocks. *Procedia Structural Integrity*. 2023;46:155–161. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2023.06.027>
24. Mochugovskiy A.G., Mikhaylovskaya A.V., Zadorognyy M.Y., Golovin I.S. Effect of heat treatment on the grain size control, superplasticity, internal friction, and mechanical properties of zirconium-bearing aluminum-based alloy. *Journal of Alloys and Compounds*. 2021;856:157455. <https://doi.org/10.1016/j.jallcom.2020.157455>
25. Blanter M.S., Golovin I.S., Neuhäuser H., Sinning H.R. *Internal friction in metallic materials*. A handbook. Springer Series in Materials Science. Springer-Verlag Berlin, Heidelberg; 2007. 541 p.
26. Ushakov E.I., Voznesenskii A.S. The fracture toughness of interfaces between rocks and concrete. The results of experimental investigations. *Mendeley Data*. 2024;1. <https://doi.org/10.17632/792rfcf59m.1>



Информация об авторах

Александр Сергеевич Вознесенский – доктор технических наук, профессор кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-0926-1808](https://orcid.org/0000-0003-0926-1808), Scopus ID [57210211383](https://scopus.com/authorid/57210211383); e-mail asvoznensenskii@misis.ru

Егор Игоревич Ушаков – аспирант кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3579-6515](https://orcid.org/0000-0003-3579-6515), Scopus ID [57467483000](https://scopus.com/authorid/57467483000); e-mail m1800087@edu.misis.ru

Ярослав Олегович Куткин – кандидат технических наук, доцент кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-2644-3371](https://orcid.org/0000-0003-2644-3371), Scopus ID [56554219800](https://scopus.com/authorid/56554219800); e-mail kutkin.yo@misis.ru

Information about the authors

Aleksandr S. Voznesenskii – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Physical Processes of Mining and of Geocontrol, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0003-0926-1808](https://orcid.org/0000-0003-0926-1808), Scopus ID [57210211383](https://scopus.com/authorid/57210211383); e-mail asvoznensenskii@misis.ru

Egor I. Ushakov – PhD student of the Department of Physical Processes of Mining and of Geocontrol, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0003-3579-6515](https://orcid.org/0000-0003-3579-6515), Scopus ID [57467483000](https://scopus.com/authorid/57467483000); e-mail m1800087@edu.misis.ru

Yaroslav O. Kutkin – Cand. Sci. (Eng.), Associate professor of the Department of Physical Processes of Mining and of Geocontrol, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0003-2644-3371](https://orcid.org/0000-0003-2644-3371), Scopus ID [56554219800](https://scopus.com/authorid/56554219800); e-mail kutkin.yo@misis.ru

Поступила в редакцию	08.10.2024	Received	08.10.2024
Поступила после рецензирования	05.11.2024	Revised	05.11.2024
Принята к публикации	08.11.2024	Accepted	08.11.2024



СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-08-303>

УДК 624.131.4:66.094.35:678.6

**Экспериментальные исследования деформационно-прочностных свойств песчаного грунта при его укреплении полиуретановыми составами**Т. В. Шилова , С. В. Сердюков  , А. Н. Дробчик 

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация

 shilovatanya@yandex.ru**Аннотация**

При возведении и эксплуатации инженерных объектов, разработке месторождений твердых полезных ископаемых в ряде случаев необходимо улучшать свойства песчаных грунтов за счет их армирования полимерными составами. Анализ современных исследований показывает, что влияние расхода и способа обработки полиуретанами на приобретенные свойства рыхлых пород слабо изучено. В работе представлены результаты лабораторных исследований химического закрепления песчаного грунта полиуретановыми составами. Геоматериалы, обычно получаемые при армировании рыхлых пород высокоэластичными полимерами, имеют низкие прочностные свойства и стабильны лишь при незначительных нагрузках. Для повышения прочности предложена технология двухрастворной обработки песчаного грунта, включающая последовательное смешение породы с двухкомпонентным высокоэластичным медленно реагирующим составом и малым объемом быстротвердеющей однокомпонентной смолы. Цель работы – экспериментальное исследование зависимости деформационно-прочностных свойств песчаного грунта от способа смешения с полиуретановыми составами и объемного расхода полимера. Экспериментально протестированы стандартный однорастворный способ смешения образцов с высокоэластичной смолой в соотношении объемов с песком от 0,05 до 0,4 и двухрастворный, включающий дополнительную обработку быстротвердеющей однокомпонентной смолой в объеме 5 % от укрепляемого грунта. Влияние полиуретановых смол на свойства породы оценивали по результатам прочностных испытаний методом трехосного сжатия. Для определения содержания и распределения отвержденных полимеров в структуре рыхлой породы использовался метод электронно-сканирующей микроскопии. Установлено, что добавление быстротвердеющего полиуретанового состава в двухрастворном способе смешения приводит к формированию агрегатов отвержденного полимера, связывающих минеральные зерна без сплошного заполнения межзерновых пустот. Наличие таких агрегатов повышает прочностные характеристики песка до 5 раз, что в 1,3–3 раза больше, чем при стандартном однорастворном смешении с высокоэластичной смолой в объемном соотношении с укрепляемой породой до 0,3. Установлено, что в условиях трехосного сжатия геоматериал, полученный при двухрастворном способе смешения, выдерживает более значительные осевые деформации. В случае объемного соотношения смолы и породы более 0,3 прочность получаемого геоматериала не зависит от добавки быстротвердеющего состава. Практическая значимость полученных результатов состоит в повышении прочности песчаного грунта при его малообъемном укреплении высокоэластичными полиуретанами.

Ключевые слова

грунт, песок, свойства, прочность, укрепление, технология, обработка, полиуретан, смола, геоматериал, испытание, трехосное сжатие, разрушение, деформация

Благодарности

Работа выполнена в рамках проекта НИР (номер государственной регистрации 121052500138-4, код (шифр) научной темы FWNZ-2021-0001). В работе использовано оборудование ЦКП ГГИ СО РАН.

Для цитирования

Shilova T. V., Serdyukov S. V., Drobchik A. N. Experimental research of stress-strain properties of sandy soil when strengthened with polyurethane compounds. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):15–24. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-08-303>



MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research paper

Experimental research of stress-strain properties of sandy soil when strengthened with polyurethane compoundsT. V. Shilova , S. V. Serdyukov  , A. N. Drobchik 

N. A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

 shilovatanya@yandex.ru**Abstract**

In a number of cases during construction and operation of engineering facilities, development of mineral deposits it is necessary to improve the properties of sandy soils by strengthening them with polymer compounds. Analysis of current research shows that the effect of flow rate and method of treatment with polyurethanes on the acquired properties of loose rocks is poorly understood. The paper presents the results of laboratory research of chemical strengthening of sandy soil with polyurethane compounds. Geomaterials typically produced by strengthening loose rock with highly elastic polymers have low strength properties and are stable under only minor loads. To improve the strength, a two-binder sandy soil treatment process is proposed, which includes sequential mixing of the soil with a two-component highly elastic slow-reacting compound and a small volume of a fast-curing one-component resin. The aim of the work is to experimentally investigate the dependence of strain and strength properties of sandy soil on the method of mixing with polyurethane compounds and the polymer volume flow rate. A standard one-component method of mixing samples with highly elastic resin at the resin-to-sand volume ratio from 0.05 to 0.4 and a two-component method including additional treatment with fast-curing one-component resin in the volume of 5% of the strengthened soil were experimentally tested. The effect of polyurethane resins on rock properties was evaluated by triaxial compression strength tests. Electron scanning microscopy was used to determine the content and distribution of cured polymers in the loose rock structure. It was found that the addition of a fast-curing polyurethane compound in the two-component mixing method leads to the formation of aggregates of cured polymer, binding mineral grains without continuous filling of intergranular voids. The presence of such aggregates improves the strength characteristics of sand up to 5 times that is 1.3–3 times more than at the standard one-component mixing with highly elastic resin at a resin-to-rock to be strengthened volume ratio up to 0.3. It was found that under triaxial compression conditions, the geomaterial obtained by the two-component mixing method withstands higher axial stresses. In case the volume ratio of resin to rock is more than 0.3, the strength of the produced geomaterial does not depend on the addition of the fast-curing compound. The study findings practical significance consists in increasing the strength of a sandy soil due to its low-volume strengthening with highly elastic polyurethanes.

Keywords

soil, sand, properties, strength, strengthening, technology, treatment, polyurethane, resin, geomaterial, testing, triaxial compression, failure, strain

Acknowledgments

This research was conducted as part of a state-funded research project (State Registration No. 121052500138-4, Research Topic Code FWNZ-2021-0001). The equipment of the RAS SB MAC GGGM was used in the work.

For citationShilova T. V., Serdyukov S. V., Drobchik A. N. Experimental research of stress-strain properties of sandy soil when strengthened with polyurethane compounds. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):15–24. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-08-303>**Введение**

Проектирование, возведение и эксплуатация инженерных объектов, проходка горных выработок при разработке месторождений твердых полезных ископаемых зависят от свойств грунтов и вмещающих рыхлых пород. К наиболее проблемным относятся песчаные грунты с рыхлой структурой, высокой гидравлической проводимостью и плохой сортированностью. Указанные особенности способствуют интенсивному проявлению различных негативных физических процессов, например, разжижению, оседанию и эрозии грунта. В сложных инженерно-геологических условиях для улучшения свойств рых-

лых пород используют армирование полимерными композициями, химическими реагентами, взаимодействующими между собой и/или с подземными водами [1–3]. Такие методы широко применяют при строительстве тоннелей, освоении подземного пространства, проектировании оснований и фундаментов сооружений¹ [4]. Используют различные способы инъекционного укрепления, смешивания и тампо-

¹ СП 22.13330.2016. Основания зданий и сооружений. Актуализированная редакция СНиП 2.02.01–83. URL: https://lentsiz.ru/wp-content/uploads/2019/01/11_SP-22.133330.2016-Osnovaniya-zdaniy-i-sooruzhenij.pdf



нажа цементами, полимерными смолами [5–7]. Для ряда технологий, например, закрепления грунтов растворами на основе цемента и силиката натрия, применяемых при строительстве, реконструкции и ремонте инженерных объектов, разработаны технические требования и нормативные документы, ГОСТ Р 59706–2022.

Преимуществом полимерных смол является способность диффундировать в горные породы и укреплять их в процессе полимеризации. Это повышает устойчивость рыхлых грунтов за счет связывания отдельных частиц в единую матрицу. Одним из видов таких составов являются полиуретановые смолы, которые используются не только для укрепления рыхлых пород, но и для снижения их проницаемости, предотвращения фильтрации в них флюидов [8–10]. В зависимости от решаемой геотехнической задачи применяют однокомпонентные или двухкомпонентные полиуретановые системы. В однокомпонентных системах полимеризация происходит при взаимодействии с пластовой водой. Как правило, такой состав интенсивно вспенивается, его объем увеличивается в несколько раз. Дополнительным преимуществом является относительно простое насосное оборудование для нагнетания в горные породы, а недостатками – ограниченное время хранения, сложность управления длительностью полимеризации, высокая чувствительность к водонасыщенности горных пород, атмосферной влаге.

В двухкомпонентных полиуретановых системах образование пенополиуретана происходит в результате взаимодействия изоцианата (компонент Б) и полиэфирной композиции (компонент А) – смеси полифункциональных гидроксилсодержащих полиолов со вспенивающим агентом и катализатором [11, 12]. Отверждение таких смол сильно зависит от равномерности перемешивания и распределения молекул реагентов в объеме готового состава. Неоднородность смеси ухудшает взаимодействие веществ, особенно для быстротвердеющих систем. Хорошо проникают в поры породы только смолы с низкой вязкостью и длительным временем отверждения. После диффузии и отверждения смолы частицы «склеиваются» полимером с небольшой остаточной пористостью [13, 14]. На практике применение быстротвердеющих составов для укрепления горных пород и грунтов осложняется ростом вязкости из-за малого времени реакции. Это ограничивает объем закачки состава, глубину и равномерность его проникновения в породу [15–17]. Применение двухкомпонентных медленно реагирующих высокоэластичных полиуретановых смол решает эту проблему. Они эффективны при возведении противофильтрационных завес, гидроизоляции грунтов, обеспечивают проницаемость песчаного грунта после закрепления, соответствующую значениям практически непроницаемых пород, около 10^{-4} – 10^{-5} мкм² [18, 19]. В то же время геоматериалы, полученные при армировании пород высокоэластичными полиуретанами, имеют низкую механическую прочность и стабильны лишь при незначительных нагрузках [20, 21].

Тестовые лабораторные исследования по закреплению пород с последующим определением физико-механических, фильтрационных свойств образующихся геоматериалов позволяют прогнозировать результаты полевых работ² [22, 23]. Анализ известных исследований показывает слабую изученность влияния расхода и способа обработки полимерами на приобретенные прочностные свойства рыхлых и трещиноватых пород. В настоящей работе рассматривается двухрастворный способ повышения механической прочности получаемых геоматериалов, включающий последовательное смешение образцов песчаного грунта с двухкомпонентным высокоэластичным полиуретановым составом и малым объемом быстродействующей однокомпонентной смолы. Цель работы – по результатам лабораторных исследований определить особенности изменения прочностных свойств песчаного грунта в зависимости от способа смешения и объемного расхода полимера. Поставлены следующие задачи: исследовать структуру, деформационно-прочностные свойства геоматериалов, полученных при одnorазворном и двухрастворном способах смешения песчаного грунта с полиуретановыми составами и их разных объемных расходах; определить связь между внутренней структурой и прочностными характеристиками геоматериалов, влияние добавления быстродействующего полиуретанового состава на механическую прочность укрепляемого песка.

Материалы и методы

Материалы

В экспериментах использовали двухкомпонентную медленно реагирующую высокоэластичную полиуретановую смолу (далее – состав МС), которая предназначена для консолидации и гидроизоляции грунтов, создания противофильтрационных завес. Состав МС образуется при смешивании до однородной консистенции компонентов А и Б в объемном соотношении 1:1. Компонент А представляет собой смесь касторового масла (40–41 об.%), феноксипропанола (20 об.%) и полипропиленгликоля низкого молекулярного веса (40–41 об.%). Компонент Б является смесью метилendifенилдиизоцианата (66–67 об.%), полипропиленгликоля (10 об.%), пропиленкарбоната (21–23 об.%). После смешивания компонентов А и Б вязкость состава МС составляет около 95–120 МПа·с и остается низкой на протяжении длительного времени (десять минут). Это способствует проникновению готового состава в тонкие трещины, мелкопористые грунты, увеличивает охват породы воздействием, снижает ее фильтрационные свойства. Время полного отверждения составляет около 3 ч. При этом происходит вспенивание и увеличение объема смеси. В отвержденном виде состав МС представляет собой непроницаемый, эластичный материал, стабильный при небольших деформациях. Технические характеристики приведены в табл. 1.

² Ortiz R.C. Mechanical behavior of grouted sands. [Master's dissertation]. Kentucky: University of Kentucky; 2015. 117 p.



Таблица 1

Свойства двухкомпонентных полиуретановых составов

Показатель	Состав МС	Состав БС
Назначение	Гидроизоляция, создание противо-фильтрационных завес и пр.	Укрепление рыхлых, неустойчивых пород и пр.
Объемное соотношение компонентов А и Б	1:1	–
Объемное соотношение смолы : вода	–	1:1–9:1
Плотность (компоненты А/Б), г/см ³	1,01/1,21 при 23 °С	1614 при 20 °С
Вязкость (компоненты А/Б/смесь), МПа·с	115/40/80 при 23 °С	800–1000 при 20 °С
Время отверждения, с	Около 10800	90–180
Поверхностное натяжение при 23 °С, мН/м	35,7	–

Для повышения прочности породы в экспериментах была использована однокомпонентная быстродействующая полиуретановая смола (далее – состав БС), предназначенная для укрепления рыхлых, неустойчивых пород при строительстве подземных сооружений, заполнения микротрещин в бетонных и каменных конструкциях. Реакция полимеризации происходит при смешивании полиуретанового состава с водой до однородной консистенции в соотношении от 1:1 до 9:1 (смола : вода). В экспериментах использовали соотношение 5:1. Время отверждения составляет 90–180 с при температуре 25 °С. При этом происходит вспенивание за счет выделения углекислого газа, являющегося продуктом взаимодействия изоцианата и воды. В отвержденном виде состав БС представляет собой мелкопористую пену, способную выдерживать значительные динамические и статические нагрузки. Высокая вязкость состава – 800–1000 МПа·с при 20 °С, уменьшает зону пропитки пород, особенно в низкопроницаемых грунтах, породах, содержащих тонкие трещины, и пр. Технические характеристики смолы БС приведены в табл. 1.

Лабораторные исследования проводили с образцами песка, отобранного на карьере в Новосибирском районе Новосибирской области. Для экспериментов использовали мелкозернистый песок, на 90 % по массе состоящий из фракции частиц размером 0,2–0,25 мм. Породу предварительно высушивали до постоянной массы, определяли плотность минеральных частиц и насыпную плотность, оценивали коэффициент пористости по полученным значениям. Плотность частиц и скелета сухого грунта в среднем равны 2,64 и 166 г/см³ соответственно, а расчетный коэффициент пористости – 0,65.

Методы

Влияние полимерных смол на свойства мелкозернистого песка исследовали в лабораторных условиях. Проведение экспериментов включало несколько этапов: подготовка образцов породы, смешанной с полимерами (геоматериал); проведение деформационно-прочностных испытаний в условиях трехосного сжатия; анализ микроструктуры и пористости методом электронной сканирующей микроскопии.

В экспериментах использовали два способа смешения песка с полиуретановыми смолами: однорастворный с готовой смесью компонентов А и Б состава МС; двухрастворный – последовательно с готовыми составами МС и БС. В случае однорастворного способа приготовленную смесь компонентов А и Б состава МС добавляли в песок и перемешивали до образования однородной массы. При двухрастворном песок последовательно смешивали с готовыми составами МС и БС. Образцы (рис. 1) формировали при соотношениях объемов жидкой смолы и укрепляемой рыхлой породы 0,05, 0,1, 0,2, 0,3 и 0,4 (табл. 2). Полученную смесь песка с реагентами помещали в стальную цилиндрическую форму диаметром 50 мм и высотой 120 мм, уплотняли и оставляли на 24 ч до полного отверждения полимеров. Затем образцы извлекали и обрабатывали на камнерезном станке, уменьшая высоту до 100 мм.

Таблица 2

Содержание полиуретановых смол в образцах геоматериалов

Номер образца	Способ смешения	Соотношение объемов состава МС и укрепляемой породы	Соотношение объемов состава БС и укрепляемой породы
1.1	Однорастворный	0,4	0
1.2	То же	0,3	0
1.3	То же	0,2	0
1.4	То же	0,1	0
1.5	То же	0,05	0
2.1	Двухрастворный	0,4	0,05
2.2	То же	0,3	0,05
2.3	То же	0,2	0,05
2.4	То же	0,1	0,05
2.5	То же	0,05	0,05



Рис. 1. Образцы геоматериалов для испытаний на трехосное сжатие

Полученные образцы геоматериалов испытывали методом трехосного сжатия на приборе ГТ 1.3.5³. Прочностные и деформационные характеристики определяли в соответствии с ГОСТ 12248.3–2020. Эксперименты выполняли при боковом давлении 100 кПа, скорости осевой деформации 0,5 мм/мин с ограничением вертикальной нагрузки в 5000 кПа. По результатам тестов установлены особенности деформирования образцов, предельные нагрузки, определены значения модуля деформации по методике, рекомендованной ГОСТ 12248.3–2020. Регистрация и обработка данных производились с использованием специализированной программы Geotek Studio компании ООО НПП «Геотек».

Полученные геоматериалы были исследованы методом электронной сканирующей микроскопии (SEM). По полученным SEM-изображениям идентифицированы минеральные зерна, агрегаты отвержденного полимера, получены количественные оценки их содержания в объеме укрепленной породы [24]. Установлены пространственное распределение неоднородностей и пустот, структурные особенности геоматериалов в соответствии с классификацией работы [25]. Пробы для изучения отбирали вдоль оси, из верхней, средней, нижней части цилиндрических образцов. Анализ и обработка данных выполнены на автоматизированном анализаторе фрагментов микроструктуры твердых тел «Минерал С7» компании SIAMS.

Результаты и обсуждение

Особенности распределения отвержденных полиуретановых смол в образцах мелкозернистого песка определяли по SEM-изображениям. В геоматериалах, полученных при одностороннем способе смешения породы со смолой, отвержденный состав МС занимает значительную часть пустотного пространства. Остаточная пористость связана с пустотами, локали-

зованными вблизи поверхности минеральных зерен (рис. 2). По мере увеличения соотношения объемов смолы и породы с 0,05 до 0,4 заполненность пустотного пространства отвержденным составом МС повышается с 43 до 75 %, или в 1,7 раза. Линейная аппроксимация зависимости между указанными параметрами имеет коэффициент детерминации $R^2 = 0,83$ (рис. 3).

В образцах, полученных при двухстороннем способе смешения песка с полиуретановыми составами, агрегаты отвержденных смол также занимают большую часть порового пространства. Быстротвердеющий состав БС локализуется вблизи поверхности минеральных зерен, связывая их и формируя агрегаты с изолированными порами в структуре полимера. Кроме того, остаточная пустотность обусловлена порами, расположенными в межзерновом пространстве (см. рис. 2). Исследования проб из средней и нижней части образцов показали, что по мере увеличения отношения объемов смол МС, БС и укрепляемого песка с 0,1 до 0,45 заполненность пустотного пространства отвержденными полимерами увеличивается с 40 до 72 %, или в 1,8 раза (см. рис. 2, 3). Образование агрегатов состава БС с замкнутыми порами вблизи поверхности минеральных зерен может препятствовать проникновению низковязкой смолы МС в незаполненные пустоты. Структура получаемого геоматериала зависит от объемного соотношения смол и песчаного грунта. Если это соотношение больше 0,3, заполненность пустотного пространства отвержденными составами составляет более 60 %, а геоматериал имеет базальную структуру, характеризующуюся равномерным распределением минеральных частиц в массе связующего материала. По мере уменьшения объемного соотношения смол и породы до 0,05–0,15 заполненность пустотного пространства отвержденными составами снижается до 40–50 %, а образующийся геоматериал приобретает «контактную» структуру, в которой связующий материал локализуется в основном на контактах зерен (см. рис. 2)⁴.

³ Прибор трехосного сжатия автоматизированный ГТ 1.3.5. URL: <https://npp-geotek.com/upload/iblock/3d5/3d5b19682b34abee1c6ee34f00e5d9d.pdf> [Дата доступа: май 2024].

⁴ Ortiz R.C. Mechanical behavior of grouted sands. [Master's dissertation]. Kentucky: University of Kentucky; 2015. 117 p.

Деформационно-прочностные свойства полученных геоматериалов зависят от внутренней структуры, формирующейся в результате смешения с полиуретановыми смолами. Механические свойства песка, закрепленного полиуретановыми составами, определяли по диаграммам «осевое напряжение σ_v – относительная осевая деформация ε_1 » при деформировании образцов со скоростью 0,5 мм/мин до значения относительной деформации $\varepsilon_1 = 0,15$ (15 %). Установлено,

что в случае однорастворного способа смешения с объемными соотношениями смолы и породы 0,05, 0,1, 0,2 и 0,3 образующийся геоматериал разрушается с выраженным пределом прочности (максимум напряжения), а при 0,4 ведет себя как эластомер. Причем предел его текучести в исследованном диапазоне относительных деформаций не наблюдается (ГОСТ 4651–2014). Значение максимума осевого напряжения зависит от содержания в породе высокоэластичного состава МС

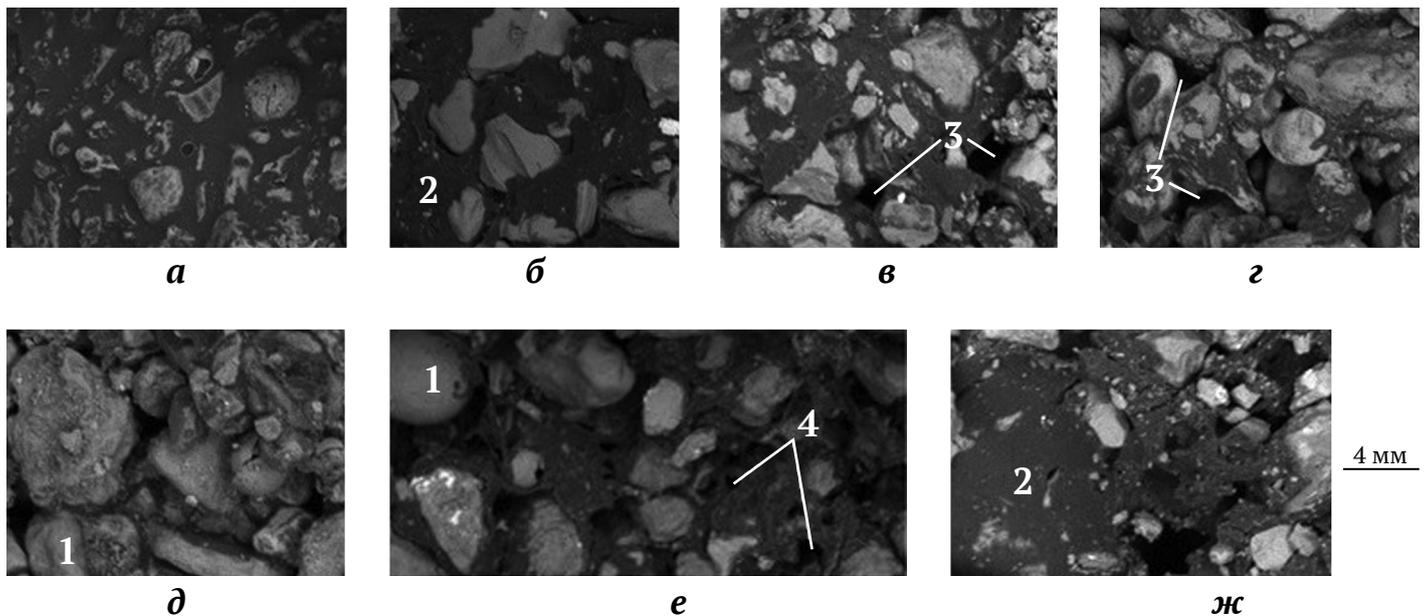


Рис. 2. Фрагменты SEM-изображений геоматериалов, полученных при смешении песка с полиуретановыми смолами. Однорастворный способ смешения с высокоэластичным составом МС при объемном соотношении смолы и породы: а – 0,4; б – 0,3; в – 0,2; г – 0,1; д – 0,05. Двухрастворный способ смешения с составами МС и БС при соотношении объемов состава БС и укрепляемой породы 0,05, состава МС и породы: е – 0,2; ж – 0,3. Обозначения: 1 – минеральные зерна; 2 – отвержденный полимер; 3 – межзерновые пустоты; 4 – замкнутые поры в структуре отвержденного полимера

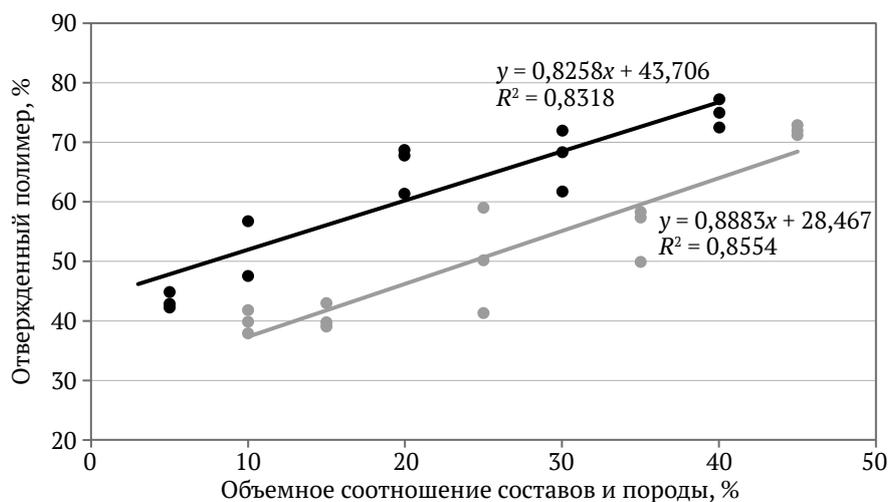


Рис. 3. Зависимость содержания отвержденного полимера в пустотном объеме от соотношения объемов полиуретановых смол в укрепляемой породе (песке) по данным анализа SEM-изображений. Черные и серые круги – данные экспериментальных исследований образцов, полученных при однорастворном способе смешения песка с составом МС и при двухрастворном способе смешения песка с составами МС, БС соответственно. Черная и серая линии – линейные аппроксимации экспериментальных данных

и увеличивается более чем в 2,5 раза при уменьшении количества смолы в 8 раз. При $\varepsilon_1 = 0,15$ максимальная прочность достигнута при объемном соотношении смолы и породы 0,2, 0,3, минимальная – при 0,4. С ростом количества смолы увеличивается значение деформации, соответствующее пределу прочности геоматериала (рис. 4). Для объемных соотношений смолы и породы 0,05, 0,1, 0,2 предел прочности геоматериала наблюдается при $\varepsilon_1 \approx 0,025, 0,04$ и 0,08 соответственно (см. рис. 4).

В случае двухрастворного способа смешения песка с полиуретановыми смолами с добавлением 5 об.% быстродействующей смолы БС выраженный предел

прочности геоматериалов наблюдается, когда соотношение суммарного объема составов МС, БС и объема укрепляемой рыхлой породы составляет 0,1, 0,15, 0,25. Когда объемное соотношение достигает 0,35, 0,45, геоматериал ведет себя подобно эластомерам (рис. 5). При уменьшении количества составов в 4,5 раза предел прочности увеличивается более чем в 9 раз. Для $\varepsilon_1 = 0,15$ прочность максимальна при объемном соотношении смолы МС и породы, равном 0,05, минимальна – при 0,4. Для объемных соотношений 0,1, 0,15 и 0,25 суммы составов МС, БС и укрепляемой породы предел прочности геоматериала наблюдается при $\varepsilon_1 \approx 0,03, 0,05$ и 0,07 соответственно (см. рис. 5, 6).

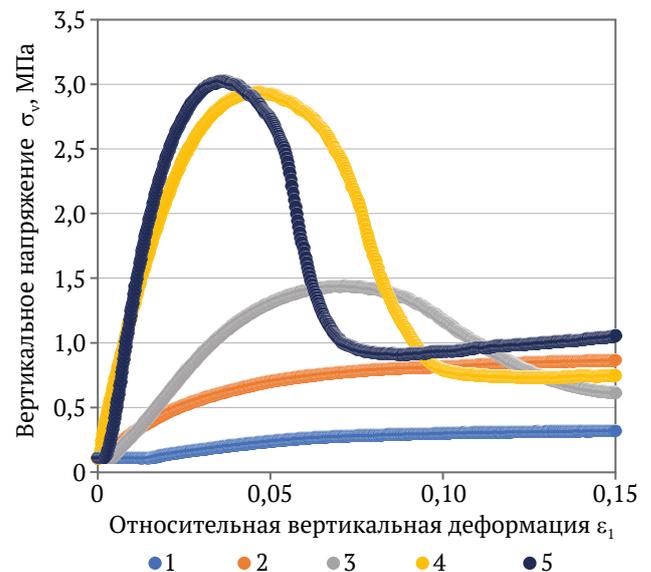
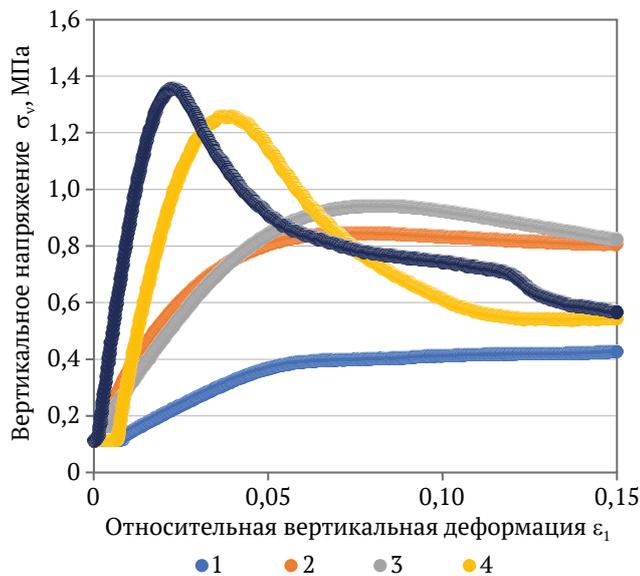


Рис. 4. Диаграммы «осевое напряжение – относительная осевая деформация» образцов геоматериалов, полученных при однорастворном способе смешения песка с высокоэластичной полиуретановой смолой МС. Объемное соотношение смолы и породы (и содержание отвержденного полимера, определенное по зависимостям, см. рис. 3): 1 – 0,4 (77 %); 2 – 0,3 (68 %); 3 – 0,2 (60 %); 4 – 0,1 (52 %); 5 – 0,05 (48 %)

Рис. 5. Диаграммы «осевое напряжение – относительная осевая деформация» образцов геоматериалов, полученных при двухрастворном способе смешения песка с высокоэластичной и быстродействующей полиуретановыми смолами МС и БС. Объемное соотношение смол и породы (и содержание отвержденного полимера, определенное по зависимостям, см. рис. 3): 1 – 0,45 (68 %); 2 – 0,35 (60 %); 3 – 0,25 (51 %); 4 – 0,15 (42 %); 5 – 0,05 (37 %)



а

б

Рис. 6. Примеры разрушенных и деформированных геоматериалов после испытаний на трехосное сжатие при объемном соотношении составов МС, БС и породы: **а** – 0,35, 0,45; **б** – 0,1, 0,15, 0,25



Таблица 3

**Модуль деформации геоматериалов
в зависимости от соотношения объемов составов
и укрепляемой породы**

Номер образца	Соотношение объемов состава МС и укрепляемой породы	Соотношение объемов состава МС и укрепляемой породы	Модуль деформации, МПа
1.1	0,4	0	5,6
1.2	0,3	0	18,3
1.3	0,2	0	16,1
1.4	0,1	0	53,3
1.5	0,05	0	70,6
2.1	0,4	0,05	5,2
2.2	0,3	0,05	14,1
2.3	0,2	0,05	29,9
2.4	0,1	0,05	101,5
2.5	0,05	0,05	132,7

По результатам деформационно-прочностных испытаний образцов были определены значения модуля деформации геоматериалов. Использовалась методика, рекомендованная ГОСТ 12248.3–2020. Установлено, что в случае однорастворного способа смешения восьмикратное увеличение количества смолы МС снижает модуль деформации получаемых геоматериалов более чем в 10 раз. Наибольший прирост модуля деформации имеет место при снижении объемного соотношения смол и породы с 0,2 до 0,1.

Двухрастворный способ смешения с добавлением быстродействующего полиуретанового состава БС приводит к повышению модуля деформации геоматериала в случае, когда объемное соотношение смолы МС и породы равно 0,05, 0,1, 0,2. Если значение этого соотношения выше, то добавление состава БС влияет слабо (табл. 3).

Сравнивая результаты механических испытаний песка до и после укрепления полиуретановыми смолами, можно отметить, что использование высокоэластичной смолы в объемном соотношении с породой не более 0,3 повышает прочность последней в 1,3–2,3 раза. Добавка 5 об.% быстродействующей смолы БС приводит к дополнительному увеличению прочности еще в 1,6–2,2 раза. В случае объемных соотношений высокоэластичной смолы и породы более 0,3 характер деформирования геоматериала значительно меняется. По сравнению с рыхлой породой, не обработанной полимерами, прочность снижается в 1,3–1,7 раза и практически не зависит от добавления быстродействующей смолы. Такой геоматериал проявляет свойства композитного эластомера. Его образцы деформируются без видимого разрушения, а после снятия нагрузки восстанавливаются почти до первоначального размера (см. рис. 6)

Экспериментальные исследования показали, что в условиях трехосного сжатия геоматериалы, полученные двухрастворным способом смешения песка

с полиуретановыми составами МС и БС, выдерживают более высокие механические нагрузки, чем при однорастворном способе смешения только с одной высокоэластичной смолой. Наиболее выражено это при малом объемном соотношении смол и укрепляемой рыхлой породы (0,05, 0,1). При объемных соотношениях 0,3, 0,4 влияние добавки быстродействующей смолы незначительно влияет на значение модуля деформации образующегося геоматериала.

Заключение

Способ смешения песка с полиуретановыми составами, соотношение объемов смол и укрепляемой рыхлой породы существенно влияют на распределение минеральных зерен и связующего в структуре получаемого геоматериала, его деформационно-прочностные свойства. При объемном соотношении смол и породы 0,05–0,15 заполненность ее пустотного пространства отвержденным полимером составляет 40–50 %. Образующийся геоматериал имеет контактный тип структуры, в котором связующий материал локализуется в местах соприкосновения минеральных зерен. Образцы такого геоматериала выдерживают большие нагрузки, чем образцы с соотношением объемов высокоэластичной смолы и породы более 0,3, для которых заполнение пустотного пространства связующим полимером достигает 60 % и более. По мере уменьшения заполненности пустотного пространства геоматериалов отвержденным высокоэластичным составом с 75 до 43 % их механическая прочность увеличивается более чем в 2,5 раза. Напротив, значение деформации, соответствующее пределу прочности геоматериала, увеличивается с ростом содержания смолы.

Двухрастворный способ смешения песка с добавлением 5 об.% быстротвердеющего полиуретанового состава приводит к интенсивному образованию агрегатов отвержденного полимера в структуре рыхлой породы, связывающих минеральные зерна без сплошного заполнения межзерновых пустот, что значительно повышает прочность укрепленного песка при относительно малом расходе химических реагентов. Предел прочности получаемых геоматериалов увеличивается в 2–5 раз по сравнению с рыхлой породой до химического воздействия и в 1,3–2,3 раза относительно однорастворного способа смешения с высокоэластичной смолой в объемном соотношении с породой менее 0,3. Установлено, что в условиях трехосного сжатия образцы, полученные при двухрастворном способе смешения с композицией смол, выдерживают более значительные нагрузки, чем при однорастворном смешении только с одной медленно реагирующей высокоэластичной смолой. В случае объемного соотношения высокоэластичной смолы и породы более 0,3 образуются геоматериалы, выдерживающие лишь малые нагрузки, а добавление быстродействующего состава в этом случае неэффективно.

Практическая значимость полученных результатов состоит в повышении эффективности использования низковязких высокоэластичных полиуретановых смол при решении задач стабилизации рыхлых пород. Экспериментальные исследования показали, что спо-



соб двухрастворного смешения с добавлением быстродействующей полиуретановой смолы значительно повышает прочность пород. Выраженная нелинейная зависимость деформационно-прочностных свойств геоматериалов от способа смешения и объемного соотношения полиуретановых смол и породы свидетельствует о целесообразности оптимизации режимов химического воздействия с учетом решаемой геотехнической задачи. Это, с одной стороны, позволит

снизить расход дорогостоящих полимеров на единицу объема породы, а с другой – повысить механические свойства получаемых геоматериалов. В дальнейшем планируется исследовать закономерности изменения физико-механических и фильтрационных свойств рыхлых пород при использовании других типов полимеров, в частности органоминеральных смол, для решения задач стабилизации рыхлых пород в условиях горного давления и фильтрации подземных флюидов.

Список литературы / References

1. Liu J., Qi X., Zhang D. et al. Study on the permeability characteristics of polyurethane soil stabilizer reinforced sand. *Advances in Materials Science and Engineering*. 2017;2017(1):5240186. <https://doi.org/10.1155/2017/5240186>
2. Shilova T., Serdyukov A., Serdyukov S., Ivanova O. Rock reinforcement by stepwise injection of two-component silicate resin. *Polymers*. 2022;14(23):5251. <https://doi.org/10.3390/polym14235251>
3. Пензев А.П., Самарин Е.Н., Шеховцова А.В. и др. Сравнение эффективности инъекционного закрепления песчаных грунтов в полевых и лабораторных условиях растворами на основе алифатической эпоксидной смолы. *Инженерная геология*. 2023;XVIII(4):50–62. <https://doi.org/10.25296/1993-5056-2023-18-4-50-62>
Penzev A.P., Samarin E.N., Shekhovtsova A.V. et al. Comparison of the efficiency of injection stabilization of sandy soils in field and laboratory conditions with solutions based on aliphatic epoxy resin. *Engineering Geology World*. 2023;XVIII(4):50–62. (In Russ.) <https://doi.org/10.25296/1993-5056-2023-18-4-50-62>
4. Исрафилов К.А., Харченко И.Я., Алексеев В.А. Стабилизация проницаемых грунтов модифицированными инъекционными суспензиями на основе коллоидного кремнезёма. *Системные технологии*. 2021;(3):21–26.
Israfilov K.A., Kharchenko I.Ya., Alekseev V.A. Stabilization of permeable soils with modified in-equation sus-pensions based on colloidal silica. *System Technologies*. 2021;(3):21–26. (In Russ.)
5. Ma S., Ma M., Huang Z. et al. Research on the improvement of rainfall infiltration behavior of expansive soil slope by the protection of polymer waterproof coating. *Soils and Foundations*. 2023;63(3):101299. <https://doi.org/10.1016/j.sandf.2023.101299>
6. Esmaeili M., Khajehei H. Mechanical behavior of embankments overlying on loose subgrade stabilized by deep mixed columns. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2016;8(5):651–659. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.02.006>
7. Choobasti A.J., Kutanaei S.S. Microstructure characteristics of cement-stabilized sandy soil using nanosilica. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017;9(5):981–988. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2017.03.015>
8. Васильев В.В. *Полимерные композиции в горном деле*. М.: Наука; 1986. 294 с.
Vasiliev V.V. *Polymer compositions in mining*. Moscow: Nauka Publ. House; 1986. 294 p. (In Russ.)
9. Liu H., Wang F., Shi M., Tian W. Mechanical behavior of polyurethane polymer materials under triaxial cyclic loading: a particle flow code approach. *Journal of Wuhan University of Technology-Materials Science Edition*. 2018;33:980–986. <https://doi.org/10.1007/s11595-018-1922-9>
10. Сафин А.Г., Сафин Р.Р. Geolift. Применение полиуретанов для стабилизации грунтов и усиления оснований. *Полимеры в строительстве*. 2024;1(12):26–29.
Safin A.G., Safin R.R. Geolift. The use of polyurethanestostabilize soils and strengthenbases. *Polymers in Construction*. 2024;1(12):26–29. (In Russ.)
11. Cornely W. Elastified silicate resins and polyurethane foam resins for the stabilization of strata—a comparison. In: *Proceedings of the 6th International Seminary Reinforcement and Sealing of Rock and Construction at the Beginning of 21st Century*. Ostrava, Czech Republic, February; 2001.
12. De Souza F.M., Kahol P.K., Gupta R.K. Chapter 1. Introduction to polyurethane chemistry. In: *Polyurethane Chemistry: Renewable Polyols and Isocyanates*. Pittsburg: ASC Publications; 2021. Pp. 1–24. <https://doi.org/10.1021/bk-2021-1380.ch001>
13. Sabri M.M.S., Vatin N.I., Alsaffar K.A.M. Soil injection technology using an expandable polyurethane resin: a review. *Polymers*. 2021;13(21):3666. <https://doi.org/10.3390/polym13213666>
14. Sabri M.M., Shashkin K.G. The mechanical properties of the expandable polyurethane resin based on its volumetric expansion nature. *Magazine of Civil Engineering*. 2020;(6):9811. <https://doi.org/10.18720/MCE.98.11>
15. Šňupárek R., Souček K. Laboratory testing of chemical grouts. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2000;15(2):175–185. [https://doi.org/10.1016/S0886-7798\(00\)00045-6](https://doi.org/10.1016/S0886-7798(00)00045-6)
16. Jinpeng Z., Limin L., Yang L. Mechanism and experiment of self-stress grouting reinforcement for fractured rock mass of underground engineering. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2023;131:104826. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2022.104826>



17. Задирака А.А. Применение полиуретановых композитных составов для устройства оснований и/или покрытий транспортных сооружений. *Вестник Белгородского государственного технологического университета им. В. Г. Шухова*. 2017;2(4):72–75. https://doi.org/10.12737/article_58e61337c965d4.60850341
Zadiraka A.A. The use of polyurethane formulations for composite devices bases and / or coatings of transport facilities. *Bulletin of Belgorod State Technological University named after. V.G. Shukhov*. 2017;2(4):72–75. (In Russ.) https://doi.org/10.12737/article_58e61337c965d4.60850341
18. Шилова Т.В., Сердюк И.М., Сердюков С.В. и др. Изменение проницаемости рыхлой породы при неполном насыщении высокоэластичной полимерной смолой. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2024;(1):26–32. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20240103>
Shilova T.V., Serdyuk I.M., Serdyukov S.V. et al. Change in permeability of loose rocks in partial impregnation with high-elastic polymer. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2024;(1):26–32. (In Russ.) <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20240103>
19. Velez D., Alumbrosos D., Carpintero D. et al. Chapter: Consolidation and waterproofing by injection of PU resins. Ilarion Dam-treatment on the spillway tunnel. In: Anagnostou G., Benardos A., Marinos V.P. (Eds.) *Expanding Underground-Knowledge and Passion to Make a Positive Impact on the World. Proceedings of the ITA-AITES World Tunnel Congress 2023 (WTC 2023)*. 12–18 May 2023, Athens, Greece. London: CRC Press; 2023. Pp. 1048–1056. <https://doi.org/10.1201/9781003348030-125>
20. Аскадский А.А. Деформация полимеров. М.: Химия; 1973. 448 с.
Askadsky A.A. *Polymer deformation*. M.: Khimiya Publ. House; 1973. 448 p. (In Russ.)
21. Miranda L., Caldeira L., Serra J. B., Gomes R. C. Geotechnical characterization of a novel material obtained by injecting a closed cell expansive polyurethane resin into a sand mass. *Transportation Geotechnics*. 2023;42:101051. <https://doi.org/10.1016/j.trgeo.2023.101051>
22. Anagnostopoulos C.A., Papaliangas T., Manolopoulou S., Dimopoulos T. Physical and mechanical properties of chemically grouted sand. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2011;26(6):718–724. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2011.05.006>
23. Liu J., Bu F., Bai Y. et al. Study on engineering properties of sand strengthened by mixed fibers and polyurethane organic polymer. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 2020;79:3049–3062. <https://doi.org/10.1007/s10064-020-01751-9>
24. Wang J., Li X., Wang C. et al. Quantitative analysis of the representative volume element of polymer grouting materials based on geometric homogenization. *Construction and Building Materials*. 2021;300:124223. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2021.124223>
25. Bodi J., Bodi Z., Scucka J., Martinec P. Chapter 14. Polyurethane grouting technologies. In: Zafar F., Sharmin E. (eds.) *Polyurethane*. IntechOpen; 2012. Pp. 307–336. <https://doi.org/10.5772/35791>

Информация об авторах

Татьяна Викторовна Шилова – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории физических методов воздействия на массив горных пород, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5056-9279](https://orcid.org/0000-0001-5056-9279), AuthorID [550745](https://orcid.org/550745); e-mail shilovatanya@yandex.ru

Сергей Владимирович Сердюков – доктор технических наук, заведующий лабораторией физических методов воздействия на массив горных пород, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-1295-4122](https://orcid.org/0000-0002-1295-4122), Scopus ID [7003986765](https://orcid.org/7003986765), AuthorID [68479](https://orcid.org/68479); e-mail ss3032@yandex.ru

Андрей Николаевич Дробчик – инженер-исследователь лаборатории физических методов воздействия на массив горных пород, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID [0009-0002-7567-6497](https://orcid.org/0009-0002-7567-6497), AuthorID [1118483](https://orcid.org/1118483); e-mail valker.tiamant@mail.ru

Information about the authors

Tatiana V. Shilova – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher of the Laboratory of physical methods of impact on the rock mass, N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5056-9279](https://orcid.org/0000-0001-5056-9279), AuthorID [550745](https://orcid.org/550745); e-mail shilovatanya@yandex.ru

Sergey V. Serdyukov – Dr. Sci. (Eng.), the Head of the Laboratory of physical methods of impact on the rock mass, N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-1295-4122](https://orcid.org/0000-0002-1295-4122), Scopus ID [7003986765](https://orcid.org/7003986765), AuthorID [68479](https://orcid.org/68479); e-mail ss3032@yandex.ru

Andrey N. Drobchik – Research Engineer of the the Laboratory of physical methods of impact on the rock mass, N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID [0009-0002-7567-6497](https://orcid.org/0009-0002-7567-6497), AuthorID [1118483](https://orcid.org/1118483); e-mail valker.tiamant@mail.ru

Поступила в редакцию	30.08.2024	Received	30.08.2024
Поступила после рецензирования	04.12.2024	Revised	04.12.2024
Принята к публикации	06.12.2024	Accepted	06.12.2024



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-210>

УДК 622.41

**Влияние сорбционных свойств калийных солей на газовую обстановку в тупиковых горных выработках**А. Н. Стариков^{1,2}  , С. В. Мальцев² , А. Е. Суханов² ¹Пермский федеральный исследовательский центр УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация²Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация starikov4488@mail.ru**Аннотация**

Результаты газоздушных съемок, выполняемых на рудниках Верхнекамского месторождения калийных и магниевых солей, показывают, что объем газообразных примесей, фиксируемый в главных вентиляционных штреках рудника, зачастую значительно меньше, чем в рабочих зонах тупиковых выработок. Феномен снижения газовых примесей по пути движения вентиляционной струи воздуха на калийных рудниках во многих исследованиях связывают не только с разбавлением вредных примесей утечками свежего воздуха с воздухоподающих штреков, но и с нейтрализацией газов за счет их химических реакций с калийным массивом. Результаты исследований, проведенных ранее в лабораторных условиях, показали, что сильвинит (NaCl + KCl) способен поглощать примеси токсичных и горючих газов. На основе результатов лабораторного изучения в рамках настоящей работы проведены исследования в условиях реального рудника, учитывающие динамику газовых примесей в атмосфере горных выработок и фактор разбавления газовых примесей утечками воздуха. В рамках работы выполнены замеры концентрации горючих и токсичных газов на продуктивных пластах разного минерального состава на одном из рудников ВМКМС для оценки влияния свойств калийных солей на газовый баланс в тупиковых выработках большой протяженности. Выполнен анализ степени влияния свойств калийного массива на изменение концентрации горючих и токсичных газов в выработках по пути движения вентиляционной струи воздуха. Анализ отобранных образцов воздуха проводился в лабораторных условиях. Концентрация горючих газов, оксида и диоксида углерода, содержащихся в отобранных образцах воздуха, производилась хроматографическим методом на приборе «ХРОМОС ГХ-1000». Оценена доля влияния нейтрализации газа и разбавления утечками вентиляционного трубопровода на снижение количества горючих и токсичных газов в исходящей из рабочей зоны струе воздуха. В результате проведенных экспериментов установлено, что в протяженных тупиковых камерах пласта АБ (100 м и более) количество газовых примесей снижается по протяженности выработки от тупика к устью. При проведении исследований учтены факторы, способные повлиять на снижение концентрации газа в рабочей зоне.

Ключевые слова

рудник, газовый режим, пробы, концентрация газа, сорбция, утечки, газовая съемка, сильвинит, калийный массив, метан, оксид углерода, диоксид углерода, сероводород, проветривание, рудничная вентиляция

Финансирование

Работа выполнена в рамках крупного научного проекта при финансовой поддержке Минобрнауки России (соглашение № 075-15-2024-535 от 23.04.2024).

Для цитирования

Starikov A. N., Maltsev S. V., Sukhanov A. E. Influence of the sorption properties of potash salts on the gas environment in dead-end mine workings. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;10(1):25–33. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-210>

TECHNOLOGICAL SAFETY

Research paper

Influence of the sorption properties of potash salts on the gas environment in dead-end mine workingsA. N. Starikov^{1,2}  , S. V. Maltsev² , A. E. Sukhanov² ¹Perm Federal Research Center of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation²Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation starikov4488@mail.ru**Abstract**

The results of gas-air surveys conducted at the mines of the Verkhnekamsk potassium-magnesium salt deposit indicate that the volume of gaseous impurities recorded in the main ventilation drifts is often significantly lower than in the working areas of dead-end workings. Many studies attribute the reduction of gas impurities along the ventilation airflow path in potash mines not only to the dilution of harmful impurities due to fresh air leakage from intake drifts but also to the neutralization of gases through chemical reactions with the potash rock mass.



Previous laboratory studies have shown that sylvinit ($\text{NaCl} + \text{KCl}$) is capable of absorbing impurities of toxic and combustible gases. Based on these laboratory findings, the present study was conducted under real mining conditions, taking into account the dynamics of gas impurities in the underground atmosphere and the dilution effect caused by air leakage. As part of this study, measurements of combustible and toxic gas concentrations were conducted in productive seams of varying mineral composition at one of the mines of the Verkhnekamsk potassium-magnesium salt deposit to assess the influence of potash salt properties on the gas balance in long dead-end workings. An analysis was conducted to assess the extent to which the properties of the potash rock mass influence changes in the concentration of combustible and toxic gases in the workings along the ventilation airflow path. The collected air samples were analyzed under laboratory conditions. The concentration of combustible gases, carbon monoxide, and carbon dioxide in the collected air samples was determined using gas chromatography with the CHROMOS GX-1000 instrument. The contribution of gas neutralization and dilution due to leakage from the ventilation ducting to the reduction of combustible and toxic gases in the outgoing airflow from the working area was evaluated. The results of the conducted tests established that in long dead-end chambers of seam AB (100 m or more), the volume of gaseous impurities decreases along the length of the working from the dead end to the entry. The study accounted for factors that could influence the reduction of gas concentration in the working area.

Keywords

mine, gas regime, samples, gas concentration, sorption, leakage, gas survey, sylvinit, potash rock mass, methane, carbon monoxide, carbon dioxide, hydrogen sulfide, ventilation, mine ventilation

Acknowledges

This study was conducted as part of a major scientific project with financial support from the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation (Agreement No. 075-15-2024-535 dated April 23, 2024).

For citation

Starikov A.N., Maltsev S.V., Sukhanov A.E. Influence of the sorption properties of potash salts on the gas environment in dead-end mine workings. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;10(1):25–33. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-210>

Введение

Разработка Верхнекамского месторождения калийных и магниевых солей (ВМКМС) ведется механизированным способом с помощью проходческо-очистных комбайновых комплексов. Оработка запасов таким способом почти всегда сопровождается высвобождением горючих и токсичных газов из массива в процессе его разрушения. Кроме того, источниками выделения газа являются отбитая руда, складываемая в бункере-перегрузателе и самоходном вагоне, а также сам прилегающий к выработкам обнаженный калийный массив. При этом на создание значительной концентрации газа в атмосфере горной выработки влияет выделение свободных газов из массива. Основной состав свободных газов ВМКМС: горючие – метан CH_4 и водород H_2 ; токсичные – сероводород H_2S . Кроме того, работа двигателей внутреннего сгорания, сварочные работы и т.д. служат источником накопления в рудничной атмосфере окиси углерода CO и других токсичных газовых примесей¹ [1].

Разбавление и вынос вредных примесей, выделяющихся в рабочих зонах, т.е. создание безопасной среды для нормальной физиологической деятельности человека, обеспечивается проветриванием.

Свежая струя воздуха, омывая рабочую зону, выносит выделившиеся вредности по вентиляционным штрекам к вентиляционному стволу и на поверхность. Газовые съемки на рудниках ВМКМС выполняются для определения газообильности рабочих зон. Полученные значения относительной газообильности непосредственно влияют на расчет требуемого количества свежего воздуха для проветривания горной выработки. Определение корректных значений концентрации горючих и ядовитых газов в атмосфере

горной выработки крайне важно для создания эффективного проветривания рабочих зон рудника и обеспечения безопасных условий.

Статистическая обработка многолетних результатов газоздушных съемок, проведенных на рудниках ВМКМС, показывает, что объем газовых примесей, фиксируемый в главных вентиляционных штреках, зачастую оказывается значительно меньше, чем в тупиковых забоях [2].

Процесс снижения объема газовых примесей по пути движения вентиляционной струи не всегда можно объяснить только разбавлением загрязненного воздуха утечками с воздухоподающих выработок. Феномен снижения концентрации газовых примесей по пути движения вентиляционной струи на калийных рудниках и ранее обращал на себя внимание в некоторых исследованиях. Так, в работе Медведева И.И. и Красноштейна А.Е. [3] описана способность калийных солей активно сорбировать газообразные примеси из рудничной атмосферы. Природу процесса нейтрализации газа авторы связывают с естественной радиоактивностью калийных руд, которая способствует запуску химических реакций между молекулами газа и молекулами минеральных частиц на поверхности массива. В работе Селивановой С.А.² также был описан процесс сорбции калийной солью вредных примесей из воздушной среды путем ряда хемосорбционных процессов, проявляющихся химическими реакциями под воздействием каталитического эффекта ионизирующего излучения изотопа Калий-40 и высокой гигроскопичности калийной соли. Возможность

² Селиванова С.А. Гигиенические особенности формирования и оптимизация физико-химических условий внутренней среды сальвинитовых сооружений. [Дисс. канд. мед. наук] Пермь: Пермский государственный медицинский университет им. академика Е.А. Вагнера; 2019.

¹ Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Медведев И.И. *Рудничная аэрология*. М.: Недра; 1978.



поглощения калийными солями газообразных неорганических и органических веществ также описана в работе [4], где результаты исследования помогли создать подземный аллергологический стационар в действующем калийном руднике. Процессы самоочищения воздуха в соляных шахтах под влиянием свойств минерального состава горного массива описывались ранее в работах [5, 6]. Кроме того, в зарубежной литературе природу процесса самоочищения воздуха в соляных шахтах связывают с силами межмолекулярного притяжения [7, 8].

Результаты экспериментальных исследований, представленных в работе [9], подробно показали, что сильвинит ($\text{NaCl} + \text{KCl}$) способен поглощать примеси токсичных и горючих газов. В работе проведен анализ природы процессов сорбции газов калийными солями, а также сделано предположение, что естественная радиоактивность играет не основную роль в процессах поглощения газа калийным массивом. Выдвинута гипотеза, что в основе процесса сорбции газов калийным массивом лежат силы межмолекулярного взаимодействия [10].

Если процессы поглощения калийными солями газообразных примесей из рудничной атмосферы могут влиять на газовый баланс в пределах тупиковой выработки, то возникает необходимость учета этих процессов при проведении газовой съемки, а именно при отборе проб воздуха в тупиковой выработке [11]. Учитывая сведения о том, что массив горных пород может активно поглощать газообразные примеси, можно предположить, что количество газа в воздухе одной рабочей зоны может локально меняться в зависимости от расстояния от источника газовой выработки. Риск фиксации некорректных значений концентрации газа вследствие изменения его концентрации по длине выработки может привести к неверному расчету количества требуемого воздуха и повлиять на безопасность ведения горных работ. В связи с этим необходимо более детально разобраться с газовой обстановкой в пределах тупиковой камеры.

Исследования авторов работы [9], выполненные в лабораторных условиях, подтверждают способность калийных солей сорбировать горючие и ядовитые газы. Целью настоящего исследования является анализ динамики снижения концентрации газовых примесей в условиях подземных горных выработок калийного рудника. Основными задачами исследования являются проведение серии экспериментальных наблюдений в условиях действующего калийного рудника, анализ степени воздействия сорбционных свойств калийных солей на газовую обстановку, а также оценка воздействия утечек воздуха вентиляционного трубопровода на снижение концентрации газовых примесей в пределах тупиковых горных выработок.

Методы наблюдений

В настоящей работе описано проведение серии экспериментов в очистных тупиковых выработках большой протяженности (более 100 м) на одном из рудников ВМКМС для анализа зависимости изменения концентрации горючих и ядовитых газов по пути удаления

вентиляционной струи воздуха от источника газовой выработки (от забоя до устья камеры). Исследования проводились на продуктивных пластах АБ и Кр-II для оценки влияния породного массива разного минерального состава на изменение концентрации газов в выработке.

Общий принцип исследования состоял в отборе проб воздуха и измерении количества проходящего воздуха в нескольких точках по всей длине тупиковой очистной выработки. Все измерения в рамках эксперимента выполнялись во время работы добычного оборудования и при стабильном режиме вентиляции.

Отбор проб воздуха выполнялся для оценки концентрации горючих и токсичных газов в атмосфере горной выработки, а измерение количества воздуха – для определения количества газа и оценки количества утечек вентиляционного трубопровода. Отбор проб воздуха для определения концентрации горючих газов производился «мокрым способом». «Мокрый способ» является традиционным при отборе проб для определения труднорастворимых газов (CH_4 , H_2 , CO , CO_2) [12]. Отбор пробы совершается методом замещения с помощью стеклянной емкости объемом 0,7 дм³, наполненной водой (рис. 1). Для определения концентрации растворимых газовых примесей (H_2S , NO и NO_2) в рудничной атмосфере отбор проб совершается посредством медицинских шприцов емкостью 0,15 дм³. Перед отбором проб внутрь шприца с помощью пипетки вводят 7 см³ поглотительного раствора молибденово-кислого аммония и закрывают пробоотборник заглушкой (рис. 2).

В местах отбора пробы пробоотборник-шприц размещают вертикально, снимают заглушку в виде медицинского шприца. Одним движением поршня вниз отбирают пробу воздуха до деления 0,15 дм³, закрывают пробоотборник заглушкой, помещают в футляр для доставки пробы в лабораторию³.

Замеры проводились согласно методике проведения газовой съемки. В каждой точке отбиралось не менее трех проб воздуха (рис. 3) для определения среднего количества газа, проходящего по выработке. После проведения замеров пробы воздуха в течение 2 ч доставлялись в лабораторию и не позднее 12 ч с момента отбора подвергались анализу.

Анализ отобранных образцов воздуха проводился в лабораторных условиях. Разделение горючих газов CH_4 и H_2 , оксида CO и диоксида CO_2 углерода, содержащихся в отобранных образцах воздуха, производилось хроматографическим методом на приборе «ХРОМОС ГХ-1000». Принцип действия хроматографа заключается в разделении пробы воздуха на отдельные химические компоненты и определении их количества при помощи детектора. Далее при помощи программного обеспечения прибора измерялась объемная доля каждого из компонентов⁴.

³ Лаптев В.Н., Казаков Б.П., Левин Л.Ю., Норина Н.В. и др. Устройство для отбора газовых проб в рудниках на содержание сероводорода. Патент на полезную модель. 2014; Лаптев В.Н., Исаевич А.Г., Норина Н.В. и др. Устройство для непрерывного отбора газо-воздушной смеси за заданный промежуток времени. Патент на полезную модель. 2015.

⁴ Чудин Е.А. Программа для ЭВМ. Программный модуль управления термостатом колонок газового хроматографа.



Рис. 1. Пробоотборник для определения концентрации горючих газов

Анализ массовой концентрации сероводорода H_2S выполнялся фотометрическим методом с реактивом молибдатом аммония с помощью фотоэлектрического колориметра – КФК-3КМ. Такой метод основан на измерении оптической плотности соединения, полученного при поглощении сероводорода из воздуха раствором молибденовокислого аммония [13]. Массовую концентрацию сероводорода определяли по градуированной зависимости «оптическая плотность – массовая концентрация».

Все измерения проводились по аттестованным методикам измерений⁵ с применением средств измерений утвержденного типа, прошедших поверку.

⁵ ФР.1.31.2022.42903 ГСИ. Методика измерений объемной доли кислорода, метана, диоксида углерода и массовой концентрации оксида углерода, сероводорода, окисла азота и диоксида азота в атмосфере горных выработок и определения газообильности по горючим газам в горных выработках и шахте в целом; ФР.1.31.2022.44212 Методика измерений массовой концентрации сероводорода (гидросульфида, водород сульфида) с реактивом молибдатом аммония).

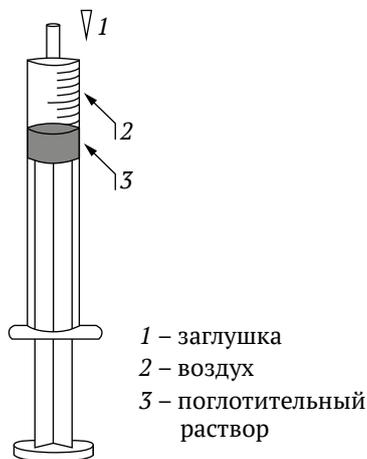


Рис. 2. Пробоотборник для определения концентрации сероводорода H_2S

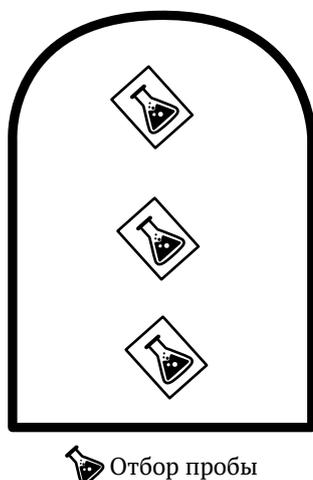


Рис. 3. Способ отбора проб

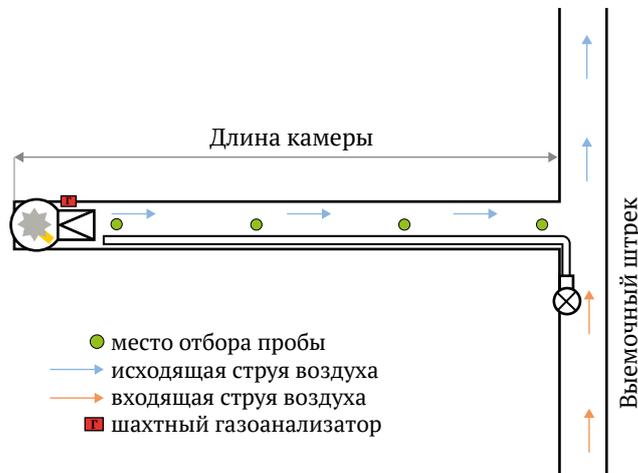


Рис. 4. Схема проведения замеров по пласту Кр-II

Для проведения экспериментов были выбраны рабочие зоны по разным продуктивным пластам на одном из рудников ВМКМС. Натурные измерения проводились в три этапа: первый этап замеров – по пласту Кр-II, второй и третий – по пласту АБ. Основным условием при выборе рабочих зон для проведения эксперимента была тупиковая выработка большой протяженности – более 100 м. Выбранные рабочие зоны располагались в пределах одного выемочного участка (панели), где велись подготовительные горные работы для отработки нового выемочного блока, чем и обусловлена большая протяженность выработок.

Принцип эксперимента предполагал равномерное и одновременное проведение измерений в нескольких точках по всей длине камеры, как показано на рис. 4.

Первый этап исследований включал в себя серию замеров в рабочей зоне по пласту Кр-II. Основной минеральный состав данного пласта состоит из хлорида калия KCl – 29 % и хлорида натрия $NaCl$ – 66 % [14]. При проведении первого этапа замеров расстояние от устья камеры до забоя составляло 180 м. Комплекс добычного оборудования, действующего в рабочей зоне, включал в себя: проходческий комбайн Урал-20р, бункер-перегрузатель БПС-25 и шахтный самоходный вагон ВС-30. Техническая производительность такого комплекса составляет 6–8 т/мин. Проветривание рабочей зоны осуществлялось с помощью вентилятора местного проветривания ВМЭ-6. Вентилятор располагался на выемочном штреке, воздух к забою доставлялся нагнетательным способом с помощью гибкого вентиляционного става диаметром 500 мм (см. рис. 4). Производительность данного вентилятора с таким диаметром и длиной трубопровода составляет 190–200 м³/мин. Скорость проходки указанным комбайновым комплексом в среднем составляет 30 м/смену. Отбор проб в рабочей зоне производился в третью добычную смену спустя 30 мин после начала работы добычного оборудования непосредственно во время его работы. В пределах камеры выбраны 4 точки для проведения замеров от забоя через каждые 50 м к устью.

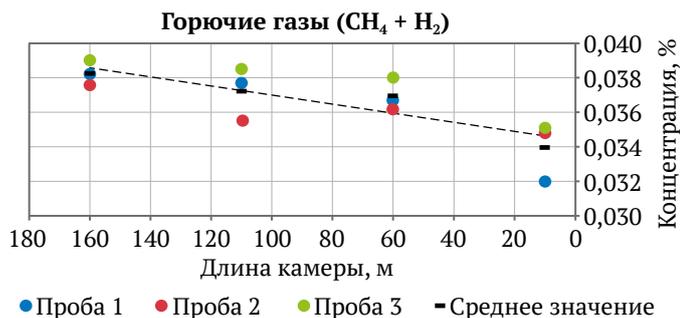


Рис. 5. Концентрация горючего газа по пласту КР-II

Второй этап эксперимента проводился в тупиковой камере по пласту АБ. Минеральный состав данного продуктивного пласта отличается от минерального состава по пласту КР-II повышенным содержанием хлорида калия KCl – до 39%. Эксперимент проводился в тупиковой горной выработке длиной 130 м. В рабочей зоне в момент проведения замеров находился в работе комбайновый комплекс в составе проходческого комбайна Урал-61, бункера-перегрузателя БП-14 и самоходного вагона ВС-17В. Техническая производительность данного комплекса составляет 3 т/мин. Вентиляция рабочей зоны осуществлялась вентилятором местного проветривания ВМЭ-6 с гибким вентиляционным ставом диаметром 500 мм. Производительность вентилятора в данных условиях работы составит 200–210 м³/мин. Средняя скорость движения данного комплекса – 30 м/смену. В пределах камеры выбрано 5 точек для проведения замеров от забоя через каждые 30–35 м к устью. Замеры проводились во время цикла погрузки самоходного вагона у комбайна.

Этапы замеров по пласту Кр-II и АБ включали в себя отбор проб воздуха для определения концентрации метана CH_4 , водорода H_2 , оксида углерода CO и кислорода O_2 . Кроме того, в местах отбора проб фиксировалось количество проходящего воздуха. Время отбора проб на каждом этапе, не считая подготовки к эксперименту, составило не более 10 мин.

Продуктивный пласт АБ на рудниках ВМКМС в отличие от пласта Кр-II характеризуется склонностью к выделению сероводорода H_2S при его разработке [15]. Поэтому отдельным этапом исследования был произведен отбор проб в камере по пласту АБ на определение сероводорода H_2S . Замеры проводились в пределах того же выемочного блока в другой камере месяцем позже.

Третий этап эксперимента проводился в тупиковой камере длиной 100 м по пласту АБ. Добычное оборудование в пределах рабочей зоны состояло из комбайна Урал-61, бункера-перегрузателя БП-14 и самоходного вагона ВС-17В. Проветривание рабочей зоны осуществлялось вентилятором местного проветривания ВМЭ-6 с гибким вентиляционным ставом диаметром 500 мм, производительностью 205–215 м³/мин. В пределах камеры были выбраны 3 точки для проведения замеров – у забоя, в середине и в устье камеры. Замеры проводились во время цикла погрузки самоходного вагона у комбайна. Серия замеров включала

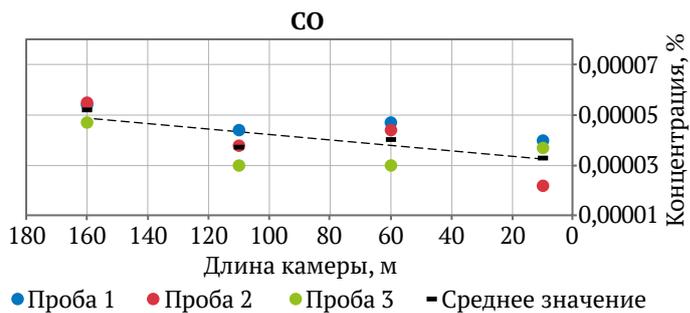


Рис. 6. Концентрация оксида углерода по пласту КР-II

в себя отбор проб воздуха на определение концентрации сероводорода H_2S , в точках отбора проб фиксировалось количество проходящего воздуха, кроме того, в забое на проходческом комбайне был размещен шахтный газоанализатор (см. рис. 4), который каждые 10 с фиксировал и сохранял значения концентрации сероводорода H_2S . Время отбора проб составило 10 мин. Далее представлены результаты обработки проб по всем этапам эксперимента.

Результаты эксперимента

Анализ проб, отобранных хроматографическим и фотометрическим методом, предоставляет возможность оценить изменение концентрации горючих и токсичных газов по пути движения исходящей струи в камере от забоя до устья. Отбор трех проб в каждой точке позволяет оценить величину отклонения полученных данных и определить среднее значение концентрации. Обработка проб проводилась в лабораторных условиях с соблюдением всех необходимых климатических параметров. В соответствии с методикой анализ концентрации горючих газов проводился при раздельном определении концентрации метана и водорода с последующим их суммированием, %:

$$\Sigma = C_{CH_4} + C_{H_2}, \quad (1)$$

где C – концентрация представленного компонента, %.

Полученные результаты концентраций исследуемых компонентов представлены в виде точечных диаграмм. По средним значениям концентрации каждого компонента нанесены линии тренда.

Так, на рис. 5 и 6 представлены значения концентраций горючего газа ($CH_4 + H_2$) и оксида углерода CO , полученные при анализе образцов, отобранных по всей длине камеры по пласту Кр-II в рамках первого этапа эксперимента.

Согласно полученным результатам в рабочей зоне по пласту Кр-II наблюдается процесс снижения объемной доли исследуемых компонентов в воздухе по длине от забоя к устью камеры. За 150 м пути движения исходящей струи воздуха средняя концентрация горючих газов ($CH_4 + H_2$) снизилась на 10%, а средняя концентрация оксида углерода CO снизилась на 17%.

Полученные значения концентрации горючих газов и оксида углерода при анализе проб воздуха, отобранных в рамках второго этапа эксперимента по пласту АБ, представлены на рис. 7 и 8.

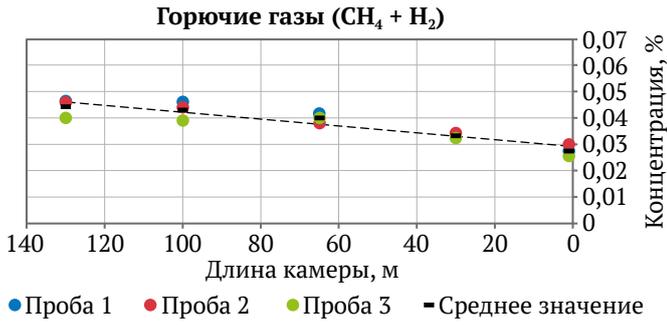


Рис. 7. Концентрация горючего газа по пласту АБ



Рис. 9. Показания газоанализатора в забое

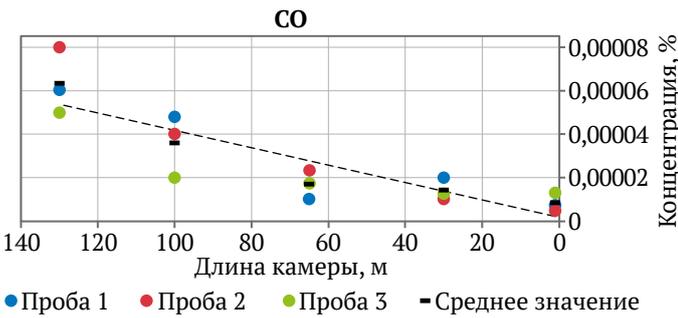


Рис. 8. Концентрация оксида углерода по пласту АБ

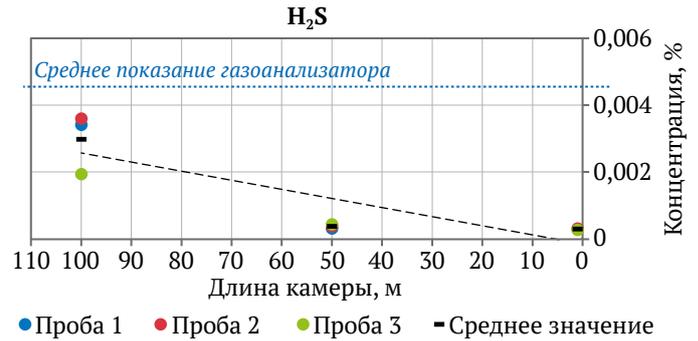


Рис. 10. Концентрация сероводорода по пласту АБ

Таблица 1

Снижение концентрации газа в очистной камере

Пласт	Снижение концентрации за 100 м, %		
	горючие газы (CH ₄ + H ₂)	оксид углерода CO	сероводород H ₂ S
Пласт КР-II	9	12	–
Пласт АБ	35	76	90

Результаты обработки проб, отобранных в рабочей зоне по пласту АБ, указывают на процесс снижения концентрации газовых примесей в атмосфере камеры от забоя к устью. За 130 м пути движения исходящей струи средняя концентрация горючих газов (CH₄ + H₂) в воздухе снизилась на 37 %, а концентрация оксида углерода CO снизилась на 88 %.

Отбор проб по пласту АБ в рамках третьего этапа эксперимента проводился совместно с непрерывной фиксацией концентрации сероводорода H₂S в забое с помощью шахтного газоанализатора. Показания газоанализатора в промежуток времени, когда происходил отбор проб воздуха, представлены в виде графика на рис. 9.

Средний показатель значения концентрации сероводорода H₂S, зафиксированный газоанализатором у проходческого комбайна, где преимущественно выделяется газ из массива, составляет 0,0047 %. Значения концентрации сероводорода H₂S, полученные в результате обработки проб воздуха, отобранных в рамках третьего этапа эксперимента по пласту АБ, представлены на рис. 10.

Результаты обработки проб воздуха, отобранных в рабочей зоне пласта АБ, указывают на снижение

концентрации сероводорода по пути движения исходящей струи от забоя к устью камеры. За 100 м пути движения исходящей струи средняя концентрация сероводорода в воздухе снизилась на 90 %.

Анализ результатов

Результаты замеров, проведенных в рамках данного исследования, отчетливо демонстрируют процесс снижения концентрации газовых примесей в воздухе протяженных рабочих зон по пути движения исходящей струи от забоя (источника выделения газа) до устья тупиковой камеры. Отбор проб в рабочих зонах продуктивных пластов КР-II и АБ позволяет оценить величину влияния массива разного минерального состава на поглощение газовых примесей из атмосферы тупиковой выработки [16].

Полученные результаты показывают, что процесс снижения концентрации газовых примесей в атмосфере рабочей зоны по пласту АБ протекает более интенсивно, чем по пласту Кр-II, в условиях одинаковых длин тупиковых камер. В табл. 1 представлена доля снижения концентрации газовых примесей по разным пластам за 100 м пути вентиляционной струи в камере. Отрезок пути, равный 100 м, принят для приведения к единому образию условий для каждого этапа исследования.

Снижение концентрации газовых примесей по мере движения воздуха от забоя к устью камеры можно связать не только с поглощением газообразных примесей массивом горных пород⁶ [17], но и с разбавлением исходящей струи утечками свежего воздуха из вентиляционного трубопровода в атмосферу камеры.

⁶ Горбатенко Ю.А. Адсорбция примесей токсичного газа из загрязненного воздуха. 2014.



Оценить, насколько значительно сорбционные свойства массива влияют на снижение концентрации газовых примесей в исходящей струе, возможно только при определении количества утечек вентиляционного трубопровода на исследуемом отрезке [18].

В рамках каждого этапа исследования проводились замеры с целью определения количества утечек из вентиляционного трубопровода. Так, в точках отбора проб производился замер количества проходящего воздуха с помощью рудничного крыльчатого анемометра. Замеры скорости воздуха в рамках данного исследования не показали значительной разницы между точками, выбранными в пределах камеры. Количество воздуха в каждой точке замеров варьировалось от 200 до 215 м³/с с учетом допускаемой паспортной погрешности используемого анемометра на данных скоростях $+(0,03 + 0,02V)$, где V – численное значение измеряемой скорости, м/с.

В связи с невозможностью измерения количества утечек из вентиляционного трубопровода на исследуемом отрезке камеры в рамках данного исследования количество утечек воздуха принималось по нормативным показателям утечек вентиляционного трубопровода, приведенным в действующей нормативной документации, используемой на рудниках ВМКМС в части расчета количества требуемого воздуха для проветривания тупиковых камер⁷. Нормативный показатель утечек предполагает максимально возможное количество утечек из вентиляционного трубопровода без нарушений его целостности и при номинальной производительности вентилятора местного проветривания. В нормальных условиях для гибкого вентиляционного трубопровода длиной 100 м коэффициент утечек принимается равным 1,07. Следовательно, на исследуемых принятых к учету отрезках тупиковых камер по пластиам Кр-II и АБ количество воздуха у забоя принимается на 7 % ниже, чем количество воздуха, проходящее через устье камеры.

Известные значения количества воздуха позволяют пересчитать зафиксированные значения концентрации газа, %, в количество газа, проходящего в исследуемых точках, м³/мин. При оценке величины изменения количества газа, м³/мин, проходящего по выработке, исключается фактор влияния утечек воздуха из вентиляционного трубопровода на количество вредных примесей по пути движения вентиляционной струи (от забоя до устья камеры). Следовательно, изменение количества газа, проходящего по выработке, говорит о влиянии свойств массива горных пород, прилегающего к выработке, на газовый баланс в пределах тупиковых камер рудников ВМКМС.

В табл. 2 представлены изменение среднего количества газовых примесей, проходящих по выработке, и величина сорбционных свойств массива по каждому пласту, определенная в рамках эксперимента.

Представленные в табл. 2 данные указывают, что количество газа в тупиковых камерах снижается от забоя к устью. Наиболее интенсивный процесс сни-

жения концентрации газовых примесей протекает в тупиковых камерах по пласту АБ, что подтверждают лабораторные эксперименты [7], где более насыщенный минеральный состав силвинита КСl оказывает преимущественное влияние на сорбцию газовых примесей.

Таблица 2

Снижение количества газа в исследуемых рабочих зонах

Пласт	Количество газа, проходящего через точку замера, м ³ /мин		Доля снижения, %
	Тупик	Устье	
Пласт Кр-II (КСl 29%)			
Горючие газы (СН ₄ +Н ₂)	0,07099	0,06895	3*
Оксид углерода СО	0,000072	0,000067	7
Пласт АБ (КСl 39%)			
Горючие газы (СН ₄ +Н ₂)	0,08170	0,05613	31
Оксид углерода СО	0,000068	0,000017	75
Сероводород Н ₂ С	0,00566	0,00059	88

* в пределах совокупной погрешности методик измерений.

Весьма незначительное снижение количества горючих газов и оксида углерода по пласту Кр-II не позволяет сделать четких выводов о сорбционных свойствах массива по данному пласту. Незначительное изменение показателей может быть обусловлено погрешностью используемого оборудования и методики измерения. Отследить величину снижения газовых примесей по пласту Кр-II возможно при увеличении длины исследуемой выработки.

Заключение

В рамках работы была проведена серия экспериментальных наблюдений в условиях подземных тупиковых выработок калийного рудника по продуктивным пластиам Кр-II и АБ. По результатам проведенных экспериментов выполнен анализ воздействия сорбционных свойств калийных солей на газовую обстановку в пределах тупиковых рабочих зон. Проведена оценка влияния утечек воздуха из вентиляционных трубопроводов на уменьшение концентрации газобразных примесей.

В ходе проведенных экспериментальных исследований было выявлено, что в протяженных тупиковых камерах продуктивного пласта АБ (длиной 100 м и более) наблюдается снижение концентрации газовых примесей вдоль выработки в направлении от забоя к устью. Полученные данные согласуются с результатами предыдущих лабораторных экспериментов [9], в которых было показано, что калийная соль способна абсорбировать оксид углерода СО и горючие газы, такие как водород Н₂ и метан СН₄. Кроме того, в рамках этого исследования были проведены эксперименты на продуктивном пласте АБ с целью изучения динамики изменения концентрации выделяющегося при отбойке руды сероводорода Н₂С по мере продвижения вентиляционной струи от забоя до устья камеры. Ре-

⁷ Временная инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудных шахт. 1983.



зультаты экспериментальных исследований показали, что средняя эффективность сорбции сильвинита по пласту АБ с концентрацией КСl 39 % при прохождении вентиляционной струи на расстояние 100 м от тупика к устью тупиковой горной выработки составила 31 % для горючих газов – водорода H_2 и метана CH_4 , 75 % – для оксида углерода CO и 88 % – для сероводорода H_2S . При проведении исследований учитывались факторы, которые могут влиять на уменьшение концентрации газа в рабочей зоне. Коэффициент утечки вентиляционного трубопровода был учтен при переходе от концентрации газообразных примесей к объему газа, проходящего через контрольные точки измерений.

Исследование представляет собой продолжение работы по изучению сорбционных свойств калийных солей в отношении поглощения горючих и токсичных

газовых компонентов из рудничной атмосферы. Наблюдения за влиянием сорбционных характеристик калийных солей на газовый состав атмосферы в протяженных тупиковых выработках калийного рудника ВМКМС проводились как продолжение серии лабораторных экспериментов [7]. Результаты данной работы будут способствовать дальнейшему развитию методологии оценки факторов, влияющих на состав рудничной атмосферы в пределах тупиковых выработок, а также послужат основанием для разработки методики проведения газовых съемок в рабочих зонах калийных рудников. В будущем планируется масштабировать проведенные исследования на всех рудниках ВМКМС для накопления статистических данных и апробации усовершенствованной методики проведения газовых съемок на калийных рудниках.

Список литературы / References

1. Кузьминых Е.Г., Левин Л.Ю., Мальцев С.В. Распределение продуктов выхлопных газов техники с двигателями внутреннего сгорания в шахтной вентиляционной сети. *Горное эко.* 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 machinery with internal combustion engines through the shaft ventilation system. *Gornoye Ekho.* 2023;(2):96–103. (In Russ.) <https://doi.org/10.7242/echo.2023.2.17>
2. Трушкова Н.А. Исследование газового состава рудничного воздуха для оценки возможности применения рециркуляционного проветривания. *Горное эко.* 2019;(3):84–87. <https://doi.org/10.7242/echo.2019.3.23>
Trushkova N.A. Investigation of the gas composition of mine air to assess the possibility of using recirculating ventilation. *Gornoye Ekho.* 2019;(3):84–87. (In Russ.) <https://doi.org/10.7242/echo.2019.3.23>
3. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. *Аэрология калийных рудников.* Свердловск: АН СССР; 1990. С. 119–126. Medvedev I.I., Krasnoshtein A.E. *Aerology of potash mines.* Sverdlovsk: Academy of Sciences of the USSR; 1990. Pp. 119–126. (In Russ.)
4. Баранников В.Г., Красноштейн А.Е., Папулов Л.М. и др. *Спелеотерапия в калийном руднике.* Екатеринбург: Изд-во УроРАН; 1996. Т. 173. Barannikov V.G., Krasnoshtein A.E., Papulov L.M. et al. *Speleotherapy in a potash mine.* Yekaterinburg: Publishing House of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences; 1996. Vol. 173. (In Russ.)
5. Puławska A., Manecki M., Flaszka M. et al. Origin, distribution, and perspective health benefits of particulate matter in the air of underground salt mine: a case study from Bochnia, Poland. *Environmental Geochemistry and Health.* 2021;43(9):3533–3556. <https://doi.org/10.1007/s10653-021-00832-2>
6. Calin M., Zoran M., Calin M. Radon levels assessment in some Northern Romanian salt mines. *Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry.* 2012;293(2):565–572. <https://doi.org/10.1007/s10967-012-1686-1>
7. Yao N., Chen J., Feng R. et al. Mechanistic understanding of adsorption of low concentrations of N-nitrosodiethylamine in water by functional MIL-96: experiments and theoretical calculations. *Chemical Engineering Journal.* 2022;451(3):138761. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2022.138761>
8. Yang D., Peng X., Peng Q. et al. Probing the interfacial forces and surface interaction mechanisms in petroleum production processes. *Engineering.* 2022;18:49–61. <https://doi.org/10.1016/j.eng.2022.06.012>
9. Суханов А.Е., Бруев Н.А., Газизуллин Р.Р., Стариков А.Н. Исследование сорбционных свойств солей на примере газов, содержащихся в атмосфере калийных рудников. *Известия Тульского государственного университета. Науки о земле.* 2023;(1):495–507. <https://doi.org/10.46689/2218-5194-2023-1-1-495-507>
Sukhanov A.E., Bruev N.A., Gazizullin R.R., Starikov A.N. Research of sorption properties of salt on the example of gases contained in the atmosphere of potash mines. *Izvestija Tuls'kogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle.* 2023;(1):495–507. (In Russ.) <https://doi.org/10.46689/2218-5194-2023-1-1-495-507>
10. Кузнецова Ю.Л. Эволюция размера растворимой аэрозольной частицы во влажном воздухе. *Вычислительная механика сплошных сред.* 2022;15(1):31–44. <https://doi.org/10.7242/1999-6691/2022.15.1.3>
Kuznetsova Y.L. Size evolution of a soluble aerosol particle in air. *Computational Continuum Mechanics.* 2022;15(1):31–44. <https://doi.org/10.7242/1999-6691/2022.15.1.3>
11. Баранников В.Г., Черешнев В.А. Гигиеническая оценка процессов самоочищения воздуха в калийном руднике. В: *Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: тезисы докладов Международного симпозиума.* М., Пермь; 1995. С. 12–13. Barannikov V.G., Chereshevnev V.A. Hygienic assessment of air self-purification processes in a potassium mine. In: *Safety problems in the exploitation of mineral deposits in urban agglomerations: Abstracts of the International Symposium.* Moscow, Perm: 1995. Pp. 12–13. (In Russ.)



12. Исаевич А.Г., Стариков А.Н., Мальцев С.В. Совершенствование метода отбора проб воздуха для определения относительной газообильности горючих газов в рудничной атмосфере. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(4):143–153. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_4_0_143
Isaevich A. G., Starikov A. N., Maltsev S. V. Improvement of air sampling method to determine relative concentration of combustion gases in mine air. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(4):143–153. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_4_0_143
13. Норина Н.В., Исаевич А.Г. Разработка методов и технических средств нейтрализации серосодержащих соединений в атмосфере калийных рудников. *Известия Тульского государственного университета. Науки о земле*. 2021;(4):550–557.
Norina N.V., Isaevich A.G. Methods and technical means of neutralization sulfur-containing gases in the atmosphere of potassium mines. *Izvestija Tulsogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle*. 2021;(4):550–557. (In Russ.)
14. Сметанников А.Ф., Филиппов В.Н. Некоторые особенности минерального состава соляных пород и продуктов их переработки (на примере Верхнекамского месторождения солей). *Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. Научные чтения памяти П. Н. Чирвинского*. 2010;13:99–113.
Smetannikov A. F., Filippov V. N. Some features of the mineral composition of salt rocks and their processed products using the example of Verkhnekamskoe salt deposit. *Problems of Mineralogy, Petrography and Metallogeny. Scientific Readings in Memory of P.N. Chirvinsky*. 2010;13:99–113. (In Russ.)
15. Земсков А.Н., Лискова М.Ю. Особенности формирования компонентного состава газов калийных месторождений. *Известия Тульского государственного университета. Науки о земле*. 2019;(2):88–97.
Zemskov A. N., Liskova M. Yu. Features formation of component composition of gases of potash fields. *Izvestija Tulsogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle*. 2019;(2):88–97. (In Russ.)
16. Газизуллин Р.Р., Исаевич А.Г., Левин Л.Ю. Численное моделирование процессов выноса вредных примесей рудничной атмосферы при проветривании тупиковых выработок различными способами. *Научные исследования и инновации*. 2011;5(2):127–129.
Gazizullin R. R., Isaevich A. G., Levin L. Yu. Numerical modeling of the processes for removing harmful impurities from mine atmosphere during ventilation of dead-end workings using various methods. *Scientific Researches and Innovations*. 2011;5(2):127–129. (In Russ.)
17. Красноштейн А.Е. *Физико-химический механизм в процессе адсорбции ядовитых примесей рудничной атмосферы калийными солями*. Пермь: Пермский политехнический ин-т.; 1977.
Krasnoshtein A. E. *Physico-chemical mechanisms in the process of adsorption of toxic impurities from the mine atmosphere using potash salts*. Perm: Perm Polytechnic Institute; 1977. (In Russ.)
18. Zhu X., Wen H. Numerical simulation study on the influence of air leakage on oxygen concentration in goafs of fully mechanized caving mining with shallow buried and large mining height. *Frontiers in Earth Science*. 2023;11:1138925. <https://doi.org/10.3389/feart.2023.1138925>

Информация об авторах

Алексей Николаевич Стариков – аспирант, Пермский федеральный исследовательский центр УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; инженер отдела аэрологии и теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-9352-5612](https://orcid.org/0000-0001-9352-5612); e-mail starikov4488@mail.ru

Станислав Владимирович Мальцев – кандидат технических наук, заведующий сектором рудничной вентиляции отдела аэрологии и теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0009-0002-9887-1455](https://orcid.org/0009-0002-9887-1455)

Андрей Евгеньевич Суханов – аспирант, младший научный сотрудник отдела аэрологии и теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0009-0002-7960-8344](https://orcid.org/0009-0002-7960-8344); e-mail asukhanov@aerologist.ru

Information about the authors

Alexey N. Starikov – PhD-Student, Perm Federal Research Center of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Engineer of the Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0001-9352-5612](https://orcid.org/0000-0001-9352-5612); e-mail starikov4488@mail.ru

Stanislav V. Maltsev – Cand. Sci. (Eng.), Head of the Mine Ventilation Sector of the Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0009-0002-9887-1455](https://orcid.org/0009-0002-9887-1455)

Andrey E. Sukhanov – PhD-Student, Junior Researcher at the Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0009-0002-7960-8344](https://orcid.org/0009-0002-7960-8344); e-mail asukhanov@aerologist.ru

Поступила в редакцию	22.01.2024	Received	22.01.2024
Поступила после рецензирования	16.09.2024	Revised	16.09.2024
Принята к публикации	17.09.2024	Accepted	17.09.2024



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-283>

УДК 622.41:552.53

**Оценка изменения размера гигроскопического аэрозоля соляной пыли в зависимости от относительной влажности воздуха**

К. А. Черный , Г. З. Файнбург

Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Российская Федерация chernyy_k@mail.ru**Аннотация**

Расширение масштабов добычи полезных ископаемых в калийных рудниках столкнулось с проблемой нехватки свежего воздуха, которую невозможно решить при текущей парадигме автономного проветривания. Перспективы связаны с последовательным и рециркуляционным проветриванием, а также концепцией «вентиляции по требованию», требующими детального описания процессов «самоочистки» рудничной атмосферы от пыли. Разрушение горных пород сопровождается выбросом солевых аэрозолей, которые во влажной атмосфере укрупняются и осаждаются на поверхность. Для прогнозирования распространения этих частиц и сопутствующих газов необходимы точные математические модели. В статье рассматриваются закономерности и механизмы влияния относительной влажности воздуха на динамику размера соляной пыли – гигроскопических аэрозольных соляных частиц галита (NaCl) и сильвина (KCl). Описаны взаимодействия при контакте «соляная поверхность – влажный воздух» и рассмотрено современное представление о процессах гистерезиса, а также об этапах растворения и обратной кристаллизации гигроскопических аэрозольных частиц. В связи с принципиальными сложностями использования современного экспериментального электронного оборудования в условиях подземных рудников в анализ вовлечены данные по океаническим аэрозолям того же химического состава. На основе анализа ряда моделей гигроскопического роста океанических аэрозолей проведена их адаптация к условиям атмосферы калийного рудника, что позволило получить усредненные значения фактора гигроскопического роста соляной аэрозоли. Для океанического аэрозоля и соляной пыли рудничной атмосферы наблюдается хорошее соответствие известных данных динамики фактора гигроскопического роста от влажности воздуха. Полученные теоретико-эмпирические данные, характеризующие изменения размера соляных частиц в зависимости от относительной влажности, апробированы в модельных исследованиях с соляным аэрозолем. Для интерпретации и прогнозирования изменений размерного распределения соляных аэрозольных частиц предложено использовать модель Юнга. На примере записи модели Юнга в двойных логарифмических координатах подтверждена эвристическая ценность предложенного подхода. Результаты исследования могут быть применены для расчета процессов формирования пылевой обстановки в каменно-соляных и калийных рудниках.

Ключевые слова

калийный рудник, проветривание, безопасность, атмосфера, аэрозоль, галит, сильвин, сильвинит, соляная пыль, растворение, кристаллизация, фактор гигроскопического роста, спелеотерапия, модель

Для цитирования

Chernyi K.A., Faynburg G.Z. Evaluation of variation of salt dust hygroscopic aerosol particle size as a function of relative air humidity. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):34–44. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-283>

TECHNOLOGICAL SAFETY

Research paper

Evaluation of variation of salt dust hygroscopic aerosol particle size as a function of relative air humidity

К. А. Черный , G. Z. Faynburg

¹ Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russian Federation chernyy_k@mail.ru**Abstract**

The expansion of mining in potash mines has faced the problem of fresh air shortage, which cannot be solved within the current paradigm of self-contained ventilation. Prospects are related to sequential and recirculation ventilation, as well as the concept of “ventilation on demand”, requiring a detailed description of



the processes of “self-cleaning” of a mine air from dust. Crushing a rock mass results in the formation of many aerosol hygroscopic salt particles, which in humid air conditions aggregate and settle on a drift floor. Accurate mathematical models are necessary for predicting the dispersion of these particles and associated gases. The paper considers the regularities and mechanisms of the effect of relative air humidity on the size of salt dust particles, aerosol hygroscopic salt particles of halite (NaCl) and sylvite (KCl). The interactions at the contact “salt surface – humid air” are described and the current understanding of the hysteresis processes and the stages of deliquescence and efflorescence (recrystallization) of hygroscopic aerosol particles are considered. Due to the fundamental difficulties of using modern experimental electronic equipment in the conditions of underground mines, data on oceanic aerosols of the same chemical composition were involved in the analysis. A number of models of hygroscopic growth of oceanic aerosol particles were reviewed and then adapted to the conditions of a potash mine atmosphere that made it possible to obtain average values of the factor of a salt aerosol particle hygroscopic growth. The good convergence of the known scientific data on the changes of the hygroscopic growth factor depending on relative air humidity for both oceanic aerosol and salt dust aerosol characteristic of a mine air was shown. The obtained theoretical-empirical data characterizing the changes in the size of salt particles depending on relative humidity were tested in model studies with salt aerosol. Young’s model was proposed to interpret and predict the changes in the size distribution of salt aerosol particles. The heuristic value of the proposed approach was confirmed by the example of the Young’s model record in log-log coordinates. The results of the study can be applied to calculate the processes of dust conditions formation in rock-salt and potash mines.

Keywords

potash mine, ventilation, safety, atmosphere, aerosol, halite, sylvite, sylvite, salt dust, deliquescence, efflorescence, hygroscopic growth factor, speleotherapy, model

For citation

Chernyi K.A., Faynburg G.Z. Evaluation of variation of salt dust hygroscopic aerosol particle size as a function of relative air humidity. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):34–44. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-07-283>

Введение

Существенное расширение масштабов добычи полезного ископаемого в современных калийных рудниках столкнулось с проблемой острой нехватки свежего воздуха, подаваемого в рудник, которую в рамках господствующей парадигмы автономного независимого проветривания рабочих зон решить не удастся. В этих условиях практически все перспективы оказались связаны с последовательным и (или) рециркуляционным проветриванием, а также с концепцией «вентиляции по требованию», требующих адекватного описания процессов проветривания горных выработок, включая происходящие на уровне атомов, молекул и кластеров процессы «самоочистки» рудничной атмосферы от пыли [1].

Разрушение горного массива при ведении горных работ в калийных рудниках неизбежно сопровождается образованием множества аэрозольных гигроскопических соляных частиц различного размера, попадающих в воздух и образующих аэродисперсную среду. Инструментальные замеры [2–4] показывают, что в процессе взаимного столкновения в условиях влажного воздуха соляные частицы агрегируют и интенсивно выпадают на почву горных выработок. Все это требует детального расчета газовой и пылевой обстановки в многосвязной сети горных выработок разных аэродинамических типов и технологического назначения на основе адекватных реально существующих математических моделей, одним из обязательных членов которых служит «сток» примеси из-за различного рода взаимодействий микроуровня. Одним из таких взаимодействий является влияние относительной влажности на рост,

укрупнение и слияние аэрозолей основных минералов горных пород калийных рудников – галита (NaCl) и сильвина (KCl). Общие закономерности такого влияния известны из феноменологических наблюдений, однако детали этих процессов и их математическое описание, необходимые для цифровизации процессов рудничного проветривания, отсутствуют [5, 6].

Более того, спектральный размерный состав и динамика процессов взаимодействия соляных аэрозолей с влажным воздухом приобрели самостоятельное значение в связи с использованием как подземных пространств каменно-соляных и калийных рудников для целей так называемой спелеотерапии, так и наземных сильвинитовых спелеоклиматических камер – для спелеоклиматотерапии [7].

Рассмотрению вопросов математического описания влияния относительной влажности на размер гигроскопического аэрозоля и посвящена настоящая статья.

Целью представленных ниже исследований является определение закономерностей изменения распределения (по размеру) частиц соляной пыли в зависимости от относительной влажности воздуха, необходимых при цифровизации рудничного проветривания для расчета и управления пылевой обстановкой в горных выработках.

Достижение этой цели потребовало решения следующих задач:

– провести анализ современных представлений о природе поведения кристаллической частицы соли при изменении относительной влажности воздуха, ее обводнении и обратной кристаллизации;



– проанализировать известные физические модели роста гигроскопических частиц, определить их применимость к условиям рудничной атмосферы;

– на основе известных экспериментальных и эмпирических данных о гигроскопичности частиц морского аэрозоля вскрыть и подтвердить возможность их использования при оценке изменения размера гигроскопического аэрозоля соляной пыли калийных рудников;

– экспериментально, на основе реальных измерений натурального эксперимента в воздушной среде с соляным аэрозолем подтвердить достоверность результатов, получаемых на основе предложенных моделей гигроскопического роста и моделей размерного распределения соляных аэрозольных частиц рудничной атмосферы.

Методы

Минералогический и химический состав соляного аэрозоля зависит от соответствующих показателей окружающей воздушное пространство горной выработки соляных горных пород [5, 6]. Состав соляных горных пород калийных рудников разнообразен и детально изучен с геологической и горнотехнологической сторон [8, 9]. Основными практически важными горными породами являются образованные минералами хлорида натрия (галит), калия (сильвин) и калий-магния (карналлит): галит, сильвинит (красный, полосчатый и пестрый), карналлит. Для практики особенно важно взаимодействие относительно «стойких» к влажности галита и сильвина с воздухом [10], поскольку карналлит, являясь двойной водной солью хлоридов калия и магния $KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$, сам содержит молекулярную влагу и быстро «растекается» во влажном воздухе.

Следует отметить, что взаимодействие частиц аэрозоля NaCl (минерал галит), KCl (сильвин) и содержащей их горной породы (сильвинита) с влажным воздухом остается недостаточно изученным из-за относительной медленности природных процессов конденсации / испарения влаги и из-за чрезвычайной технической сложности обеспечения работы современной электронной измерительной техники [11] в условиях агрессивной и взрывоопасной среды. Все это существенно затрудняет количественное исследование физики соляных аэрозолей в условиях подземных рудников и постановку соответствующих натуральных экспериментов.

В то же время работы по исследованию влияния морского аэрозоля на формирование процессов динамики климата Земли, тенденции и следствия опасного изменения которого видны всем, в силу своей важности для судеб человечества получают необходимое относительно щедрое финансирование, несмотря на дороговизну экспериментов, которые с завидным упорством все шире ведутся во всем мире.

Поскольку морской аэрозоль образуется во многом из частиц NaCl и KCl, то результаты исследований морского аэрозоля (см., например [12–14]), безусловно, могут и должны быть учтены как хорошо достоверные инструментальные исследования для решения рассматриваемых в статье задач.

Результаты

Современное представление о механизмах растворения и рекристаллизации аэрозольных частиц галита и сильвина

Важнейшую роль в межфазном взаимодействии водяного пара и соляных частиц играет то существенное обстоятельство, что минералы галит (NaCl) и сильвин (KCl) имеют кубическую сингонию. Поэтому положительно заряженные атомы металлов – натрия Na^+ и калия K^+ и отрицательно заряженные атомы хлора Cl^- структурно эквивалентны и образуют ионные структуры высокой стабильности: один ион натрия/калия (Na^+/K^+) окружен шестью хлорид-ионами (Cl^-) и, наоборот, один хлорид-ион окружен шестью ионами натрия/калия. Тем самым кристалл соли NaCl/KCl размером даже в несколько нанометров сохраняет свои свойства кристалла (в сухом воздухе).

Частички соляного аэрозоля имеют сильное сродство к воде и, являясь гигроскопичными, обволакиваются молекулами атмосферной влаги, обводняются, растворяются и растут за счет конденсации водяных паров на кристалле [15], причем скорость роста частиц с увеличением относительной влажности воздуха закономерно увеличивается [16].

В механизме растворения соляной частицы при изменении относительной влажности RH (от *Relative Humidity*), являющемся результатом гидросорбционных процессов на контакте «соляная поверхность – влажный воздух», можно выделить четыре характерные стадии перехода от сухих кристаллов соли к сферическим каплям раствора полностью растворенной соли.

На первой стадии, характерной для низких значений RH , силовые поля атомов, находящихся на поверхности сухого соляного кристалла, лишь частично компенсируются силовыми полями соседних атомов кристаллической решетки, а потому способны вступать во взаимодействие с силовыми полями атомов молекул водяного пара, всегда содержащегося в воздухе. Это взаимодействие приводит к притягиванию молекул воды из воздуха к твердой поверхности и образованию рассольного конденсата, однако ввиду достаточно малого количества молекул воды в воздухе разрушения поверхности не происходит. Кроме того, при низких значениях упругости водяных паров одновременно с притяжением идет и отдача в окружающий воздух молекул воды, ранее осевших на поверхности кристаллов соли. Таким образом, при RH порядка 10–20 % форма частиц соли остается неизменной и имеет кристаллические поверхности, соответствующие сухим несферическим кристаллическим частицам [17].

Вторая стадия характерна для значений RH вплоть до величин порядка 70–75 %. В этих условиях на поверхности частиц соли в сравнительно короткий срок возникает пленочная рыхлосвязанная вода, обладающая высокой агрессивностью по отношению к легкорастворимым солям, и соляной минерал начинает разрушаться. Количество воды растет за счет конденсации [15], кристалл все больше растворяется, и, наконец, молекулы воды обволакивают все поверх-

ности растворяющейся частицы. Кубическая форма частицы с ее резкими гранями и углами исчезает из-за того, что поверхностно-адсорбированная вода растворяет поверхность кристалла соли преимущественно по углам и краям кристаллов, где сильнее напряженности полей, притягивающих молекулы воды. Кубические частицы становятся сначала околосферическими, а затем и околосферическими [18], т.е. округлыми (рис. 1, а).

При дальнейшем взаимодействии с водяным паром и ростом RH частица становится достаточно большой по размеру и стремится стать неоднородной сферой с водяной оболочкой (рис. 1, б) [19], «крупная» частица – и с твердым, частично несферическим ядром кристалла соли.

Третья стадия взаимодействия кристаллов соли и воды в воздухе связана с полным растворением. Если величина RH превышает критическое значение, называемое точкой растворения соли за счет атмосферной влаги, или относительной влажностью растворения DRH (от *Deliquescence Relative Humidity*), твердое внутреннее ядро частицы – кристалл соли – полностью растворяется в капле жидкости и исчезает, образуя однородную сферическую каплю насыщенного раствора [13].

Четвертая стадия характерна тем, что при увеличении RH выше значения DRH , вплоть до значений порядка 85–90 %, частицы соли продолжают увеличиваться с замедленной скоростью растворения и становятся при высоких значениях RH (например, порядка 99 %) сферическими каплями раствора [17].

Таков вышеизложенный 4-стадийный процесс конденсации влаги на поверхности соляной аэрозольной частицы вплоть до ее полного растворения.

Обратный процесс – отдача влаги из капелек в окружающую атмосферу и кристаллизация соли, настолько отличается от процесса растворения, что можно говорить о гистерезисе.

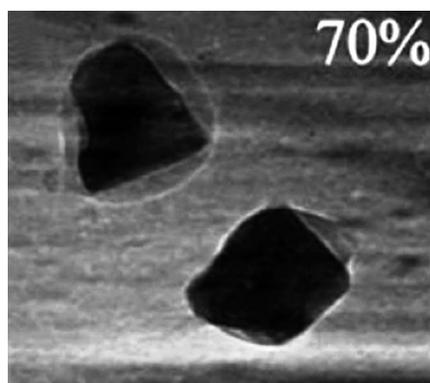
Сначала по мере снижения RH капля ненасыщенного водно-солевого аэрозоля с полностью растворенным кристаллом соли теряет воду по той же кривой равновесного давления пара, но при этом остается в жидком состоянии и выглядит как пересыщенная капля рассола, постепенно уменьшаясь в размере из-за испарения воды.

Однако вместо того, чтобы «высыхать» и кристаллизоваться при RH , равной DRH , как можно было бы этого ожидать, соляные аэрозоли остаются гидратированными, а раствор – перенасыщенным до гораздо более низких значений RH . Такое поведение обусловлено тем, что при определенной степени «усыхания» гидратированным ионам Na^+ и калия K^+ нужно соединиться с ионами Cl^- , причем таких атомов должно быть достаточно для образования кристалла.

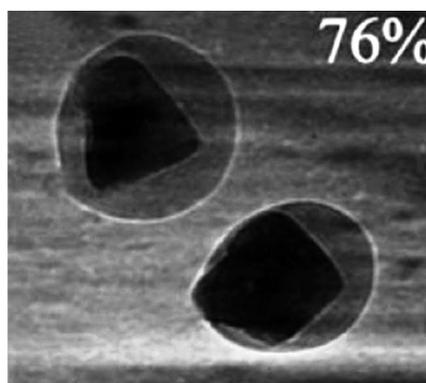
При дальнейшем уменьшении относительной влажности, после прохождения значения DRH , достигается вторая критическая относительная влажность, называемая точкой кристаллизации, или относительной влажностью кристаллизации ERH (от *Efflorescence Relative Humidity*), при которой частица соли начинает «затвердевать», постепенно высушиваясь и перекристаллизовываясь, теперь уже представляя собой систему «твердое тело – жидкость» [15, 20].

Поскольку пороговые значения DRH и ERH различны и относительно далеки друг от друга по значениям, наличие гистерезиса приводит к тому, что при циклическом изменении величины RH соляные аэрозольные частицы могут существовать в двух формах – кристаллической или водной – в зависимости от истории (предыдущей динамики) изменения RH . В итоге, частицы солевого аэрозоля (как в виде твердых, частично несферических кристаллов соли с водянистой оболочкой, так и в виде сферических капелек, содержащих полностью растворенную соль) могут существовать между значениями относительной влажности от порядка 45–50 % до порядка 70–75 %.

Следует отметить, что для сильвинита как минерала, состоящего из разных компонентов с разными пороговыми значениями DRH и ERH , процессы растворения и кристаллизации могут быть еще сложнее, чем это описано выше. Между тем, поскольку ERH большинства солей и смесей солей составляет порядка 40 %, то в большинстве случаев, наблюдаемых в условиях обычного водного состояния атмосферы с характерными значениями RH , как правило, более 40 %, гистерезисом на кривой изменения размера частиц из-за различия относительных влажностей растворения DRH и кристаллизации ERH можно пренебречь.



а



б

Рис. 1. Электронная микрофотография кристалла морской соли в процессе растворения [15]: а – $RH = 70\%$; б – $RH = 76\%$



**Моделирование роста
гигроскопичных соляных частиц**

В настоящее время известно множество различных физических моделей, неплохо описывающих рост гигроскопичных частиц в зависимости от *RH*.

Для описания динамики зависимости размера (эквивалентного диаметра) увлажненной аэрозольной частицы *D(RH)* от *RH* принято использовать безразмерную величину *GF(RH)* – фактор роста частиц:

$$GF(RH) = \frac{D(RH)}{D_0(RH)}, \quad (1)$$

где *D₀(RH)* – диаметр ее сухой основы – кристалла соли при *RH* = 0 %.

Заметим, что фактор роста при одних и тех же значениях *RH* зависит от абсолютного диаметра сухой частицы, что особенно характерно для частиц размером порядка нескольких десятков нанометров [11, 21, 22].

Согласно *k*-теории Келера [23] гигроскопические свойства аэрозольных частиц можно определить как функцию параметра гигроскопичности *k* и активности воды *a_w* в капле раствора, определенной как отношение давления паров воды над плоскими поверхностями водного раствора соли к давлению паров над чистой водой при одной и той же температуре. При условии равновесия соляной аэрозольной капли с водяным паром и малостью эффекта Кельвина, описывающего кривизну поверхности, что справедливо для частиц размером порядка 100 нм и более, *a_w* ≈ *RH*/100, а уравнение Келера может быть записано как

$$GF(RH) = \left(1 + k \frac{a_w}{1 - a_w}\right)^{1/3} \approx \left(1 + k \frac{RH/100}{1 - RH/100}\right)^{1/3}, \quad (2)$$

откуда хорошо видно, что чем больше *k*, тем больше угол наклона графика зависимости *GF* ≈ *GF(a_w)* ≈ *GF(RH/100)*. Оценка для частиц размером более 0,05 мкм дает погрешность замены *a_w* на *RH* не более 5 %, а для частиц размером более 0,1 мкм – не более 2 %, что вполне допустимо для практики.

Отдельные известные литературные данные о параметрах гигроскопичности *k* для соляных аэрозолей представлены в табл. 1.

Таблица 1

Параметр гигроскопичности *k* соляных аэрозолей

Природа соляных аэрозольных частиц	<i>k</i>
Морской аэрозоль, <i>R</i> ² = 0,9980 [24]	1,074
Частицы KCl диаметром 100 нм, в диапазоне 0,85 < <i>a_w</i> < 0,95 [25]	0,99 ± 0,07
Частицы NaCl диаметром 100 нм, в диапазоне 0,85 < <i>a_w</i> < 0,95 [25]	1,12
NaCl [26]	1,34
NaCl [23]	0,91–1,33; среднее 1,12

Для смесей растворимых компонентов параметр гигроскопичности может быть аппроксимирован как сумма его объемно-взвешенных членов [23]:

$$k = \sum_i k_i \varepsilon_i, \quad (3)$$

где *k_i* – параметр гигроскопичности отдельных компонентов смеси; *ε_i* – относительный объем компонента в смеси.

Наша оценка диапазона изменения параметра гигроскопичности *k* для сильвинита дает следующее: содержание NaCl в красном сильвините пласта Кр-II Верхнекамского месторождения калийно-магниевого колеблется в пределах 71,51–73,20 %, а KCl – в пределах 20,70–21,70 %, причем наличием остальных компонентов можно пренебречь. Тогда с учетом данных табл. 1 для соляного аэрозоля (смеси KCl и NaCl), характерного для воздушной среды, формируемой калийно-магниевыми солями, параметр гигроскопичности изменяется в диапазоне от 1,163 до 1,196 со средним значением 1,180.

Несколько иная (чем (2)) модель для описания фактора роста *GF(RH)* представлена в работе [16], согласно которой модельная параметризация *GF(RH)* описывается выражением

$$GF(RH) = A \cdot \left(\frac{2 - RH/100}{1 - RH/100}\right)^{1/3}, \quad (4)$$

где *A* – коэффициент параметризации, для морского аэрозоля согласно [16] равный

$$A = \frac{4,0}{3,7} \approx 1,081.$$

Уточнение зависимости фактора роста от активности воды, сделанное в [27] для улучшения описания экспериментальных данных, предполагает, что непрерывный гигроскопический рост аэрозольных частиц может быть хорошо описан выражением:

$$GF(RH) = \frac{D(RH)}{D_0(RH)} = \left(1 + \left(a + b \frac{RH}{100} + c \left(\frac{RH}{100}\right)^2\right) \frac{RH/100}{1 - RH/100}\right)^{1/3}, \quad (5)$$

где *a*, *b*, *c* – параметры аппроксимации, зависящие от вида частиц, и для частиц NaCl согласно [27] представлены в табл. 2.

Таблица 2

**Значения параметров *a*, *b*, *c* модели (5)
(согласно [27])**

Характеристика параметризации	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>
Некорректированный	3,89243	-4,49667	1,62110
Поправка Кельвина	4,83257	-6,92329	3,27805
Поправка Кельвина и поправка на сферичность	5,78874	-8,38172	3,92650

Широкое распространение [28–30] получили модели, описывающие зависимость $GF(RH)$ в виде

$$GF(RH) = \left(1 - \frac{RH}{100}\right)^g + C, \quad (6)$$

где g – так называемый коэффициент увлажнения; C – коэффициент параметризации, значения которых для ряда солевых аэрозолей представлены в табл. 3.

В целом, обобщение различных экспериментальных данных, полученных разными исследователями и авторами, представлено на рис. 2. Сплошной линией обозначена зависимость усредненного значения фактора роста частиц соляного аэрозоля, характерного для атмосферы калийных рудников в зависимости от величины RH .

Полученные результаты использованы при исследовании изменений размеров аэрозольных частиц в модельной воздушной среде в зависимости от значений RH , что одновременно позволило проверить адекватность изложенных выше теоретических воззрений применительно к конкретным условиям наличия в воздушной среде соляного аэрозоля.

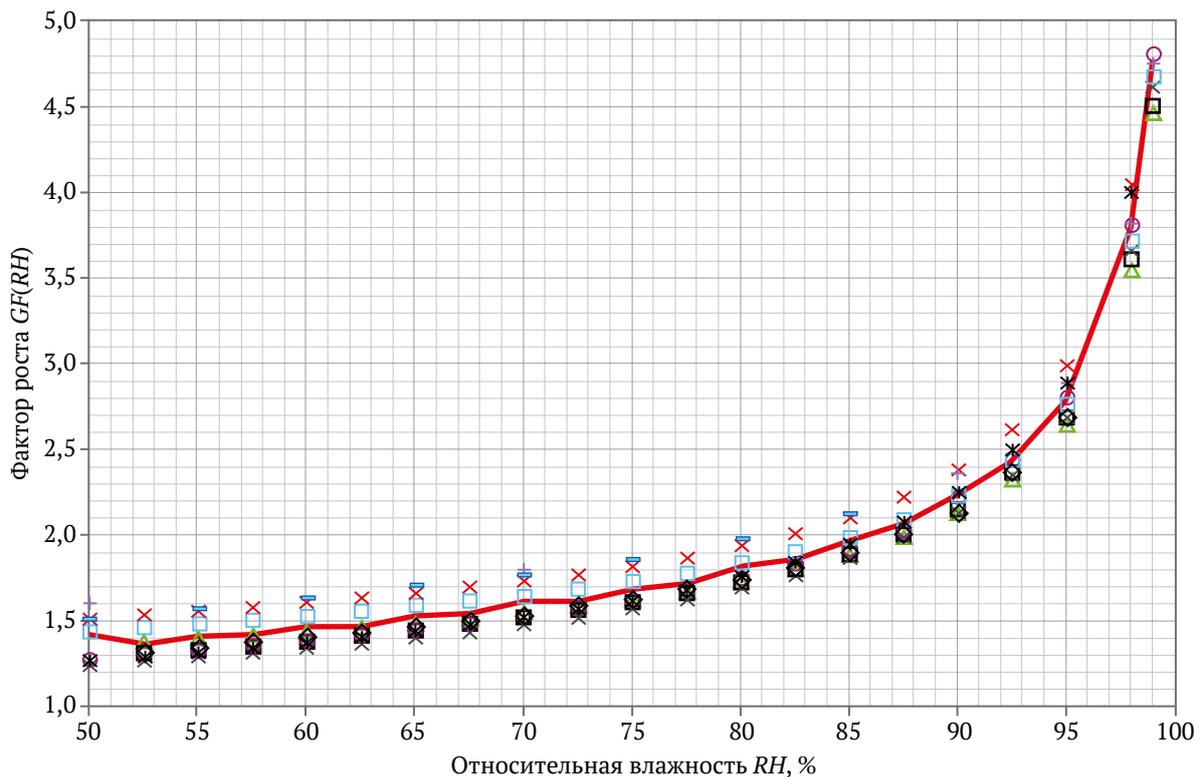
Таблица 3

Значения параметров g и C в параметризации (6)

Характеристика аэрозоля	Коэффициент увлажнения g	Коэффициент параметризации C	Источник
Аккумуляционная мода морского аэрозоля диаметром 0,05 мкм	-0,210	0,00	[28]
Морской аэрозоль, $R^2 = 0,9886$	-0,355	0,00	[24]
KCl, по экспериментальным данным [31]	-0,325	0,05	Авторы

Экспериментальные исследования

Авторами в качестве полигона для экспериментальных исследований зависимости влияния относительной влажности воздуха на счетное распределение по размерам соляных аэрозольных частиц был выбран специальный модельный объект – сальвинитовая камера, представляющая собой изолированное помещение размером 2,0×3,5 м с контролируемой



- △ Собственные исследования авторов по (4), $A = 0,99$
- Собственные исследования авторов по (6), $g = -0,325$; $C = 0,05$
- Собственные исследования авторов, среднее значение
- × KCl, собственные исследования авторов по (2) с $k = 0,99$ согласно [25]
- NaCl, собственные исследования авторов по (2) с $k = 1,12$ согласно [25]
- NaCl, по (5) без учета поправок [27]
- × NaCl, по (5) с поправками Кельвина и на сферичность [27]
- ◇ KCl, частицы диаметром порядка 0,1 мкм [25]
- + Морской аэрозоль, мода 0,418 мкм [32]
- NaCl, частицы диаметром порядка 0,05 мкм [11]
- × Морской аэрозоль, по (6), $g = -0,355$; $C = 0$ [24]

Рис. 2. Экспериментальные и эмпирические данные фактора роста различных соляных аэрозолей в зависимости от относительной влажности

вентиляцией, все стены которого облицованы пресованной соляной сильвинитовой плиткой толщиной 5–7 мм, изготовленной специалистами Горного института Пермского федерального исследовательского центра Уральского отделения РАН. Потолок камеры высотой 2,5 м выполнен из молотого галита, пол комбинированный (проходы из соляных выпиленных из цельной горной породы плиток, а вся остальная площадь представляет собой крупнодробленый галит вперемешку с сильвинитом).

Исследование распределения аэрозольных частиц по размерам выполнено при помощи счетчика аэрозольных частиц АЗ-6 (ПК.ГТА-0,3-002), позволяющего регистрировать аэрозольные частицы шести размерных фракций: от 0,3 мкм и выше, от 0,4 мкм и выше, от 0,5 мкм и выше, от 0,6 мкм и выше, от 0,8 мкм и выше, от 1 мкм и выше. Диапазон измерения счетной концентрации частиц – от 10^2 до $3 \cdot 10^5$ дм^{-3} . Принцип действия счетчика аэрозольных частиц АЗ-6 оптический и основан на регистрации рассеянного излучения. Предел допускаемой основной относительной погрешности измерений счетной концентрации аэрозоля в диапазоне от $3 \cdot 10^4$ до $2,5 \cdot 10^5$ дм^{-3} составляет $\pm 40\%$.

Относительная влажность воздуха фиксировалась при помощи термогигрометра ИВА-6А, позволяющего проводить измерения температуры и относительной влажности воздуха в диапазонах от минус 20 °С до плюс 60 °С и 0–98 % соответственно. Пределы допускаемой основной абсолютной погрешности измерения относительной влажности при 23 °С в диапазоне относительной влажности 0–90 % – не более 2 %, в диапазоне 90–98 % – не более 3 %. Предел допускаемой абсолютной погрешности измерения температуры не более 0,1 °С.

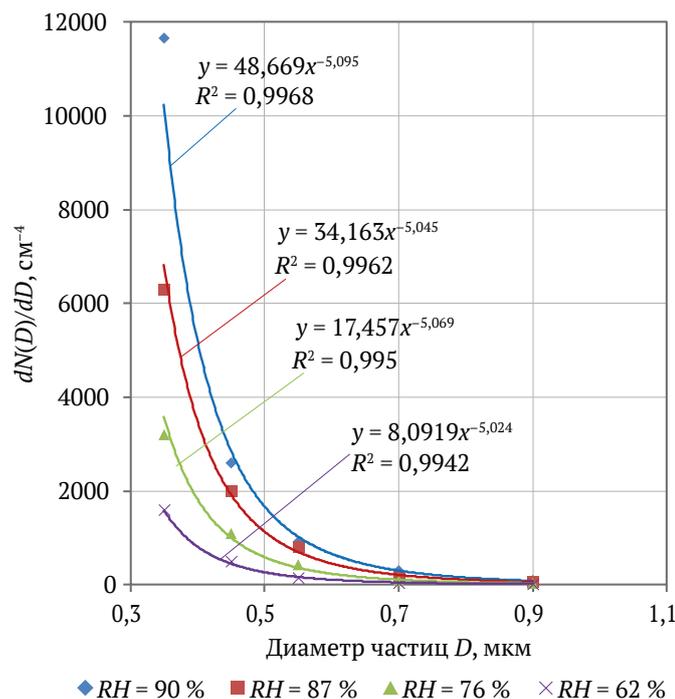


Рис. 3. Распределения соляного аэрозоля по размерам при различных значениях относительной влажности

Длительные исследования медленно меняющегося микроклимата проводились по мере снижения величины RH от значения в 90 % (такая максимальная влажность была зафиксирована в камере после многодневной дождливой погоды) до 62 % (после нескольких солнечных дней подряд).

Результаты исследований размерных распределений аэрозольных частиц (плотности распределения $dN(D)/dD$, где дифференциал $dN(D)$ определяет число частиц в единице объема, обычно в одном литре, дм^{-3} , приходящихся на единичный интервал диаметров dD , обычно в мкм; приводя к одной размерности, плотность распределения аэрозольных частиц $dN(D)/dD$ будем выражать в см^{-4}) в модельной воздушной среде, представленные на рис. 3, наглядно показывают снижение концентраций аэрозольных частиц по мере уменьшения RH , особенно для частиц диаметром порядка 0,3–0,5 мкм, что согласуется с рассмотренными выше механизмами обводнения и осушения соляных частиц. При уменьшении RH частицы постепенно теряют водяную оболочку, уменьшаясь в размерах, мода распределения соляной аэрозоли смещается в сторону все более мелких частиц, что приводит к снижению числа частиц в фиксированных интервалах размеров частиц 0,3–1 мкм.

Обсуждение результатов

Аппроксимация спектральных распределений соляных аэрозольных частиц по размерам, представленных на рис. 3, проведена по известной модели Юнга [33–35]:

$$\frac{dN(D)}{d \lg D} = n^*(D_0) \left(\frac{D}{D_0} \right)^{-Y^*},$$

или

$$\frac{dN(D)}{dD} = B^* \cdot n^*(D_0) \left(\frac{D}{D_0} \right)^{-(Y^*+1)}, \text{ см}^{-4}, \quad (7)$$

где $dN(D)/d \lg D$ – плотность распределения счетной концентрации частиц, см^{-3} ; $N(D)$ – концентрация частиц диаметром больше D , см^{-3} ; D_0 – произвольно выбранный диаметр частицы в диапазоне от порядка 0,1 мкм до 10,0 мкм, для которого справедливость модели Юнга достоверно доказана; $n^*(D_0)$ – значение плотности распределения при $D = D_0$, см^{-3} ; Y^* – показатель степени; $B^* = 1/(\ln 10) \approx 0,434$ – размерный коэффициент пересчета, см^{-1} .

Такая запись модели Юнга для описания непрерывного распределения счетной концентрации по размерам была выбрана из соображений того, что уравнение (7), оперирующее с отношениями диаметров D/D_0 , позволяет обеспечить сопоставимость с зависимостями для фактора роста $GF(RH)$, также оперирующего согласно (1) с D/D_0 . Кроме того, уравнение (7) в двойных логарифмических координатах изображает функцию распределения в виде прямой линии.

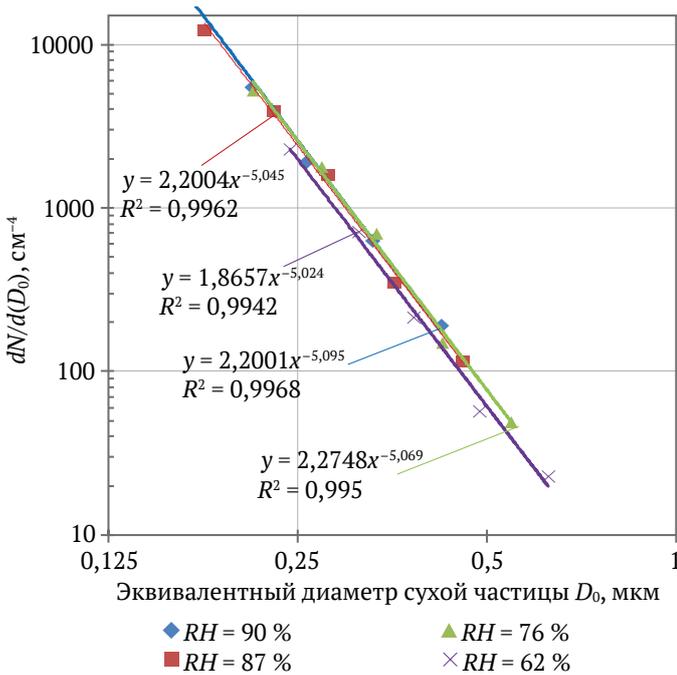


Рис. 4. Эффективное распределение «сухих» аэрозольных частиц

Показатели степени в функциях, аппроксимирующих степенные распределения аэрозольных частиц при различных значениях RH , мало разнятся (см. рис. 3) и составляют величину $Y^* = 4,06 \pm 0,03$. Такое полученное значение хорошо согласуется с результатами, полученными ранее различными исследователями, согласно которым значения показателя степени в модели Юнга для аэрозолей различной физической и химической природы варьируется в диапазоне $Y^* = 2-5$ [36].

Значения плотности распределения $n^*(D_0)$ в аппроксимирующих выражениях, представленных на рис. 3, по мере снижения величины RH уменьшаются, что также согласуется с представленными ранее рассуждениями о процессах кристаллизации соляных аэрозольных частиц и с закономерностями рассмотренной модели Юнга.

Закономерности изменения величины плотности распределения $n^*(D_0)$ в зависимости от RH могут быть получены, если принять диаметр частицы за диаметр «сухой» частицы при $RH = 0\%$ и исходя из полученных ранее и представленных на рис. 2 усредненных величин фактора гигроскопического роста. На рис. 4 представлены распределения «сухих» аэрозольных частиц с диаметром D_0 , рассчитанные по (7) с учетом (1), исходя из значений $GF(90\%) = 2,13$; $GF(87\%) = 1,97$; $GF(76\%) = 1,65$; $GF(62\%) = 1,44$. Согласно рис. 4 все эмпирически пересчитанные на «сухой» остаток распре-

деления для всех рассмотренных случаев относительной влажности свелись в двойных логарифмических координатах к единой прямой линии и описываются эмпирическим выражением

$$\frac{dN}{dD_0} = (2,14 \pm 0,18) \cdot (D_0)^{-(5,06 \pm 0,03)}. \quad (8)$$

Полученные результаты позволили не только подтвердить достоверность известных в физике атмосферы и океана закономерностей гигроскопического роста частиц морской соли, но и обобщить размерное распределение Юнга (8) для условий рудничной атмосферы, что позволяет использовать его при моделировании пылевой обстановки в горных выработках калийных рудников.

Заклучение

В работе показаны единые закономерности гигроскопического роста размеров соляных аэрозольных частиц в зависимости от относительной влажности воздуха, характерные как для морского воздуха, так и для рудничной атмосферы калийных рудников.

Показанная высокая сходимость значений фактора гигроскопического роста (среднее значение стандартного отклонения 0,11 в диапазоне изменений значения фактора 1,26–4,77), заимствованных из известных моделей и известных научных данных об обводнении и обратной кристаллизации соляных частиц морского аэрозоля, с результатами, полученными авторами в модельной воздушной среде, характерной для атмосферы соляного рудника, подтверждает возможность их использования при моделировании процессов проветривания рудников. Адаптированные для условий рудника выражения, описывающие динамику размера гигроскопических аэрозольных частиц, состоящих из кристаллов галита ($NaCl$) и сильвина (KCl), под влиянием относительной влажности, позволяют строить адекватные к реальным условиям модели проветривания, требуемые в том числе при цифровизации проветривания калийных рудников.

Полученные усредненные значения фактора роста для различных условий обводнения частиц и подтвержденная достоверность применения модели Юнга со степенным коэффициентом в выражении $dN(D)/dD$, равным $-(5,06 \pm 0,03)$, могут быть использованы при построении математических моделей поведения соляной пыли в горных выработках и динамики размеров аэрозольных частиц при увеличении и (или) уменьшении относительной влажности воздуха, что подтверждает их теоретическое и практическое значение для управления рудничным проветриванием.

Таким образом, цели представленных в статье исследований достигнуты, а поставленные задачи решены в полном объеме.

Список литературы / References

1. Файнбург Г.З. Проблемы становления новой парадигмы проветривания системы горных выработок рудных шахт. Известия ТулГУ. *Науки о Земле*. 2024;(1): 450–465. Faynburg G. Z. Problems in developing a new ventilation paradigm of mining system ore mines. *Proceedings of the Tula States University – Sciences of Earth*. 2024;1: 450–465. (In Russ.)



2. Исаевич А.Г., Файнбург Г.З., Мальцев С.В. Экспериментальное исследование динамики изменения фракционного состава соляного аэрозоля в комбайновом забое калийного рудника. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;1:60–71. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_1_0_60
Isaevich A.G., Fainburg G.Z., Maltsev S.V. Experimental study of the changes dynamics in the fractional composition of salt aerosol in the cutting loading machine face of a potash mine. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(1):60–71. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_1_0_60
3. Семин М.А., Исаевич А.Г., Жихарев С.Я. Исследование оседания пыли калийной соли в горной выработке. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2021;(2):178–191. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20210218>
Semin M.A., Isaevich A.G., Zhikharev S.Y. The analysis of potash salt dust deposition in roadways. *Journal of Mining Science*. 2021;57(2):341–353. <https://doi.org/10.1134/S1062739121020186>
4. Isaevich A., Semin M., Levin L. et al. A 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>
5. Медведев И.И., Красноштейн А.Е. *Борьба с пылью на калийных рудниках*. М.: Недра; 1977. 192 с.
Medvedev I.I., Krasnoshteyn A.E. *Dust control in potash mines*. Moscow: Nedra Publ. House; 1977. 192 p. (In Russ.)
6. Сметанин М.М. Система обеспечения безопасности по пылевому фактору в калийных рудниках. *Записки Горного института*. 2006;168:37–40.
Smetanin M.M. Safety system for dust factor in potash mines. *Journal of Mining Institute*. 2006;168:37–40. (In Russ.)
7. Файнбург Г.З., Черный К.А. *Естественнонаучные основы нетрадиционного использования соляных горных пород Верхнекамского месторождения калийно-магниевого солей*. Монография. Пермь: Изд-во Пермского национального исследовательского политехнического университета, 2018. 212 с.
Faynburg G.Z., Chernyi K.A. *Natural scientific basis for the unconventional use of salt rocks from the Verkhnekamskoye deposit of potassium-magnesium salts*. Monograph. Perm: Publ. House of Perm National Research Polytechnic University; 2018. 212 p. (In Russ.)
8. Кудряшев А.И. *Верхнекамское месторождение солей*. М.: Геокнига; 2013. 185 с.
Kudryashev A.I. *Verkhnekamskoye salt deposit*. Moscow: Geokniga; 2013. 185 p. (In Russ.)
9. Ибламинов Р.Г. Коллизия и литогенные полезные ископаемые Пермского Урала. В: *Проблемы минералогии, петрографии и металлогении: научные чтения памяти П.Н. Чирвинского*. 2024;27:50–58. <https://doi.org/10.17072/chirvinsky.2024.50>
Iblaminov R.G. Collision and lithogenic minerals of Permian Urals. In: *Problems of Mineralogy, Petrography and Metallogeny: Memory Scientific Readings of P.N. Chirvinsky*. 2024;27:50–58. (In Russ.) <https://doi.org/10.17072/chirvinsky.2024.50>
10. Файнбург Г.З., Черный К.А. Физические свойства соляных горных пород, формирующие специфические параметры воздушной среды. *Известия ТулГУ. Науки о Земле*. 2023;(1): 67–80.
Fainburg G.Z., Chernyi K.A. Physical properties of salt rocks, which are forming specific parameters of air environment. *Proceedings of the Tula States University – Sciences of Earth*. 2023;(1): 67–80. (In Russ.)
11. Pinterich T., Spielman S.R., Wang Y. et al. A humidity-controlled fast integrated mobility spectrometer (HFIMS) for rapid measurements of particle hygroscopic growth. *Atmospheric Measurement Techniques*. 2017;10(12):4915–4925. <https://doi.org/10.5194/amt-10-4915-2017>
12. Kaloshin G.A. Modeling the Aerosol Extinction in Marine and Coastal Areas. *IEEE Geoscience and Remote Sensing Letters*. 2021;18(3):376–380. <https://doi.org/10.1109/LGRS.2020.2980866>
13. Kanngießner F., Kahnert M. Modeling optical properties of non-cubical sea-salt particles. *Journal of Geophysical Research: Atmospheres*. 2021;126(4):e2020JD033674. <https://doi.org/10.1029/2020JD033674>
14. Rosati B., Christiansen S., Dinesen A. et al. The impact of atmospheric oxidation on hygroscopicity and cloud droplet activation of inorganic sea spray aerosol. *Scientific Reports*. 2021;11:10008. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-89346-6>
15. Zeng J., Zhang G., Long S. et al. Sea salt deliquescence and crystallization in atmosphere: An in situ investigation using X-ray phase contrast imaging. *Surface and Interface Analysis*. 2013;45(5):930–936. <https://doi.org/10.1002/sia.5184>
16. Lewis E.R., Schwartz S.E. Comment on “size distribution of sea-salt emissions as a function of relative humidity”. *Atmospheric Environment*. 2006;40(3):588–590. <https://doi.org/10.1016/j.atmosenv.2005.08.043>
17. Wise M.E., Biskos G., Martin S.T. et al. Phase transitions of single salt particles studied using a transmission electron microscope with an environmental cell. *Aerosol Science and Technology*. 2005;39(9):849–856. <https://doi.org/10.1080/02786820500295263>
18. Mikhailov E., Vlasenko S., Niessner R., Poschl U. Interaction of aerosol particles composed of protein and salts with water vapor: hygroscopic growth and microstructural rearrangement. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2004;4(2):323–350. <https://doi.org/10.5194/acp-4-323-2004>



19. Kanngießner F., Kahnert M. Optical properties of water-coated sea salt model particles. *Optics Express*. 2021;29(22):34926–34950. <https://doi.org/10.1364/OE.437680>
20. Zieger P., Vaisanen O., Corbin J. C. et al. Revising the hygroscopicity of inorganic sea salt particles. *Nature Communications*. 2017;8:15883. <https://doi.org/10.1038/ncomms15883>
21. Михайлов Е.Ф., Власенко С.С., Рышкевич Т.И. Влияние химического состава и микроструктуры на гигроскопический рост пирогенного аэрозоля. *Известия Российской академии наук. Физика атмосферы и океана*. 2008;44(4):450–466.
Mikhaylov E.F., Vlasenko S.S., Ryshkevich T.I. Influence of chemical composition and microstructure on the hygroscopic growth of pyrogenic aerosol. *Izvestiya. Atmospheric and Oceanic Physics*, 2008;44(4):416–431. <https://doi.org/10.1134/S0001433808040038>
22. Wang X., Lei H., Berger R. et al. Hygroscopic properties of NaCl nanoparticles on the surface: a scanning force microscopy study. *Physical Chemistry Chemical Physics*. 2020;22(18):9967–9973. <https://doi.org/10.1039/d0cp00155d>
23. Petters M.D., Kreidenweis S.M. A single parameter representation of hygroscopic growth and cloud condensation nucleus activity. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2007;7(8):1961–1971. <https://doi.org/10.5194/acp-7-1961-2007>
24. Tijjani B.I., Sha'aibu F., Aliyu A. The Effect of Relative Humidity on Maritime Tropical Aerosols. *Open Journal of Applied Sciences*. 2014;4(6):299–322. <https://doi.org/10.4236/ojapps.2014.46029>
25. Carrico C.M., Petters M.D., Kreidenweis S.M. et al. Water uptake and chemical composition of fresh aerosols generated in open burning of biomass. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2010;10(11):5165–5178. <https://doi.org/10.5194/acp-10-5165-2010>
26. Drozd G., Woo J., Häkkinen S.A. K. et al. Inorganic salts interact with oxalic acid in submicron particles to form material with low hygroscopicity and volatility. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2014;14(10):5205–5215. <https://doi.org/10.5194/acp-14-5205-2014>
27. Kreidenweis S.M., Koehler K., DeMott P.J. et al. Water activity and activation diameters from hygroscopicity data – Part I: Theory and application to inorganic salts. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2005;5(5):1357–1370. <https://doi.org/10.5194/acp-5-1357-2005>
28. Swietlicki E., Zhou J.C., Covert D.S. et al. Hygroscopic properties of aerosol particles in the north-eastern Atlantic during ACE-2. *Tellus. Series B. Chemical and Physical Meteorology*. 2000;52(2):201–227. <https://doi.org/10.3402/tellusb.v52i2.16093>
29. Gysel M., McFiggans G. B., Coe H. Inversion of Tandem Differential Mobility Analyser (TDMA) Measurements. *Journal of Aerosol Science*. 2009;40(2):134–151. <https://doi.org/10.1016/j.jaerosci.2008.07.013>
30. Adam M., Putaud J.P., Martins dos Santos S. et al. Aerosol hygroscopicity at a regional background site (Ispra) in Northern Italy. *Atmospheric Chemistry and Physics*. 2012;12(13):5703–5717. <https://doi.org/10.5194/acp-12-5703-2012>
31. Jing B., Peng C., Wang Y. et al. Hygroscopic properties of potassium chloride and its internal mixtures with organic compounds relevant to biomass burning aerosol particles. *Scientific reports*. 2017;7:43572. <https://doi.org/10.1038/srep43572>
32. Köpke P., Hess M., Schult I., Shettle E. P. *Global Aerosol Data Set: Report No. 243*. Hamburg: Max-Planck-Institut für Meteorologie; 1997. 46 p.
33. Юнге Х. Химический состав и радиоактивность атмосферы. М.: Мир; 1965. 424 с. (Ориг. вер.: Junge C.E. *Air Chemistry and Radioactivity*. New York: Academic Press; 1963. 382 p.)
Junge C.E. *Air Chemistry and Radioactivity*. New York: Academic Press; 1963. 382 p. (Trans. ver.: Junge C.E. *Air Chemistry and Radioactivity*. Moscow: Mir Publ. House; 1965. 424 p. (In Russ.))
34. Янике Р. Проблемы распределения глобального аэрозоля. *Успехи химии*. 1990;59(10):1654–1675. <https://doi.org/10.1070/RC1990v059n10ABEH003569>
Jaenicke R. Problems of the distribution of the global aerosol. *Russian Chemical Reviews*. 1990;59(10):959–972. <https://doi.org/10.1070/rc1990v059n10abeh003569>
35. Васильев А.В. Об использовании аналитических выражений при аппроксимации экспериментально измеренных функций распределения аэрозольных частиц по размерам. В: *Естественные и антропогенные аэрозоли: Материалы 3-й международной конференции*. Санкт-Петербург, 24–27 сентября 2001 г. С-Пб.: Изд-во ВВМ; 2001. С. 98–103.
Vasil'ev A.V. About using of analytical expressions in approximating experimentally measured size distribution functions of aerosol particles. In: *Natural and anthropogenic aerosols: Proceedings of the 3rd International Conference*. St. Petersburg, 24–27 September 2001. St. Petersburg: VVM Publ. House; 2001. Pp. 98–103. (In Russ.)
36. Исмаилов Ф.И. *Атмосферный аэрозоль*. LAP LAMBERT Academic Publishing; 2019. 288 с. <https://doi.org/10.36719/2019/288>
Ismailov F. I. *Atmospheric aerosol*. LAP LAMBERT Academic Publishing; 2019. 288 p. (In Russ.) <https://doi.org/10.36719/2019/288>



Информация об авторах

Константин Анатольевич Черный – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой безопасности жизнедеятельности, Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-4700-0505](https://orcid.org/0000-0002-4700-0505), Scopus ID [57739104200](https://scopus.com/authorid/57739104200); e-mail chernyy_k@mail.ru

Григорий Захарович Файнбург – доктор технических наук, профессор, научный руководитель кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9599-7581](https://orcid.org/0000-0002-9599-7581), Scopus ID [57217891724](https://scopus.com/authorid/57217891724); e-mail faynburg@mail.ru

Information about the authors

Konstantin A. Chernyi – Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor, Head of the Department of Life Safety, Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0002-4700-0505](https://orcid.org/0000-0002-4700-0505), Scopus ID [57739104200](https://scopus.com/authorid/57739104200); e-mail chernyy_k@mail.ru

Grigorii Z. Faynburg – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Scientific Director of the Department of Mining, Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9599-7581](https://orcid.org/0000-0002-9599-7581), Scopus ID [57217891724](https://scopus.com/authorid/57217891724); e-mail faynburg@mail.ru

Поступила в редакцию 16.07.2024

Поступила после рецензирования 24.11.2024

Принята к публикации 24.12.2024

Received 16.07.2024

Revised 24.11.2024

Accepted 24.12.2024



ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-02-224>

УДК 669.054.8:628.315.2

**Получение адсорбентов для извлечения тяжелых металлов из сточных вод горнорудной промышленности**Е. И. Мирзаева¹  , Н. Ф. Исаева² , Э. Я. Ялгашев³ , Д. П. Турдиева⁴ , Р. М. Боймонов⁵¹ Университет науки и технологий МИСИС (филиал в г. Алмалыке), г. Алмалык, Республика Узбекистан² Ташкентский научно-исследовательский химико-технологический институт, г. Ташкент, Республика Узбекистан³ Ташкентский химико-технологический институт, г. Ташкент, Республика Узбекистан⁴ Национальный Университет Узбекистана имени Мирзо Улугбека, г. Ташкент, Республика Узбекистан⁵ Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан mirzaevaelena92@gmail.com**Аннотация**

Деятельность горно-металлургических предприятий неразрывно связана с потреблением больших количеств воды и соответственно образованием жидких отходов. Приоритетным является решение проблем переработки и рациональной утилизации технологических вод с высоким содержанием ценных компонентов. Это позволяет получать значимый эколого-экономический эффект, то есть приносить прибыль непосредственно предприятиям, экономить материальные ресурсы и снижать нагрузку на окружающую среду в горнопромышленных регионах. Переработка медно-цинковых руд сопровождается формированием металлонесных потоков с широким спектром сопутствующих металлов и неметаллов с низкой концентрацией каждого отдельного компонента и колебаниями pH в широких пределах. Указанные факторы затрудняют выбор рациональной технологии очистки, поэтому предприятиям приходится платить за сверхнормативные металлонесные сбросы в окружающую среду. Тяжелые металлы токсичны, не подвергаются разложению, могут аккумулироваться водными растениями и по пищевой цепи достигать организма человека. Централизованная аккумуляция случайных сбросов, поверхностных и дренажных вод с последующей очисткой для использования в оборотном водоснабжении может решить ряд экологических задач в области охраны водных ресурсов. Адсорбция тяжелых металлов цеолитами на основе недорогих глинистых минералов благодаря простоте процесса, возможности регенерации цеолитов, высокой эффективности ионообмена Cu^{2+} , Zn^{2+} и Fe^{2+} с выделением в окружающую среду нетоксичных катионов Na^+ является хорошей альтернативой химическому осаждению. Целью настоящей работы является оптимизация условий получения цеолитов на основе каолина и бентонита для очистки сточных вод, образующихся при добыче и переработке руды медно-колчеданно-полиметаллических месторождений. За основу синтеза цеолитов из небогатой продукцией горнодобывающей отрасли принята технология щелочного сплавления бентонита или каолина с гидроксидом натрия. Новизной технологического подхода при получении цеолитов из природных алюмосиликатов по сравнению с опубликованными данными является то, что корректировку химического состава щелочного сплава для синтеза цеолитов с определенной кристаллической структурой осуществляли с помощью отходов суспензии $\text{Al}_2\text{O}_3\text{-NaAlO}_2$. Щелочной сплав растворяли в воде, фильтровали и подвергали гидротермальной кристаллизации. Изучен фазовый состав цеолитных адсорбентов. В результате сравнения эффективности извлечения тяжелых металлов из модельных растворов были оптимизированы состав массы и условия процессов щелочного плавления, а также режим гидротермальной кристаллизации. Благодаря достигнутой степени извлечения металлов на уровне 95 % из модельных растворов с начальной концентрацией, мг/л: 150 Cu^{2+} , 180 Zn^{2+} и 125 Fe^{2+} , цеолиты на основе бентонита и каолина могут быть использованы при очистке металлонесных вод.

Ключевые слова

руда, переработка, экология, сточные воды, очистка, тяжелые металлы, адсорбция, алюмосиликаты, каолин, цеолиты, бентониты, кристаллизация, дифрактограмма, Узбекистан, Алмалыкский горно-металлургический комбинат

Для цитирования

Mirzaeva E. I., Isaeva N. F., Yalgashev E. Ya., Turdiyeva D. P., Boymonov R. M. Preparation of adsorbents for the extraction of heavy metals from mining wastewater. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):45–55. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-02-224>



ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

Preparation of adsorbents for the extraction of heavy metals from mining wastewater

E. I. Mirzaeva¹  , N. F. Isaeva² , E. Ya. Yalgashev³ , D. P. Turdiyeva⁴ , R. M. Boymonov⁵¹ National University of Science and Technology MISIS (Almalyk Branch), Almalyk, Republic of Uzbekistan² Tashkent Research Institute of Chemical Technology, Tashkent, Republic of Uzbekistan³ Tashkent Institute of Chemical Technology, Tashkent, Republic of Uzbekistan⁴ Mirzo Ulugbek National University of Uzbekistan, Tashkent, Republic of Uzbekistan⁵ Islam Karimov Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan mirzaevaelena92@gmail.com

Abstract

Mining and metallurgical operations are inextricably connected with the consumption of large volumes of water and, consequently, the generation of liquid waste. The priority is to solve the problems of treatment and rational reclaiming of process waters with high content of valuable components. This will make it possible to obtain a significant environmental and economic effect, i.e. to bring profit directly to enterprises, save material resources and reduce the environmental impact in mining regions. Processing of copper-zinc ores is accompanied by the formation of metal-bearing wastewater with a wide range of associated metals and nonmetals with low concentrations of each individual component and pH fluctuations within wide ranges. These factors make it difficult to select a rational treatment technology, so enterprises have to pay for excessive metal-bearing discharges into the environment. Heavy metals are toxic, do not undergo decomposition, can be accumulated by aquatic plants and reach a human body through the food chain. Centralized accumulation of accidental discharges, surface and drainage water with subsequent treatment for use in recycled water supply can solve a number of environmental problems in the field of water resources protection. Adsorption of heavy metals by zeolites produced from inexpensive clay minerals due to the simplicity of the process, possibility of zeolite regeneration, high efficiency in Cu^{2+} , Zn^{2+} and Fe^{2+} ion exchange with release of non-toxic Na^+ cations into the environment is a good alternative to chemical precipitation. The purpose of this study is to optimize the conditions for producing zeolites from kaolin and bentonite with the assessment of the possibility of their use for the treatment of wastewater generated during mining and processing of ores from sulfide copper-polymetallic deposits. The technology of alkaline fusion of bentonite or kaolin with sodium hydroxide was used as a basis for zeolite synthesis from crude mining products. The novelty of the technological approach in obtaining zeolites from natural aluminosilicates in comparison with the published data is that the adjustment of the chemical composition of alkaline alloy for the synthesis of zeolites with a certain crystal structure was carried out using Al_2O_3 - NaAlO_2 waste suspension. The alkaline alloy was dissolved in water, filtered, and subjected to hydrothermal crystallization. The phase composition of the zeolite adsorbents was studied. Through studying the recovery of heavy metals from model solutions, the mass composition and conditions of alkaline fusion processes as well as the hydrothermal crystallization mode were optimized. The achieved metal recovery of 95% from the model solutions with initial concentration (mg/L): 150 Cu^{2+} , 180 Zn^{2+} and 125 Fe^{2+} allowed to draw the conclusion that zeolites based on bentonite and kaolin can be used in the treatment of metal-bearing wastewater.

Keywords

ore, processing, ecology, wastewater, treatment, heavy metals, adsorption, aluminosilicates, kaolin, zeolites, bentonites, crystallization, diffractogram, Uzbekistan, Almalyk mining and metallurgical combine (AMMC)

For citation

Mirzaeva E. I., Isaeva N. F., Yalgashev E. Ya., Turdiyeva D. P., Boymonov R. M. Preparation of adsorbents for the extraction of heavy metals from mining wastewater. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):45–55. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-02-224>

Введение

Развитие горнорудной промышленности сопровождается формированием специфических техногенных систем, включая рудничные, шахтные, карьерные и подотвальные воды, а также пылевое загрязнение при разработке месторождений [1]. Соединения меди, цинка, свинца, железа и других тяжелых металлов оказывают негативное воздействие на гидросферу, а также на здоровье населения, особенно детского возрас-

та [2]. Предприятия при переработке руды применяют различные технологии для максимального извлечения цветных металлов из техногенных вод и возврата в производственный цикл [3]. Однако мониторинг природных вод в зоне влияния предприятий горно-обогатительных комбинатов и цветной металлургии свидетельствует о явном превышении санитарных норм в сточных водах [4]. Сброс неэффективно очищенной воды Алмалыкским горно-металлургическим



комбинатом обусловил превышение допустимого содержания цинка, свинца, меди, железа, марганца и молибдена в створе водопользования реки Ахангаран [5]. Чтобы снизить влияние антропогенного фактора на гидросферу, целесообразно удалять вредные примеси в устройствах очистки на месте использования водных ресурсов промышленными предприятиями.

В практике очистки воды от умеренно концентрированных загрязнений все чаще используют природные цеолиты [6–8], главным достоинством которых является дешевизна. Несмотря на высокую селективность клиноптилолита по отношению к тяжелым металлам (Pb^{2+} , Cd^{2+} , Cu^{2+} , Co^{2+} , Cr^{3+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Hg^{+} , Fe^{3+}) адсорбционная емкость природных цеолитов в несколько раз меньше, чем синтетических [7, 9]. Поэтому возрастает интерес исследователей к синтезу цеолитов из глинистых минералов [10–12], пустой угольной породы [13–15], щебня [16] и других дешевых отходов [17, 18]. V. Somerset с соавторами выявили эффект снижения концентрации Ni, Zn, Cd и Hg после обработки кислых дренажных вод шахт цеолитами (фожазита) [19]. Преобразование исходных компонентов в цеолиты с каркасной структурой осуществляют исходя из фазового состава, химической активности и термостабильности минерального сырья, а также предполагаемой области применения. Дорогостоящие однофазные цеолиты типа NaA, NaX или NaY производят двухстадийной кристаллизацией из чистых реагентов при строгом соотношении Na_2SiO_3 , NaOH и $NaAlO_2$ [20, 21], так как однократная гидротермальная кристаллизация не позволяет получать цеолиты определенной структуры без примеси посторонних фаз. Гидротермальная обработка каолинов, прокаленных при 550–650 °С (с незначительным содержанием кварца и других тугоплавких минералов) щелочным раствором, предпочтительна при синтезе цеолита NaA вследствие благоприятного соотношения Si/Al, близкого к двум. Термически более устойчивые бентониты [10], каолины в составе пустой угольной породы [13] прокаливают при температуре около 800 °С, а на гидротермальной стадии прибегают к дополнительным источникам алюминия. Перспективным способом переработки низкосортной продукции горнодобывающих предприятий в адсорбенты для очистки сточных вод от тяжелых металлов является плавление кремний-алюминийсодержащего сырья вместе с NaOH и последующей гидротермальной кристаллизацией растворимых продуктов щелочного сплава в цеолиты [14, 15, 22].

Целью настоящей работы является синтез цеолитных адсорбентов, эффективных при очистке сточных вод горно-металлургической промышленности из низкосортного природного сырья. Задачи: 1) определение фазового и элементного состава, а также термостабильности глинистых минералов Узбекистана; 2) определение влияния условий щелочного сплавления бентонита и каолина на фазовый состав и структуру цеолитов – продуктов гидротермальной кристаллизации; 3) оценка эффективности синтезированных цеолитов при извлечении меди, цинка, железа и свинца из модельных водных растворов и подотвальных рудничных вод.

Материалы и методы исследования

В работе использованы нативные глинистые минералы – Навбахорский бентонит (NB), Ангренский рудопробный пестроцветный каолин (VK) и суспензия алюмината натрия (SAS). Суспензия алюмината натрия – это остаток, образующийся при переработке алюмооксидных отходов в адсорбенты галоидсодержащих соединений. Фазовый состав, %: $NaAlO_2$ – 30–33, NaOH – 1,5–2,5; Na_2CO_3 – 0,3–0,5, вода – остальное. Цеолиты, полученные на основе бентонита и каолина, обозначены далее как NBS и VKS. Шифры готовых образцов, условия их синтеза и фазовый состав приведены в табл. 1. Применялись также коммерческие ингредиенты: 99%-ный гидроксид натрия, соляная кислота (36,5%-ная HCl) и 99%-ный полиэтиленполиамин (PEPA). Бентонит имел элементный состав, % масс.: O – 51,03; Si – 26,95; Al – 7,25; Mg – 1,42; K – 1,65; Fe – 7,21; Na – 1,24; Ca – 2,32; Ti – 0,32; S – 0,20 и P – 0,35. Каолин содержал, % масс.: O – 53,38; Si – 25,49; Al – 10,59; Mg – 0,1; K – 0,81; Ba – 0,22; Fe – 1,91; Pb – 0,05; Na – 0,12; Ca – 0,22. Суспензия алюмината натрия с плотностью 1,23 г/см³ после сушки при 350 °С включала, % масс.: O – 41,57; Al – 30,37; Na – 25,82; C – 2,08; Cl – 0,14.

Преобразование глинистого сырья в растворимые алюминаты и алюмосиликаты натрия осуществляли щелочным сплавлением с NaOH [11], корректируя соотношение SiO_2/Al_2O_3 и Na_2O/SiO_2 в смеси добавкой суспензии алюмината натрия. Молярное соотношение SiO_2/Al_2O_3 варьировали в пределах 1,5–7,17, а Na_2O/SiO_2 от 0,016 до 1,5. Бентонит и каолин для синтеза 7-NBS и 6-VKS предварительно подвергали частичному выщелачиванию примесей Ca, Mg, K и Fe путем термообработки в 2M растворе HCl с последующим промыванием и сушкой при 120 °С. Смесь ингредиентов подвергали мокрому помолу в шаровой мельнице в течение часа, переносили в фарфоровые чашки, сушили при температуре 80–120 °С, а затем прокаливали с выдержкой 3 ч при температуре 810 °С. Продукты щелочного сплавления измельчали, переносили в колбу с мешалкой и добавляли дистиллированную воду в соотношении жидкость : твердый продукт (Ж : Т) от 2,9 : 1 до 6,6 : 1.

После перемешивания в течение 30 мин жидкость отфильтровывали от твердого остатка в полипропиленовую колбу [21], добавляли затравочные кристаллы из расчета 0,2 г порошка свежих цеолитов NaA или NaX на 100 г реакционной массы. При синтезе 8-NBS и 5-VKS в прозрачный фильтрат добавляли по 60 г PEPA, а реакционные смеси для образцов 9-11-NBS и 8-VKS перед помещением в автоклав подвергали воздействию микроволнового излучения в течение 0,5 ч (см. табл. 1). Каждый из полученных прозрачных растворов в полипропиленовой колбе помещали в автоклав и выдерживали при температуре 35 °С в течение 15–25 ч для установления равновесия в реакционной смеси. Затем повышали температуру до 80 °С и выдерживали в течение 4 ч. Оптимальную температуру индукционного периода и стадии роста кристаллов выбирали для каждого раствора щелочного сплава в зависимости от результатов фазового анализа проб, отбираемых через каждый час. Кристаллические про-



дукты отделяли на нутч-филт্রে, промывали водой до нейтрального значения pH жидкой фазы, сушили и прокаливали при температуре 300 °С.

Для исследований в динамическом режиме порошки 8-NBS и 6-VKS формовали экструзией в гранулы диаметром 1,0 мм и длиной 1,0–1,3 мм. Формовочную смесь готовили смешением порошка цеолита с очищенным от примесей бентонитом и раствором карбоксиметилцеллюлозы. Высушенные и прокаленные при 300 °С гранулы перед адсорбцией подвергали обработке раствором Na₂CO₃. Степень удаления тяжелых металлов в статических условиях определяли в порошковой форме. Конические колбы, содержащие по 100 мл исследуемого раствора и точную навеску соответствующего цеолита (0,05–1,0 г), устанавливали в шейкере при температуре 25 °С. Время встряхивания варьировали от 10 до 600 мин. Динамические испытания проводили в колонке диаметром 1,25 см при высоте слоя частиц цеолита – 120 см и скорости истечения жидкости от 6 до 18 см³/мин. Степень удаления вредных примесей из воды оценивали фотоколориметрическим методом по изменению концентрации соответствующих металлов при контакте с образцом цеолита. Цинк определяли в виде комплексного соединения с дитизоном (аналитическая длина волны λ = 535 нм), а медь с диэтилдитиокарбаматом свинца (λ = 430 нм). Измеряли оптическую плотность растворов комплексных соединений: цинка с дитизоном

(аналитическая длина волны λ = 535 нм), меди с диэтилдитиокарбаматом свинца (λ = 430 нм), а железа с сульфосалициловой кислотой (λ = 430 нм). Концентрацию свинца определяли хроматным методом при λ = 540 нм с использованием дифенилкарбазида.

Адсорбционную емкость определяли по формуле:

$$A = (C_{\text{нач}} - C_{\text{кон}})V \cdot \frac{100}{m},$$

где A – адсорбционная емкость; $C_{\text{нач}}$ – начальная концентрация вещества, г/л; $C_{\text{кон}}$ – концентрация исследуемого вещества в растворе при равновесии, г/л; m – масса адсорбента, г; V – объем модельного раствора, л [11]. Элементный состав исследуемых образцов определяли на сканирующем электронном микроскопе (СЭМ) EVOMA 10 (Zeiss). Дифрактограммы, полученные в результате рентгенофазового анализа (РФА), исходных веществ и синтезированных цеолитов получены на дифрактометре Empyrean с использованием CuKα излучения, а термограммы на дериватографе HESON HS-TGA-103 со скоростью нагрева 10 °С/мин.

Результаты эксперимента

Из дифрактограмм, рис. 1, следовало, что взятое сырье представляло смесь различных минералов и существенно отличалось молярным соотношением SiO₂/Al₂O₃ = 4,64 (каолин) и 7,17 (бентонит) – одной из важнейших характеристик для синтеза цеолитов.

Таблица 1

Влияние параметров синтеза щелочным плавлением 100 г кремнийсодержащего сырья с NaOH и SAS на фазовый состав кристаллических продуктов

Шифр образцов	Ингредиенты смеси для щелочного плавления, г		Гидротермальная обработка			Молярное отношение соотношения			Обнаруженные фазы, %				
	NaOH	SAS	H ₂ O, г	Соотношение Ж : Т	Цеолит, 0,2 г	SiO ₂ /Al ₂ O ₃	Na ₂ O/SiO ₂	H ₂ O/Na ₂ O	Цеолиты			Примеси	
									NaA	NaX	NaP	Гидросодалит	SiO ₂
1-NBS	75,82	131,3	2175	14,7 : 1	NaA	1,5	1,5	130	13	–	–	43	11
2-NBS	49,8	89,9	1448	7,83 : 1	NaA	2,0	1,0	83,0	56	–	–	12	14
3-NBS	88,58	89,9	2199	10,2 : 1	–	2,0	1,5	84,0	8	–	–	75	8
4-NBS	98,85	64,97	2180	10,6 : 1	NaX	2,5	1,5	83,3	4	74	–	10	6
5-NBS	33,95	40,79	2513	17,7 : 1	NaX	3,3	0,6	240	4	63	6	–	9
6-NBS	1,24	–	240	2,66 : 1	NaA	7,17	0,016	860	4	–	–	7	88
7-NBS	55,05	100,8	1609	8,36 : 1	NaA	2,0	1,0	83,0	69	–	–	8	–
8-NBS	54,57	73,1	1609	8,87 : 1	NaX	2,5	1,0	83,0	2	79	–	3	–
9-NBS	49,8	89,9	1448	7,83 : 1	NaA	2,0	1,0	83,0	36	–	–	55	–
10-NBS	75,82	131,3	2175	9,40 : 1	–	1,5	1,5	130	–	–	–	82	–
11-NBS	98,85	64,97	2180	10,6 : 1	–	2,5	1,5	83,3	–	–	–	76	10
1-VKS	52,65	67,13	1370	8,64 : 1	NaA	2,0	1,0	83,0	64	–	–	8	–
2-VKS	89,3	67,13	2057	11,0 : 1	NaA	2,0	1,5	83,1	8	–	–	75	–
3-VKS	59,92	43,53	1370	9,2 : 1	NaX	2,5	1,0	83,0	6	78	–	4	–
4-VKS	37,62	20,67	824	7,0 : 1	–	3,3	0,6	83,2	10	24	38	–	–
5-VKS	59,92	43,53	1370	9,17 : 1	NaX	2,5	1,0	83,0	–	75	–	25	–
6-VKS	60,05	12,62	1194	8,64 : 1	NaA	2,0	1,0	83,0	83	–	–	3	–
7-VKS	49,48	46,91	1194	7,87 : 1	–	1,5	1,0	83,0	25	–	–	64	–
8-VKS	89,3	67,13	1370	8,64 : 1	–	2,0	1,0	83,0	6	–	–	90	–

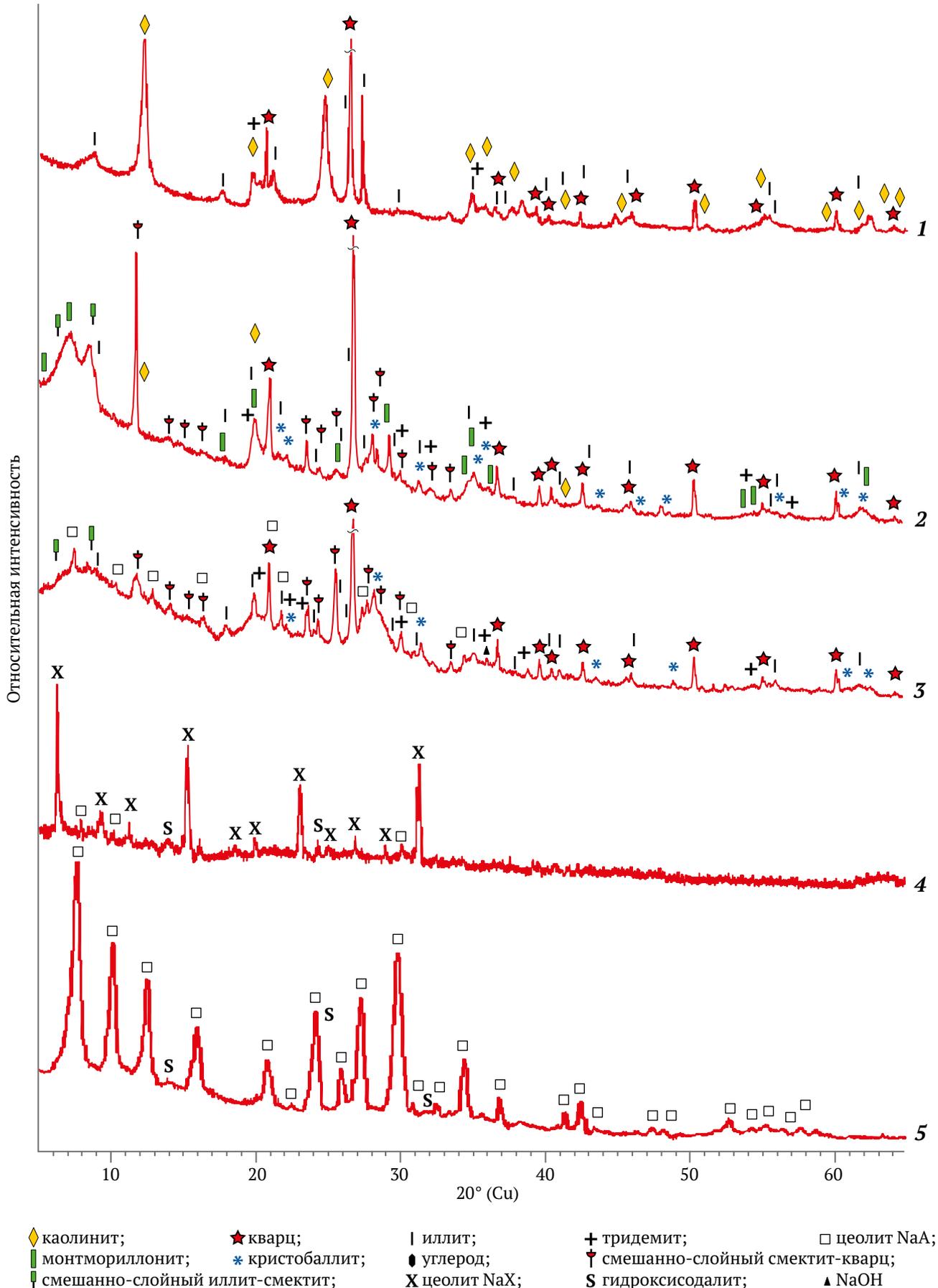


Рис. 1. Дифрактограммы: 1 – VK; 2 – NB; 3 – 4-NBS (щелочное сплавление при 800 °С – 5 ч); 4 – 8-NBS; 5 – 6-VKS

На дифрактограмме каолина к проявлению порообразующего минерала каолинита отнесены несколько уширенные рефлексы с $d = 0,714; 0,446; 0,357; 0,2568; 0,2504; 0,2387; 0,2343; 0,221; 0,1989; 0,1790; 0,1666; 0,1490; 0,1375; 0,701; 0,129; 0,1236$ нм. Каолинит – слоистый алюмосиликат с химической формулой $Al_2Si_2O_5(OH)_4$ [6], где молярное соотношение SiO_2/Al_2O_3 было равно двум, как в цеолите NaA. Относительная интенсивность базальных рефлексов каолинита была меньше, чем кварца, к тому же наблюдались рефлексы, отнесенные к илиту – гидрослюдистому калий-содержащему минералу $(K_{-1}Al_2[Al,Si]_4O_{10})(OH)_2 \cdot n H_2O$ ($d = 0,998; 0,498; 0,421; 0,333; 0,320; 0,298; 0,256; 0,243; 0,239; 0,224; 0,218; 0,212; 0,198; 0,166, 0,164; 0,150$ нм). Процесс дегидроксилирования каолинита в аморфный метакаолин протекал в диапазоне $490–610^\circ C$, а иллит и кварц не претерпевали фазовых превращений до $800^\circ C$ (рис. 2, термограмма 1).

Порообразующим минералом бентонита являлся монтмориллонит из группы смектитов, идентифицированный по основным рефлексам с $d = 0,568; 0,704; 0,809; 0,4472; 0,3422; 0,3053; 0,2598; 0,1711; 0,1672$ и $0,1504$ нм наряду с рефлексами от кварца, смешанно-слоистых фаз: смектит-кварц и смектит-иллит (см. рис. 1, дифрактограмма 2). Указанные рефлексы частично совпадали с рефлексами от иллита, каолинита и α -кristобалита, что характерно для месторождений тонкодисперсных глин [10]. После прокаливания бентонита при $600–650^\circ C$ каолинит и монтмориллонит рентгенографически уже не проявлялись, зато увеличивался фон в области углов $2\theta = 18–32^\circ$ от аморфных продуктов их дегидроксилирования, сохранялись рефлексы от иллита, но обладали рефлексы от кристаллических полиморфов SiO_2 . Идентифицированные в бентоните и каолине фазы тридимита, α -кristобалита и слюдястых минералов сохранялись после термообработки при $850^\circ C$, поэтому требовали термохимической активации щелочными реагентами [11]. В сплавах бентонита или каолина с NaOH при $800^\circ C$ интенсивность линий

кварца составляла 50% от исходной, но резко уменьшалась при повышении температуры сплавления до $810^\circ C$. Термограмма нативного бентонита в совокупности с данными рентгенофазового анализа после его прокаливания при $550^\circ C$ подтвердила, что изменение формы и некоторое смещение рефлексов от монтмориллонита обусловлено трансформацией большей части набухающей фазы монтмориллонита в иллит, не склонный к набуханию. Молекулярная вода удалялась при $50, 140$ и $175^\circ C$ с уменьшением массы на $9,2\%$, а дегидроксилирование структурных OH-групп с потерей массы $1,8\%$ происходило при $450, 574$ и $650^\circ C$ (см. рис. 2, термограмма 2).

Суспензия алюмината натрия после удаления воды представляла смесь рентгеноаморфных алюминатов натрия в пересчете на $NaAlO_2$ и кристаллических фаз, %: гиббсита – $28,7$; NaOH – $10,9$; Na_2CO_3 – $1,98$ и NaCl – $0,024$. После прокаливания при $810^\circ C$ взамен гало от аморфных фаз на дифрактограмме появлялись широкие рефлексы от γ - $NaAlO_2$ ($d = 0,425; 0,294; 0,259; 0,215; 0,1994; 0,1970; 0,1881; 0,1747$ нм) и $NaAl_{11}O_{17}$ ($d = 1,128; 0,569; 0,280; 0,2518; 0,2424; 0,2380$ нм). О превращении гиббсита в γ - Al_2O_3 свидетельствовали рефлексы с $d = 0,198$ и $0,139$ нм. Кристаллическому Na_2CO_3 соответствовали малоинтенсивные узкие рефлексы с $d = 0,2963; 0,26; 0,254; 0,236; 0,218$ нм. Шифры цеолитов, полученных при оптимальных условиях, количество ингредиентов в смесях для щелочного сплавления и гидротермальной обработки продуктов их выщелачивания, а также результаты рентгенофазового анализа синтезированных цеолитов представлены в табл. 1.

Обсуждение результатов

Оптимальные условия термохимического разложения исходных источников кремния выбраны сопоставлением дифрактограмм щелочных сплавов, полученных при температурах $800, 810$ и $830^\circ C$ и предназначенных для синтеза образцов 1-NBS, 4-NBS, 2-VKS и 6-VKS, с результатами анализа твердых

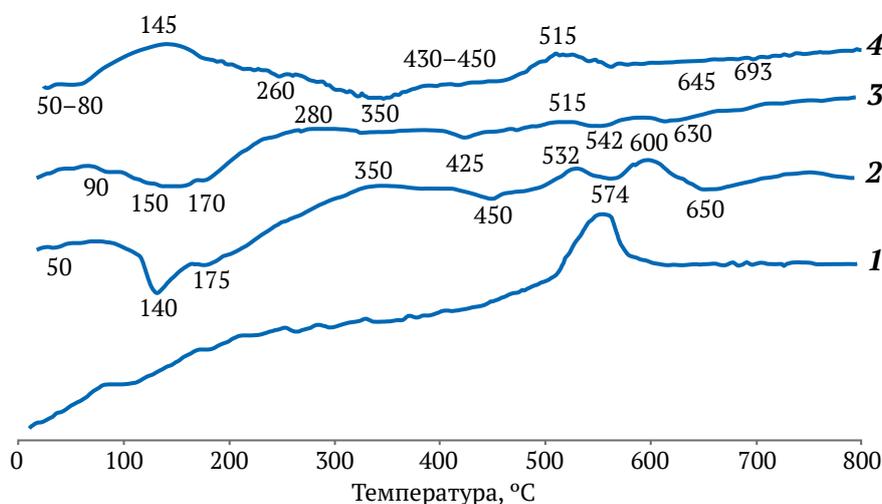


Рис. 2. Термограммы компонентов, использованных при синтезе цеолитных адсорбентов:
1 – пестроцветный каолин (VK); 2 – Навбахорский бентонит (NB); 3 – щелочной сплав для образца 4-NBS;
4 – щелочной сплав для образца 2-VKS



остатков от выщелачивания водой. Было показано, что почти полное преобразование монтмориллонита, каолинита и полиморфов SiO_2 в алюмосиликаты натрия может быть достигнуто прокаливанием щелочных смесей при температуре не менее 810°C в течение 3 ч. На дифрактограммах щелочного сплава для образцов 1-NBS, 10-NBS и 7-VKS с дефицитом кремния ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,5$) наблюдались узкие рефлексы от нефелина – NaAlSiO_4 с $d = 0,4192$; $0,3834$; $0,3262$; $0,3011$; $0,2884$ нм и очень широкие рефлексы с $d = 0,53$; $0,432$; $0,282$; $2,55$; $2,30$ нм от $2\text{NaAlO}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$. При соотношении $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 2$ и $\text{Na}_2\text{O}/\text{SiO}_2 = 1$ в дифрактограммах наблюдалось усиление фона в области углов $2\theta = 5-35^\circ$ от аморфных алюмосиликатов и SiO_2 , а взамен нефелина формировались кристаллы высокотемпературного алюмосиликата – $\text{Na}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_9$ ($d = 0,4213$; $0,2584$; $0,1822$ и $0,1487$ нм). Проявлялись также следы высокотемпературной формы NaAlSiO_4 ($d = 0,423$ и $0,2592$ нм), слабые рефлексы от α -квартцита ($d = 0,4013$; $0,3132$; $0,2852$; $0,2481$; $0,193$; $0,187$ нм), не прореагировавшего с NaOH или Na_2CO_3 , и гидрослюды, не содержащей конституционной воды ($d = 0,436$; $0,302$; $0,260$; $0,225$; $0,202$ нм). На дифрактограмме сплава 4-NBS с некоторым профицитом соединений натрия, помимо кристаллической фазы $\text{Na}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_9$, были заметны ещё и рефлексы с $d = 0,5302$; $0,3563$; $0,3041$; $0,2574$; $0,2403$; $0,1885$ и $0,1754$ нм от Na_2SiO_3 . В щелочных сплавах, как правило, преобладала фаза $\text{Na}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_9$, интенсивность рефлексов которой изменялась в ряду: 8-VKS \approx 6-VKS $<$ 1-VKS $<$ 7-NBS $<$ 2-NBS. В дифрактограммах остальных щелочных сплавов также присутствовали обе формы растворимых натрий-алюмосиликатов.

Сокращение времени помолы или длительности термообработки щелочных сплавов сопровождалось появлением в дифрактограммах рефлексов при $2\theta = 20,8^\circ$; $26,14^\circ$; $36,6^\circ$; $50,21^\circ$; $59,82^\circ$ от кварца и около $2\theta = 55,2^\circ$ от $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. В отдельных экспериментах показано, что сплавление бентонита или каолина только с гидроксидом натрия при температуре 810°C было менее эффективно, чем комбинирование NaOH с суспензией алюмината натрия при соотношении щелочных компонентов $\text{NaOH} : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 5 : 1$ и эквивалентном количестве Na_2O . Продукты щелочного сплавления при температуре выше 800°C : аморфные силикаты, слабо окристаллизованные алюминаты натрия и кристаллические NaAlSiO_4 , $\text{Na}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_9$ и Na_2SiO_3 – хорошо растворялись в воде и находились в термодинамически нестабильном состоянии из-за большого количества разломов и свободных концов связей в местах их разрыва [23]. При оптимальной температуре 80°C , $\text{pH} = 12-13$ и выдержке в автоклаве 4 ч растворенные продукты щелочного сплавления в зависимости от элементного состава кристаллизовались преимущественно в цеолиты типа NaX ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 2,5$), NaA ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 2,0$) или NaP ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 3,33$) (см. табл. 1). К цеолиту NaA отнесены характеристические дифракционные пики с $d = 1,230$; $0,870$; $0,710$; $0,550$; $0,37$; $0,328$; $0,298$ и $0,262$ нм, а к цеолиту NaX пики с $d = 1,447$; $0,885$; $0,754$; $0,573$; $0,380$ и $0,288$ нм [24]. Если процесс щелочного сплавления осуществляли при температуре 800°C , то аморфный

SiO_2 , его кристаллические полиморфы и непрореагировавшие слюдястые минералы сильно засорили конечный продукт (см. рис. 1, дифрактограмма 3). При сплавлении при 810°C той же самой массы при 810°C , что и на дифрактограмме 4-NBS, площадь пика от SiO_2 ($2\theta = 26,6^\circ$) была в 18 раз меньше площади пика от фазы цеолита NaX ($2\theta = 6,02^\circ$) [25].

Варьированием времени гидротермальной обработки фильтра растворенных щелочных сплавов для образцов 2-NBS, 4-NBS, 1-VKS, 4-VKS и 5-VKS было установлено, что введение затравочных кристаллов NaA или NaX сокращало время кристаллизации с 7 до 3–4 ч при суммарном выходе цеолитных фаз 56–78%. Сокращение времени гидротермальной обработки до 1–2 ч резко уменьшало выход целевых продуктов, а на дифрактограммах интенсивность базовых рефлексов от цеолитных фаз при $2\theta = 6,1-7,18^\circ$ составляла 8–15% от пика кварца при $2\theta = 26,6^\circ$. Кристаллизация раствора щелочного сплава при 810°C более 4 ч на 7–8% увеличивала выход цеолитов NaA и/или NaX, но приводила к росту содержания посторонних фаз типа гидроксидоалита – пики с $d = 0,633$; $0,365$; $0,258$; $0,239$ и $0,211$ нм [24]. Увеличение времени кристаллизации при синтезе образца 6-VKS с 3,5 ч (см. табл. 1, рис. 3) до 5 ч сопровождалось повышением выхода цеолита NaA с 83 до 84%, а гидроксидоалита с 3 до 11%, что совпадало с выводами исследований [14, 26]. Повышенное содержание кремния ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 = 2,5-3,3$) и затравка кристаллов NaX при гидротермальной обработке растворов щелочных сплавов бентонита с суспензией алюмината натрия приводили к преимущественному формированию фазы цеолита NaX с $d = 0,1447$; $0,885$; $0,754$; $0,573$; $0,481$; $0,442$; $0,394$; $0,381$ нм (см. табл. 1).

Катионы Na^+ играли важную роль в цеолитизации, стабилизируя основные звенья цеолитовых каркасов в гидротермальных условиях [27]. От количества соединений натрия при сплавлении зависела не только степень разрушения исходных кристаллических веществ во время сплавления с образованием водорастворимых веществ, но и щелочность получаемого раствора для кристаллизации. Слабощелочная среда ($\text{pH} = 8-8,5$) во время синтеза образца 6-NBS при соотношении $\text{Na}_2\text{O}/\text{SiO}_2 = 0,016$ без добавки суспензии алюмината натрия привела к формированию аморфного кремнезема при минимуме кристаллических фаз. pH среды ≥ 14 во время гидротермальной стадии синтеза 1-NBS, 3-NBS, 10-NBS, 11-NBS, 2-VKS и 7-VKS обусловило явное преобладание фазы гидроксидоалита. Из табл. 1 следовало, что без затравочных кристаллов NaA или NaX во время гидротермальной обработки растворов щелочного сплава с соотношением $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$ в пределах 1,5–2,5 образовывалось от 64 до 90% гидроксидоалита. На дифрактограммах к фазе гидроксидоалита были отнесены рефлексы с $d = 0,6293$; $0,3649$; $0,2814$; $0,2573$; $0,209$; $0,1812$; $0,17398$; $0,1572$; $0,15263$; $0,1483$ и $0,14425$ нм. Согласно литературным источникам гидроксидоалит представляет собой гидрофильный цеолит с формулой переменного состава типа $\text{Na}_6\text{Al}_6\text{Si}_6\text{O}_{24} \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ [22], $\text{Na}_8[\text{AlSiO}_4]_6(\text{OH})_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и дру-

гих [16, 28]. Как было отмечено в обзорах [23, 26], скелет цеолита $\text{NaA} - \text{Na}_{12}\text{Si}_{12}\text{Al}_{12}\text{O}_{48} \cdot 27\text{H}_2\text{O}$, образующийся в результате гидротермальной кристаллизации из растворов нефелина с расчетным соотношением $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 = 2$, подвержен растрескиванию при высокой щелочности, что и обуславливало формирование гидросодалита. Известно, что кристаллы гидроксидов содалита имеют кубическую форму с упорядоченным алюмосиликатным каркасом, в котором содалитовые клетки заключают в себе поры небольшого размера [29], что может быть полезным при выделении ионов металлов из водных растворов [28]. В наших экспериментах без внесения затравочных кристаллов, но с микроволновой обработкой были получены адсорбенты 10-NBS и 8-VKS, состоящие преимущественно из гидроксидов содалита. Введение затравочных кристаллов цеолита NaA в реакцию смесь, подвергнутую микроволновой обработке, явно уменьшало не только количество балластного кварца, но и препятствовало формированию кристаллов цеолита NaA, что несколько отличалось от выводов, сделанных в статье [27], посвященной преобразованию золы уноса в цеолиты типа А с помощью микроволновой обработки.

Исследование адсорбционных свойств

Многофазность синтезированных адсорбентов, включающих два типа метастабильных цеолитных структур А и X, наряду со стабильными фазами гидроксидов содалита и цеолита NaP обусловила специфику адсорбционных свойств. Образцы с преобладанием фазы гидроксидов содалита или цеолита NaP отличались большей плотностью и малой удельной поверхностью – около 33–76 м²/г, по сравнению с метастабильными цеолитами NaA и NaX с аналогичным соотношением $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$, удельная поверхность которых достигала 300 м²/г. Большой объем полостей, характерный для гидроксидов содалита, позволял адсорбентам типа 10-NBS, 11-NBS и 8-VKS поглощать из воды некоторое количество ионов металлов, но крайне медленно. Испытания в статических условиях (см. рис. 3) проводили из растворов с концентрацией рудничных вод, характерной для полиметаллических руд [2], в том числе Алмаькского рудного поля, которое включает в себя медно-порфировые и медно-колчеданно-полиметаллические месторождения с преобладанием сульфидов [30]. Однако мониторинг природных вод в зоне влияния предприятий горно-обогатительных комбинатов и цветной металлургии свидетельствует о явном превышении санитарных норм в сточных водах. При концентрации менее 0,003М и pH около 5 (рис. 3, кривые 1–4) металлы присутствовали в растворах практически в виде двухвалентных катионов. Адсорбционная емкость за 10 ч эксперимента не превышала (г/100 г) 0,38 Cu^{2+} для 8-VKS и 0,27 Pb^{2+} в случае 10-NBS, тогда как за тот же период емкость 100 г цеолита 6-VKS со структурой типа А, содержащего около 3% гидроксидов содалита, достигала, г: 29,2 Cu^{2+} ; 28,4 Zn^{2+} ; 18,3 Fe^{2+} и 3,1 Pb^{2+} . Вследствие повышения pH до 5,1 при контакте с 0,05 г цеолита в результате ионообмена $\text{Cu}^{2+} \rightarrow 2\text{Na}^+$ умень-

шалась конкуренция между катионами металлов и избытком протонов, а также происходила иммобилизация труднорастворимых гидроксокомплексов на поверхности адсорбентов, поэтому эффективность адсорбции соединений меди достигала 97%. При увеличении навески цеолита до 0,06 г степень удаления указанных металлов из разбавленных растворов была не менее 98,5%, что согласуется с литературными источниками [18, 19] для цеолитов на основе летучей золы. Максимальная способность к поглощению соединений железа и цинка была зафиксирована для цеолита 8-NBS, где преобладающей фазой был цеолит NaX, г/100 г: 20,8 Fe^{2+} и 28,7 Zn^{2+} . Гибридный образец 4-VKS, включающий преимущественно структуру цеолита NaP, а также некоторое количество NaX и NaA, лучше поглощал свинец, чем 10-NBS – 1,2 Pb^{2+} (г/100 г), но существенно уступал образцам 6-VKS и 8-NBS. Повышенное содержание фаз гидроксидов содалита и SiO_2 (кристаллического или аморфного) ухудшало способность адсорбентов к извлечению катионов металлов. При адсорбции из 1М растворов (потенциальная жидкая руда), где преобладали уже молекулярные формы тяжелых металлов, удаление токсичных элементов происходило преимущественно по механизму осаждения с образованием осадка $\text{Cu}(\text{OH})_2$ и лишь при увеличении pH до 6,5 из-за высокой дозы цеолита степень удаления достигала 80%.

Испытания оптимальных образцов в динамическом режиме показали, что при пропускании модельных растворов через слой цеолитов 8-NBS и 6-VKS высотой 1,2 м эффективность очистки от катионов Cu^{2+} , Zn^{2+} и Fe^{2+} была не менее 95%, а Pb^{2+} около 82%.

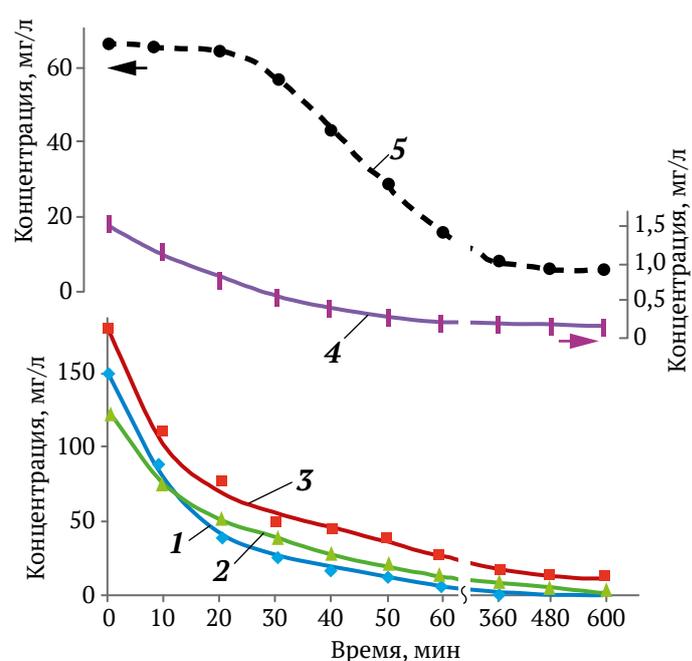


Рис. 3. Влияние времени контакта цеолитов с водой, содержащей ионы тяжелых металлов, на изменение концентрации растворов в системах: 1 – Cu^{2+} /6-VKS, 2 – Fe^{2+} /8-NBS, 3 – Zn^{2+} /4-VKS, 4 – Pb^{2+} /10-NBS, 5 – Cu^{2+} /4-VKS



Концентрация катионов меди в результате адсорбции на цеолитах 8-NBS и 6-VKS снижалась, мг/л: от 150 до 1,2–0,5 Cu^{2+} , от 180 до 8,9–7,5 Zn^{2+} , от 125 до 0,8–0,4 Fe^{2+} , от 1,5 до 0,3 до 0,27 Pb^{2+} . Результаты по адсорбции на цеолитах, синтезированных из местного минерального сырья щелочным сплавлением с отходами суспензии $\text{Al}_2\text{O}_3\text{-NaAlO}_2$, подтверждены в процессе очистки реальных подотвалных вод месторождения Кульчулак. При степени удаления из воды с концентрацией, мг/л: Cu – 138, Zn – 169, Fe – 83, Pb – 1,8 в присутствии соединений серы и серебра, pH 4,9 была не ниже 80 %. После превышения концентрации Cu^{2+} , Zn^{2+} и Fe^{2+} на выходе из адсорбционной колонки около 10 мг/л была доказана принципиальная возможность регенерации цеолитов, насыщенных катионами тяжелых металлов, путем пропускания раствора Na_2CO_3 . Цеолиты 8-NBS и 6-VKS могут найти применение при очистке технологических вод Алмалыкского горно-металлургического комбината.

Заключение

Предварительное щелочное сплавление небогатых глинистых минералов с отходом суспензии алюмината натрия обеспечило эффективное генерирование активных частиц кремния и алюминия, позволило увеличить выход продуктов цеолитной структуры и резко, вплоть до отсутствия, снизить количество балластной примеси кварца и муллита. Тенденция к формированию гидроксидоалюмината усиливалась при чрезмерном увеличении щелочности и длительности гидротермальной стадии.

При параметрах процесса водоочистки, сопоставимых с промышленными адсорбционными технологиями, возможно снижение концентрации меди, цинка и железа до близкой к уровню ПДК в воде хозяйственно-питьевого назначения. Цеолиты, синтезированные из небогатого минерального сырья с высоким содержанием кварца, могут быть использованы в очистке технологической воды для снижения потребления воды горно-металлургическими предприятиями из внешних источников.

Список литературы / References

1. Растанина Н.К., Колобанов К.А. Воздействие техногенного пылевого загрязнения на экосферу и здоровье человека закрытого горного предприятия Приамурья. *Горные науки и технологии*. 2021;6(1):16–22. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-1-16-22>
Rastanina N.K., Kolobanov K.A. Impact of technogenic dust pollution from the closed mining enterprise in the Amur Region on the ecosphere and human health. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(1):16–22. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-1-16-22>
2. Зверева В.П., Фролов К.Р., Лысенко А.И. Формирование рудничных вод в Дальневосточном регионе России и их влияние на экосферу и здоровье населения. *Горные науки и технологии*. 2022;7(3):203–215. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-203-215>
Zvereva V.P., Frolov K.R., Lysenko A.I. Formation of mine drainage in the Far Eastern region and its impact on the ecosphere and public health. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(3):203–215. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-203-215>
3. Шадрюнова И.В., Орехова Н.Н. Технологические и эколого-экономические аспекты ресурсосберегающей переработки техногенного гидроминерального сырья горных предприятий цветной металлургии. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(S1):177–191.
Shadrunova I.V., Orekhova N.N. Technological and environmental and economic aspects processes for advanced recycling of water originating from mining operations, with recovery of heavy metals. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(S1):177–191. (In Russ.)
4. Катаева С.Е., Шуляк Э.В., Брыль В.И., Чабан Н.Г. К вопросу о содержании тяжелых металлов в водной среде города Славутича. М.; 2000. С. 751–752.
Kataeva S.E., Shulyak E.V., Bryl V.I., Chaban N.G. On the issue of heavy metal content in the aquatic environment of Slavutyich city. Moscow; 2000. Pp. 751–752. (In Russ.)
5. Файзиева М.Ф. К вопросу санитарной охраны водоёмов в условиях Узбекистана. *Вестник науки и образования*. 2016;(4):70–72.
Fayzieva M.F. On the issue of sanitary protection of reservoirs in Uzbekistan. *Vestnik Nauki i Obrazovaniya*. 2016;(4):70–72. (In Russ.)
6. Collins F., Rozhkovskaya A., Outramb J. G., Millarb G. J. A critical review of waste resources, synthesis, and applications for Zeolite LTA. *Microporous and Mesoporous Materials*. 2020;291:109667. <https://doi.org/10.1016/j.micromeso.2019.109667>
7. Tasić Ž.Z., Bogdanović G.D., Antonijević M.M. Application of natural zeolite in wastewater treatment – A review. *Journal of Mining and Metallurgy*. 2019;55A(1):67–79 <https://doi.org/10.5937/JMMA1901067T>
8. Белова Т.П., Ратчина Т.И., Гавриленко Ю.С. Адсорбция меди, никеля и кобальта натуральным цеолитом из водных растворов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014;12:76–80.
Belova T.P., Ratchina T.I., Gavrilenko Yu.S. Sorption of copper, nickel and cobalt by natural zeolite from aqueous solutions. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2014;12:76–80. (In Russ.)
9. Milicevic S., Povrenovic D., Milosevic V., Martinovic S. Predicting the copper adsorption capacity on different zeolites. *Journal of Mining and Metallurgy*. 2017;53A(1):57–63.



10. Srilai S., Tanwongwal W., Onpetch K. et al. Synthesis of Zeolite X from bentonite via hydrothermal method. *Materials Science Forum*. 2020;990:144–148. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/msf.990.144>
11. Ma H., Yao Q., Fu Y. et al. Synthesis of zeolite of type A from bentonite by alkali fusion activation using Na_2CO_3 . *Industrial & Engineering Chemistry Research*. 2009;49(2):454–458. <https://doi.org/10.1021/ie901205y>
12. Buronov F., Fayzullayev N. Synthesis and application of high silicon zeolites from natural sources. In: *AIP Conference Proceedings. The 1st International Conference on Problems and Perspectives of Modern Science: ICP-PMS-2021*. 10–11 June 2021, Tashkent, Uzbekistan. 2022;2432:050004. <https://doi.org/10.1063/5.0089557>
13. Jin Y., Li L., Liu Z. et al. Synthesis and characterization of low cost zeolite NaA from coalgangue by hydrothermal method. *Advanced Powder Technology*. 2021;32:791–801 <https://doi.org/10.1016/j.appt.2021.01.024>
14. Kong D., Jiang R. Preparation of NaA Zeolite from High Iron and Quartz Contents Coal Gangue by Acid Leaching-Alkali Melting Activation and Hydrothermal Synthesis. *Crystals*. 2021;11(10):1198. <https://doi.org/10.3390/cryst11101198>
15. Ma H., Zhu H., Wu C. et al. Study on compressive strength and durability of alkali-activated coal gangue-slag concrete and its mechanism. *Powder Technology*. 2020;368:112–124. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.04.054>
16. Kuroki S., Hashishin T., Morikawa T. et al. Selective synthesis of zeolites A and X from two industrial wastes: Crushed stone powder and aluminum ash. *Journal of Environmental Management*. 2019;231:749–756. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2018.10.082>
17. Koukouzas N., Vasilatos C., Itskosa G. et al. Removal of heavy metals from wastewater using CFB-coal fly ash zeolitic materials. *Journal of Hazardous Materials*. 2010;173(1–3):581–588. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2009.08.126>
18. Hamadi A., Nabih K. Synthesis of zeolites materials using fly ash and oil shale ash and their applications in removing heavy metals from aqueous solutions. *Hindawi Journal of Chemistry*. 2018;2018(1):6207910. <https://doi.org/10.1155/2018/6207910>
19. Somerset V., Petrik L., Iwuoha E. Alkaline hydrothermal conversion of fly ash filtrates into zeolites 2: Utilization in wastewater treatment. *Journal of Environmental Science and Health, Part A*. 2005;40(8):1627–1636. <https://doi.org/10.1081/ESE-200060675>
20. Bessa R., Costa L., Oliveira C. et al. Kaolin-based magnetic zeolites A and P as water softeners. *Microporous and Mesoporous Materials*. 2017;245:64–72. <https://doi.org/10.1016/j.micromeso.2017.03.004>
21. Tayraukham P., Jantarit N., Osakoo N., Wittayakun J. Synthesis of pure phase NaP2 zeolite from the gel of NaY by conventional and microwave-assisted hydrothermal methods. *Crystals*. 2020;10(10):951. <https://doi.org/10.3390/cryst10100951>
22. Wajima T., Munakata K., Ikegami Y. Conversion of waste sandstone cake into crystalline zeolite X using alkali fusion. *Materials Transactions*. 2010;51(5):849–854. <https://doi.org/10.2320/matertrans.MH200905>
23. Lee Y.-R., Soe J.T., Zhang S. et al. Synthesis of nanoporous materials via recycling coal fly ash and other solid wastes: A mini review. *Chemical Engineering Journal*. 2017;317:821–843. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2017.02.124>
24. Kunecki P., Panek R, Wdowin M. et al. Influence of the fly ash fraction after grinding process on the hydrothermal synthesis efficiency of Na-A, Na-P1, Na-X and sodalite zeolite types. *International Journal of Coal Science & Technology*. 2021;8(2):291–311 <https://doi.org/10.1007/s40789-020-00332-1>
25. Hu T., Gao W., Liu X. et al. Synthesis of zeolites Na-A and Na-X from tablet compressed and calcinated coal fly ash. *Royal Society Open Science*. 2017;4:170921. <https://doi.org/10.1098/rsos.170921>
26. Yang L., Qian X., Yuan P. et al. Green synthesis of zeolite 4A using fly ash fused with synergism of NaOH and Na_2CO_3 . *Journal of Cleaner Production*. 2019;212:250–260. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.11.259>
27. Mallapur V.P., Oubagaranadin J.U.K. A brief review on the synthesis of zeolites from hazardous wastes. *Transactions of the Indian Ceramic Society*. 2017;76(1):1–13. <https://doi.org/10.1080/0371750X.2016.1231086>
28. Golbad S., Khoshnoud P., Abu-Zahra N. Hydrothermal synthesis of hydroxy sodalite from fly ash for the removal of lead ions from water. *International Journal of Environmental Science and Technology*. 2017;14(1):135–142. <https://doi.org/10.1007/s13762-016-1133-x>
29. Shabani J.M., Omotola B., Oyekola O., Petrik L. Synthesis of hydroxy sodalite from coal fly ash for biodiesel production from waste-derived maggot oil. *Catalysts*. 2019;9(12):1052. <https://doi.org/10.3390/catal9121052>
30. Василевский Б.Б., Ежков Ю.Б., Рахимов Р.Р. и др. *Проблемы крупнообъемных месторождений золота и меди Узбекистана*. Ташкент; 2012. 116 с.
Vasilevsky B.B., Yezhkov Yu.B., Rakhimov R.R. et al. *Problems of large-volume gold and copper deposits in Uzbekistan*. Tashkent; 2012. 116 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Елена Иннокентьевна Мирзаева – PhD (техн.), доцент кафедры металлургии, Университет науки и технологий МИСИС (филиал в г. Алмалыке), г. Алмалык, Республика Узбекистан; ORCID [0009-0003-4198-2274](https://orcid.org/0009-0003-4198-2274); e-mail mirzaevaelena92@gmail.com



Нурхон Фархатовна Исаева – PhD (техн.), докторант, Ташкентский научно-исследовательский химико-технологический институт, г. Ташкент, Республика Узбекистан; ORCID 0000-0001-8513-6975; e-mail nurhonisaeva@gmail.com

Элмурод Яхшибой угли Ялгашев – докторант, старший научный сотрудник, Ташкентский химико-технологический институт, г. Ташкент, Республика Узбекистан; ORCID 0000-0001-7921-2206; e-mail chemyalgashev@mail.ru

Дилноза Пердеш кизи Турдиева – докторант, младший научный сотрудник, Национальный университет Узбекистана имени Мирзо Улугбека, г. Ташкент, Республика Узбекистан; ORCID 0009-0000-3216-5801; e-mail turdievadilannoza34@gmail.com

Руфатжон Машариф угли Боймонов – старший преподаватель кафедры машин и оборудования нефтегазовой промышленности и систем трубопроводного транспорта, Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан; e-mail rufatjonboymonov1992@gmail.com

Information about the authors

Elena I. Mirzaeva – PhD (Eng.), Associate Professor of the Department of Metallurgy, University of Science and Technology MISIS (Almalyk branch), Almalyk, Republic of Uzbekistan; ORCID 0009-0003-4198-2274; e-mail mirzaevaelena92@gmail.com

Nurkhon F. Isaeva – PhD (Eng.), Doctoral Student, Tashkent Scientific Research Institute of Chemical Technology, Tashkent, Republic of Uzbekistan; ORCID 0000-0001-8513-6975; e-mail nurhonisaeva@gmail.com

Elmurod Ya. Yalgashev – Doctoral Student, Senior Researcher, Tashkent Institute of Chemical Technology, Tashkent, Republic of Uzbekistan; ORCID 0000-0001-7921-2206; e-mail chemyalgashev@mail.ru

Dilnoza P. Turdiyeva – Doctoral Student, Junior Researcher, National University of Uzbekistan named after Mirzo Ulugbek, Tashkent, Republic of Uzbekistan; ORCID 0009-0000-3216-5801; e-mail turdievadilannoza34@gmail.com

Rufatjon M. Boymonov – Senior Lecturer of the Department of Machinery and Equipment of Oil and Gas Industry and Pipeline Transport Systems, Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Republic of Uzbekistan; e-mail rufatjonboymonov1992@gmail.com

Поступила в редакцию 26.02.2024

Поступила после рецензирования 07.06.2024

Принята к публикации 10.09.2024

Received 26.02.2024

Revised 07.06.2024

Accepted 10.09.2024



ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-142>

УДК 550.8

**Вещественный состав магнитных фракций хвостов флотации медеплавильных шлаков**А. Л. Котельникова , Е. С. Золотова  

Институт геологии и геохимии им. академика А. Н. Заварицкого УрО РАН, г. Екатеринбург, Российская Федерация

 zolotova@igg.uran.ru**Аннотация**

Тонкоизмельченные отходы флотационной переработки отвальных медеплавильных шлаков отражательной плавки Среднеуральского медеплавильного завода («технические пески СУМЗ») накоплены в значительных объемах и могут представлять опасность для окружающей среды как потенциальный источник тяжелых металлов. В то же время они могут рассматриваться как перспективный источник полезных компонентов вследствие относительно высокого содержания цинка (3,3–3,9%) и меди (0,4–0,5%). Разработка технологий по утилизации «технических песков» является перспективной задачей цветной металлургии и невозможна без их всестороннего исследования. Целью наших исследований являлись изучение вещественного состава магнитных фракций «технических песков СУМЗ» и оценка перспектив извлечения полезных компонентов (цинка и меди) из хвостов флотации с использованием мокрой магнитной сепарации. Химический анализ полученных фракций выполнен в Центре коллективного пользования «Геоаналитик» Института геологии и геохимии УрО РАН методом масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой на квадрупольном масс-спектрометре Elan-9000. Фазовый анализ выполнен в центре коллективного пользования «Урал–М» Института металлургии УрО РАН методом рентгенофазового анализа на дифрактометре Bruker D8 Advance. Магнитные свойства фракций магнитной сепарации изучены методом термомагнитного анализа. После обработки отхода методом мокрой магнитной сепарации выход магнитной фракции (48 кА/м) составил приблизительно 83%, слабомагнитной (200 кА/м) – 11%, немагнитной – 6%. Получены данные о фазовом и химическом составе фракций магнитной сепарации отхода. Отмечено, что цинк и медь распределяются по фракциям относительно равномерно с несколько повышенным содержанием меди в немагнитной, а цинка – в слабомагнитной фракции. Подтверждена зависимость магнитной восприимчивости минералов «технических песков» от наличия в них изоморфных примесей. Совместная оценка данных рентгенофазового и термомагнитного анализов показала, что при практически идентичных рентгенограммах термомагнитные кривые в интервале 20–700 °С демонстрируют существенные различия фракций магнитной сепарации. Все полученные термомагнитные кривые необратимые. При использованных параметрах мокрой магнитной сепарации для разделения «технических песков» данный метод малоэффективен, необходимы дополнительные исследования по поиску оптимальных способов подготовки отходов и режимов напряженности магнитного поля. Результаты исследований вносят вклад в изучение магнитных свойств отходов переработки медеплавильных шлаков, представляют интерес для разработки новых схем их утилизации и повторной переработки.

Ключевые слова

медеплавильное производство, минеральные отходы, медеплавильные шлаки, хвосты флотационной переработки, утилизация, магнитная сепарация, термомагнитный анализ, магнитные фракции, магнитные свойства, фаялит (Fe_2SiO_4), форстерит ($(\text{MgMn})\text{SiO}_4$), диопсид ($\text{CaZn}(\text{Si}_2\text{O}_6)$), магнетит (Fe_3O_4), сфалерит (ZnS), цинкит (ZnO)

Благодарности

Исследования выполнены в рамках Государственного задания ИГГ УрО РАН, тема № 123011800011-2. Эта работа стала возможной благодаря деятельному участию в ней Сергея Григорьевича Комлева, специалиста в области обогащения полезных ископаемых, и Виктора Сергеевича Иванченко, известного ученого в области магнитометрии. Светлой их памяти авторы посвящают эту статью. Авторы выражают глубокую признательность В. Ф. Рябинину, инициатору геоэкологических исследований в Институте геологии и геохимии УрО РАН, за помощь в проведении исследований, Д. В. Киселевой и Д. С. Реутову за помощь в проведении аналитических работ.

Для цитирования

Kotelnikova A. L., Zolotova E. S. Material composition of magnetic fractions of copper-smelting slag flotation tailings. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):56–66. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-142>



BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

Material composition of magnetic fractions of copper-smelting slag flotation tailingsA. L. Kotelnikova , E. S. Zolotova  *Zavaritsky Institute of Geology and Geochemistry
of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences (IGG UB RAS),
Yekaterinburg, Russian Federation* zolotova@igg.uran.ru**Abstract**

Finely ground tailings from flotation processing of waste copper reverberatory smelting slags of the Sredneuralsky Copper Smelter (“SUMZ technical sands”) was accumulated in significant amounts and may pose a threat to the environment as a potential source of heavy metals. At the same time, the waste can be considered as a promising source of useful components due to relatively high contents of zinc (3.3–3.9%) and copper (0.4–0.5%). Development of technologies for recycling the “technical sands” is a promising task of nonferrous metallurgy and requires their comprehensive study. The purpose of this research was to study the material composition of magnetic fractions of the “SUMZ technical sands” and assess the prospects of extraction of useful components (zinc and copper) from their flotation tailings using wet magnetic separation. Chemical analyses of the obtained fractions were carried out at the Center for Collective Use “Geoanalitik” of the Institute of Geology and Geochemistry, UB RAS by inductively coupled plasma mass spectrometry method using an Elan-9000 quadrupole mass spectrometer. Phase analyses were carried out at the Ural-M Collective Use Center of the Institute of Metallurgy, UB RAS by X-ray phase analysis using a Bruker D8 Advance diffractometer. The magnetic properties of the magnetic separation fractions were studied by thermomagnetic analysis. After treating the tailings by wet magnetic separation, the yield of the magnetic fraction (48 kA/m) was approximately 83%, that of the weakly magnetic fraction (200 kA/m) was 11%, and that of the non-magnetic fraction, 6%. The data on the phase and chemical composition of the tailings magnetic separation fractions were obtained. It was found that zinc and copper were distributed relatively uniformly among the fractions with a slightly higher content of copper in the non-magnetic fraction and that of zinc in the weakly magnetic fraction. The dependence of magnetic susceptibility of the “technical sands” minerals on the presence of isomorphous impurities in them was confirmed. The joint evaluation of the data of X-ray phase and thermomagnetic analyses showed that at practically identical X-ray diffraction patterns the thermomagnetic curves in the range of 20–700°C demonstrate significant differences between the magnetic separation fractions. All the obtained thermomagnetic curves are irreversible. At the used parameters of wet magnetic separation, this method proved inefficient for the “technical sands” separation, and additional research is required to find optimal methods of the tailings pretreatment and magnetic intensity modes. The research findings contribute to the study of magnetic properties of copper-smelting slag processing tailings and are of interest for the development of new flow schemes for their utilization and recycling.

Keywords

copper smelting production, mineral waste, copper smelting slag, flotation processing tailings, recycling, magnetic separation, thermomagnetic analysis, magnetic fractions, magnetic properties, fayalite (Fe_2SiO_4), forsterite ($(\text{MgMn})\text{SiO}_4$), diopside ($\text{CaZn}(\text{Si}_2\text{O}_6)$), magnetite (Fe_3O_4), sphalerite (ZnS), zincite (ZnO)

Acknowledgments

The research was carried out within the framework of the State Assignment of IGG UB RAS, project No. 123011800011-2.

This work was made possible by the active participation of Sergey Grigorievich Komlev, a specialist in the field of mineral processing, and Victor Sergeevich Ivanchenko, a well-known scientist in the field of magnetometry. This paper is for their cherished memory.

The authors express profound gratitude to V. F. Ryabinin, the initiator of geoecological research at the Institute of Geology and Geochemistry, UB RAS, for help in conducting the research, and to D. V. Kiseleva and D. S. Reutov for assistance in assaying.

For citation

Kotelnikova A. L., Zolotova E. S. Material composition of magnetic fractions of copper-smelting slag flotation tailings. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):56–66. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-142>



Введение

Отходы горно-металлургической промышленности занимают огромные территории по всему миру и наносят существенный экологический урон [1–3]. Особую опасность для окружающей среды представляют отходы цветной металлургии из-за высокого содержания тяжелых металлов [4–6].

В настоящее время на медеплавильных производствах для переработки шлаков чаще всего используется метод флотации [7–9], в результате чего получают концентрат медьсодержащих компонентов и образуются хвосты обогащения – «технические пески», представляющие собой тонкодисперсный, механоактивированный материал. Данные отходы находят ограниченное применение в строительной области [10] и для рекультивации нарушенных территорий [11, 12], ведутся разработки применения хвостов флотации медеплавильных шлаков для очистки промышленных сточных вод [13]. Однако по большей части отходы направляются на захоронение и сейчас накоплены в значительных объемах в районах деятельности медеплавильных комбинатов. «Технические пески» могут вызывать загрязнение подземных и надземных вод, почвы, а также растений [14, 15].

Хвосты флотации медеплавильных шлаков можно рассматривать как потенциальный источник полезных компонентов [16, 17]. Разработка и внедрение технологий, предусматривающих переработку и утилизацию техногенных отходов, крайне актуальная задача для современных производств, устойчивого природопользования и сохранения окружающей среды [18–20]. Решение проблемы комплексного использования хвостов флотации медеплавильных шлаков требует их всестороннего исследования.

Уральский и сибирский регионы являются одними из главных производственных центров цветной металлургии России. В 1994–1995 гг. Среднеуральский медеплавильный завод (ОАО СУМЗ) и ОАО Кировоградский медеплавильный комбинат начали переработку отвалных литых шлаков в качестве источника медно-цинкового концентрата. Наиболее подробно изучен вещественный состав хвостов флотации ОАО СУМЗ [21–23], которых накоплено более 10 млн т. По предварительным оценкам в таком объеме может содержаться около 340 тыс. т цинка, 43 тыс. т меди, 43 тыс. т свинца, а также 3,5 млн т железа. В «технических песках» СУМЗ содержится до 4% цинка и до 0,5% меди. Для их извлечения применим метод кислотного выщелачивания. Максимальное извлечение цинка (до 77%) и меди (до 64%) было достигнуто с использованием серной кислоты (концентрация 300 г/дм³) [24]. Увеличение степени извлечения цинка и меди возможно с учетом фазового состава «технических песков», распределения их по минеральным фазам, а также тонины помола [25] и магнитных свойств отхода.

В литературе встречаются исследования по извлечению ценных компонентов из медеплавильных шлаков методом магнитной сепарации [25, 26]. На примере хвостов флотации конвертерных медеплавильных шлаков обогатительной фабрики ОАО «Святогор» установлено, что изменение напряженности магнит-

ного поля (1200, 800, 400 Э) при мокрой магнитной сепарации, крупности измельчения и способа охлаждения шлака практически не влияет на содержание железа в получаемом железном концентрате [25]. Китайскими учеными был предложен совместный процесс прямого восстановления и магнитной сепарации хвостов флотации медеплавильных шлаков с использованием известняка [26]. Однако минеральному составу получаемых магнитных фракций отхода уделено недостаточно внимания.

Целью наших исследований являлись изучение вещественного состава магнитных фракций отходов переработки отвалных литых шлаков Среднеуральского медеплавильного завода и оценка перспектив извлечения полезных компонентов (цинка и меди) из хвостов флотации с использованием мокрой магнитной сепарации. В связи с этим решались следующие задачи: фракционирование хвостов переработки медеплавильных шлаков СУМЗ методом мокрой магнитной сепарации; определение химического и фазового состава полученных магнитных фракций; характеристика их магнитных свойств с использованием термомагнитного анализа; оценка эффективности разделения хвостов флотации методами мокрой магнитной сепарации.

Объекты и методы исследования

Литой отвалный шлак отражательной плавки Среднеуральского медеплавильного завода при переработке подвергается измельчению сначала на конусных дробилках до фракции 10 мм, затем на шаровых мельницах до 0,05 мм. Последующее извлечение медного концентрата проводится методом флотации. Жидкий концентрат и хвосты обогащения («технические пески») раздельно проходят радиальные ступи-тели и фильтруются. Для обезвоживания хвостов используются вакуумные фильтры.

«Технические пески СУМЗ» представляет собой тонкодисперсный материал гранулометрического состава: (–0,21 + 0,10) мм – 1,1–4,1%; (–0,1 + 0,05) мм – 21–30%; < 0,05 мм – 69–75%. По химическому составу, масс. %: FeO – 32,3; SiO₂ – 31; Fe₂O₃ – 14,29; Al₂O₃ – 7,05; CaO – 4,53; Zn – 3,28; MgO – 1,64; S – 1,32; K₂O – 0,74; Na₂O – 0,64; As – 0,53; Cu – 0,44; Ba – 0,43; TiO₂ – 0,26; Pb – 0,2; P₂O₅ – 0,1; MnO – 0,09 [23].

Разделение хвостов переработки медеплавильных шлаков СУМЗ на магнитные фракции выполнено на кафедре обогащения полезных ископаемых горно-механического факультета Уральского государственного горного университета. Для выделения магнитных фракций использовался метод мокрой магнитной сепарации¹, характеризующийся непрерывностью процесса сепарации, которая обеспечивалась созданием в рабочей камере магнитного поля с напряженностью, уменьшающейся в направлении движения пульпы.

¹ Свертков А.А., Чекменев А.Н., Братусь С.В., Шархов В.В. Патент № RU 2013109184 А, Российская Федерация, МПК В03С1/00. Способ мокрой магнитной сепарации магнетитовых руд и устройства для его осуществления: заявл. 2013109184/03, 28.02.2013; опубликовано 10.09.2014.



Определение химического и фазового составов полученных фракций проводилось в центре коллективного пользования «Геоаналитик» Института геологии и геохимии УрО РАН методом масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой (ICP-MS) на квадрупольном масс-спектрометре Elan-9000 (PerkinElmer, Канада). Фазовый анализ выполнен в центре коллективного пользования «Урал-М» Института металлургии УрО РАН методом рентгенофазового анализа на дифрактометре Bruker D8 Advance (Bruker AXS GmbH, Германия).

Исследование магнитных свойств «технических песков» проведено в Институте геофизики УрО РАН. Для определения суммарной намагниченности фракций магнитной сепарации использовался метод термомагнитного анализа. Схема установки представлена в монографии [27]. Измерение магнитной восприимчивости образцов проведено серийным капнометром КТ-3.

Результаты исследований и их обсуждение

«Технические пески СУМЗ» представляют собой тонкодисперсный материал (размеры частиц <0,05 мм), состоящий из смеси фаялита, пироксена, железосодержащей стекловатой фазы кислого и основного состава, магнетита, гематита, вюститита, шпинелидов, сульфидов и интерметаллидов. Магнетит и сульфиды приурочены к стеклофазе. Характерной особенностью «песков» является повышенное содержание цинка (около 3,3–3,9%) и меди (0,4–0,5%) с соотношением $Zn/Cu = 7,5$. Цинк присутствует во всех фазах. Силикатный цинк – в фаялите и стеклофазе. Прочие тяжелые металлы, включая медь, преимущественно сосредоточены в сульфидных и интерметаллидах. По литературным данным [25] первичные медные минералы представлены халькопиритом, кубанитом, купритом, которые обычно сопровождаются вторичными минералами меди – ковеллином и борнитом. Суммарная массовая доля медьсодержащих минералов составляет 1,5%. Около 50% железа содержится в фаялите. Основная масса щелочных и щелочноземельных элементов, а также алюминий и кремний заключены в стеклофазе [23].

Магнитные свойства отходов переработки медеплавильных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода определяются магнитными свойствами входящих в его состав минералов. Практически все минеральные фазы «технических песков» являются магнетиками, способными намагничиваться в магнитном поле. Это связано с тем, что в их состав, как правило, входят атомы с собственным магнитным моментом, обусловленным наличием неспаренных электронов, например, Fe^{2+} , Fe^{3+} .

Поэтому при наложении магнитного поля разделение «технических песков СУМЗ» оказалось затруднительным. Выход магнитной фракции составил 83,27%, слабомагнитной – 10,85%, немагнитной – 5,88% (табл. 1).

Кроме того, значительное влияние на разделение хвостов флотации медеплавильных шлаков с использованием мокрой магнитной сепарации оказывает

присутствие стекла (до 30 масс. % в шлаках СУМЗ). Для шлаков медной плавки завода «Карабашмедь» установлено, что дробление в аппаратах центробежно-ударного действия – дезинтеграция – происходит с низкой степенью селективности из-за стекловатой структуры [28].

Условия остывания литого медеплавильного шлака, служащего исходным материалом исследуемых «технических песков», заметно отличаются от природных. Как следствие, гомогенизированные индивиды минералов представляют меньшую часть объема. Преобладающая часть отхода представлена в разной степени раскристаллизованным стеклом [23, 29]. В обломочном материале «технических песков СУМЗ» количественно доминирует мелкообломочное стекло, представляющее собой фрагменты формирующихся минералов на разных стадиях гомогенизации их состава. Стекло выполняет интерстиции между индивидами оливина, магнетита и сульфидов. Состав стекла (по зондовым анализам) имеет 30–50% кремнезема, глинозема от 7 до 20%, щелочей до 10%, цинка 1,5–10%, меди до 1% и до 30% оксидов железа [30]. Наличие сложных скрытокристаллических структур, присутствие структур распада твердых растворов, структур замещения элементов в кристаллической структуре минералов в виде каемок на периферии зерен снижает степень селективной дезинтеграции шлака при дроблении.

Химический анализ полученных магнитных фракций «технических песков СУМЗ» (табл. 2) показал, что цинк и медь распределяются по фракциям относительно равномерно. Отмечено некоторое увеличение содержания меди в немагнитной, а цинка в слабомагнитной фракции.

В отходах переработки медеплавильных шлаков согласно предыдущим исследованиям наблюдается фаза цинкового магнетита [21, 23]. Данный факт можно расценивать как одно из проявлений незавершившейся гомогенизации минерала. Можно предположить, что с этим и связано увеличение содержания цинка в слабомагнитной фракции. Присутствие цинка отмечалось и в вюстите, уступающем в количестве магнетиту в «технических песках», но также содержащем определенное количество цинка.

Медь остается преимущественно в немагнитной фракции, скорее всего, из-за наличия в стекле эмульсионной вкрапленности штейна [23] и медьсодержащих минералов [25].

Таблица 1

Результаты разделения отходов переработки медеплавильных шлаков методом мокрой магнитной сепарации

Фракция	Напряжённость магнитного поля, кА/м	Масса, г	Выход, %
Магнитная	48	119,52	83,27
Слабомагнитная	200	15,57	10,85
Немагнитная	–	8,44	5,88
Всего	–	143,53	100,00



Минеральной основой «технических песков» являются силикаты (около 84 %), представленные оливинами, пироксенами и стеклофазой. Второстепенными фазами являются оксиды железа и цветных металлов (около 14 %), сульфиды (около 2 %) (табл. 3). В небольшом количестве присутствуют интерметаллиды.

Указанные количества минеральных фаз (см. табл. 3) имеют соответствующую кристаллическую решетку. Однако, следует отметить, что большинство минералов «технических песков» еще не достигло полной гомогенизации. Особенностью большинства минеральных фрагментов в обломочном материале отхода являются заметные отклонения от стехиометрических составов.

По данным рентгенофазового анализа оливины в «технических песках СУМЗ» имеют преимущественно фаялитовый состав ($\text{Fe}_{1,64}\text{Ca}_{0,04}\text{Zn}_{0,15}(\text{Si}_{0,85}\text{Al}_{0,27})\text{O}_4$). Исследования магнитных свойств оливинов [31, 32] показали, что при низких температурах в них происходит антиферромагнитное упорядочение, причем магнитная ячейка совпадает с кристаллографической.

Пироксены в «технических песках СУМЗ» представляют собой ферросилиты состава ($\text{Fe, Mg, Ca, Zn})_2\text{Si}_{1,9}\text{O}_{6,0}$ с примесями Al. Ранее отмечалось, что в отвальных шлаках иногда встречаются индивиды авгита ($\text{Ca, Fe, Mg}[\text{SiO}_3]_2$) [33]. В кристаллической решетке пироксенов нередко обнаруживаются катионы трехвалентного железа и меди.

Основные скопления магнетита, сульфидов, оксидов цветных металлов и интерметаллидов сосредоточены в стекловатой фазе «технических песков». Зерна этих минералов хорошо ограненные, различной размерности, в том числе и нанокристаллические. Магнетит образует также сложные типы сростков с фаялитом. Чистый магнетит в хвостах флотации встречается редко, его состав можно представить структурной формулой ($\text{Fe}_{2,8}\text{Al}_{0,5}\text{Si}_{0,1}\text{Zn}_{0,1}\text{O}_4$). Часто

в его состав входит медь, эпизодически определяются катионы Cr, Ti, Cd, Sn. Магнетит – типичный ферромагнетик [34]. Кристаллы и зерна магнетита сами по себе являются природными постоянными магнитами, имеющими силу и полярность настоящего магнита. Но присутствие в составе магнетита изоморфных примесей будет снижать магнитную восприимчивость.

В «технических песках СУМЗ» определяются вюстит ($\text{Fe}_{0,9}\text{Al}_{0,02}\text{Si}_{0,01}\text{Zn}_{0,04}\text{O}$) и гематит ($\text{Fe, Al, Si}_{0,4}\text{O}_3$), иногда с примесями Zn и Sn. Это антиферромагнитные минералы, магнитная восприимчивость которых небольшая, но положительная [35]. При наложении магнитного поля изоморфные примеси будут оказывать существенное влияние на магнитную восприимчивость этих минералов.

Пирротиноподобные сульфиды в «технических песках» имеют следующие составы: ($\text{Pb, Fe, Cu, Zn, Si}_{0,08}\text{Sn}_{0,07}\text{S}$), $\text{FeS}\cdot\text{Cu}_2\text{S}$, ($\text{Pb, Fe, Cu})_{1,06}\text{S}$, ($\text{Pb, Fe, Si}_{0,44}\text{Ca}_{0,18}\text{S}$). Чистый пирротин является ферромагнетиком [36]. Так же как магнетит, он имеет собственный магнитный момент и способен создавать вокруг себя магнитное поле.

Диамagnetики в «технических песках СУМЗ» представлены металлической медью, сурмянистыми интерметаллидами, сульфидами – халькозином и сфалеритом, купритом и цинкитом, ангидритом состава ($\text{Ca}_{0,74}\text{Ca, Na, Al, Mg}\text{SO}_4$), гидроксидами алюминия и кремния.

В магнитной фракции сосредоточено 96 % магнетита, более 80 % силикатной и сульфидной фазы (табл. 4). Такое распределение вещества может быть связано с тонкой вкрапленностью магнитных минералов в стеклофазе и образованием сростков с силикатами, а также с изменением магнитной структуры минеральных фаз, возникающим при наличии изоморфных примесей в кристаллической структуре минералов при наложении магнитного поля.

Таблица 2

Данные химического анализа магнитных фракций отходов переработки медеплавильных шлаков, масс. %

Фракция	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	Cu	Zn	Pb	As	Fe _{общ}
Исходные «пески»	32,4	2,9	0,04	4,39	0,98	0,05	0,18	1,17	0,06	0,07	35,5
Магнитная	32,4	3,1	0,04	4,54	1,01	0,05	0,19	1,20	0,07	0,07	37,8
Слабомагнитная	35,2	3,3	0,04	5,15	1,28	0,06	0,15	1,36	0,07	0,06	34,8
Немагнитная	37,2	3,9	0,05	5,01	1,71	0,07	0,24	1,20	0,07	0,05	33,1

Таблица 3

Минеральный состав магнитных фракций отходов переработки медеплавильных шлаков по данным рентгенофазового анализа, масс. %

Минералы	Исходные «технические пески СУМЗ»	Магнитная фракция	Слабомагнитная фракция	Немагнитная фракция
Фаялит Fe ₂ SiO ₄	48,2	51,3	64,6	64,5
Форстерит (MgMn)SiO ₄	15,4	10,0	9,0	10,0
Диопсид CaZn(Si ₂ O ₆)	20,4	19,9	19,3	19,6
Магнетит Fe ₃ O ₄	13,7	15,7	4,1	1,4
Сфалерит ZnS	1,8	1,8	1,9	1,3
Цинкит ZnO	0,5	1,3	1,1	3,2

Наличие в кристаллической решетке силикатов «технических песков» изоморфных катионов, обладающих собственным магнитным моментом, обусловленным наличием неспаренных электронов, например, Fe^{2+} , Mn^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{3+} , Mn^{4+} , Ni^{2+} , Cu^{2+} , а также включений магнетита и пирротина приводит к возникновению областей повышенной намагниченности внутри силикатных зерен и тонких агрегатов силикатных минералов и стекла, сохраняющихся после дробления медеплавильного шлака. Поэтому более 80% силикатов сосредотачивается в магнитной фракции.

Концентрирование диамагнетиков в магнитной фракции (см. табл. 4) может объясняться как электростатическим захватом мелких зерен диамагнитных минералов, так и присутствием пылеватых частиц магнетита и/или пирротина, рассеянных в них.

Распределение магнетита по магнитным фракциям зависит от его химического состава, а также от

степени раскрытия сростков с фаялитом и стеклофазой. Чем больше примесей в кристаллической решетке магнетита, тем меньше магнитная восприимчивость. Магнетит был обнаружен даже в немагнитной фракции.

Согласно данным рентгенофазового анализа медь преимущественно сосредоточена в пирротиноподобных сульфидах. Распределение цинка по минеральным фазам следующее: 15–20% от общего содержания цинка приходится на магнетит, 30–35% цинка концентрируется в силикатах (оливин), 20–25% цинка приходится на цинкит, до 20% цинка сосредоточено в сфалерите.

Совместная оценка данных рентгенофазового и термомагнитного анализов хвостов флотации литых отвальных медеплавильных шлаков показала, что при практически идентичных рентгенограммах термомагнитные кривые в интервале 20–700 °С демонстрируют существенные различия фракций магнитной сепарации (рис. 1).

Таблица 4

Распределение минералов по магнитным фракциям отходов переработки медеплавильных шлаков с учетом весового выхода фракций, масс. %

Минералы	Магнитная фракция	Слабомагнитная фракция	Немагнитная фракция
Фаялит Fe_2SiO_4	79,81	13,09	7,09
Форстерит $(\text{MgMn})\text{SiO}_4$	84,17	9,87	5,94
Диопсид $\text{CaZn}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	83,63	10,57	5,82
Магнетит Fe_3O_4	96,13	3,27	0,61
Сфалерит ZnS	84,04	11,56	4,29
Цинкит ZnO	77,69	8,56	13,50

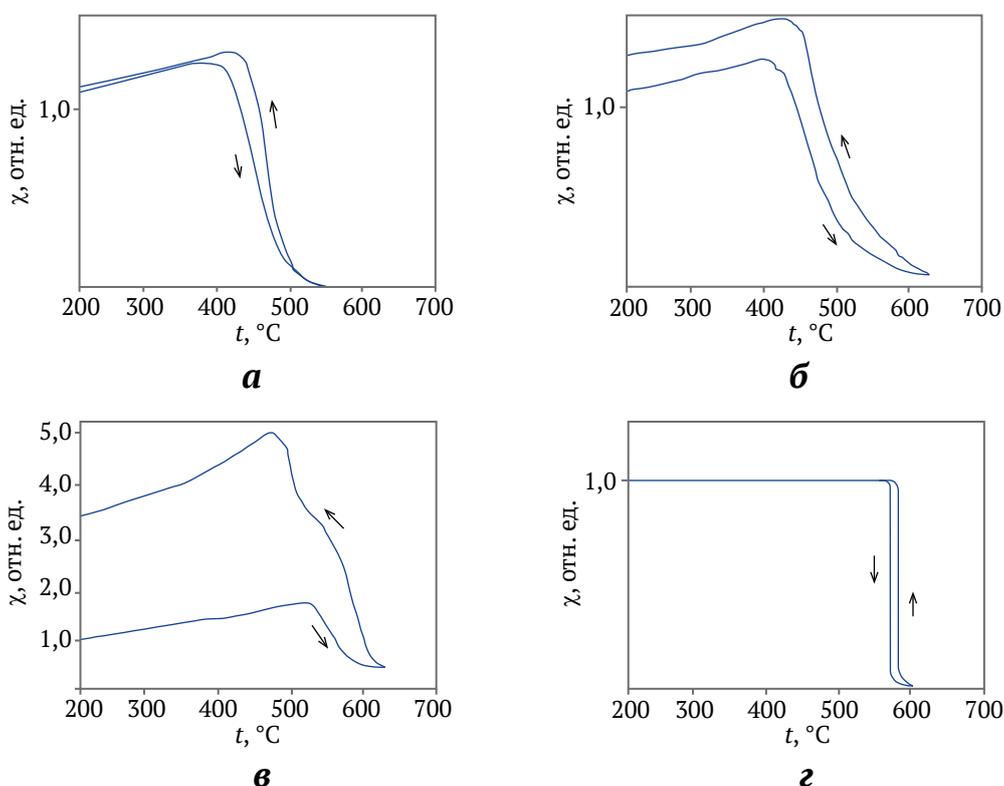


Рис. 1. Термомагнитограммы: а – магнитной фракции «технических песков СУМЗ» (предел измерений 10 мВ); б – слабомагнитной фракции (предел измерений 3 мВ); в – немагнитной фракции (предел измерений 0,3 мВ); з – природного магнетита Абаканского месторождения (предел измерений 10 мВ)



Все полученные термомагнитные кривые необратимые. Магнитные свойства фракций магнитной сепарации «песков» определяются присутствием магнетита и пирротиноподобных сульфидов.

Магнитная фракция при нагреве достигает температуры Кюри в диапазоне от 470 до 520 °С, что свидетельствует о присутствии изоморфного ряда ферромагнитных минералов.

При нагреве слабомагнитной фракции наблюдается повышение магнитной восприимчивости после охлаждения примерно на 20% (температура Кюри – в диапазоне от 420 до 570 °С). При этом на кривой охлаждения заметны два перегиба, один, вероятно, соответствует образовавшемуся в процессе охлаждения магнетиту, другой соответствует примеси исходных ферромагнитных минералов с той же температурой Кюри, что и у сильномагнитной фракции.

При нагреве немагнитной фракции температура Кюри составляла 550 °С, что свидетельствует о некотором присутствии ферромагнитных минералов, при охлаждении произошло образование магнетита, за счет чего магнитная восприимчивость увеличилась примерно в 3 раза.

Прекурсорами магнетита, образовавшегося при охлаждении слабомагнитной и немагнитной фракции, вероятно, являются гидроксиды железа и изоморфно-замещенные ферромагнитные минералы: магнетит и пирротин.

Анализ термограмм показал, что фракции магнитной сепарации содержат достаточно большое количество примесей, значительно снижающих их магнитную восприимчивость и соответственно магнитную силу. Поэтому для более полного разделения «технических песков» требуется увеличение напряженности магнитного поля, возможно, весьма существенное с использованием сверхпроводящих магнитных систем [37].

Таким образом, фазовый состав, магнитные свойства минералов отходов флотации медеплавильных шлаков и их структурные особенности определяют низкую эффективность разделения «технических песков» общепринятыми методами мокрой магнитной сепарации. Для их успешного разделения перед магнитной сепарацией необходима предварительная подготовка материала.

Как известно, существующие схемы обогащения железорудного сырья, основанные на магнитной сепарации и построенные по принципу стадийного выделения отвальных хвостов с получением готового концентрата, только в последней операции применимы и успешно работают на богатом сырье. При обогащении тонко вкрапленных бедных руд возникают проблемы, связанные с уменьшением крупности материала, поступающего на магнитную сепарацию. Максимально полное вскрытие минералов достигается лишь при измельчении до размера вкрапленности зерен извлекаемого минерала, что влечет за собой увеличение как энергетических затрат, так и переизмельчение компонентов рудной смеси, в том числе и уже вскрытых минералов [38].

Ультратонкое измельчение минералов [25] с применением шаровой и бисерной мельницы приводит к разрушению целостности кристаллов и дефектообразованию с появлением рентгеноаморфных слоев, росту их гидратированности и растворимости. Установлено, что сульфидные минералы при механических воздействиях претерпевают такие структурно-химические изменения, как сульфатизация и аморфизация [39].

В процессе измельчения магнетита до 0,04–0,02 мм нарушается его первичная доменная структура, что прежде всего обуславливает рост коэрцитивной силы частиц. Это способствует увеличению флокуляции и захвату во флокулы значительного количества нерудных частиц, что снижает эффективность разделения магнетита и нерудных минералов. В то же время удельная магнитная восприимчивость магнитных частиц размером менее 0,02 мм резко уменьшается, что способствует потере переизмельченного магнетита с хвостами. Также выявлено, что при механической обработке (дроблении, измельчении) дефектность структуры магнетитов возрастает, что ведет к преобразованию магнетита в направлении магнетит-мартит-гематит [40].

Процессы шламо- и дефектообразования снижают селективность разделения. Для снижения негативного влияния этих процессов предлагается введение поверхностно-активных веществ (ПАВ) в измельчительный процесс [39].

Недостатков механического вскрытия можно избежать, применяя высоковольтный импульсный способ вскрытия твердых тел, в том числе стекол [41], который обладает высокой селективностью и эффективностью, а также возможностью регулирования и автоматизации процесса.

Повысить степень селективности разделения можно с помощью винтовой сепарации, которая позволяет выводить из межцикловых операций зерна железосодержащих минералов разной плотности по мере их раскрытия для исключения переизмельчения [42].

Заключение

Впервые для отходов флотационной переработки отвальных медеплавильных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода («технических песков СУМЗ») изучен вещественный состав магнитных фракций и получены термомагнитные кривые. «Технические пески» обладают ярко выраженными магнитными свойствами, так как в их составе присутствуют ферромагнитные минералы и изоморфные примеси – катионы с собственным магнитным моментом в кристаллических решетках минеральных индивидов. В магнитной фракции сконцентрирован магнетит (около 97%). Повышение содержания меди и цинка в немагнитной фракции, вероятно, обусловлено нестехиометричностью оливина, а также наличием микровключений.

Совместная оценка данных рентгенофазового и термомагнитного анализов показала, что при практически идентичных рентгенограммах термомагнитные кривые в интервале 20–700 °С демонстрируют существенные различия фракций магнитной сепара-



ции хвостов флотации медеплавильных шлаков. Все полученные термомагнитные кривые необратимые. Поэтому для более полного разделения фракций магнитной сепарации «технических песков» требуется увеличение напряженности магнитного поля. Мы считаем, что применение термомагнитного анализа для оценки магнитной восприимчивости фракций будет полезным для контроля качества получаемых концентратов на всех стадиях сепарации.

Фазовый состав, магнитные свойства минералов «технических песков» и их структурные особенности: наличие скрытокристаллических структур, сложные типы сростков минералов, присутствие структур распада твердых растворов, структур замещения элементов в кристаллической структуре минералов в виде каемок на периферии зерен – снижают эффективность разделения «технических песков» общепринятыми методами мокрой магнитной сепарации. Для их успешного разделения необходимо проведение дополнительных исследований по поиску оптималь-

ных способов предварительной подготовки отходов и режимов напряженности магнитного поля.

Предварительная подготовка «технических песков» должна включать современные методы дезинтеграции и сепарации труднообогатимых тонковкрапленных бедных руд, например, ультратонкое измельчение с помощью высоковольтных импульсов, винтовая сепарация с выводом из межцикловых операций железосодержащих минералов разной плотности по мере их раскрытия для исключения переизмельчения, использование ПАВ для снижения магнитной сепарации перспективным будет применение высокоградиентной мокрой магнитной сепарации со сверхпроводящей магнитной системой.

Результаты исследований вносят вклад в изучение магнитных свойств отходов переработки медеплавильных шлаков, представляют интерес для разработки новых схем их утилизации и повторной переработки.

Список литературы / References

1. Bexeitova R., Veselova L., Kassymkanova K.K. et al. The problem of environmental safety of the fields of mining industrial production of arid zone of Kazakhstan. *Geodesy and Cartography*. 2018;44(4):146–155. <https://doi.org/10.3846/gac.2018.4314>
2. Worlanyo A. S., Jiangfeng L. Evaluating the environmental and economic impact of mining for post-mined land restoration and land-use: A review. *Journal of Environmental Management*. 2021;279:111623. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2020.111623>
3. Covre W.P., Ramos S.J., da Silveira Pereira W.V. et al. Impact of copper mining wastes in the Amazon: Properties and risks to environment and human health. *Journal of Hazardous Materials*. 2022;421:126688. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2021.126688>
4. Izydorczyk G., Mikula K., Skrzypczak D. et al. Potential environmental pollution from copper metallurgy and methods of management. *Environmental Research*. 2021;197:111050. <https://doi.org/10.1016/j.envres.2021.111050>
5. Jia L., Liang H., Fan M. et al. Spatial distribution characteristics and source appointment of heavy metals in soil in the areas affected by non-ferrous metal slag field in the dry-hot valley. *Applied Sciences*. 2022;12(19):9475. <https://doi.org/10.3390/app12199475>
6. Men D., Yao J., Li H. et al. The potential environmental risk implications of two typical non-ferrous metal smelting slags: contrasting toxic metal(loid)s leaching behavior and geochemical characteristics. *Journal of Soils and Sediments*. 2023;23:1944–1959. <https://doi.org/10.1007/s11368-023-03468-0>
7. Мамонов С.В., Газалеева Г.И., Дресвянкина Т.П. и др. Повышение технологических показателей переработки отвальных шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультратонкого измельчения. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2018;(2):83–90. <https://doi.org/10.21440/0536-1028-2018-2-83-90>
Mamonov S.V., Gazaleeva G.I., Dresvyankina T.P. et al. Improvement of technological indices of copper smelters slags processing on the basis of their slow cooling and ultra-fine grinding. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018;(2):83–90. (In Russ.) <https://doi.org/10.21440/0536-1028-2018-2-83-90>
8. Sibanda V., Sipunga E., Danha G., Mamvura T.A. Enhancing the flotation recovery of copper minerals in smelter slags from Namibia prior to disposal. *Heliyon*. 2020;6(1):e03135. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2019.e03135>
9. Zhou H., Liu G., Zhang L., Zhou C. Mineralogical and morphological factors affecting the separation of copper and arsenic in flash copper smelting slag flotation beneficiation process. *Journal of Hazardous Materials*. 2021;401:123293. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2020.123293>
10. Alp İ., Deveci H., Süngün H. Utilization of flotation wastes of copper slag as raw material in cement production. *Journal of hazardous materials*. 2008;159(2–3):390–395. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2008.02.056>
11. Гуман О.М., Долинина И.А., Макаров А.Б., Рудой А.Г. Использование отходов переработки отвальных шлаков для рекультивации земель горнодобывающего комплекса. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2010;(4):43–49.
Guman O.M., Dolinina I.A., Makarov A.B., Rudoi A.G. The use of waste processing waste slag for land reclamation of the mining complex. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2010;(4):43–49 (In Russ.)



12. Гуман О.М., Макаров А.Б., Вегнер-Козлова Е.О. Техногенные образования как рекультивационный материал. *Управление техносферой*. 2020;3(4):447–461. <https://doi.org/10.34828/UdSU.2020.35.32.004>
Guman O.M., Makarov A.B., Wegner-Kozlova E.O. Technogenic formations as a recultivation material. *Upravlenie Tekhnosferoi*. 2020;3(4):447–461 (In Russ.) <https://doi.org/10.34828/UdSU.2020.35.32.004>
13. Zhai Q., Liu R., Wang C. et al. A potential industrial waste–waste synchronous treatment scheme of utilizing copper slag flotation tailings to remediate Cr (VI)-containing wastewater. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 2022;10(3):107685. <https://doi.org/10.1016/j.jece.2022.107685>
14. Золотова Е.С., Рябинин В.Ф., Котельникова А.Л., Иванова Н.С. Оценка мобильности элементов из отходов переработки медеплавильных шлаков в лесные почвы. *Литосфера*. 2020;20(5):717–726. <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2020-20-5-717-726>
Zolotova E.S., Ryabinin V.F., Kotelnikova A.L., Ivanova N.S. Assessment of element mobility from copper smelting waste slag into forest soils. *Lithosphere (Russia)*. 2020;20(5):717–726. (In Russ.) <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2020-20-5-717-726>
15. Zolotova E., Kotelnikova A., Ryabinin V. The content of toxic elements in soil-plant system based on ombrotrophic peat with the copper smelting slag recycling waste. *Pollution*. 2023;9(1):286–298. <https://doi.org/10.22059/poll.2022.346474.1551>
16. Kart E.U. Evaluation of sulphation baking and autogenous leaching behaviour of Turkish metallurgical slag flotation tailings. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2021;57(4):107–116. <https://doi.org/10.37190/ppmp/138839>
17. Gümüşsoy A., Başıyigit M., Kart E.U. Economic potential and environmental impact of metal recovery from copper slag flotation tailings. *Resources Policy*. 2023;80:103232. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.103232>
18. Светлов А.В. Разработка методов обогащения для сложных объектов цветной металлургии Мурманской области. *Минералогия техногенеза*. 2018;(19):205–216.
Svetlov A.V. Development of enrichment methods for low-grade non-ferrous metallurgy objects in the Murmansk region. *Mineralogy of Technogenesis*. 2018;(19):205–216. (In Russ.)
19. Tian H., Guo Z., Pan J. et al. Comprehensive review on metallurgical recycling and cleaning of copper slag. *Resources, Conservation and Recycling*. 2021;168:105366. <https://doi.org/10.1016/j.resconrec.2020.105366>
20. Araujo F.S., Taborda-Llano I., Nunes E.B., Santos R.M. Recycling and reuse of mine tailings: A review of advancements and their implications. *Geosciences*. 2022;12(9):319. <https://doi.org/10.3390/geosciences12090319>
21. Макаров А.Б., Гуман О.М., Долинина И.А. Минеральный состав отходов переработки отвальных шлаков Среднеуральского медеплавильного завода и оценка их потенциальной экологической опасности. *Вестник Уральского отделения Российского минералогического общества*. 2010;(7):80–86.
Makarov A.B., Guman O.M., Dolinina I.A. Mineral composition of waste slag processing from the Sredneuralsk copper smelter and assessment of their potential environmental hazard. *Bulletin of the Ural Branch of the Russian Mineralogical Society*. 2010;(7):80–86. (In Russ.)
22. Грудинский П.И., Дюбанов В.Г. Исследование процесса сульфатизирующего обжига цинксодержащих хвостов производства меди с использованием сульфатов железа. *Международный научно-исследовательский журнал*. 2018;(12–1):83–87. <https://doi.org/10.23670/IRJ.2018.78.12.014>
Grudinsky P.I., Dyubanov V.G. Research of the process of sulphating roasting of zinc-containing tailings in copper production using iron sulfates. *International Research Journal*. 2018;(12–1):83–87. (In Russ.) <https://doi.org/10.23670/IRJ.2018.78.12.014>
23. Котельникова А.Л., Рябинин В.Ф. Особенности вещественного состава и перспективы использования отхода вторичной переработки отвальных медеплавильных шлаков. *Литосфера*. 2018;18(1):133–139. <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2018-18-1-133-139>
Kotelnikova A.L., Ryabinin V.F. The composition features and perspective of use for the copper slag recycling waste. *Lithosphere (Russia)*. 2018;18(1):133–139. (In Russ.) <https://doi.org/10.24930/1681-9004-2018-18-1-133-139>
24. Реутов Д.С., Халезов Б.Д. Поиск оптимальных условий сернокислотного выщелачивания для извлечения меди и цинка из хвостов флотации медеплавильных шлаков. *Бутлеровские сообщения*. 2015;44(12):199–203.
Reutov D.S., Khalezov B.D. The search for optimal conditions for sulfuric acid leaching to recover copper and zinc from flotation tailings copper slag. *Butlerov Communications*. 2015;44(12):199–203. (In Russ.)
25. *Современные технологии переработки техногенного сырья*. Под общей ред. Булатова К. В., Газалеевой Г. И. Монография. Екатеринбург: АО «ИПП «Уральский Рабочий»; 2019. 200 с.
Bulatova K.V., Gazaleeva G.I. (sci. ed.) *Modern technologies for processing technogenic raw materials*. Monograph. Yekaterinburg: JSC “IPP “Ural Worker”; 2019. 200 p. (In Russ.)
26. Li S., Guo Z., Pan J. et al. Stepwise utilization process to recover valuable components from copper slag. *Minerals*. 2021;11(2):211. <https://doi.org/10.3390/min11020211>



27. Филатов В.В., Иванченко В.С., Глухих И.И. *Петромагнетизм в рудной геофизике*. Екатеринбург: Изд-во УГГУ; 2011. 414 с.
Filatov V.V., Ivanchenko V.S., Glukhikh I.I. *Petromagnetism in ore geophysics*. Ekaterinburg: UGGU; 2011. 414 p. (In Russ.)
28. Горлова О.Е., Орехова Н.Н., Колодежная Е.В. и др. Обоснование интегративного критерия для прогноза возможности селективной дезинтеграции техногенного сложноструктурного сырья. *Вестник МГТУ им. Г.И. Носова*. 2023;21(3):15–26. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2023-21-3-15-26>
Gorlova O.E., Orekhova N.N., Kolodezhnaya E.V. et al. Providing a rationale for an integrative criterion to predict the potential selective disintegration of technology-related, complex structured raw materials. *Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2023;21(3):15–26. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2023-21-3-15-26>
29. Санакулов К.С., Хасанов А.С. *Переработка шлаков медного производства*. Ташкент: Фан; 2007. 206 с.
Sanakulov K.S., Khasanov A.S. *Processing of slag in copper production*. Tashkent: Fan Publ. House; 2007. 206 p. (In Russ.)
30. Ерохин Ю.В., Козлов П.С. Фаялит из шлаков Среднеуральского медеплавильного завода (г. Ревда). *Минералогия техногенеза*. 2010;(11):32–40.
Erokhin Yu.V., Kozlov P.S. Fayalite from slags of the Sredneursk copper smeltery (Revda city). *Mineralogy of Technogenesis*. 2010;(11):32–40. (In Russ.)
31. Belley F., Ferré E.C., Martín-Hernández F. et al. The magnetic properties of natural and synthetic (Fe_x, Mg_{1-x})₂SiO₄ olivines. *Earth and Planetary Science Letters*. 2009;284(3–4):516–526. <https://doi.org/10.1016/j.epsl.2009.05.016>
32. Geiger C.A., Vielreicher N.M., Dachs E. Are the thermodynamic properties of natural and synthetic Mg₂SiO₄–Fe₂SiO₄ olivines the same? *American Mineralogist: Journal of Earth and Planetary Materials*. 2021;106(2):317–321. <https://doi.org/10.2138/am-2021-7764CCBY>
33. Ерохин Ю.В., Козлов П.С. Магнетитовый шлак из Среднеуральского медеплавильного завода. *Минералогия техногенеза*. 2013;(14):29–37.
Erokhin Yu.V., Kozlov P.S. Magnetite slags from the Sredneursk copper smeltery. *Mineralogy of Technogenesis*. 2013;(14):29–37. (In Russ.)
34. Ziese M., Esquinazi P.D., Pantel D. et al. Magnetite (Fe₃O₄): a new variant of relaxor multiferroic. *Journal of Physics: Condensed Matter*. 2012;24(8):086007–086015. <https://doi.org/10.1088/0953-8984/24/8/086007>
35. Пелевин А.Е. Магнитная восприимчивость слабомагнитных породных минералов. В: *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады*. Екатеринбург, 09–12 апреля 2019 года. Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть»; 2019. С. 314–316.
Pelevin A.E. Magnetic susceptibility of weakly magnetic rock minerals. In: *Scientific foundations and practice of processing ores and technogenic raw materials: materials of the XXIV International Scientific and Technical Conference held as part of the XVII Ural Mining Decade*. Yekaterinburg, April 09–12, 2019. Ekaterinburg: Publ. House “Fort Dialog-Iset”; 2019. Pp. 314–316. (In Russ.)
36. Писакин Б.Н. Идентификационные признаки пирротина как катиондефицитного магнитного минерала. *Вестник СПбГУ. Науки о Земле*. 2004;1(7):3–12.
Pisakin B.N. Identification features of pyrrhotite as a cation-deficient magnetic mineral. *Vestnik of Saint Petersburg University. Earth Sciences*. 2004;1(7):3–12. (In Russ.)
37. Кармазин В.И., Кармазин В.В. *Магнитные методы обогащения*. М.: Недра; 1984. 416 с.
Karmazin V.I., Karmazin V.V. *Magnetic methods of enrichment*. Moscow: Nedra Publ. House; 1984. 416 p. (In Russ.)
38. Гзогян Т.Н., Головин Ю.И., Тюрин А.И., Гзогян С.Р. Влияние границ сростания минералов железистых кварцитов на рудоподготовку. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2017;(3):154–162.
Gzogyan T.N., Golovin Yu.I., Tyurin A.I., Gzogyan S.R. Effect of intergrowth boundaries between mineral species of ferruginous quartzite on ore pretreatment. *Journal of Mining Sciences*. 2017;(3):154–162. (In Russ.)
39. Юсупов Т.С., Уракаев Ф.Х., Исупов В.П. Прогноз структурно-химических изменений минералов при механических воздействиях в процессе измельчения. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2015;(5):161–168.
Yusupov T.S., Urakaev F.Kh., Isupov V.P. Prediction of structural-chemical change in minerals under mechanical impact during grinding. *Journal of Mining Sciences*. 2015;(5):161–168. (In Russ.)
40. Гзогян Т.Н. К вопросу генетической дефектности магнетита Михайловского месторождения КМА. *Обогащение руд*. 2002;(3):29–33.
Gzogyan T.N. On the issue of genetic defectiveness of magnetite from the Mikhailovskoye KMA deposit. *Obogashchenie Rud*. 2002;(3):29–33. (In Russ.)



41. Харлов А.В. Установки для электроразрядных технологий и их технические применения (обзор). *Приборы и техника эксперимента*. 2022;(1):14–43. <https://doi.org/10.31857/S0032816221060173>
Kharlov A.V. Generators for electric-discharge technologies and their technical applications (review). *Instruments and Experimental Techniques*. 2022;65(1):1–28. <https://doi.org/10.1134/S0020441221060154>
42. Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Емельянова К.К., Напольских С.А. Получение высококачественного магнетит-гематитового железорудного концентрата методом винтовой сепарации. *Горный журнал*. 2021;(6):86–90. <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.06.07>
Prokopyev S.A., Prokopyev E.S., Emelyanova K.K., Napolskikh S.A. High-quality magnetite–hematite concentrate production by spiral separation. *Gornyi Zhurnal*. 2021;(6):86–90. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.06.07>

Информация об авторах

Алла Леонидовна Котельникова – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник лаборатории геохимии и рудообразующих процессов, Институт геологии и геохимии им. академика А.Н. Заварицкого УрО РАН, г. Екатеринбург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-4968-1938](https://orcid.org/0000-0003-4968-1938); e-mail kotelnikova@prm.uran.ru

Екатерина Сергеевна Золотова – кандидат биологических наук, старший научный сотрудник лаборатории геохимии и рудообразующих процессов, Институт геологии и геохимии им. академика А.Н. Заварицкого УрО РАН, г. Екатеринбург, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-5892-9205](https://orcid.org/0000-0002-5892-9205); e-mail zolotova@igg.uran.ru

Information about the authors

Alla L. Kotelnikova – Cand. Sci. (Geol.-Mineral.), Senior Researcher, Laboratory of Geochemistry and Ore Forming Processes, Zavaritsky Institute of Geology and Geochemistry of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-4968-1938](https://orcid.org/0000-0003-4968-1938); e-mail kotelnikova@prm.uran.ru

Ekaterina S. Zolotova – Cand. Sci. (Biol.), Senior Researcher, Laboratory of Geochemistry and Ore Forming Processes, Zavaritsky Institute of Geology and Geochemistry of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation; ORCID [0000-0002-5892-9205](https://orcid.org/0000-0002-5892-9205); e-mail zolotova@igg.uran.ru

Поступила в редакцию 12.08.2023
Поступила после рецензирования 13.06.2024
Принята к публикации 13.08.2024

Received 12.08.2023
Revised 13.06.2024
Accepted 13.08.2024



ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-179>

УДК 62-13:62-52:62-51:62-59:62-64:62-66

**Влияние технического состояния главных насосов гидравлического экскаватора на расход топлива**М. Г. Рахутин¹  , В. Х. Чан² , А. Е. Кривенко¹   , К. К. Занг³ ¹ Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация² Государственный технический университет им. Ле Куй Дона, г. Ханой, Вьетнам³ Университет Тхань Донг, г. Хайзыонг, Вьетнам Krivenko.ae@misis.ru**Аннотация**

В процессе эксплуатации гидравлических экскаваторов вследствие износа изменяется техническое состояние насосов. Увеличиваются зазоры, переток жидкости, снижается объемный КПД, возрастают потери энергии, что приводит к перерасходу топлива. Целью работы являлось определение рационального срока эксплуатации насосов с учетом перерасхода топлива, который возрастает в процессе эксплуатации. Решены задачи: создание математической модели затрат на владение насосом с учетом перерасхода топлива, возрастающего в процессе эксплуатации, разработка алгоритма и компьютерного моделирования в программе Simulink-Matlab, оценка увеличения расхода топлива. В статье на примере гидравлического экскаватора Komatsu PC2000-8 показано влияние технического состояния главных насосов гидравлического экскаватора на перерасход топлива. На основе предлагаемой модели затрат на эксплуатацию насоса с учетом повышения расхода топлива в процессе эксплуатации получены зависимости перерасхода топлива от технического состояния насосов. По разработанному методике расчета и программному алгоритму выполнено компьютерное моделирование в программах Simulink-Matlab и Excel. Получены зависимости перерасхода топлива гидравлического экскаватора от технического состояния насосов. Представлены математическая модель затрат на владение насосом с учетом перерасхода топлива, возрастающего в процессе эксплуатации, и полученное на ее основе выражение для определения рационального срока эксплуатации насосов для минимизации затрат на приобретение насосов и топлива, учитывающее техническое состояние главных насосов, скорость его изменения, стоимость топлива и замены насоса. Предложен показатель, характеризующий перерасход топлива, определяемый отношением разницы между фактическим расходом топлива на 1 м³ экскавируемой горной массы и расходом топлива при номинальных значениях КПД основных насосов (номинальным расходом) к номинальному расходу. Использование предлагаемого критерия совместно с выражением для определения рационального срока эксплуатации насосов позволит обоснованно выбирать значение предельного состояния основных насосов и уменьшить суммарные затраты на владение насосом и на расход топлива до 17 % в зависимости от экономических и горнотехнических факторов эксплуатации с учетом экономических и горнотехнических факторов эксплуатации.

Ключевые слова

горные машины, карьерный гидравлический экскаватор, техническое состояние насосов, гидравлика, насос, состояние, эксплуатация, моделирование, утечки, КПД, износ, затраты, алгоритм, расход, перерасход, рациональный срок

Для цитирования

Rakhutin M. G., Tran V. H., Krivenko A. V., Giang Q. Kh. Impact of the technical condition of main pumps on fuel consumption in a hydraulic excavator. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):67–74. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-179>



MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research paper

Impact of the technical condition of main pumps on fuel consumption in a hydraulic excavatorM. G. Rakhutin¹  , V. H. Tran² , A. E. Krivenko¹   , Q. Kh. Giang³ ¹ University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation² Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam³ Thanh Dong University, Hai Duong City, Vietnam Krivenko.ae@misis.ru**Abstract**

During the operation of hydraulic excavators, the technical condition of pumps deteriorates due to wear, leading to increased internal clearances, fluid leakage, a reduction in volumetric efficiency, and higher energy losses, ultimately resulting in excessive fuel consumption. The objective of this study was to determine the optimal service life of pumps, taking into account the growing fuel overconsumption during operation. The following tasks were addressed: developing a mathematical model for pump ownership costs, incorporating progressive fuel overconsumption; designing an algorithm and conducting computer simulations using Simulink-Matlab; and assessing the increase in fuel consumption. The study examines the impact of the technical condition of the main hydraulic pumps on fuel overconsumption using the Komatsu PC2000-8 hydraulic excavator as a case study. Based on the proposed pump operation cost model, which accounts for the increase in fuel consumption over time, dependencies between fuel overconsumption and pump wear were established. Computer modeling was performed in Simulink-Matlab and Excel based on the developed calculation methodology and software algorithm. Relationships between the excavator's fuel overconsumption and the technical condition of the pumps were identified. A mathematical model for pump ownership costs is presented, taking into account the progressive fuel overconsumption during operation, along with the resulting equation for determining the optimal service life of pumps to minimize total costs, including pump acquisition and fuel expenses. This expression considers the technical condition of the main pumps, their rate of deterioration, fuel costs, and pump replacement costs. A fuel overconsumption indicator was introduced, defined as the ratio of the difference between actual fuel consumption per 1 m³ of excavated material and fuel consumption at nominal efficiency of the main pumps (nominal fuel consumption) to the nominal fuel consumption. The application of this criterion, in conjunction with the proposed equation for determining the optimal pump service life, allows for a data-driven selection of the critical wear threshold for the main pumps, reducing total ownership and fuel costs by up to 17%, depending on economic and mining-engineering conditions.

Keywords

mining machinery, hydraulic mining excavator, pump technical condition, hydraulics, pump, condition, operation, modeling, leakage, efficiency, wear, costs, algorithm, consumption, overconsumption, optimal service life

For citation

Rakhutin M. G., Tran V. H., Krivenko A. V., Giang Q. Kh. Impact of the technical condition of main pumps on fuel consumption in a hydraulic excavator. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):67–74. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-179>

Введение

Утечки рабочей жидкости в механизме нагнетания объемных насосов гидравлического привода карьерных экскаваторов закладываются на этапе конструирования и в среднем составляют 5% от рабочей подачи при рабочем давлении. Меньший объем утечек приводит к тому, что ухудшаются условия смазки и охлаждения деталей нагнетательного механизма, далее происходит перегрев и насос выходит из строя. Величина утечек напрямую зависит от величины зазоров в нагнетательном механизме насоса [1–3]. По мере износа деталей зазоры в механизме нагнетания увеличиваются и растут утечки рабочей жидкости, уменьшается КПД насоса, растет расход топлива.

Целью работы являлось определение рационального срока эксплуатации насосов с учетом перерасхода топлива, возрастающего в процессе эксплуатации. Влияние возрастающих утечек на производительность карьерного экскаватора может быть оценено через объемный КПД гидромашины. Ранее было установлено, что можно выделить две стадии влияния износа насоса на затраты энергии: 1. Запас мощности привода покрывает потери энергии, возрастающие в результате увеличивающихся утечек рабочей жидкости в насосе. На этом этапе производительность машины остается прежней, но удельные затраты энергии на 1 м³ горной массы увеличиваются; 2. Запас мощности привода меньше, чем потери энергии из-за объ-



емных утечек в насосе, и быстродействие машины уменьшается, при этом удельные затраты энергии на 1 м^3 горной массы продолжают расти. Установление рационального технического состояния насоса позволит планировать его своевременную замену и затраты будущих периодов [4–6]. Выявление зависимости «излишнего» расхода топлива от технического состояния насоса (величины утечек) позволит определять наиболее целесообразный диапазон значений объёмного КПД исходя из минимальных потерь производительности, перерасхода топлива и стоимости владения насосом.

Методы

В гидравлическом экскаваторе все основные и вспомогательные операции выполняются с использованием гидропривода. При выполнении основных операций, к которым относятся: копание, поворот на выгрузку, разгрузка ковша, поворот в забой¹, используются регулируемые аксиально-поршневые насосы, называемые в технической литературе² [7–9] основными или главными. Увеличение зазоров, вызванное механическими примесями, в процессе эксплуатации насоса влечет за собой рост утечек гидравлической жидкости, снижение объёмного КПД насоса и увеличение расхода энергии на выполнение полезной работы, что подтверждается ранее выполненными исследованиями [10–12]. Замена насоса решает проблему перерасхода топлива, но требует дополнительных затрат. Для достижения поставленной цели – определение рационального срока эксплуатации насосов, были сформулированы задачи: создание математической модели затрат на владение насосом с учетом перерасхода топлива, возрастающего в процессе эксплуатации, разработка алгоритма и компьютерного моделирования в программе Simulink-Matlab, оценка увеличения расхода топлива.

В работе рассматривалось влияние технического состояния аксиально-поршневых насосов HPV375 на расход топлива карьерным гидравлическим экскаватором Komatsu PC2000-8. В рамках исследования принято допущение, что потери подведенной энергии в узлах трения механизмов экскаватора постоянны, и при расчетах не учитывались.

Главные насосы гидравлической системы карьерного экскаватора обеспечивают жидкостью гидродвигатели рабочего оборудования и механизма поворота платформы. В зависимости от фазы рабочего цикла экскаватора некоторые гидродвигатели могут бездействовать или, наоборот, работать с максимальной нагрузкой. Нагрузка на механизмы экскаватора определяет рабочее давление в гидросистеме, и, в свою

очередь, величина утечек и сил трения в механизме нагнетания насоса изменяется пропорционально изменению давления. Отсюда следует, что для оценки потерь энергии в главных гидравлических насосах необходимо учитывать свойства экскавируемой горной массы, температуру рабочей жидкости, уровень утечек рабочей жидкости, скорости и ускорения подвижных элементов [13, 14].

Утечки в зазорах механизмов аксиально-поршневого насоса зависят от ряда факторов, основными из них являются разность давлений на входе и выходе из зазора и сопротивление зазора, которое зависит от его формы и площади сечения. При прочих равных условиях с ростом разности давлений растут утечки. Это происходит в процессе вытеснения рабочей жидкости из рабочей камеры гидравлического насоса. В процессе заполнения рабочей камеры утечки практически отсутствуют.

Утечки в рабочих камерах механизма нагнетания насоса HPV375+375 можно представить в виде четырех составляющих: перетоки жидкости в зазоре кольцевой формы между плунжером и стенкой рабочей камеры Q_{pc} , в сферическом шарнире, соединяющем основание плунжера с упорным башмаком, в плоском зазоре между упорным башмаком и наклонным диском, а также по поверхности контакта блока рабочих камер с диском распределительного механизма Q_{bp} . В этих зазорах утечки конструктивно не только неизбежны, но и необходимы, т.к. рабочая жидкость, попадая в эти зазоры, смазывает поверхности деталей, нагруженные усилиями, создаваемыми рабочим давлением жидкости, и снижает их износ.

При расчете перетоков жидкости в зазоре между плунжером и стенкой рабочей камеры необходимо учесть, что под действием боковых нагрузок, возникающих при передаче крутящего момента от приводного вала к плунжерной группе, плунжер, несмотря на малые допуски и высокий класс точности изделия, занимает эксцентричное положение в рабочей камере. Расход жидкости в эксцентричном кольцевом зазоре определяется по формуле [15, 16]:

$$Q_{pc} = \frac{\pi d_p h_{pc}^3 (p_c - p_0)}{12\mu l} (1 + 1,5\lambda^2) - \frac{\pi d_p h_{pc} v}{2}, \quad (1)$$

где d_p – диаметр плунжера насоса, м; h_{pc} – средняя величина зазора между плунжером и стенкой рабочей камеры насоса, м; p_c, p_0 – соответственно рабочее давление насоса и давление в корпусе насоса, Па; μ – динамический коэффициент вязкости рабочей жидкости, Па·с; $\lambda = e/h_{pc}$ – относительный эксцентриситет плунжера в рабочей камере; e – эксцентриситет плунжера относительно стенок цилиндра, м; v – скорость движения плунжера, м/с; l – длина части плунжера, находящейся в цилиндре в текущий момент времени, м:

$$l = l_0 + R(1 - \cos \omega t) \operatorname{tg} \gamma, \quad (2)$$

здесь l_0 – средняя длина части плунжера, находящейся в цилиндре, м; R – радиус осей рабочих камер, м; ω – угловая скорость блока рабочих камер, рад/с; γ – угол наклона упорного диска, град.

¹ ГОСТР 55165–2012 Оборудование горно-шахтное. Экскаваторы одноковшовые карьерные с вместимостью ковша свыше 4 м^3 . Общие технические требования и методы испытаний.

² Занг К.К. Обоснование и выбор параметров охладителя гидросистемы карьерного гидравлического экскаватора при эксплуатации в условиях Республики Вьетнам. [Автореф. дис. канд. техн. наук]. М.: МИСиС; 2021. 21 с.



Осевая скорость одного поршня относительно цилиндра определяется следующим образом:

$$v = \omega R t g \gamma \sin \omega t. \quad (3)$$

Утечки рабочей жидкости через зазоры между поршнем и башмаком определяются по выражению [17]:

$$Q_{bp} = \frac{\pi h_{bp}^3 (p_1 - p_0)}{3\mu \left(\operatorname{tg}^2 \beta_2 - \operatorname{tg}^2 \beta_1 + 2 \ln \left| \frac{\operatorname{tg} \beta_2}{\operatorname{tg} \beta_1} \right| \right)}, \quad (4)$$

где h_{bp} – зазор между поршнем и башмаком, м; p_1, p_0 – соответственно давление в камере башмака и в камере корпуса, Па; β_1, β_2 – конструктивные углы поршня и башмака, рад.

Аналогично рассчитываются утечки в других узлах аксиально-поршневого насоса.

Действующий ГОСТ 13823–78 устанавливает предельное состояние только для нерегулируемых аксиально-поршневых насосов и не устанавливает для регулируемых насосов с питанием системы управления от основного потока. При этом из известного уровня техники следует, что наступает момент, когда дальнейшая эксплуатация регулируемого аксиально-поршневого насоса нецелесообразна, в том числе в связи с повышенным перерасходом топлива. Для карьерных гидравлических экскаваторов величину предельного состояния регулируемых основных насосов следует устанавливать с учетом горнотехнических и экономических условий эксплуатации [18].

Обсуждение результатов

Комплексная математическая модель, включающая перечисленные формулы утечек для критических узлов механизма нагнетания жидкости аксиально-поршневых насосов гидравлической системы карьерного экскаватора, была составлена в системе Simulink-Matlab. В последнее время Simulink-Matlab наравне с другими популярными CAD, CAE системами широко и успешно используется для цифрового

прототипирования рабочих процессов оборудования в горном деле [19]. Также в модель были добавлены условия и ограничения, напрямую и косвенно влияющие на величину утечек рабочей жидкости в зазорах. В первую очередь параметры цикла рабочей камеры насоса, конструктивные параметры механизма нагнетания, временные и нагрузочные параметры рабочего цикла карьерного гидравлического экскаватора, температура рабочей жидкости.

В рамках численного эксперимента были определены объемы утечек рабочей жидкости в насосах высокого давления гидросистемы карьерного гидравлического экскаватора, имеющих различную степень износа механизма нагнетания: от состояния нового насоса (зазоры $h_{pc} = h_{cv} = h_{ps} = h_{ss} = 5$ мкм) до бывшего в эксплуатации в течение нескольких лет (зазоры $h_{pc} = h_{cv} = h_{ps} = h_{ss} = 20$ мкм).

Величины значений потерь перерасхода топлива, соответствующие утечкам в насосах, приведены в табл. 1. Графики зависимости перерасхода топлива от температуры рабочей жидкости, построенные для четырех степеней износа механизма нагнетания (рис. 1), показывают, что с ростом величины зазоров перерасход топлива возрастает многократно. Например, для температуры рабочей жидкости 70 °С увеличение зазоров в механизме нагнетания аксиально-поршневого насоса в 2, 3 и 4 раза вызывает рост перерасхода топлива, вызванного утечками рабочей жидкости, в 8, 27 и 64 раза соответственно. Такое соотношение может быть отражено функцией $x = y^5$.

Перерасход топлива при выполнении рабочих операций в зависимости от зазора между поршнем и блоком цилиндров при различной температуре РЖ представлен на рис. 2.

Влияние температуры рабочей жидкости на потери мощности в гидравлическом экскаваторе рассмотрено в [20]. В указанной работе влияние технического состояния насосов на потери мощности не рассматривалось.

Следует сказать, что потеря мощности в 1 кВт·ч приводит к перерасходу 207–218 г топлива.

Таблица 1

Перерасход топлива при выполнении основных операций рабочего цикла в зависимости от величины зазора между поршнем и блоком цилиндров

Температура РЖ, °С	Перерасход топлива, л/ч 10^{-3}															
	Копание				Поворот на выгрузку				Разгрузка ковша				Поворот в забой			
	Величина зазора, мкм															
	5	10	15	20	5	10	15	20	5	10	15	20	5	10	15	20
20	46	98	226	448	24	28	36	52	28	34	50	78	18	18	22	30
40	82	208	510	1,036	36	44	66	102	42	58	94	156	26	30	38	54
60	138	406	1,040	2,146	48	66	110	186	60	90	164	294	34	42	60	92
80	224	720	1,896	3,946	64	98	178	316	80	138	274	510	44	58	92	152
100	342	1,178	3,156	6,604	82	138	272	506	104	200	428	826	56	80	136	234

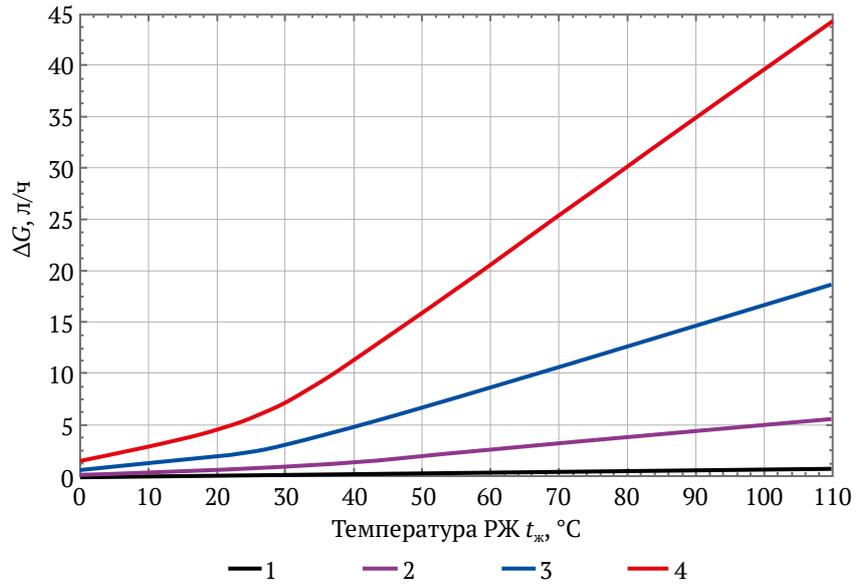


Рис. 1. Потери мощности при ширине зазоров: 1 – 5 мкм; 2 – 10 мкм; 3 – 15 мкм; 4 – 20 мкм

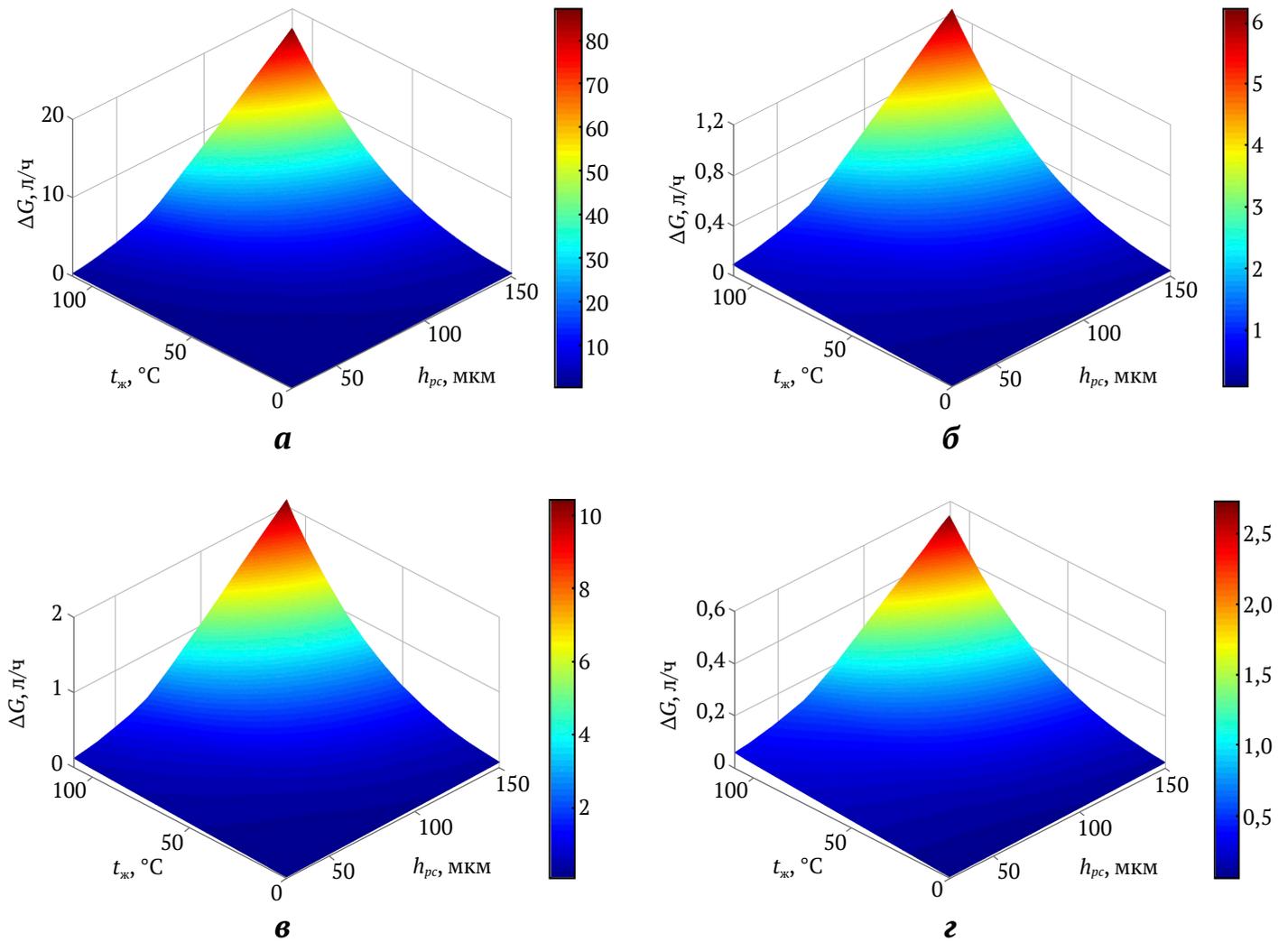


Рис. 2. Перерасход топлива при выполнении рабочих операций: а – копание; б – поворот на выгрузку; в – разгрузка ковша; г – поворот в забой

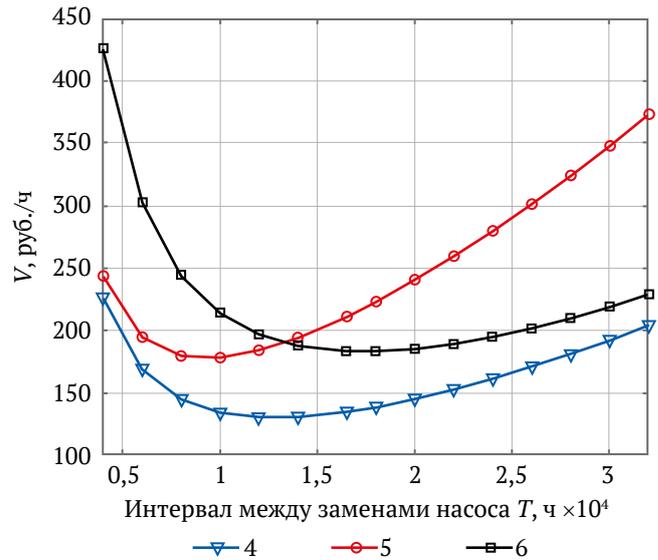
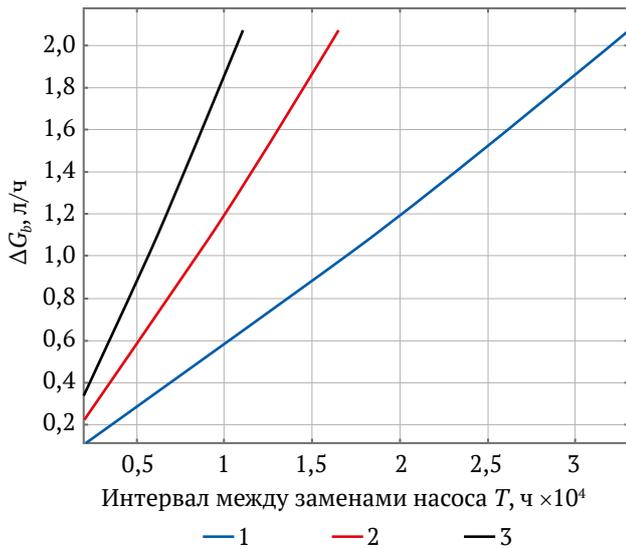


Рис. 3. Влияние интервала между заменами основных насосов:

a – на перерасход топлива; *б* – на затраты на топливо и замену насосов:

1 – $v_n = 0,5 \cdot 10^{-3} \%$ /ч; 2 – $v_n = 1 \cdot 10^{-3} \%$ /ч; 3 – $v_n = 1,5 \cdot 10^{-3} \%$ /ч; 4 – $v_n = 1 \cdot 10^{-3} \%$ /ч, $C_{zn} = 800\,000$ руб.,

$D = 35$ руб./л; 5 – $v_n = 1 \cdot 10^{-3} \%$ /ч, $C_{zn} = 800\,000$ руб., $D = 70$ руб./л; 6 – $v_n = 1 \cdot 10^{-3} \%$ /ч, $C_{zn} = 1\,600\,000$ руб., $D = 35$ руб./л

В работе Чан В.Х.³ была разработана математическая модель стоимости владения основным насосом гидравлического экскаватора и затрат на перерасход топлива:

$$V = Z_e + Z_g \left[\frac{v_n}{\eta_n} \frac{T}{2} + \frac{v_n^2}{\eta_n^2} \frac{T^2}{3} \right] + \frac{C}{T}, \quad (5)$$

где Z_e – затраты на эксплуатацию насоса, руб/ч; Z_g – затраты на топливо в начальный момент эксплуатации, руб/ч; C – стоимость замены насоса, руб.; η_n – величина объемного КПД насоса в начальный момент эксплуатации; v_n – скорость изменения объемного КПД насоса, %/ч; T – продолжительность эксплуатации, ч.

На основе предложенной модели получено выражение для определения интервала между заменами:

$$T_{opt} = \sqrt{\frac{2\eta_n C}{v_n Z_g}}. \quad (6)$$

Использование расчетного значения интервала между заменами насоса позволит минимизировать затраты на приобретение насоса и расход топлива в процессе эксплуатации до замены.

Из выражения хорошо видно, что величина интервала увеличивается как корень второй степени с увеличением стоимости замены насоса и уменьшения стоимости топлива и скорости уменьшения объемного КПД в процессе эксплуатации.

Также из полученного выражения следует, что величина постоянных затрат на эксплуатацию насоса не влияет на рациональную величину интервала между заменами (рис. 3).

³ Чан В.Х. Обоснование наработки между заменами насосов карьерного гидравлического экскаватора в условиях Вьетнама. Автореф. дис. канд. техн. наук. Тверь, 2024. 21 с.

Для оценки перерасхода топлива предложен показатель K_{ef} , характеризующий перерасход топлива, определяемый отношением разницы между фактическим расходом топлива на 1 м^3 экскавируемой горной массы G_f и расходом топлива при начальном значении объемного КПД G_n к расходу топлива при начальном значении объемного КПД:

$$K_{ef} = \frac{G_f - G_n}{G_n}.$$

Значение показателя равно нулю при равенстве номинального и фактического расхода топлива, т.е. в начальный момент эксплуатации, если фактический расход топлива в 2 раза больше, чем номинальный (следует отметить, что при эксплуатации такой перерасход топлива не допускается), коэффициент принимает значение, равное единице.

Использование предлагаемого коэффициента эффективности расхода топлива и предложенного выражения для расчета интервалов между заменами насоса позволит на основе объективных данных принимать решения о назначении предельных состояний и сроках замены основных насосов карьерного гидравлического экскаватора и уменьшить суммарные затраты на владение насосом и на расход топлива до 17% в зависимости от экономических и горнотехнических факторов эксплуатации.

Заключение

1. С использованием разработанного алгоритма и компьютерного моделирования в программе Simulink-Matlab установлена зависимость перерасхода топлива от вязкости рабочей жидкости и величины зазоров в аксиально-поршневом насосе НРV375 экскаватора Komatsu PC2000-8.



2. Представлены математическая модель затрат на владение насосом с учетом перерасхода топлива, возрастающего в процессе эксплуатации, и полученное на ее основе выражение для определения рационального срока эксплуатации насосов для минимизации затрат на приобретение насосов и топлива, учитывающее техническое состояние главных насосов, скорость его изменения, стоимость топлива и замены насоса.

3. Предложен показатель, характеризующий перерасход топлива, определяемый отношением разницы между фактическим расходом топлива на 1 м³

экскавируемой горной массы и расходом топлива при начальном значении КПД насоса к расходу топлива при начальном значении КПД.

4. Использование предлагаемого показателя перерасхода топлива и предложенного выражения для расчета интервалов между заменами насоса позволит более точно планировать сроки замены и затраты будущих периодов, а также уменьшить суммарные затраты на владение насосом и на расход топлива до 17 % в зависимости от экономических и горнотехнических факторов эксплуатации.

Список литературы / References

1. Chen Y., Zhang J., Xu B. et al. Multi-objective optimization of micron-scale surface textures for the cylinder/valve plate interface in axial piston pumps. *Tribology International*. 2019;138:316–329. <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2019.06.002>
2. Mnatsakanyan V.U., Surina N.V., Belyankina O.V., Sizova E.I. Assembly accuracy of power cylinders for powered roof supports in longwalls. *Eurasian Mining*. 2023;(1):50–54. <https://doi.org/10.17580/em.2023.01.11>
3. Bergada J.M., Kumar S., Davies D.L., Watton J. A complete analysis of axial piston pump leakage and output flow ripples. *Applied Mathematical Modelling*. 2012;36(4):1731–1751. <https://doi.org/10.1016/j.apm.2011.09.016>
4. Xia L., Quan L., Cao D. et al. Research on energy saving characteristics of large hydraulic excavator boom driven by dual hydraulic-gas energy storage cylinder. *Journal of Mechanical Engineering*. 2019;55(20):240–248. (In Chinese) <https://doi.org/10.3901/JME.2019.20.240>
5. Yu Y., Do T.C., Yin B. et al. Improvement of energy saving for hybrid hydraulic excavator with novel powertrain. *International Journal of Precision Engineering and Manufacturing-Green Technology*. 2023;10:521–534. <https://doi.org/10.1007/s40684-022-00437-9>
6. Lukashuk O.A., Komissarov A.P., Letnev K.Y. Increasing power efficiency of open-pit excavators. In: *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*. 2020;709(2):022083. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/709/2/022083>
7. Zhuraev A. Study of the effect of hydraulic systems operation on the general performance of a hydraulic excavator. *The American Journal of Engineering and Technology*. 2021;3(10):36–42. <https://doi.org/10.37547/tajet/Volume03Issue10-07>
8. Литвин О.И., Хорешок А.А., Дубинкин Д.М. и др. Анализ методик расчета производительности карьерных гидравлических экскаваторов. *Горная промышленность*. 2022;(5):112–120. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-5-112-120>
Litvin O.I., Khoreshok A.A., Dubinkin D.M. et al. Analysis of methods for calculating the productivity of open-pit hydraulic shovels and backhoes. *Russian Mining Industry*. 2022;(5):112–120. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-5-112-120>
9. Vukovic M., Leifeld R., Murrenhoff H. Reducing fuel consumption in hydraulic excavators – a comprehensive analysis. *Energies*. 2017;10(5):687. <https://doi.org/10.3390/en10050687>
10. Бурый Г.Г., Потеряев И.К. Определение оптимальной силы и скорости копания грунта одноковшового гидравлического экскаватора с ковшом сферической формы. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2022;14(2):321–329. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-2-321-329>
Buryi G.G., Poteryaev I.K. Determination of the optimal strength and speed of soil digging of a single-bucket hydraulic excavator with a spherical shape bucket. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022;14(2):321–329. (In Russ.) <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-2-321-329>
11. Hidayat H., Aviva D., Muis A., Halik A. Failure analysis of excavator hydraulic pump. In: *IOP Conference Series Materials Science and Engineering*. 2022;1212(1):012052. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/1212/1/012052>
12. Овчинников Н.П. Оценка влияния твердой фазы шахтных вод на эффективность секционных насосов при разработке месторождений кимберлитовых руд. *Горные науки и технологии*. 2022;7(2):150–160. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>
Ovchinnikov N.P. Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance in the development of kimberlite ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):150–160. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>
13. D'Andrea D., Epasto G., Bonanno A. et al. Failure analysis of anti-friction coating for cylinder blocks in axial piston pumps. *Engineering Failure Analysis*. 2019;104:126–138. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2019.05.041>
14. Xu B., Hu M., Zhang J., Su Q. Characteristics of volumetric losses and efficiency of axial piston pump with respect to displacement conditions. *Journal of Zhejiang University – Science A*. 2016;17:186–201. <https://doi.org/10.1631/jzus.A1500197>



15. Li R., Liu J., Ding X., Liu Q. Study on the influence of flow distribution structure of piston pump on the output of pulsation pump. *Processes*. 2022;10(6):1077. <https://doi.org/10.3390/pr10061077>
16. Hong H., Zhao Ch., Zhang B. et al. Flow ripple reduction of axial-piston pump by structure optimizing of outlet triangular damping groove. *Processes*. 2020;8(12):1664. <https://doi.org/10.3390/pr8121664>
17. Хорин В.Н. *Объемный гидропривод забойного оборудования*. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра; 1980. 415 с.
Khorin V.N. *Volumetric hydraulic drive of downhole equipment*. 3rd ed., revised and add. Moscow: Nedra Publ. House; 1980. 415 p. (In Russ.)
18. Сурина Н.В., Мнацакян В.У. Система автоматизированного проектирования технологических процессов при ремонте горной техники. *Горный журнал*. 2019;(7):90–95. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.07.08>
Surina N.V., Mnatsakanyan V.U. Automated process design system for mining equipment repair. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(7):90–95. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.07.08>
19. Рахутин М.Г. Методология обоснования предельных состояний элементов гидропривода горных машин. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011;(S1):508–519.
Rakhutin M.G. Methodology of substantiation of limit states of hydraulic drive elements of mining machines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2011;(S1):508–519. (In Russ.)
20. Рахутин М.Г., Занг К.К., Кривенко А.Е., Чан В.Х. Оценка влияния температуры рабочей жидкости на потери мощности карьерного гидравлического экскаватора. *Записки Горного института*. 2023;261:374–383.
Rakhutin M.G., Giang Kh.Q., Krivenko A.E., Tran H.V. Evaluation of the influence of the hydraulic fluid temperature on power loss of the mining hydraulic excavator. *Journal of Mining Institute*. 2023;261:374–383. (In Russ.)

Информация об авторах

Максим Григорьевич Рахутин – доктор технических наук, профессор кафедры горного оборудования, транспорта и машиностроения, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5873-5550](https://orcid.org/0000-0001-5873-5550), Scopus ID [57200152323](https://scopus.com/authorid/57200152323); e-mail rahutin.mg@misis.ru

Ван Хиеп Чан – кандидат технических наук, преподаватель факультета механики, Государственный технический университет им. Ле Куй Дона, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0003-0962-5835](https://orcid.org/0000-0003-0962-5835); e-mail hieptv@lqdtu.edu.vn

Александр Евгеньевич Кривенко – кандидат технических наук, доцент кафедры горного оборудования, транспорта и машиностроения, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-7198-4447](https://orcid.org/0000-0001-7198-4447), Scopus ID [57210220257](https://scopus.com/authorid/57210220257); e-mail Krivenko.ae@misis.ru

Куок Кхань Занг – кандидат технических наук, декан факультета механической технологии, Университет Тхань Донг, г. Хайзюнг, Вьетнам; ORCID [0009-0006-8589-5609](https://orcid.org/0009-0006-8589-5609); e-mail khanhgg@thanhdong.edu.vn

Information about the authors

Maxim G. Rakhutin – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Mining Equipment, Transport and Mechanical Engineering, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5873-5550](https://orcid.org/0000-0001-5873-5550), Scopus ID [57200152323](https://scopus.com/authorid/57200152323); e-mail rahutin.mg@misis.ru

Van Hiep Tran – Cand. Sci. (Eng.), Lecturer of the Mechanical Engineering Faculty, Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0003-0962-5835](https://orcid.org/0000-0003-0962-5835); e-mail hieptv@lqdtu.edu.vn

Alexander E. Krivenko – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of Mining Equipment, Transport and Mechanical Engineering, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-7198-4447](https://orcid.org/0000-0001-7198-4447), Scopus ID [57210220257](https://scopus.com/authorid/57210220257); e-mail Krivenko.ae@misis.ru

Quoc Khanh Giang – Cand. Sci. (Eng.), Dean of the Faculty of Mechanical Engineering, Thanh Dong University, Hai Duong City, Vietnam; ORCID [0009-0006-8589-5609](https://orcid.org/0009-0006-8589-5609); e-mail khanhgg@thanhdong.edu.vn

Поступила в редакцию 20.01.2024
Поступила после рецензирования 01.06.2024
Принята к публикации 17.09.2024

Received 20.01.2024
Revised 01.06.2024
Accepted 17.09.2024



ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-05-262>

УДК 621.833:622.232.8

**Мехатронная система для обкатки и испытаний механических передач карьерных экскаваторов**С. И. Малафеев^{1,2}  , А. А. Малафеева³  , В. И. Коняшин¹  , А. А. Новгородов¹  ¹ ООО «Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Российская Федерация² Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Российская Федерация³ Российская академия народного хозяйства и государственной службы при Президенте Российской Федерации (Владимирский филиал), г. Владимир, Российская Федерация simalafeev@gmail.com**Аннотация**

Механические передачи подъемных и тяговых лебедок, а также механизмы напора карьерных экскаваторов находятся под действием наибольших знакопеременных ударных нагрузок. Поэтому к качеству изготовления механических передач предъявляются повышенные требования. Процесс управления жизненным циклом редукторов включает обкатку и испытания нового изделия на предприятии, диагностику и контроль в процессе эксплуатации. Стенды для этих целей должны обеспечивать максимальное соответствие режимов испытаний условиям эксплуатации механической передачи. Разработанный стенд предназначен для обкатки (приработки сопряженных соединений) и контроля качества изготовления и сборки редукторов лебедок подъема и напора электрических карьерных экскаваторов ЭКГ-8ус, ЭКГ-10, ЭКГ-12К, ЭКГ-15М, ЭКГ-18, ЭКГ-20КМ, ЭКГ-32Р в условиях приемо-сдаточных испытаний. В стенде применены двигатели экскаваторные постоянного тока мощностью 350 кВт (приводные машины) и мощностью 560 кВт (нагружающая машина). В качестве мультипликатора использован редуктор лебедки подъема экскаватора ЭКГ-15М. Два промежуточных вала объединены промежуточной вставкой. Нагружающий двигатель соединен с одним валом. Для управления двигателями используются типовые транзисторные преобразователи постоянного тока с широтно-импульсным регулированием, применяемые на экскаваторах с главными приводами постоянного тока. Обкатка и испытания редукторов проводятся методом взаимной нагрузки. Программное обеспечение испытательного стенда реализовано на основе информационно-диагностической системы Пульсар-7. При этом обеспечиваются следующие режимы работы: 1. Интерактивное управление компонентами стенда в ручном режиме. В этом режиме оператор может проверять функционирование компонентов стенда, выполнять их настройку. 2. Автоматическое управление процессом обкатки испытаний. Подпрограммы из имеющейся библиотеки обеспечивают формирование требуемых в соответствии с видом испытания последовательностей управляющих команд. Предусмотрены режимы обкатки без нагрузки, с постоянной нагрузкой, переменными нагрузкой и угловой скоростью, воспроизведения цикла экскавации. В процессе испытания производится автоматическое создание протокола по испытываемому изделию. 3. Формирование протоколов испытания. Оператор может просматривать и выводить на печать любые ранее сформированные протоколы. 4. Настройка программы и вспомогательные функции, в том числе справочная подсистема. На основе составленного математического описания мехатронных систем выполнено исследование процессов при обкатке редуктора напора ЭКГ-15Мс помощью Simulink. Разработанный стенд реализован в ООО Компания «Объединенная Энергия» и внедрен в ООО «ИЗ-КАРТЭКС имени П.Г. Коробкова».

Ключевые слова

горные машины, мехатроника, экскаватор, редуктор, обкатка, испытание, моделирование, регулирование, система, стенд

Для цитированияMalafeev S. I., Malafeeva A. A., Konyashin V. I., Novgorodov A. A. Mechatronic system for running-in and testing of mechanical transmissions in mining shovels. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):75–83. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-05-262>



POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research paper

Mechatronic system for running-in and testing of mechanical transmissions in mining shovelsS. I. Malafeev^{1,2}  , A. A. Malafeeva³  , V. I. Konyashin¹  , A. A. Novgorodov¹  ¹ Joint Power Co., Ltd., Moscow, Russian Federation² Vladimir State University named after A. G. and N. G. Stoletov, Vladimir, Russian Federation³ Russian Presidential Academy of National Economy and Public Administration (Vladimir Branch), Vladimir, Russian Federation simalafeev@gmail.com**Abstract**

The mechanical transmissions of the hoist and drag winches, as well as the crowd mechanisms of mining shovels, operate under highly variable and shock cyclic loads. These severe operating conditions impose stringent quality requirements on both the manufacturing and assembly of such transmissions. The lifecycle management process for these gearboxes includes running-in and acceptance testing at the manufacturing plant, followed by diagnostics and condition monitoring during field operation. Test benches designed for these purposes must closely replicate the operating conditions experienced by the transmission in actual service. The developed test bench is designed to perform running-in (initial wear-in of mating surfaces) and quality control testing of hoist and crowd winch gearboxes installed in electric mining shovels of the following models: EKG-8US, EKG-10, EKG-12K, EKG-15M, EKG-18, EKG-20KM, and EKG-32R. These operations are carried out as part of the standard acceptance testing procedure. The test bench is equipped with DC excavator motors rated at 350 kW (drive motors) and 560 kW (loading motor). The hoist winch gearbox from the EKG-15M shovel serves as the torque multiplier. Two intermediate shafts are connected via an intermediate coupling, with the loading motor driving one of these shafts. Motor control is implemented using standard DC transistor converters with PWM control, identical to those used in mining shovels equipped with DC main drives. The running-in and testing processes are carried out using the mutual loading method, which enhances energy efficiency by allowing regenerative energy to be reused within the system. The test bench software is based on the Pulsar-7 information and diagnostics system, which supports the following operational modes: 1. Interactive manual control, enabling the operator to verify the functionality and calibration of test bench components. 2. Automatic control of the running-in and testing processes, where pre-programmed sequences from a built-in library generate the required control commands for each specific test type. Available test modes include: unloaded running-in, running-in under constant load, running-in under variable load and rotational speed, excavation cycle simulation. 3. Automated test report generation, including the ability to view and print previously generated reports. 4. Software configuration and auxiliary functions, including an embedded help system. A mathematical model of the mechatronic system was developed and used to simulate the running-in process of the EKG-15M crowd gearbox in Simulink. The developed test bench system has been successfully implemented at Joint Power Co., Ltd. (Moscow) and IZ-KARTEX named after P.G. Korobkov.

Keywords

mining machinery, mechatronics, shovel, gearbox, running-in, testing, simulation, control, system, test bench

For citation

Malafeev S. I., Malafeeva A. A., Konyashin V. I., Novgorodov A. A. Mechatronic system for running-in and testing of mechanical transmissions in mining shovels. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):75–83. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-05-262>

Введение

Механические передачи карьерных экскаваторов и другой горной техники относятся к компонентам, оказывающим значительное влияние на надежность и эффективность работы машин [1, 2]. Редукторы подъемных и тяговых лебедок, а также механизмы напора при работе экскаваторов находятся под действием наибольших знакопеременных ударных нагрузок. Это служит причиной износа элементов редукторов. Поэтому к качеству изготовления механических передач предъявляются повышенные требования [3]. Процесс управления жизненным циклом редукто-

ров включает обкатку и испытания нового изделия на предприятии, диагностику и контроль в процессе эксплуатации [4, 5]. Перспективное внедрение технологии цифровых двойников предусматривает создание моделей передач и их верификацию при обкатке и приемо-сдаточных испытаниях [6].

Обкатка редукторов проводится для приработки деталей, выявления дефектов сборки и монтажа, регулировки сборочных единиц и агрегатов, что способствует повышению срока их эксплуатации [7, 8]. Приработка играет важную роль в установившейся работе механических компонентов. Это переходный процесс,



включающий сложное взаимодействие между трением, смазкой, неровностями, пластической деформацией и износом [9, 10]. Процесс приработки включает в себя изменение важнейших трибологических параметров, таких как шероховатость поверхности, рисунок поверхности, коэффициент трения и скорость износа, до тех пор пока не будет преобладать установившийся режим [11, 12]. Достигнутое в процессе приработки состояние трибокомпонента определяет его характеристики в условиях эксплуатации [13]. Режим обкатки разрабатывается индивидуально для каждого типа редуктора. При этом обкатку производят последовательно при различных режимах: от холостого хода до номинальной нагрузки при различных скоростях и направлениях вращения [14, 15]. Продолжительность процесса обкатки и испытаний зависит от особенностей изделия.

Стендовое оборудование для обкатки и испытаний должно обеспечивать реализацию всех тестовых режимов, автоматизацию проведения экспериментов и обработки результатов, а также минимальные энергетические затраты [14, 15]. Стенды должны обеспечивать максимальное соответствие режима испытаний условиям эксплуатации механической передачи. В настоящее время для испытаний наибольшее применение нашел метод взаимной нагрузки электрических машин, валы которых соединены через редуктор и мультипликатор [16]. В этом случае используются идентичные приводные электрические двигатели и механические передачи (редуктор и мультипликатор). В условиях предприятия, выпускающего различные изделия, актуальной является задача испытаний редукторов с разными передаточными числами¹.

В настоящей работе рассматриваются выполненные в Компании «Объединенная Энергия», г. Москва, проектирование и внедрение автоматизированной системы для обкатки и испытаний редукторов подъема и напора карьерных экскаваторов.

Цели и задачи

Цель исследования – анализ, синтез и моделирование стендового оборудования для обкатки и испытаний механических передач главных приводов карьерных электрических экскаваторов.

Основные задачи:

1) разработка функциональных схем испытательных стендов для обкатки редукторов приводов подъема и напора карьерных экскаваторов, эффективных для механических передач различных экскаваторов с разными передаточными числами;

2) составление и анализ математического описания мехатронных систем стендов для обкатки редукторов одно- и двухдвигательных приводов при использовании метода взаимной нагрузки;

3) исследование моделей мехатронных систем стендов с помощью MATLAB-Simulink;

4) практическая реализация мехатронных систем для стенда в ООО «ИЗ-КАРТЭКС имени П. Г. Коробкова».

1. Функциональная схема системы

Функциональная схема мехатронной системы для обкатки редукторов двухдвигательного привода подъема показана на рис. 1. Электропитание мехатронной системы осуществляется от цеховой сети 0,4 кВ с помощью автоматического выключателя QF, силового трансформатора Т и диодного выпрямителя В. В звене постоянного тока используется конденсатор С. Испытуемый редуктор приводится во вращение с помощью двух двигателей постоянного тока М1 и М2. Тихоходный вал редуктора Р через мультипликатор МП соединен с валом нагружающего двигателя М3. Управление двигателями М1, М2 и М3 осуществляется путем регулирования напряжения на якорных обмотках с помощью транзисторных мостовых преобразователей соответственно ТП1, ТП2 и ТП3. Обмотки возбуждения двигателей соединены последовательно и подключены в выходу транзисторного преобразователя ТПВ. Транзисторный ключ ТК с балластным резистором R предназначены для аварийного сброса энергии в звене постоянного тока. Для измерения моментов на валах двигателей используются моментные муфты ММ1 и ММ2. Управление процессом испытаний осуществляется с помощью специального компьютера (ПК оператора). Программы и результаты испытаний хранятся на сервере.

В стенде применены силовое оборудование и информационная управляющая система, разработанные для карьерных экскаваторов с приводами главного движения постоянного тока и транзисторными преобразователями энергии [17].

Обкатка и испытания редукторов проводятся методом взаимной нагрузки. Силовые электропитающие входы транзисторных преобразователей ТП1, ..., ТП3 соединены параллельно и подключены к звену постоянного тока. Обмотки возбуждения электрических машин подключены к выходу ТПВ, работающего в режиме стабилизации тока. Электрические машины М1 и М2 работают в режиме двигателей. Система управления двигателями двухконтурная с подчиненным контуром тока и главным контуром напряжения [17, 18]. Для стабилизации угловой скорости используется положительная обратная связь по току якорной обмотки. При этом один двигатель является ведущим, второй ведомым. Машина М3 работает в режиме генератора при стабилизации якорного тока. Точки отбора энергии от звена постоянного тока для приводов совпадают, а из сети потребляется мощность, равная потерям в электрических машинах и транзисторных преобразователях. При обкатке и испытаниях редукторов напора используется один приводной двигатель, например, М1.

Представленная на рис. 1 структура испытательного стенда позволяет проводить обкатку и испытания редукторов с различными передаточными числами с использованием одного стационарного мультипликатора.

¹ Малафеев С. И. Патент РФ № 2779712. МПК G01R31/34. Стенд для испытания электрических машин постоянного тока и механических передач. Опубл. 12.09.2022. Бюл. № 26.

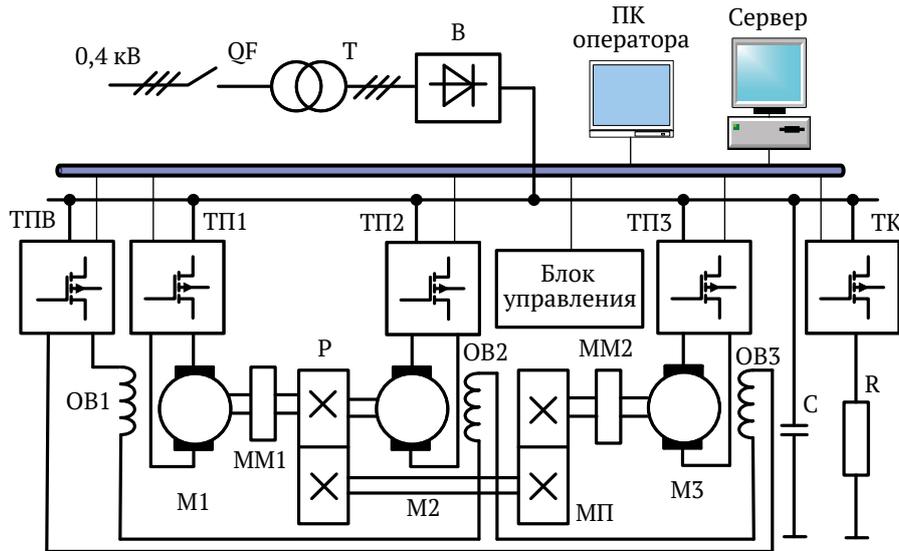


Рис. 1. Функциональная схема мехатронной системы стенда обкатки редукторов подъема: SQ – автоматический выключатель; Т1 – силовой трансформатор; В – выпрямитель; ТПВ, ТП1, ..., ТП3 – транзисторные мостовые преобразователи постоянного тока; ТК – транзисторный ключ; С – ёмкость звена постоянного тока; R – балластный резистор; M1 – нагружающий двигатель постоянного тока; M2, M3 – приводные двигатели постоянного тока; ОВ1, ..., ОВ3 – обмотки возбуждения двигателей соответственно M1, M2, M3; МП – мультипликатор; Р – испытуемый редуктор; MM1, MM2 – измерительные моментные муфты

2. Анализ мехатронной системы стенда

Структурная схема модели мехатронной системы стенда показана на рис. 2. На схеме обозначено: ТП1, ТП2, ТП3 – транзисторные преобразователи управления двигателями; ДТ1, ДТ2, ДТ3 – датчики тока якорных цепей двигателей постоянного тока; РТ1, РТ2, РТ3 – регуляторы тока; РН – регулятор напряжения; ОТ – блок ограничения тока; ЗИ1, ЗИ2 – задатчики интенсивности; $H_{п1}(s)$, $H_{п2}(s)$, $H_{п3}(s)$ – передаточные функции транзисторных преобразователей управления машинами постоянного тока соответственно M1, M2, M3; $H_{т1}(s)$, $H_{т2}(s)$, $H_{т3}(s)$ – передаточные функции регуляторов тока; $H_n(s)$ – передаточная функция регулятора напряжения в системе регулирования угловой скорости; k_k – коэффициент передачи корректирующей положительной связи по току; $H_\phi(s)$ – передаточная функция фильтра в контуре регулирования напряжения; r_1, r_2, r_3 – активные сопротивления якорных обмоток двигателей постоянного тока; L_1, L_2, L_3 – индуктивности якорных обмоток двигателей постоянного тока; c_1, c_2, c_3 – конструктивные постоянные двигателей постоянного тока; k_{i1}, k_{i2}, k_{i3} – коэффициенты датчиков тока соответственно ДТ1, ДТ2 и ДТ3; k_u – коэффициент передачи датчика напряжения; J_1 – приведенный к валу приводного двигателя момент инерции вращающихся масс; J_2 – приведенный к валу нагружающей машины момент инерции; k_{m1} и k_{m2} – коэффициенты передачи соответственно редуктора и мультипликатора; c_{12} – жесткость механической связи; $k_{в1}, k_{в2}$ – коэффициенты вязкого трения, моделирующие потери в механических передачах; U_1, U_2, U_3 – напряжения на якорных обмотках электрических

машин; i_1, i_2, i_3 – токи якорных обмоток электрических машин; Ω_1 и Ω_2 – угловые скорости соответственно приводных двигателей и нагружающей машины; φ_1 и φ_2 – углы поворотов выходного вала редуктора и входного вала мультипликатора; M_1 и M_2 – электромагнитные моменты первого и второго приводных двигателей; M – крутящий момент на выходном валу редуктора; $u_{\omega c}$ – напряжение задания угловой скорости приводных двигателей; u_{τ} – напряжение задания момента нагрузки (тока якорной обмотки нагружающей машины). Для транзисторных преобразователей $H_{п1}(s) = k_{п1}$, $H_{п2}(s) = k_{п2}$, $H_{п3}(s) = k_{п3}$, где $k_{п1}, k_{п2}, k_{п3}$ – коэффициенты передачи. В системе управления используется пропорциональный регулятор напряжения с коэффициентом передачи k_n , т.е. $H_n(s) = k_n$, и апериодический фильтр

$$H_\phi(s) = \frac{k_\phi}{k_\phi s + 1},$$

где k_ϕ и T_ϕ – коэффициент передачи и постоянная времени фильтра. В качестве регуляторов тока используются пропорционально-интегральные регуляторы.

В двухдвигательном приводе используются идентичные электрические машины. Поэтому $H_{п1}(s) \approx H_{п2}(s)$; $H_{т1}(s) \approx H_{т2}(s)$; $r_1 \approx r_2$; $L_1 \approx L_2$; $c_1 \approx c_2$; $k_{т1} \approx k_{т2}$. В схеме испытания редукторов напора используется один приводной двигатель (рис. 3).

Мощность, потребляемая из сети при установившемся режиме обкатки, равна суммарной мощности потерь в силовых компонентах системы. Для схемы на рис. 2 эта мощность равна:

$$P_c = \Delta P_T + \Delta P_B + P_K + \sum_{i=1}^3 \Delta P_{Mi} + \sum_{i=1}^4 \Delta P_{Tni} + \Delta P_p + \Delta P_{мп} + \sum_{i=1}^3 P_{Bmi},$$

где ΔP_T – мощность потерь в трансформаторе; ΔP_B – мощность потерь в выпрямителе; P_K – мощность потерь в емкостном накопителе энергии;

$$\sum_{i=1}^3 \Delta P_{Mi} -$$

суммарная мощность потерь в электрических машинах;

$$\sum_{i=1}^4 \Delta P_{Tni} -$$

суммарная мощность потерь в транзисторных преобразователях; ΔP_p – мощность потерь в редукторе; $\Delta P_{мп}$ – мощность потерь в мультипликаторе;

$$\sum_{i=1}^3 \Delta P_{Bmi} -$$

активная мощность обмоток возбуждения электрических машин.

Потери в компонентах приблизительно могут быть определены по их КПД в соответствующих режимах.

3. Моделирование мехатронной системы

Исследование модели системы при обкатке редуктора напора ЭКГ-15М выполнено с помощью Simulink. Моделирование проводилось для системы с двигателями постоянного тока М1 – ДПЭ350Д-2 и М3 – ДПЭ560Д2. Передаточное число редуктора напора 92,59. Коэффициент передачи мультипликатора 31,359.

На рис. 4 и 5 приведены результаты моделирования процесса обкатки редуктора напора ЭКГ-15М (передаточное число 92,59). На рис. 4 показаны осциллограммы процессов при разных угловых скоростях и моментах нагрузки. В интервале времени от 0 до 40 с происходит разгон привода до угловой скорости 20 рад/с при моменте нагрузки на тихоходном валу 1,6 кН·м. В момент времени 40 с угловая скорость увеличивается до 30 рад/с при моменте нагрузки на выходном валу 1,6 кН·м. В момент времени 80 с угловая скорость приводного двигателя увеличивается до 50 рад/с. В момент времени 120 с происходит увеличение момента нагрузки до 9 кН·м, а в момент времени 160 с момент нагрузки возрастает до 16,5 кН·м.

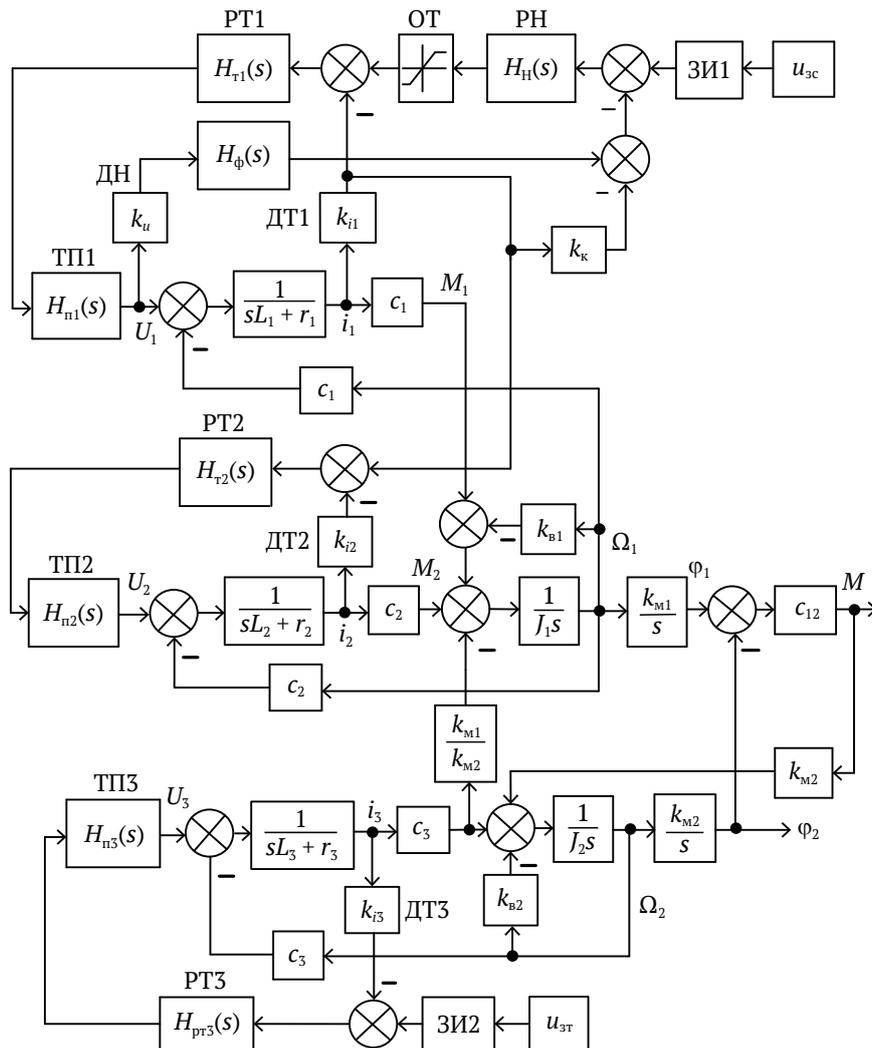


Рис. 2. Структурная схема мехатронной системы обкатки редуктора лебедки подъема

На рис. 5 показаны осциллограммы процессов в мехатронной системе при гармоническом изменении угловой скорости приводного двигателя с периодом 62,8 с. Момент, создаваемый нагружающей машиной, поддерживается постоянным. Ток якорной обмотки нагружающей машины равен 100 А. При этом в первой половине периода изменения угловой скорости момент нагрузки является тормозящим, во второй половине он совпадает по направлению с моментом приводного двигателя.

4. Практическая реализация стенда

Разработанный стенд предназначен для обкатки (приработки сопряженных соединений) и контроля качества изготовления и сборки редукторов лебедок подъема и напора электрических карьерных экскаваторов ЭКГ-8ус, ЭКГ-10, ЭКГ-12К, ЭКГ-15М, ЭКГ-18, ЭКГ-20КМ, ЭКГ-32Р в условиях приемо-сдаточных испытаний. Внешний вид стенда показан на рис. 6.

В стенде применены двигатели экскаваторные постоянного тока мощностью 350 кВт (приводные машины)

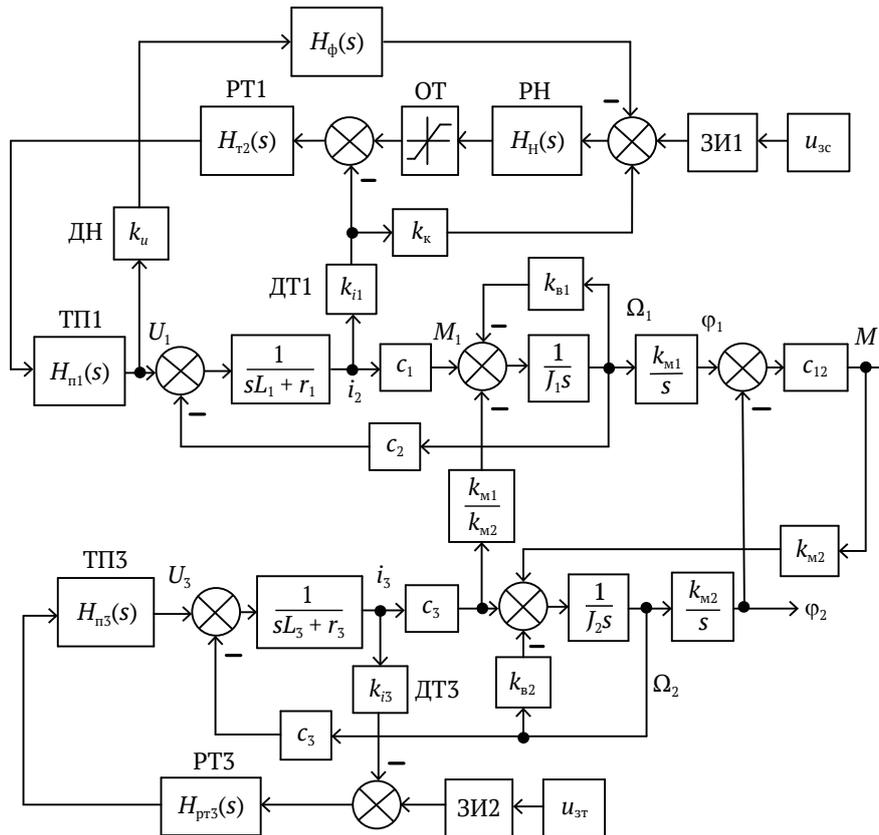


Рис. 3. Структурная схема мехатронной системы обкатки редуктора напора

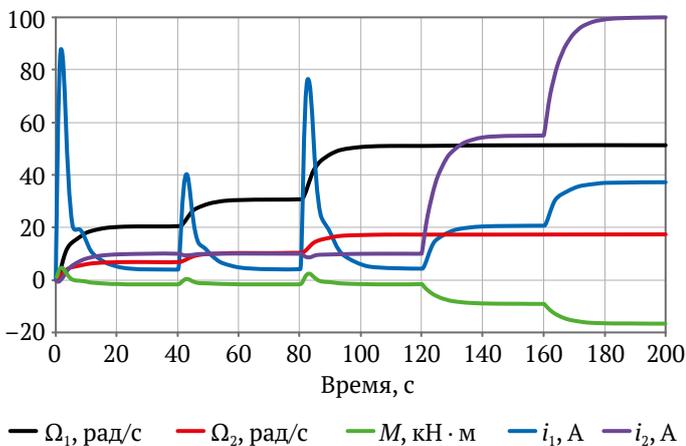


Рис. 4. Осциллограммы процессов при обкатке редуктора напора при различных угловых скоростях и нагрузках

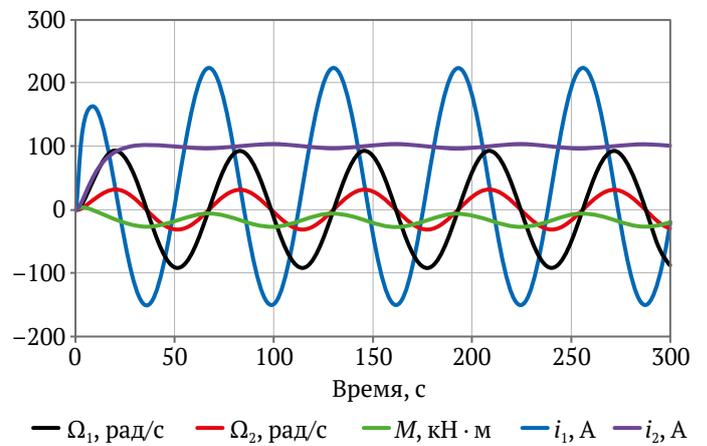


Рис. 5. Осциллограммы процессов при обкатке редуктора напора при гармоническом изменении угловой скорости приводного двигателя и постоянном моменте нагрузки

и мощностью 560 кВт (нагружающая машина). В качестве мультипликатора использован редуктор лебедки подъема экскаватора ЭКГ-15М с передаточным числом 31,359. Два промежуточных вала объединены промежуточной вставкой. Нагружающий двигатель соединен с одним валом. Для управления двигателями используются типовые транзисторные преобразователи постоянного тока с широтно-импульсным регулированием, используемые на экскаваторах с главными приводами постоянного тока [17]. Диапазон регулирования частоты вращения приводных двигателей – 0...1000 об/мин. Диапазон регулирования момента нагрузки на выходном валу нагружающего двигателя – 0...7,5 кН.

Программное обеспечение испытательного стенда реализовано на основе информационно-диагностической системы Пульсар-7 [17]. При этом обеспечиваются следующие режимы работы:

Интерактивное управление компонентами стенда в ручном режиме. В ручном режиме оператор может проверять функционирование компонентов стенда, выполнять их настройку. Программа автоматически распознает отсутствие срабатываний соответствующих автоматических выключателей и готовность силовых преобразователей и приборов контроля.

Автоматическое управление процессом обкатки испытаний. Подпрограммы из имеющейся библиотеки обеспечивают формирование требуемых в соответствии с видом испытания последовательностей управляющих команд. Предусмотрены режимы обкатки без нагрузки, с постоянной нагрузкой, переменными нагрузкой и угловой скоростью, воспроизведения цикла экскавации [18]. Выбор режима осуществляется оператором с помощью компьютера. Текущие значения основных контролируемых параметров (частоты вращения валов двигателей и редуктора, крутящий момент, токи двигателей) отображаются на экране монитора. В процессе испытания производится автоматическое создание протокола по испытываемому изделию. Запись на жесткий диск выполняется в режиме реального времени. Предусмотрена возможность согласованной работы с приборами контроля уровня вибрации, температуры опор валов редукторов, отклонения кинематических параметров зубчатого зацепления и др.



Рис. 6. Испытательный стенд в цехе предприятия

Формирование протоколов испытания. Оператор может просматривать и выводить на печать любые ранее сформированные протоколы. Протокол состоит из текстовой части (требуемые по методике испытания результаты измерений на устанавливаемых режимах изделия) и графической части (выбираемые пользователем параметры для регистрации их зависимости от времени по ходу испытания).

Настройка программы и вспомогательные функции, в том числе справочная подсистема.

Выводы и рекомендации

1. Рассмотренные алгоритмы стабилизации напряжения основаны на аналитическом решении задачи определения режима в электрической системе. Обкатка и испытания механических передач экскаваторов обеспечивают повышение качества и оценку соответствия характеристик изделий требуемым значениям. Обкатка редукторов позволяет выполнить приработку деталей, выявить дефекты сборки и монтажа, провести регулировку сборочных единиц и агрегатов. Режим обкатки разрабатывается индивидуально для каждого типа редуктора. При этом обкатку производят последовательно при различных режимах: от холостого хода до номинальной нагрузки при различных скоростях и направлениях вращения.

2. Разработанный комплекс оборудования обеспечивает реализацию всех тестовых режимов, автоматизацию проведения экспериментов и обработки результатов, а также минимальные энергетические затраты. Стендовое оборудование позволяет проводить на одной установке обкатку и испытания редукторов с различными передаточными числами: от 25,43 (ЭКГ-10) до 82,56 (ЭКГ-32) для редукторов лебедок подъема и от 60 (ЭКГ-10) до 90,6 (ЭКГ-20К) для редукторов напора. Диапазон регулирования частоты вращения приводных двигателей – 0...1000 об/мин. Диапазон регулирования момента нагрузки на выходном валу нагружающего двигателя – 0...7,5 кН. Напряжение питающей сети стенда – 380 В, частота 50 Гц. Питающая сеть трехфазная с заземленной нейтралью. Потребляемая мощность – 400 кВт.

3. Метод взаимной нагрузки электрических машин при обкатке и испытаниях обеспечивает эффективное использование электрической энергии за счет использования рекуперирующей энергии.

4. В стенде применены силовое оборудование и информационная управляющая система Пульсар-7, разработанные для карьерных экскаваторов с приводами главного движения постоянного тока и транзисторными преобразователями энергии. Предусмотрена работа стенда при ручном режиме управления компонентами и автоматическое управление обкаткой и испытаниями.

5. Положительный опыт эксплуатации стенда в ООО «ИЗ-КАРТЭКС имени П.Г. Коробкова» свидетельствует о его высоких технических характеристиках. Электротехническое оборудование и программное обеспечение рекомендуются для организации испытаний механических передач тяжелых горных машин различного назначения.

**Список литературы / References**

1. Quan Z., Ge L., Wei Z., Li Y.W., Quan L. A survey of powertrain for energy-efficient heavy-duty machinery technologies. In: *Proceedings of the IEEE*. 2021;109(3):279–308. <https://doi.org/10.1109/jproc.2021.3051555>
2. Хорешок А.А., Кудреватых А.В., Ащеулов А.С. и др. Увеличение ходимости редукторов мотор-колес карьерных самосвалов методом внедрения контроля фактического технического состояния. *Горные науки и технологии*. 2021;6(4):267–276. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-4-267-276>
Khoreshok A.A., Kudrevatykh A.V., Ashcheulov A.S. et al. Increasing life of pit dump truck motor-wheel gearboxes by introducing the monitoring of the actual technical condition. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(4):267–276. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-4-267-276>
3. Drygin M.Yu., Kuryshkin N.P. Increasing the quality of excavators' planetary reduction gearboxes on the basis of dimensional analysis and geometrical characteristics of tooth wheels. In: *Journal of Physics: Conference Series, Volume 944, XI International scientific and technical conference "Applied Mechanics and Dynamics Systems"*. 14–16 November 2017, Omsk, Russian Federation. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/944/1/012030>
4. Mao Y., Tong J., Chin Z.Y. et al. Transmission error and vibration-based condition monitoring of gear wear with contaminated lubricant. *Wear*. 2023;523:2047–2060. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2023.204760>
5. Gericke B.L., Sushko A.E., Gericke P.B., Efremenkov A.B. Digital technologies used in technical diagnostics, assessment of technical condition, maintenance and repair of mining machines and equipment. In: *Journal of Physics: Conference Series, Volume 2052, 3rd International Scientific and Practical Conference on Mathematical Modeling, Programming and Applied Mathematics (MMPAM 2021)*. 6–7 September 2021, Veliky Novgorod, Russia. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/2052/1/012016>
6. Альгин В.Б., Ишин Н.Н. Надежность технически сложных изделий в свете «Индустрии 4.0». *Актуальные вопросы машиноведения*. 2017;(6):43–54.
Algin V.B., Ishin N.N. Reliability of technically complicated items in terms of "Industry 4.0". *Topical Issues of Mechanical Engineering*. 2017;(6):43–54. (In Russ.)
7. Blau P.J. On the nature of running-in. *Tribology International*. 2005;38(11–12):1007–1012. <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2005.07.020>
8. Jamaria J., Ammarullaha M.I., Afifa I.Y. et al. Running-in Analysis of Transmission Gear. *Tribology in Industry*. 2021;43(3):434–441. <https://doi.org/10.24874/ti.1092.04.21.08>
9. Войнов К.Н. *Обобщения в трибологии*. СПб.: Издательско-полиграфическая ассоциация высших учебных заведений; 2024. 250 с.
Voynov K.N. *Generalizations in tribology*. St. Petersburg: Publishing and Polygraphic Association of Higher Educational Institutions; 2024. 250 p. (In Russ.)
10. Kragelsky I.V., Komalov V.S. Calculation of value of stable roughness after running-in (elastic contact). *Wear*. 1969;14(2):137–140.
11. Sjöberg S., Sosa M., Andersson M., Olofsson U. Analysis of efficiency of spur ground gears and the influence of running-in. *Tribology International*. 2016;93A:172–181. <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2015.08.045>
12. Wang Q., Ma B., Liang Y. et al. Effects of operating conditions on the tribological behavior of a wet multi-disc clutch during the running-in process. *Tribology International*. 2023;179:108096. <https://doi.org/10.1016/j.triboint.2022.108096>
13. Khonsari M.M., Ghatrehsamani S., Akbarzadeh S. On the running-in nature of metallic tribo-components: A review. *Wear*. 2021;474–475:203871. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2021.203871>
14. Иванов В.П. Обкатка редукторов горно-шахтных машин. *Горная механика и машиностроение*. 2016;(2):55–59.
Ivanov V.P. Running-in of gears of mining machines. *Mining Mechanical Engineering and Machine-Building*. 2016;(2):55–59.
15. Стрельцов В.В., Попов В.Н., Карпенков В.Ф. *Ресурсосберегающая ускоренная обкатка отремонтированных двигателей*. М.: Колос; 1995. 175 с.
Streltsov V.V., Popov V.N., Karpenkov V.F. *Resource-saving accelerated running-in of repaired engines*. Moscow: Kolos; 1995. 175 p. (In Russ.)
16. Жерве Г.К. *Промышленные испытания электрических машин*. Л.: Энергоатомиздат; 1984. 408 с.
Gervais G.K. *Industrial tests of electric machines*. Leningrad: Energoatomizdat; 1984. 408 p.
17. Малафеев С.И., Серебренников Н.А. Повышение энергетической эффективности карьерных экскаваторов на основе модернизации электрооборудования и систем управления. *Уголь*. 2018;(10):30–34. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2018-10-30-34>
Malafeev S.I., Serebrennikov N.A. Increasing energy efficiency of mining excavators through upgrade of electrical equipment and control systems. *Ugol'*. 2018;(10):30–34. (In Russ.) <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2018-10-30-34>
18. Malafeev S.I., Novgorodov A.A., Konyashin V.I. Bench tests of the quarry excavators main electric drives. In: *XI International Conference on Electrical Power Drive Systems (ICEPDS)*. Saint Petersburg, Russia, October 04–07, 2020. <https://doi.org/10.1109/icepds47235.2020.9249257>



Информация об авторах

Сергей Иванович Малафеев – доктор технических наук, профессор кафедры вычислительной техники и систем управления, Владимирский государственный университет имени А.Г. и Н.Г. Столетовых, г. Владимир, Российская Федерация; главный научный сотрудник, ООО «Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-7691-3442](https://orcid.org/0000-0002-7691-3442); e-mail simalafeev@gmail.com

Алевтина Анатольевна Малафеева – доктор технических наук, профессор кафедры информационных технологий, Российская академия народного хозяйства и государственной службы при Президенте Российской Федерации (Владимирский филиал), г. Владимир, Российская Федерация; ORCID [0009-0000-3141-874X](https://orcid.org/0009-0000-3141-874X), ScopusID [26422368500](https://scopus.com/authorid/26422368500); e-mail amalafeeva@rambler.ru

Владимир Игоревич Коняшин – кандидат технических наук, старший научный сотрудник инновационного отдела, ООО «Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0009-0007-7183-0780](https://orcid.org/0009-0007-7183-0780), ScopusID [56582464300](https://scopus.com/authorid/56582464300); e-mail solytonik@yandex.ru

Андрей Александрович Новгородов – руководитель отдела проектирования мехатронных систем, ООО «Компания «Объединенная Энергия», г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0009-0000-7557-0145](https://orcid.org/0009-0000-7557-0145), ScopusID [57192383884](https://scopus.com/authorid/57192383884); e-mail novgorodov@jpc.ru

Information about the authors

Sergey I. Malafeev – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Computer Engineering and Control Systems, Vladimir State University named after Alexander and Nikolay Stoletovs, Vladimir, Russian Federation; Chief Scientific Officer, Joint Power Co., Ltd., Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-7691-3442](https://orcid.org/0000-0002-7691-3442); e-mail simalafeev@gmail.com

Alevtina A. Malafeeva – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Information Technology, Russian Presidential Academy of National Economy and Public Administration (Vladimir Branch), Vladimir, Russian Federation; ORCID [0009-0000-3141-874X](https://orcid.org/0009-0000-3141-874X), Scopus ID [26422368500](https://scopus.com/authorid/26422368500); e-mail amalafeeva@rambler.ru

Vladimir I. Konyashin – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher at the Innovation Department, Joint Power Co., Ltd., Moscow, Russian Federation; ORCID [0009-0007-7183-0780](https://orcid.org/0009-0007-7183-0780), Scopus ID [56582464300](https://scopus.com/authorid/56582464300); e-mail solytonik@yandex.ru

Andrey A. Novgorodov – Head of the Mechatronic Systems Design Department, Joint Power Co., Ltd., Moscow, Russian Federation; ORCID [0009-0000-7557-0145](https://orcid.org/0009-0000-7557-0145), Scopus ID [57192383884](https://scopus.com/authorid/57192383884); e-mail novgorodov@jpc.ru

Поступила в редакцию 13.05.2024

Поступила после рецензирования 30.08.2024

Принята к публикации 05.09.2024

Received 13.05.2024

Revised 30.08.2024

Accepted 05.09.2024



ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-362>

УДК 622.44:62-83

**Обоснование решений по повышению энергоэффективности вентиляторных установок и подъемных машин в условиях реконструкции рудника «Молибден»**Р. В. Клюев   

Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация

 kluev-roman@rambler.ru**Аннотация**

Экономическая эффективность высокопроизводительных горных предприятий во многом определяется параметрами и режимами работы энергоёмких машин. Традиционно вентиляторные установки и подъемные машины считаются одними из самых энергоёмких. Исследования направлены на анализ работы вентиляторных установок главного проветривания и подъемных установок рудника, а также на разработку мероприятий по обеспечению рациональных режимов их работы с целью повышения энергоэффективности и снижения эксплуатационных затрат. В работе описаны методы расчета систем проветривания, включая аналитические, которые используются для проектирования и анализа режимов работы систем проветривания. В исследовании использованы данные о режимах работы систем рудника «Молибден». Выявлено, что вентиляторные установки работают неэффективно, с завышенным удельным расходом электроэнергии. В связи с этим предложены мероприятия по замене электродвигателей, что позволит снизить энергопотребление и эксплуатационные затраты. Расчеты показывают, что экономический эффект от замены двигателей вентиляторной установки на руднике «Молибден» составит 4,9 млн руб. в год. На основе анализа характеристик подъемных установок рудника проведен проверочный расчет мощности электродвигателей подъемных машин. Отмечено, что для повышения эффективности подъемных систем необходимо использовать современные многоканатные установки с уравновешенной конструкцией. Предложены меры по загрузке технологического оборудования, что позволит снизить удельный расход электроэнергии на добычу руды. Анализ данных за 8 лет показал обратную корреляцию между объемом добычи руды и удельным расходом электроэнергии. Увеличение производительности на 10–15 % снижает удельный расход энергии на 2–5 %. Исключение периодов низкой загрузки оборудования и внедрение автоматизированных систем управления позволят повысить эффективность установок в целом. Результаты исследования могут быть использованы для горнодобывающих предприятий с аналогичными условиями эксплуатации, особенно при глубокой разработке месторождений.

Ключевые слова

рудник, энергоэффективность, вентиляторные установки, системы проветривания, подъемные машины, электродвигатель, добыча руды, удельный расход электроэнергии, экономический эффект

Для цитирования

Klyuev R. V. Assessment of energy efficiency improvement strategies for ventilation and hoisting systems during the reconstruction of the Molibden mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):84–94. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-362>

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research paper

Assessment of energy efficiency improvement strategies for ventilation and hoisting systems during the reconstruction of the Molibden mineR. V. Klyuev   

Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation

 kluev-roman@rambler.ru**Abstract**

The economic efficiency of high-performance mining enterprises largely depends on the parameters and operating modes of energy-intensive equipment. Ventilation fans and hoisting machines are traditionally considered among the most energy-intensive equipment. This study focuses on analyzing the operation of the main ventilation fans and hoisting equipment at the Molibden mine and on developing measures to



ensure optimal operating conditions aimed at improving energy efficiency and reducing operating costs. The paper presents methods for evaluating the efficiency of mine ventilation systems, including analytical approaches applied in system design and performance assessment. The study draws on operational data from the Molibden mine. The analysis revealed that the ventilation fans were operating inefficiently, with excessive specific energy consumption. Consequently, the replacement of electric motors is proposed to reduce energy use and operational expenditures. Calculations indicate that the expected economic benefit from replacing the ventilation fan motors at the Molibden mine amounts to 4.9 million rubles per year. Based on an analysis of the hoisting equipment characteristics, a required motor power assessment was performed. The study demonstrates that the use of modern multi-rope hoisting systems with balanced designs is essential for improving operational efficiency. Measures to optimize equipment utilization are proposed, which would reduce the specific energy consumption associated with ore extraction. An analysis of eight years of data revealed an inverse correlation between ore output and specific energy use: a 10–15% increase in productivity results in a 2–5% reduction in specific energy consumption. Avoiding periods of low equipment utilization and implementing automated control systems can significantly enhance overall system efficiency. The findings of this study may be applicable to mining enterprises operating under similar conditions, particularly those engaged in deep-level mining.

Keywords

mine, energy efficiency, ventilation fans, mine ventilation systems, hoisting machines, electric motor, ore extraction, specific energy consumption, economic benefit

For citation

Klyuev R.V. Assessment of energy efficiency improvement strategies for ventilation and hoisting systems during the reconstruction of the Molibden mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2025;10(1):84–94. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-10-362>

Введение

Системы проветривания рудников являются критически важной инженерной системой, обеспечивающей безопасные и эффективные условия труда в подземных условиях [1]. В отличие от открытых горных выработок, где естественная вентиляция является решающим фактором в обеспечении проветривания, подземные рудники представляют собой замкнутые пространства с ограниченным доступом воздуха и повышенными рисками аварийных ситуаций [2, 3]. Системы вентиляции угольных шахт, опасных по газу, где процессы выделения метана в горные выработки не всегда удается прогнозировать [4, 5], имеют особое значение в обеспечении безопасности горного производства. Процесс выделения метана создает серьезные проблемы для обеспечения надежного проветривания горных выработок, удаления вредных газов, пыли и избыточного тепла, возникающих в результате реализации технологических процессов [6–8], с учетом производительности и топологии горных выработок [9].

Развитие горнодобывающей отрасли приводит к необходимости учета рисков аварийных ситуаций, научного обоснования методов расчета аэрологических рисков [1, 3], а также нового методического и алгоритмического обеспечения определения режимов проветривания шахт и рудников [10–12]. Многообразие технических элементов, их функционал и свойства требуют комплексных решений, обеспечивающих реализацию главных функций систем проветривания горных предприятий [13]. При этом необходимо учитывать энергетическую и экономическую эффективность принимаемых инженерных решений, которые в значительной степени определяют эффективность всего горного предприятия [14–16].

Вентиляторные установки (установленная мощность на крупных предприятиях составляет 5–7 МВт) и подъемные машины на горном предприятии являются самыми энергоемкими объектами. От их производительности зависит производительность предприятия в целом, так как они являются ключевым элементом транспортной системы предприятия [17]. Современная подъемная машина оборудуется системой регулируемого электропривода, обеспечивающего ее эффективную и безопасную работу. Поэтому снижение затрат на эксплуатацию вентиляторных и подъемных машин, обоснование их режимов работы является актуальной задачей.

Объект исследования. В качестве объекта исследования в работе рассматривается Тырныаузский ВМК (ТВМК), который в 2025 г. планируется вновь ввести в работу.

Целью работы является анализ режимов работы вентиляторных установок главного проветривания и подъемных установок рудника, а также разработка мероприятий по оптимизации их работы.

Методы исследования. Анализ режимов работы систем проветривания рудников и вентиляторных установок, режимов работы подъемных машин и их электроприводов, расчет систем проветривания рудников – это сложная инженерная задача, требующая сочетания теоретических и эмпирических подходов, обработки экспериментальных данных, а также современных вычислительных методов. Предлагаемые решения по обеспечению эффективности работы вентиляторных и подъемных установок принимаются на основе технико-экономического анализа. Основная идея работы заключается в обосновании мощности электроприводов главных вентиляторных и подъемных установок реконструируемого рудника для повышения энергоэффективности.



Существующая схема проветривания рудника «Молибден»

Рудник «Молибден» разделяется на два участка, имеющих независимые схемы и средства проветривания: Северо-Западный участок и Центральные шахты № 1 и № 2. Для проветривания рудника «Молибден» используются три типа вентиляторных установок: ВОКД-3,0, ВОКД-2,4 и ВОД-21. Вентиляторы ВОКД-3,0 и ВОКД-2,4 предназначены для главного проветривания крупных шахт и рудников. Разработаны они по аэродинамической схеме ЦАГН-К-06 и выполнены в одном конструктивном исполнении. Периодическое регулирование работы вентилятора производится поворотом лопаток рабочего колеса, а более тонкое регулирование – закрылками промежуточного направляющего аппарата. Для возбуждения синхронных двигателей используются тиристорные возбуждатель-

ные аппараты, оборудованные реверсивным устройством. Реверсивные осевые вентиляторы ВОД предназначены для замены вентиляторов типа ВОК и ВОКД. Они выполнены по аэродинамической схеме К-84. Реверсирование воздушной струи осуществляется изменением направления вращения колеса, при этом лопатки промежуточного аппарата устанавливаются под углом 104° к плоскости вращения рабочего колеса.

Обследование и анализ работы главных вентиляторных установок вентиляционной системы рудника «Молибден» ТВМК

Сводные данные по обследованию и анализу работы главных вентиляторных установок (ГВУ) дают полную картину по их функционированию. В табл. 1 представлены основные сведения о работе вентиляторных установок в системе проветривания рудника.

Таблица 1

Основные сведения о работе вентиляторных установок в системе проветривания рудника

№ п/п	Показатели	Горизонт №4 ГВУ-4	Горизонт №4 ГВУ-1	Горизонт №4 ГВУ-1а	Горизонт №9 ГВУ-3	Горизонт №5 ГВУ-6
1	Тип вентилятора	ВОКД-3,0	ВОКД-2,4	ВОД-21	ВОД-21	ВОКД-3,0
2	Диаметр рабочего колеса, м	3	2,4	2,1	2,1	3,0
3	Число оборотов рабочего колеса, об/мин	600	735	750	750	600
4	Окружная скорость рабочего колеса, м/с	94,2	92,2	82,4	82,4	94,2
5	Расход воздуха через вентилятор, м ³ /с	90,4	64,7	56,0	76,0	96,7
6	Количество воздуха, подаваемого в рудник, м ³ /с	73,7	47,9	42,7	61,3	91,4
7	Потери воздуха в вентиляционных установках (ВУ), м ³ /с;	16,7	16,8	13,3	14,9	5,3
	расход воздуха через вентилятор, %	18,5	25,9	23,8	19,6	5,5
8	Полное давление, развиваемое вентилятором, мм вод. ст.	111,3	29,2	16,4	9,6	191,4
9	Депрессия шахты, мм вод. ст.	90,7	21,0	16,4	10,0	0,9
10	Депрессия естественной тяги, мм вод. ст.	1,2	1,5	–	1,4	2,3
11	Общедействующая депрессия в шахте, мм вод. ст.	91,9	22,5	16,4	11,4	3,2
12	Акустическая текучесть вентиляторной сети, кг·с/м ⁵	1,0	0,37	0,29	0,14	6,75
13	Соппротивление сооружений по герметизации в районе ВУ, кп нормальное, кп	0,32	0,074	0,093	0,032	1,6
		1,39	0,9	0,73	0,24	–
14	Соппротивление шахты, кп	0,0169	0,0114	0,009	0,0029	0,0218
15	Полное сопротивление, на которое работает вентилятор, кп	0,0138	0,0085	0,0052	–	0,02
16	Эквивалентное отверстие шахты, м ²	2,9	3,6	4,0	7,0	2,7
17	Полное эквивалентное отверстие шахты, на которое работает вентилятор, м ²	3,3	4,2	5,3	–	2,6
18	Тип электродвигателя вентилятора	СДВ-15-64-10У3	А-13-42-8	СД-2-85-47-8У4	СД-13-42-8	СДВВ-15-39-10
19	Номинальная мощность, кВт	1250	400	500	500	800
20	Мощность, потребляемая из сети, кВт	426,7	210	130	150	360
21	Мощность на валу вентилятора, кВт	393,4	187	116,3	135,5	326,5
22	Статический КПД вентилятора: по электрическим данным; средневзвешенный	0,25	0,09	0,08	0,05	0,55
		0,7	0,7	0,72	0,72	0,7



Окончание табл. 1

№ п/п	Показатели	Горизонт №4 ГВУ-4	Горизонт №4 ГВУ-1	Горизонт №4 ГВУ-1а	Горизонт №9 ГВУ-3	Горизонт №5 ГВУ-6
23	Удельный расход мощности в сети, кВт/м ³ : фактический; нормативный	5,79 1,86	4,74 0,48	3,04 0,25	2,45 0,15	3,94 3,13
24	Удельный расход мощности на валу, кВт/м ³ : фактический; нормативный	5,33 1,73	4,29 0,45	2,72 0,24	2,21 0,14	3,57 2,95
25	Сверхнормативный расход мощности, кВт	289,6	188,7	119,0	141,0	74,0
26	Время работы вентилятора в году, ч	8570	8570	8570	8570	8570
27	Годовой перерасход электроэнергии ВУ, тыс. кВт·ч	2481,9	1617,2	1208,4	634,2	634,2
28	Стоимость 1 кВт·ч, руб.	6,0	6,0	6,0	6,0	6,0
29	Стоимость годового перерасхода электроэнергии ВУ, тыс. руб.	14891,4	9702	6118,8	7250,4	3805,2

Таблица 2

Параметры вентиляторных установок различных типоразмеров

№ п/п	Параметры	Типоразмеры				
		ВОКД-2,4	ВОКД-3,0	ВОД-21		
1	Диаметр рабочего колеса, мм	2400		3000	2100	
2	Скорость вращения колеса, об/мин	600	750	500	600	750
3	Производительность Q, м ³ /с	17–133	22–167	42–220	52–265	25–123
4	Статическое давление H, кг/м ²	300–110	475–170	340–94	450–135	350–100
5	Потребляемая мощность, кВт	50–400	100–780	125–825	200–1420	100–430
6	Статический КПД η _в	0,6–0,77		0,6–0,77	0,6–0,81	
7	Маховый момент ротора, кг·м ²	4600		14200	2800	
8	Вес вентилятора (без двигателя), кг	18885		32000	11000	
9	Установочные габаритные размеры, мм					
	длина	18340		18535	13120	
	высота	3500		4480	3190	
	ширина	3500		4480	3585	

По данным табл. 1 (п. 23) можно сделать вывод о том, что вентиляторные установки работают неэкономично. Необходимо провести дополнительные исследования и предложить ряд мероприятий по снижению удельного расхода электроэнергии. По данным табл. 1 (пп. 19, 20, 21) установленные мощности двигателей ГВУ-4, 1а, 3, 6 значительно превышают мощности, потребляемые из сети. Необходимо провести проверочный расчет мощностей двигателей вентиляторов главного проветривания.

Проверочный расчет мощностей электродвигателей

главных вентиляторных установок

Мощность электродвигателя для вентиляторных установок:

$$P = \frac{QH}{102\eta_v}, \quad (1)$$

где Q – производительность, м³/с; H – статическое давление, кг/м²; η_в – КПД вентилятора.

Мощность двигателя принимается выше расчетной на 10–15 % из-за возможного снижения напряжения в сети:

$$P_{дв} = k_3 P, \quad (2)$$

где k₃ – коэффициент запаса мощности, k₃ = 1,1–1,15.

Значения параметров Q, H, η_в приведены в табл. 2.

В табл. 3 представлены сведения о двигателях ГВУ.

Для ГВУ-4 №1 (вентилятор ВОКД-2,4) поверочный расчет дает следующие результаты:

$$P = 170,7-463,9 \text{ кВт}; P_{дв} = 510,3 \text{ кВт}.$$

Установлен двигатель А-13-42-8: P_н = 400 кВт.

Аналогичные расчеты проведены и для других вентиляторных установок, результаты сведены в табл. 4.

Расчеты показали, что мощности двигателей вентиляторов № 4, № 1а, № 3 завышены (см. табл. 4). Рационально заменить их на двигатели меньшей мощности. Окончательное решение должно быть принято на основе технико-экономического анализа, элементы которого представлены ниже.



Таблица 3

Основные сведения о работе двигателей ГВУ

Наименование ГВУ	Тип ВУ	Тип приводного двигателя	Количество	Номинальная мощность P_n , кВт	Номинальное напряжение U_n , В	Номинальный ток I_n , А	Номинальная частота вращения n_n , об/мин	Номинальный КПД η_n , %	Коэффициент мощности $\cos \phi_n$
ГВУ-1	ВОКД-2,4	А-13-42-8	1	400	6000	48	735	92,8	0,85
ГВУ-1а	ВОД-21	СД-2-85-47-8У4	1	500	6000	57	750	95	0,9
ГВУ-3	ВОД-21	СД-13-42-8	2	500	6000	57,1	750	94	0,9
ГВУ-4	ВОКД-3,0	СДВ-15-64-10У3	1	1250	6000	141	600	95,3	0,9
ГВУ-6	ВОКД-3,0	СДВВ-15-39-10	2	800	6000	90,5	600	94,3	0,8

Таблица 4

Сводная таблица проверочного расчета мощности электродвигателей

Наименование ГВУ	Диапазон изменения мощности, кВт	Расчетная мощность двигателя, кВт	Установленная мощность двигателя, кВт	Рекомендуемая замена двигателя
ГВУ-1	170,7–463,9	510,3	400	–
ГВУ-1а	142,9–201,0	221,1	500	Двигатель типа СДВ-15-34-12, $P_n = 400$ кВт
ГВУ-3	142,9–201,0	221,1	500	
ГВУ-4	382,3–584,5	642,9	1250	Двигатель типа СДВВ-15-39-10, $P_n = 800$ кВт
ГВУ-6	382,3–584,5	642,9	800	–

Таблица 5

Краткое описание и технические характеристики подъемных установок рудника «Молибден»

На руднике «Молибден» находятся в эксплуатации две подъемные установки шахт «Капитальная» и «Северо-Западная». На шахте «Капитальная» применяется простая одноканатная подъемная система, где подъемная машина типа ШПМ 4×36 оснащена барабаном. Однако такие конструкции имеют низкую производительность и статический баланс, а также другие недостатки. Для повышения эффективности и надежности подъемных систем на современных горнодобывающих предприятиях широко применяются многоканатные подъемные установки с уравновешенной конструкцией, которые обеспечивают более высокую производительность, снижают вибрацию.

Назначение подъемной машины – спуск-подъем людей и грузов с 12-го по 4-й горизонты в двухэтажной клетки типа 2УКН-3,6-1. Технические данные подъемной установки шахты «Капитальная» приведены в табл. 5.

На шахте «Северо-Западная» установлена многоканатная подъемная машина типа МК-2,25×4. Машина имеет однодвигательный привод по системе «генератор–двигатель». Назначение: спуск-подъем людей и грузов с 4-го по 1-й горизонты. Система статически уравновешена двумя плоскопрядными хвостовыми канатами. Подъемная машина с противовесом. Машина МК-2,25×4 изготавливается с редуктором. Соединение редуктора с валом электродвигателя осуществляется зубчатыми удлиненными муфтами специальной конструкции. Технические данные подъемной установки приведены в табл. 6.

Технические данные подъемной установки шахты «Капитальная»

№ п/п	Параметры	Значение
1	Глубина ствола до нижнего горизонта, м	597
2	Угол наклона ствола, град	90
3	Тип подъемной машины	ШПМ 4×36
4	Высота подъема, м	600
5	Высота копра, м	18
6	Диаметр копрового шкива, мм	3000
7	Количество обслуживаемых горизонтов	8
8	Средняя скорость подъема, м/с	11
9	Количество циклов в сутки	14
10	Высота переподъема, м	18
11	Тип клетки	2УКН-3.6-1
12	Тип каната	ПК-РО(6×36)+(7×71)
13	Редуктор	Одноступенчатый
14	Передаточное число (отношение)	9,5
15	Количество барабанов	1 (сварен из двух)
16	Диаметр барабана, мм	4000
17	Ширина барабана, мм	3500
18	Число слоев навивки	1
19	Тип ограничителя скорости	PCO-5912
20	Статическое натяжение канатов, Н	175000
21	Разность статических натяжений, Н	117600
22	Масса подъемного сосуда, кг	4412
23	Масса наибольшего расчетного груза, кг	3700
24	Масса противовеса, кг	6250
25	Количество подземных рабочих в смену	276



Таблица 6

Технические данные подъемной установки МК-2,25×4 шахты «Северо-Западная»

№ п/п	Параметры	Значение
1	Глубина ствола до нижнего горизонта, м	597
2	Угол наклона ствола, град	90
3	Тип подъемной машины	МК 2,25×4
4	Высота подъема, м	300
5	Количество обслуживаемых горизонтов	4
6	Средняя скорость подъема, м/с	9,5
7	Диаметр шкива, мм	2250
8	Высота переподъема, м	7
9	Число циклов в час	18,2
10	Тип клетки	ТКП-4,5
11	Футовка шкива	ПП-45
12	Число канатов	4
13	Диаметр каната, мм	21,5
14	Концевая нагрузка, т: при подъеме груза; при подъеме людей	14,6 10
15	Вес противовеса, т	10
16	Число хвостовых канатов	2
17	Редуктор	ЦДН-130
18	Передаточное отношение	7,35
19	Масса подъемного сосуда, т	7,6
20	Расчетная грузоподъемность, т	7,0
21	Количество подземных рабочих в смене	276

Проверочный расчет мощности электродвигателя подъемной машины

На шахте «Капитальная» установлены подъемные машины: с электродвигателем типа ДА-170/29-12 мощностью $P = 670$ кВт; с электродвигателем типа ПЭ-172-5К мощностью $P = 630$ кВт с электроприводом по системе «генератор–двигатель». Ориентировочная мощность приводного электродвигателя шахты «Капитальная»:

$$P_o = \rho \frac{k}{\eta_p} P_{\text{пол}}, \quad (3)$$

где ρ – коэффициент, определяемый по характеристике динамического режима и зависящий от момента инерции подъемной машины, степени ее неуравновешенности и множителя скорости; k – коэффициент, учитывающий увеличение нагрузки за счет сопротивлений; η_p – КПД редуктора подъемной машины; $P_{\text{пол}}$ – полезная мощность электродвигателя (без учета потерь), затрачиваемая на подъем полезного груза с массой m_r .

Для установки с одним сосудом и противовесом:

$$P_{\text{пол}} = \frac{(1 - \psi) g m_r v_{\text{cp}}}{1000}, \quad (4)$$

где ψ – коэффициент, учитывающий степень уравновешивания массы груза m_r массой противовеса; v_{cp} – средняя скорость движения сосуда, м/с.

Коэффициент ψ можно получить из следующего выражения:

$$\psi = \frac{m_{\text{пр}} - m_c}{m_r}, \quad (5)$$

где $m_{\text{пр}}$ – масса противовеса, кг; m_c – масса сосуда, кг; m_r – масса груза, кг.

Мощность двигателя принимается больше расчетной на 10–15 % с учетом возможного падения напряжения в электрической сети:

$$P_{\text{дв}} = (1,1 - 1,15) P_o. \quad (6)$$

Для подъемной установки шахты «Капитальная» (см. табл. 5): $m_{\text{пр}} = 6250$ кг; $m_c = 4412$ кг; $m_r = 3700$ кг.

В табл. 7 представлены полученные значения проверочного расчета мощности электродвигателя подъемной машины.

Таблица 7

Значения проверочного расчета мощности электродвигателя подъемной машины

Параметры	Значение
Коэффициент ψ	0,497
Полезная мощность электродвигателя $P_{\text{пол}}$, кВт	200,6
Ориентировочная мощность приводного электродвигателя P_o , кВт	453,12
Коэффициент ρ	1,6
Коэффициент k , учитывающий увеличение нагрузки за счет сопротивлений	1,2
КПД редуктора подъемной машины η_p	0,88
Мощность двигателя $P_{\text{дв}}$, кВт	521,1

Расчетная мощность двигателя удовлетворяет мощности двигателя, установленного на подъемной машине шахты «Капитальная».

Методика определения экономического эффекта за счет рациональной загрузки технологического оборудования

Исследование зависимости между потреблением электроэнергии и объемами добываемой руды на руднике «Молибден» показало, что удельный расход электроэнергии в значительной степени зависит от суточной производительности рудника. Анализ данных за 8-летний период показал, что корреляция между месячными объемами добычи руды и энергопотреблением варьируется в пределах от 0,309 до 0,730. Это означает, что при увеличении объема добываемой руды удельное потребление энергии имеет тенденцию к снижению.

Анализ массива данных по добыче руды выявил, что он характеризуется значительным разбросом значений, что подтверждается высоким среднеквадратичным отклонением. Также наблюдаются асимметрия и эксцесс, что говорит о неравномерном распределении значений. Около 50 % значений в массиве оказывалась заметно ниже среднего уровня, что свидетельствует о преобладании периодов с относительно низкой производительностью. Таким образом, для снижения удельного расхода энергии на руднике «Молибден» необходимо сократить время работы с низкими значениями производительности и обеспечить максимально возможную загрузку оборудования.



Таблица 8

Результаты расчета параметров добычи руды исходного Q и усеченного Q' массивов данных

Год	Параметры исходного Q массива данных				Параметры усеченного Q' массива данных				$P(Q \geq m_Q)$
	Математическое ожидание m_Q	Среднеквадратическое отклонение σ_Q	Асимметрия A_Q	Эксцесс E_Q	Математическое ожидание $m_{Q'}$	Среднеквадратическое отклонение $\sigma_{Q'}$	Асимметрия $A_{Q'}$	Эксцесс $E_{Q'}$	
1	316654	17684,7	0,0242	-0,884	331276	10110,2	0,515	1,81	0,498
2	321507	19443	0,628	-0,149	338543	13826,6	1,09	3,93	0,458
3	307690	26296	-0,11	-1,333	329750	14257	0,252	1,15	0,509
4	293556	29153	0,453	-0,708	319041	19075,5	0,853	3,25	0,47
5	313330	17720	1,25	1,57	329176	15817,6	1,303	3,84	0,417
6	324532	16496	1,05	0,129	339753	13151,6	1,106	3,69	0,43
7	327409	13743	0,146	0,084	338556	8708,1	1,111	4,25	0,49
8	324966	12102	0,512	-0,959	335743	7900	0,761	2,93	0,466

Таблица 9

Результаты расчета изменения удельного расхода электроэнергии $\Delta\omega$, потери электроэнергии ΔW

Год	$\Delta\omega$, кВт·ч/т	$\Delta\omega$, %	ΔW , кВт·ч
1	0,061	0,315	231135
2	1,063	5,75	4101347
3	1,043	5,11	3852665
4	0,471	2,41	1660842
5	0,757	3,88	2847939
6	0,119	0,636	465320
7	1,09	5,63	4265685
8	0,238	1,32	928772

Для более полного понимания влияния загрузки оборудования на энергопотребление необходимо также проанализировать структуру потребления электроэнергии на руднике. Разделить её на отдельные процессы (например, бурение, взрывные работы, транспортировку, дробление, обогащение) и изучить зависимость энергопотребления для каждого технологического процесса, что позволит выявить наиболее энергоёмкие процессы, операции и определить рациональные режимы их реализации [18–20]. Кроме того, необходимо рассмотреть возможность использования автоматизированных систем управления производством, которые могут помочь поддерживать стабильную и высокую загрузку оборудования, а также минимизировать потери энергии, возникающие из-за неэффективных режимов работы.

В табл. 8 представлены результаты статистического анализа массива данных, характеризующего параметры добычи руды. Анализировался как исходный массив данных, включающий все зарегистрированные значения, так и усеченный, в котором были исключены значения, оказавшиеся ниже математического ожидания. Это было сделано для оценки влияния исключения низких показателей производительности на общие статистические характеристики распределения массы руды.

Статистические параметры усечённого массива данных рассчитаны теоретическим методом, основанным на распределении Грамма–Шарлье. Начальный момент S случайной величины $Q \geq m_Q$ определяется как:

$$d_s = \frac{1}{P(Q \geq m_Q)} \int_{m_Q}^{\infty} Q^s f(Q) dQ, \quad (7)$$

где $P(Q \geq m_Q)$ – вероятность того, что значения Q усеченного массива данных превысят значения математического ожидания m_Q исходного массива:

$$P(Q \geq m_Q) = \int_{m_Q}^{\infty} f(Q) dQ; \quad (8)$$

$f(Q)$ – теоретический дифференциальный закон распределения случайной величины Q .

При повышении математического ожидания добытой руды на величину

$$\Delta m_Q = m'_Q - m_Q \quad (9)$$

удельный расход электроэнергии уменьшается на величину $\Delta\omega$:

$$\Delta\omega = (a_2 m_Q + b_2) - (a_2 m'_Q + b_2) = a_2 \Delta m_Q, \quad (10)$$

где a_2 , b_2 – коэффициенты уравнения регрессии: $\omega = a_2 Q + b_2$ (см. табл. 1);

$$\Delta\omega\% = \frac{\Delta\omega}{m_Q} \cdot 100\%, \quad (11)$$

здесь m_Q – математическое ожидание удельного расхода электроэнергии.

Экономия электроэнергии за счет более полной загрузки оборудования за год:

$$\Delta W = \Delta\omega m_Q \cdot 12. \quad (12)$$

В табл. 9 приведены результаты расчетов за 8 лет.

На рис. 1 приведены зависимости изменения математического ожидания массы добытой руды и экономии электроэнергии, а также соответствующие аппроксимирующие зависимости.

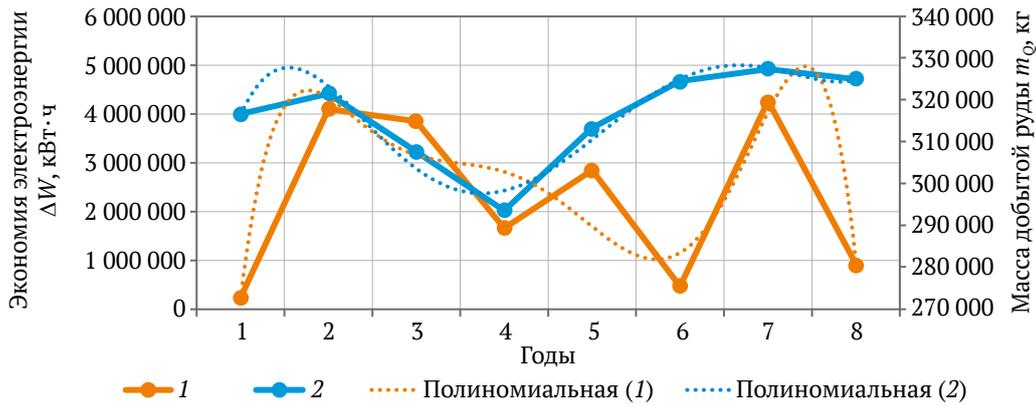


Рис. 1. Экономия электроэнергии и объем выработанной руды, а также соответствующие аппроксимирующие зависимости: 1 – изменение экономии электроэнергии по годам; 2 – изменение массы добытой руды по годам; линии трендов для зависимостей: (1) и (2) – полиномиальные модели аппроксимирующих зависимостей

Ожидаемая экономия электроэнергии определяется как математическое ожидание ΔW :

$$m_{\Delta W} = \frac{\sum_{i=1}^n \Delta W}{n}, \quad (13)$$

где $m_{\Delta W} = 2\,294\,213$ кВт·ч.

Стоимость электроэнергии по двухставочному тарифу, руб.:

$$C = P_{\max} a + Wb. \quad (14)$$

Экономия денежных средств, руб.:

$$\Delta C = C_1 - C_2, \quad (15)$$

где C_1 – стоимость электроэнергии по существующему расходу электроэнергии: $C_1 = P_{\max} a + W_1 b$.

Стоимость электроэнергии при полной загрузке технологического оборудования:

$$C_2 = P_{\max} a + W_2 b.$$

где $a = 4300$ руб/кВт; $b = 6,0$ руб/кВт·ч.

Получаем:

$$\Delta C = (W_1 - W_2)b = \Delta Wb. \quad (16)$$

Экономический эффект от замены электродвигателей вентиляторных установок

По результатам расчетов (см. табл. 4) было отмечено, что электродвигатели вентиляторных установок ГВУ-4, ГВУ-1а, ГВУ-3 не соответствуют нагрузке и имеют завышенную мощность. Например, ГВУ-4: $P_{\text{расч}} = 642,9$ кВт; $P_{\text{н.дв}} = 1250$ кВт; ГВУ-1а и ГВУ-3: $P_{\text{расч}} = 221,1$ кВт; $P_{\text{н.дв}} = 500$ кВт. Предлагается замена электродвигателей ГВУ-4 на двигатель типа СДВВ-15-39-10, $P_{\text{н}} = 800$ кВт; ГВУ-1а и ГВУ-3 на двигатель типа СДВ-15-34-12, $P_{\text{н}} = 400$ кВт.

Экономический эффект от замены электродвигателей:

$$\Delta Z = 0,12\Delta K + \Delta C_w, \quad (17)$$

где

$$\Delta K = K_1 - K_2,$$

здесь K_1 – стоимость установленных двигателей, $K_1 = 8,47$ млн руб.; K_2 – стоимость предлагаемых к замене двигателей, $K_2 = 8,2$ млн руб.; $\Delta K = 0,27$ млн руб. Значения стоимости электродвигателей приведены в табл. 10.

Таблица 10

Стоимость электродвигателей

Тип двигателей	Стоимость двигателей, млн руб.
СДВ-15-64-10У3	5,51
СД-2-85-47-8У4 СД-13-42-8	0,99
СДВВ-15-39-10	4,0
СДВ-15-34-12	1,4

Стоимость сэкономленной электроэнергии рассчитываем по двухставочному тарифу С.

Потери мощности в двигателе, кВт:

$$\Delta P = \Delta P_1 - \Delta P_2, \quad (18)$$

где $\Delta P_1, \Delta P_2$ – потери мощности в старом и новом двигателях.

Потери электроэнергии, кВт·ч:

$$\Delta W = \Delta P T, \quad (19)$$

где T – время работы вентиляторов в году, $T = 8570$ ч.

Основные электрические потери в обмотке статора, кВт:

$$P_{\Sigma 1} = m I_{\text{н.ср}}^2 r_1 10^{-3}, \quad (20)$$

где r_1 – активное сопротивление обмотки статора, Ом,

$$r_1 = \frac{\rho_v \omega_1 l_{\text{ср}}}{n_{\text{эл}} q_{\text{эл}} a}, \quad (21)$$

здесь ρ_v – удельное сопротивление проводника, приведенное к расчетной температуре 75 и 130°: $\rho_{v(75)} = (1/47) \cdot 10^{-6}$, Ом·м; $\rho_{v(130)} = (1/39) \cdot 10^{-6}$, Ом·м; ω_1 – число витков обмотки; $l_{\text{ср}} = 2(l_1 + l_2)$ – средняя длина витка обмотки статора; $n_{\text{эл}} q_{\text{эл}}$ – сечение эффектив-



ного проводника, мм²; a – число параллельных ветвей обмотки.

Потери на возбуждение, кВт:

$$P_B = \frac{(I_{вн}^2 r_B + 2\Delta U_{шк} I_{вн}) \cdot 10^5}{\eta_B}, \quad (22)$$

где $\Delta U_{шк}$ – переходное падение напряжения в щеточном контакте, $\Delta U_{шк} = 1$ В; η_B – КПД возбuditеля, $\eta_B = 0,8-0,85$; r_B – сопротивление обмотки возбуждения, Ом,

$$r_B = \rho_{\nu} \frac{2p\omega_1 l_{cp}}{q_l}. \quad (23)$$

Механические потери, равные сумме потерь в подшипниках и на вентиляцию, кВт:

$$P_{мех} = 3,68p \left(\frac{v_p}{40} \right)^3 \sqrt{l_1}, \quad (24)$$

где v_p – окружная скорость ротора, м/с; l_1 – полная длина статора, м.

Добавочные потери при нагрузке, кВт:

$$P_{доб} = 0,005P_n. \quad (25)$$

Суммарные потери в двигателе, кВт:

$$\Delta P_1 = P_{\nu} + P_B + P_{мех} + P_{доб}. \quad (26)$$

Результаты расчетов потерь мощности для всех двигателей представлены в табл. 11.

Значения суммарных потерь электроэнергии и экономического эффекта приведены в табл. 12.

Заключение

1. Вентиляторные установки главного проветривания рассматриваемого рудника «Молибден» работают с завышенным удельным расходом электроэнергии. Обследование вентиляторных установок рудника выявило значительное превышение фактического удельного расхода электроэнергии по сравнению с нормативными значениями (например, для ГВУ-4 фактический расход составил 5,79 кВт/м³ против нормативного 1,86 кВт/м³). Проверочные расчеты мощности электродвигателей показали, что установленные двигатели имеют завышенную мощность (например, для ГВУ-4 1250 кВт по сравнению с расчетной 642,9 кВт). Предложена замена двигателей на более подходящие (например, для ГВУ-4 – двигатель мощностью 800 кВт вместо 1250 кВт), что снизит энергопотребление и эксплуатационные затраты. Ожидаемый экономический эффект от замены двигателей – 4,9 млн руб. в год за счет сокращения потерь электроэнергии.

2. Анализ данных за 8 лет показал обратную корреляцию между объемом добычи руды и удельным расходом электроэнергии. Увеличение производительности на 10–15 % снижает удельный расход энергии на 2–5 %. Исключение периодов низкой загрузки оборудования и внедрение автоматизированных систем управления позволят минимизировать энергопотери. Расчетная годовая экономия электроэнергии составляет 4,87 млн руб.

3. На шахте «Капитальная» используется устаревшая одноканатная система (ШПМ 4×36) с низкой производительностью и неуравновешенная. Рекомендовано внедрение современных многоканатных

Таблица 11

Результаты расчетов потерь мощности для всех двигателей

Тип двигателя	Электрические потери в обмотке статора P_{ν} , кВт	Потери на возбуждение P_B , кВт	Механические потери $P_{мех}$, кВт	Добавочные потери при нагрузке $P_{доб}$, кВт	Суммарные потери в двигателе ΣP , кВт
СДВ-15-64-10У3	90,66	16,1	16,4	6,25	129,4
СД-2-85-47-8У4 СД-13-42-8	10,1	14,5	2,07	2,5	29,17
СДВВ-15-39-10	32,98	20,8	7,83	4	65,6
СДВ-15-34-12	6,28	10,82	2,21	2	21,3

Таблица 12

Значения суммарных потерь электроэнергии и экономического эффекта

Параметры	Значение
Суммарные потери в первом двигателе ΔP_1 , кВт	216,91
Суммарные потери во втором двигателе ΔP_2 , кВт	129,5
Разность потерь ΔP , кВт	87,4
Потери электроэнергии ΔW , кВт·ч	749 018
Экономия денежных средств ΔC , млн руб.	4,87
Экономический эффект от замены электродвигателей ΔZ , млн руб.	4,9



установок (например, МК-2,25×4), которые обеспечивают более высокую производительность, снижение вибраций и статическую уравновешенность. Проверочные расчеты подтвердили соответствие мощности установленных двигателей подъемных машин (670 кВт) расчетным требованиям, в то же время модернизация систем управления может дополнительно повысить эффективность.

4. Предложен алгоритм усечения массива статистических данных на основе закона Грамма–Шарлье. Получены зависимости для расчета и прогнозирования объема выработанной руды и изменения экономики электроэнергетики.

5. Реализация предложенных мероприятий не только повысит энергоэффективность, но и улучшит экологические показатели за счет снижения выбросов. Результаты исследования могут быть использованы для горнодобывающих предприятий с аналогичными условиями эксплуатации.

6. Дальнейшая работа может быть направлена на интеграцию искусственного интеллекта для прогнозирования режимов работы оборудования и оптимизации энергопотребления в реальном времени. Требуется детальный анализ структуры энергозатрат по отдельным процессам (дробление, транспортировка) для точечной оптимизации.

Список литературы / References

1. Баловцев С.В. Аэрологические риски высших рангов в угольных шахтах. *Горные науки и технологии*. 2022;7(4):310–319. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-18>
Balovtsev S.V. Higher rank aerological risks in coal mines. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(4):310–319. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-08-18>
2. Пелипенко М.В., Баловцев С.В., Айнбиндер И.И. К вопросу комплексной оценки рисков аварий на рудниках. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(11):180–192. <https://doi.org/25018/0236-1493-2019-11-0-180-192>
Pelipenko M.V., Balovtsev S.V., Aynbinder I.I. Integrated accident risk assessment in mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(11):180–192. (In Russ.) <https://doi.org/25018/0236-1493-2019-11-0-180-192>
3. Liu J., Ma Q., Wang W. et al. Risk level assessment and co prediction of underground mines for poisoning and asphyxiation accidents. *Sustainability (Switzerland)*. 2022;14(24):16640. <https://doi.org/10.3390/su142416640>
4. Brigida V.S., Zinchenko N.N. Methane release in drainage holes ahead of coal face. *Journal of Mining Science*. 2014;50:60–64. <https://doi.org/10.1134/S1062739114010098>
5. Dzhioeva A. K., Brigida V. S. Spatial non-linearity of methane release dynamics in underground boreholes for sustainable mining. *Journal of Mining Institute*. 2020;245:522–530. <https://doi.org/10.31897/PMI.2020.5.3>
6. Semin M., Kormshchikov D. Application of artificial intelligence in mine ventilation: a brief review. *Frontiers in Artificial Intelligence*. 2024;7:1402555. <https://doi.org/10.3389/frai.2024.1402555>
7. Du D., Lei W., Li X., Li Z. Research on simulation and optimization of complex ventilation system in multiple level of Shaxi copper mine. *Journal of Applied Science and Engineering*. 2024;27(10):3283–3293. [https://doi.org/10.6180/jase.202410_27\(10\).0002](https://doi.org/10.6180/jase.202410_27(10).0002)
8. Wang J., Xiao J., Xue Y. et al. Optimization of airflow distribution in mine ventilation networks using the modified sooty tern optimization algorithm. *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2024;41(1):239–257. <https://doi.org/10.1007/s42461-023-00895-y>
9. Семин М.А., Попов М.Д. Теоретический анализ влияния распределенных тепловых источников на устойчивость течения воздуха в наклонных горных выработках. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2024;16;3(61):1374–1383. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16-3-1374-1383>
Semin M.A., Popov M.D. Theoretical analysis of the influence of distributed heat sources on the stability of air flow in inclined mine workings. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2024;16;3(61):1374–1383. (In Russ.) <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16-3-1374-1383>
10. Босиков И.И., Ключев Р.В., Силаев И.В., Стась Г.В. Комплексная оценка трудноформализуемых вентиляционно-технологических процессов на угольных шахтах. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2023;15(3):516–527. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2023-15-3-516-527>
Bosikov I.I., Klyuev R.V., Silaev I.V., Stas G.V. Comprehensive assessment of formalized ventilation difficultly and technological processes in coal mines. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2023;15(3):516–527. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2023-15-3-516-527>
11. Li S., Huang Y., Qiu G. et al. Research and application of dust removal performance optimization of exhaust ventilation system in fully-mechanized excavation rock tunnel. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2025;155:106160. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2024.106160>
12. Chen J., Zhi Y. Experimental study on the dust control performance of rotating fog curtain under the perturbation of long-pressure and short-pumping ventilation. *Scientific Reports*. 2024;14(1):29844. <https://doi.org/10.1038/s41598-024-81560-2>



13. Босиков И.И., Клюев Р.В., Майер А.В., Стась Г.В. Разработка метода анализа и оценки оптимального состояния аэрогазодинамических процессов на угольных шахтах. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2022;14(1):97–106. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-1-97-106>
Bosikov I.I., Klyuev R.V., Mayer A.V., Stas G.V. Development of a method for analyzing and evaluating the optimal state of aerogasodynamic processes in coal mines. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2022;14(1):97–106. (In Russ.) <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2022-14-1-97-106>
14. Валиев Н.Г., Голик В.И., Габараев О.З., Лебзин М.С. Алгоритм определения эффективности комбинирования технологий добычи металлов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(11–2):52–62. https://doi.org/10.25018/0_236_1493_2022_112_0_52
Valiev N.G., Golik V.I., Gabaraev O.Z., Lebzin M.S. Algorithm for determining the efficiency of combining metamining technologies. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(11–2):52–62. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0_236_1493_2022_112_0_52
15. Nevskaya M.A., Raikhlin S.M., Chanysheva A.F. Assessment of energy efficiency projects at Russian mining enterprises within the framework of sustainable development. *Sustainability (Switzerland)*. 2024;16(17):7478. <https://doi.org/10.3390/su16177478>
16. Петров В.Л., Кузнецов Н.М., Морозов И.Н. Управление спросом на электроэнергию в горнопромышленном секторе на основе интеллектуальных электроэнергетических систем. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(2):169–180. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_2_0_169
Petrov V.L., Kuznetsov N.M., Morozov I.N. Electric energy demand management in mining industry using smart power grids. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(2):169–180. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_2_0_169
17. Giraud L., Galy B. Fault tree analysis and risk mitigation strategies for mine hoists. *Safety Science*. 2018;110(Part A):222–234. <https://doi.org/10.1016/j.ssci.2018.08.010>
18. Klyuev R., Bosikov I., Gavrina O. et al. Improving the energy efficiency of technological equipment at mining enterprises. *Advances in Intelligent Systems and Computing*. 2021;1258:262–271. https://doi.org/10.1007/978-3-030-57450-5_24
19. Shchemeleva Y.B., Sokolov A.A., Labazanova S.H. Development of hardware and a system for analyzing energy parameters based on simulation in SimInTech. *Journal of Physics: Conference Series*. 2022;012082. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/2176/1/012082>
20. Pervuhin D.A., Trushnikov V.E., Abramkin S.E. et al. Development of methods to improve stability of underground structures operation. *International Journal of Engineering, Transactions B: Applications*. 2025;38(2):472–487. <https://doi.org/10.5829/ije.2025.38.02b.20>

Информация об авторе

Роман Владимирович Клюев – доктор технических наук, профессор кафедры «Автоматика и управление», Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3777-7203](https://orcid.org/0000-0003-3777-7203), Scopus ID [57194206632](https://scopus.com/authorid/57194206632); e-mail kluev-roman@rambler.ru

Information about the author

Roman V. Klyuev – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of the Automation and Control, Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0003-3777-7203](https://orcid.org/0000-0003-3777-7203), Scopus ID [57194206632](https://scopus.com/authorid/57194206632); e-mail kluev-roman@rambler.ru

Поступила в редакцию	04.10.2024	Received	04.10.2024
Поступила после рецензирования	07.02.2025	Revised	07.02.2025
Принята к публикации	14.02.2025	Accepted	14.02.2025