eISSN 2500-0632

MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY (RUSSIA)

ТОМ VOL. 7, №1
2022

GORNYE NAUKI I TEKHNOLOGII
ГОРНЫЕ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИИ

MISIS
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»
NATIONAL UNIVERSITY OF SCIENCE AND TECHNOLOGY MISIS

MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY (Russia)
Горные науки и технологии
SCIENTIFIC AND PRACTICAL E-JOURNAL

eISSN 2500-0632
2022
Vol. 7, no. 1
https://mst.misis.ru/

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, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

DEPUTIES EDITOR-IN-CHIEF
Oleg I. Kazanin, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National Mineral Resources University "University of Mines", St. Petersburg, Russian Federation
Svetlana A. Epshtein, Dr.Sci.(Eng.), National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

EDITORIAL BOARD
Zach Agioutantis, Ph.D., Prof., University of Kentucky, Lexington, Kentucky, USA
Maksim Bogdasarou, Dr.Sci.(Geol. Mineral.), Prof., Brest State A.S. Pushkin University, Brest, Belarus
Xuan Nam Bui, Dr.Sci., Prof., Hanoi University of Mining and Geology, Duc Thang – Bac Tu Liem, Hanoi, Vietnam
Carsten Drebenstedt, Ph.D., Prof., Freiberg University of Mining and Technology, Freiberg, Germany
Akper Feyzullaev, Dr.Sci.(Geol. Mineral.), Prof., Institute of Geology and Geophysics of the National Academy of Sciences of Azerbaijan, Baku, Azerbaijan
Monika Hardygora, Ph.D., Prof., Wroclaw University of Technology, Wroclaw, Poland
Nikolae Ilias, Dr.Sci.(Eng.), Prof., University of Petrosani, Petrosani, Romania
Vladislav Kecojevic, Ph.D., Prof., Benjamin M. Statler College of Engineering and Mineral Resources, West Virginia University, Morgantown, West Virginia, USA
Aleksey A. Khoreshok, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russian Federation
Vladimir I. Klishin, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Institute of Coal, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, Kemerovo, Russian Federation
Vladimir N. Koshelev, Dr.Sci.(Chem.), Prof., National University of Oil and Gas "Gubkin University" (Gubkin University), Moscow, Russian Federation
Vladimir A. Makarov, Dr.Sci.(Geol. Mineral.), Prof., Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation
Oleg S. Misnikov, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Tver State Technical University, Tver, Russian Federation
Valery V. Morozov, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation
Bakhadirzhan R. Raimzhanov, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Uzbekistan Research, Design and Survey Institute for Geotechnology and Nonferrous Metallurgy – O'zGEORANGMETLITI, Tashkent, Uzbekistan
Bayan R. Rakishev, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satpayev, Alma-Ata, Kazakhstan
Oscar Jaime Restrepo Baena, Ph.D., Prof., National University of Colombia, Medellín, Colombia
Alexander N. Shashenko, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National Mining University, Dnipro, Ukraine
Vadim P. Tarasov, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation
Denis P. Tibilov, Dr.Sci.(Econ.), Prof., Moscow State Institute of International Affairs (University) under the Ministry of Foreign Affairs of Russia, Moscow, Russian Federation
Niyaz Valiev, Dr.Sci.(Eng.), Prof., The Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russian Federation

EDITORIAL COUNCIL
Yuri G. Agafonov, Cand.Sci.(Eng.), Ass. Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation
Michael R. Filonov, Cand.Sci.(Eng.), Ass. Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation
Leonid A. Plaschansky, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation
Yuri I. Razorenov, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, Russian Federation

EXECUTIVE SECRETARY
Daria P. Galushka, National 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, ВИНИТИ РАН, Dimensions, BASE, J-Gate, Jisc Library Hub Discover.

FOUNDER AND PUBLISHER
The National University of Science and Technology MISiS (NUST MISiS)

CONTACT
4 Leninsky Prospect, Moscow 119049, Russian Federation
Phone: +7 (495) 955-00-77
e-mail: send@misis.ru

OPEN ACCESS
This work is licensed under a Creative Commons Attribution 4.0 License.

ГОРНЫЕ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИИ

Mining Science and Technology (Russia)

ЭЛЕКТРОННЫЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

eISSN 2500-0632

2022
Т. 7, № 1

https://mst.misis.ru/

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

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

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

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

ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

Петров Вадим Леонидович, д.т.н., проф., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО РЕДАКТОРА

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

Эпштейн Светлана Абрамовна, д.т.н., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

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

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

Буи Нам Хуан, д-р наук, проф., Ханойский университет горного дела и технологии, Ханой, Вьетнам

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

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

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

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

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

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

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

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

Морозов Валерий Валентинович, д.т.н., проф., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

Раимжанов Бахадиржан Раимжанович, д.т.н., проф., Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», г. Ташкент, Узбекистан

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

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

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

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

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

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

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

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

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Агафонов Юрий Григорьевич, к.т.н., доц., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

Плащанский Леонид Александрович, к.т.н., проф., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

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

Филонов Михаил Рудольфович, д.т.н., проф., НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

Галушка Дарья Петровна, НИТУ «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, ВИНИТИ РАН, Dimensions, BASE, J-Gate, Jisc Library Hub Discover.

OPEN ACCESS Журнал открытого доступа.

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ

МИСиС Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «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.

MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY (Russia)
Горные науки и технологии
SCIENTIFIC AND PRACTICAL E-JOURNAL
eISSN 2500-0632
2022
Vol. 7, no. 1
https://mst.misis.ru/

CONTENTS

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Evaluation of the efficiency and environmental impact (on subsoil and groundwater) of underground block leaching (UBL) of metals from ores 5
V.I. Lyashenko, V.I. Golik, R.V. Klyuev

GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

Features of fluid dynamics in long-term heterogeneous gas reservoirs 18
A.A. Feyzullayev, A.G. Gojayev, I.M. Mamedova

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Amplitude-initiated open hysteresis loop of *P*-wave attenuation in sandstone: experimental study 30
E.I. Mashinsky

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Experimental study of transient thermal conditions in longwall faces 37
M.O. Perestoronin, A.B. Zaitsev, M.A. Semin, D.A. Borodavkin

CONSTRUCTION OF MINING ENTERPRISES AND UNDERGROUND SPACE DEVELOPMENT

Analysis of mechanized tunneling parameters to determine the overcutting characteristics 49
D.S. Konyukhov

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Automatic control system for walking dragline excavator digging 57
L.D. Pevzner, N.A. Kiselev

Improvement of the electric energy quality in underground electric networks in highly productive coal mines 66
L.A. Plashchansky, S.N. Reshetnyak, M.Y. Reshetnyak

Behaviour of electric drive of roller-bit drilling rig swivel head with fuzzy control 78
N.M. Kuznetsov, I.N. Morozov

ГОРНЫЕ НАУКИ
И ТЕХНОЛОГИИ
Mining Science and Technology
ЭЛЕКТРОННЫЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ
eISSN 2500-0632
2022
Т. 7, № 1
https://mst.misis.ru/

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Оценка эффективности гидрогеологической и окружающей среды при подземном блочном выщелачивании металлов из руд 5
В.И. Ляшенко, В.И. Голик, Р.В. Клюев

ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Особенности флюидодинамики в длительно эксплуатирующихся неоднородных газовых резервуарах 18
А.А. Фейзуллаев, А.Г. Годжаев, И.М. Мамедова

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Амплитудно-инициируемая открытая петля гистерезиса затухания *P*-волны в песчанике: экспериментальное исследование 30
Э.И. Машинский

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Экспериментальное исследование переходных тепловых режимов длинных очистных забоев 37
М.О. Пересторонин, А.В. Зайцев, М.А. Семин, Д.А. Бородавкин

СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОСВОЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА

Анализ параметров механизированной проходки тоннелей для определения характеристик перебора грунта 49
Д.С. Конюхов

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Система автоматического управления процессом черпания шагающего экскаватора-драглайна 57
Л.Д. Певзнер, Н.А. Киселев

Повышение качества электрической энергии в подземных электрических сетях высокопроизводительных угольных шахт 66
Л.А. Плащанский, С.Н. Решетняк, М.Ю. Решетняк

Исследование динамики электропривода вращателя бурового станка шарошечного бурения с нечетким управлением 78
Н.М. Кузнецов, И.Н. Морозов

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-5-17

Оценка эффективности гидрогеологической и окружающей среды при подземном блочном выщелачивании металлов из руд

В. И. Ляшенко[1], **В. И. Голик**[2, 3], **Р. В. Клюев**[3]

[1] *Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии, г. Желтые Воды, Украина*

[2] *Северо-Кавказский горно-металлургический институт (ГТУ), г. Владикавказ, Российская Федерация*

[3] *Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация*

✉ *vilyashenko2017@gmail.com*

Аннотация

Одним из самых проблемных мест подземного блочного выщелачивания (ПБВ) металлов из руд является возможность загрязнения водной и воздушной среды в зоне их влияния. Поэтому доказательство возможности минимизации последствий ПБВ металлов из руд путем управления технологическими процессами в рамках реализации природо- и ресурсосберегающих технологий актуально. Цель исследования – обоснование эффективности подземной разработки рудных месторождений традиционными и комбинированными технологиями с выщелачиванием металлов из скальных некондиционных и забалансовых руд. Это обеспечит повышение сырьевой базы добычи металлов из забалансовых руд и улучшит охрану недр, гидрогеологической и окружающей среды. Отличительной особенностью ПБВ (подземного участка по выщелачиванию металлов из замагазинированных руд) является то, что выщелачивающие растворы подают из сорбционной колонны, размещенной в горных выработках горизонта орошения в непосредственной близости от эксплуатационного блока. Выдачу продуктивных растворов в виде смолы осуществляют из сорбционной колонны, размещенной в горных выработках горизонта орошения, в вагонетках на дневную поверхность и далее в цистернах на гидрометаллургический завод. Исследованию подвергается пока еще редкий опыт обоснования эффективности и экологической безопасности ПБВ металлов из забалансовых и некондиционных скальных руд в установках, смонтированных в горных выработках, на основании мониторинга и оценки охраны недр, гидрогеологической и окружающей среды. Выявлено усредненное значение концентрации урана по горизонтам: 210 м – 3,6 мг/л; 225 м – 3,58 мг/л; 280 м – 0,91 мг/л. При этом загрязнения подземных шахтных вод не обнаружено. Уровень аэрозолей серной кислоты и продуктов распада радона не превышал значений предельно-допустимой концентрации. Рекомендовано охрану гидрогеологической среды производить заиливанием глинистым раствором днища камеры по сбору продуктивных растворов, сооружать полуактивные водопроницаемые химически активные барьеры. Указанная технология ПБВ внедрена при отработке опытного блока 5–86 и рекомендована для блоков 5–84–86 и 5–88–90 Мичуринского месторождения ГП «ВостГОК», Украина, а также при разработке рудных месторождений Российской Федерации, Республики Казахстан.

Ключевые слова

рудные месторождения, подземное блочное выщелачивание, установки, горные выработки, мониторинг, гидрогеологическая и окружающая среда, эффективность

Благодарности

Авторы выражают благодарность Ю. Н. Тархину, Н. А. Худошиной, Л. А. Ляшенко, А. Х. Дудченку, А. А. Ткаченко (ГП «УкрНИПИИпромтехнологии»), В. Н. Пухальскому, П. М. Куче, А. В. Копаневу, В. В. Синчуку, В. А. Меркулову (ГП «Восточный ГОК») и другим специалистам этих предприятий за содействие во внедрении полученных научных и практических результатов исследований.

Для цитирования

Lyashenko V. I., Golik V. I., Kluev R. V. Evaluation of the efficiency and environmental impact (on subsoil and ground-water) of underground block leaching (UBL) of metals from ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(1):5–17. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-5-17

© Ляшенко В. И., Голик В. И., Клюев Р. В., 2022

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research article

Evaluation of the efficiency and environmental impact (on subsoil and groundwater) of underground block leaching (UBL) of metals from ores

V. I. Lyashenko[1], **V. I. Golik**[2, 3], **R. V. Klyuev**[3]

[1] *Ukrainian Research and Design and Survey Institute of Industrial Technology, Yellow Waters, Ukraine*

[2] *North Caucasus Mining and Metallurgical Institute (GTU), Vladikavkaz, Russian Federation*

[3] *Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation*

✉ *vilyashenko2017@gmail.com*

Abstract

One of the most problematic aspects of underground block leaching (UBL) of metals from ores is the possibility of pollution of water and air in the affected zone. Therefore, proving the possibility of mitigating environmental impact of metal leaching from ores by managing production processes with the implementation of nature- and resource-saving technologies is an important objective. The purpose of this study is to justify underground development effectiveness of ore deposits by traditional and integrated methods with leaching of metals from substandard and off-balance ores. This will allow the raw material base for extraction of metals from off-balance ores to be expanded and the environmental impact on subsoil and groundwater (hydrogeological systems) to be mitigated. A distinctive feature of a UBL (underground site for leaching of metals from shrunk ores) is that leaching solutions are supplied from sorption column placed in mining workings of the leaching level in the immediate vicinity of the extracting block. The pregnant solutions in the form of resin are discharged from the sorption column, placed in the leaching level mine workings, then winded in mine cars and further supplied to hydrometallurgical plant in tanks. A still rare attempt to justify the efficiency and environmental safety of underground metal leaching (UBL) from off-balance and substandard rock ores in installations mounted in mine workings, on the basis of monitoring and evaluation of subsoil and groundwater conditions was investigated. The average value of uranium concentration by level was established: 210 m – 3.6 mg/L; 225 m – 3.58 mg/L; 280 m – 0.91 mg/L. At the same time no contamination of underground mine waters was detected. Levels of sulfuric acid aerosols and radon decomposition products did not exceed the maximum allowable concentration (MAC) values. It is recommended that the hydrogeological environment be protected through silting the bottom of the stope for collection of pregnant solutions with clay mud and construct semi-active water-permeable chemically active barriers. The mentioned BIL process was implemented during the development of pilot block 5-86 and recommended for blocks 5-84-86 and 5-88-90 of Michurinskoye deposit of SE VostGOK, Ukraine, as well as during for development of ore deposits in Russia, Kazakhstan, and other developed mining countries.

Keywords

ore deposits, underground block leaching (UBL), installations, mine workings, monitoring, hydrogeological systems and environment, groundwater, performance

Acknowledgements

The authors are grateful to Y.N. Tarkhin, N.A. Khudoshina, L.A. Lyashenko, A.H. Dudchenk, A.A. Tkachenko (SE "UkrNIPIpromtekhnologii"), V.N. Pukhalsky, P.M. Kucha, A.V. Kopanev, V.V. Sinchuk, V.A. Merkulov (SE "Vostochny GOK"), and other specialists of these enterprises for assistance in the implementation of the obtained scientific and practical findings of the research.

For citation

Lyashenko V.I., Golik V.I., Kluev R.V. Evaluation of the efficiency and environmental impact (on subsoil and ground-water) of underground block leaching (UBL) of metals from ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(1):5–17. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-5-17

Введение

С увеличением объемов подземной добычи руд растет объем отходов на поверхности и в подземных выработках, что повышает темпы загрязнения окружающей среды [1, 2]. Многие участки эксплуатируемых месторождений представляют собой раздробленную горную массу, являющуюся базой для неуправляемого процесса природного выщелачивания [3, 4]. Поэтому доказательство возможности минимизации последствий природного выщелачивания путем управления технологическими процессами в рамках реализации ресурсосберегающих технологий актуально [5, 6]. Ниже приведены основные научные и практические результаты исследований комбинированных технологий разработки рудных месторождений, относящихся как к технологиям обогащения и гидрометаллургии,

так и технологиям подземной добычи (физико-химическим геотехнологиям) полезных ископаемых [7, 8]. Данная работа является продолжением исследований с участием авторов, основные научные и практические результаты которых наиболее полно приведены в работах [9, 10].

Цель исследования – обоснование эффективности подземной разработки рудных месторождений традиционными и комбинированными технологиями с выщелачиванием металлов из скальных некондиционных и забалансовых руд. Это обеспечит повышение сырьевой базы добычи металлов из забалансовых руд и улучшит охрану недр, гидрогеологической и окружающей среды.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи.

1. Проанализировать факторы, влияющие на эффективность и экологическую безопасность подземной разработки рудных месторождений с выщелачиванием металлов.

2. Выявить условия и источники возможного загрязнения водной и воздушной среды в зоне влияния подземного блочного выщелачивания металлов из руд.

3. Разработать мероприятия для снижения отрицательного влияния на окружающую среду подземного блочного выщелачивания металлов из руд.

4. Рекомендовать перспективные исследования, влияющие на повышение эффективности и экологической безопасности подземного блочного выщелачивания металлов из руд.

Методы исследований

Для обобщения, критического анализа и прогнозирования научных достижений в области технологии и технических средств подземной добычи руд, подземной геотехнологии, взрывного разрушения твердых сред использованы методы механики сплошных сред, математической статистики и исследования волновых процессов по стандартным и новым методикам.

Обсуждение результатов

Технологический аудит подземного блочного выщелачивания металлов из руд

Известные способы извлечения металлов из рудного сырья не являются безотходными, так как для полной утилизации хвостов нужно будет затратить еще больше средств и энергии. Не улучшаются и экологические последствия, так как вторичные хвосты в процессе хранения и переработки активизируются и мигрируют в окружающую среду. Значительная экономическая эффективность отличает новую технологию от известных тем, что нет необходимости её извлечения на поверхность [11, 12].

На Гумешевском месторождении подземное блоковое выщелачивание руд осуществляется с 2005 г. На рудниках «Приаргунского производственного горно-химического объединения» (г. Краснокаменск, Российская Федерация) применяют системы разработки с выщелачиванием металла из магазинированных в камере руд в промышленных масштабах. Геотехнологические способы получения металлов в РСО–Алания известны со второй половины прошлого века [13, 14].

Влияние природного выщелачивания руд на экологию исследуется на практике предприятий Северного Кавказа, где содержание продуктов природного выщелачивания руд на 2–3 порядка превышает санитарные нормы. В частности, река Баксан (Кабардино-Балкария) на участке Тырныаузского месторождения принимает стоки вольфрамово-молибденового комбината, содержащие вольфрам и молибден. В Алагирском районе Республики Северная Осетия–Алания на участке Садонских месторождений река Ардон загрязняется медью, свинцом и цинком [15, 16].

Альтернативой традиционным технологиям разработки указанных месторождений может быть технология с переводом полезного компонента из руды в раствор. Руда магазинируется в блоках. Просочившись через толщу руды, продуктивный раствор реагентов собирается в днище, откуда направляется на переработку (рис. 1).

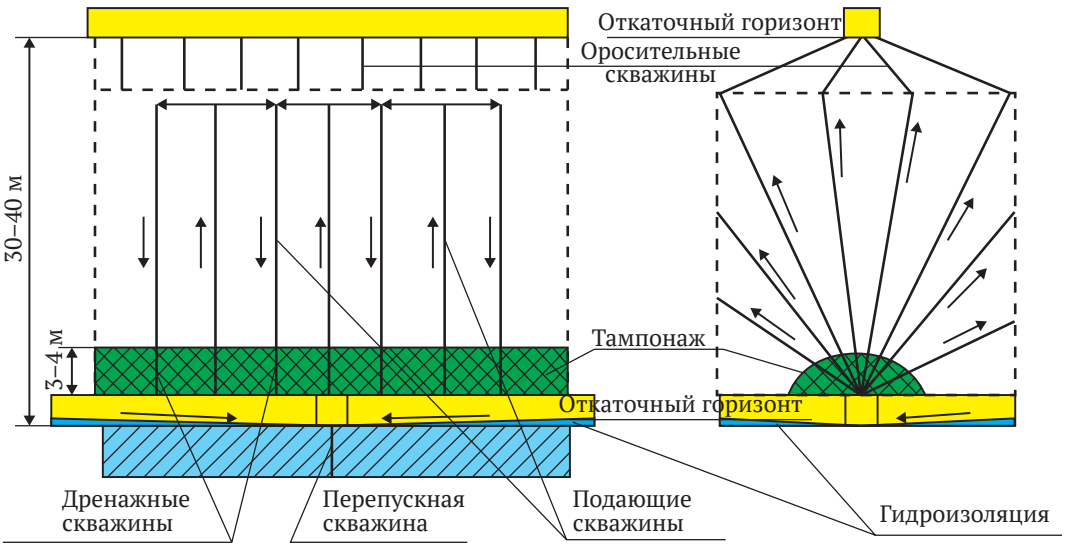


Рис. 1. Подготовка рудных тел к выщелачиванию без дробления руды

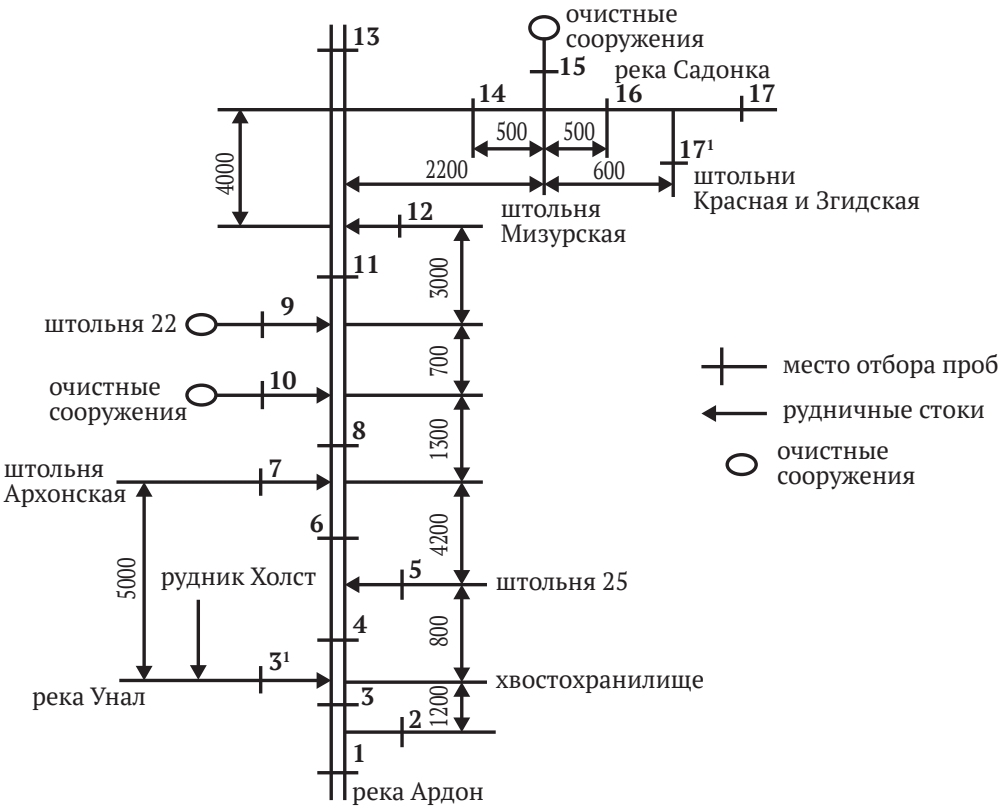


Рис. 2. Схема опробования акватория реки Ардон

На Какадурском месторождении (Северная Осетия) при подземном блоковом выщелачивании руд с содержанием свинца 0,99 %, цинка 0,71 % отрабатывали не отдельный участок некондиционных для традиционной технологии запасов, а всего месторождения. Профессор И.А. Остроушко доказал его целесообразность и добился реализации. Новая технология выщелачивания минералов в дезинтеграторе основана на том, что при скорости удара 250 м/с их технологические свойства изменяются. При переработке хвостов обогащения Садонских руд в дезинтеграторе извлечено 22% свинца и 76% цинка от их исходного количества в первичных хвостах. Путем многократной переработки содержание доводится до требуемого уровня [17, 18]. Количество металлов в растворах природного выщелачивания корреспондирует с содержанием ускорителей процесса – железосодержащих минералов, и замедлителей – кальция и магния. Для оценки особенностей рудничных стоков в реке Ардон были исследованы пробы воды (рис. 2).

Объединение возможностей предприятий, например, свинцово-цинкового комбината и ОАО «Кавдоломит» (РСО–Алания, Российская Федерация) имеет природоохранную значимость, так как заполнение выработанного пространства закладочной смесью на основе вяжущих из доломита уменьшит потери руд при отбойке. Для получения вяжущей фракции доломита применяют мельницы, в которых удельная поверхность доломитов увеличивается до 3000 см^2/г, что повышает активность вяжущих добавок на 20–30 % [19, 20]. Одним из лучших способов снижения количества отходов радиоактивных веществ на поверхности земли, сокращения объемов закладки и увеличения производительности предприятия в процессе выпуска продукции является добыча подземным блочным выщелачиванием металлов из отбитых руд (рис. 3).

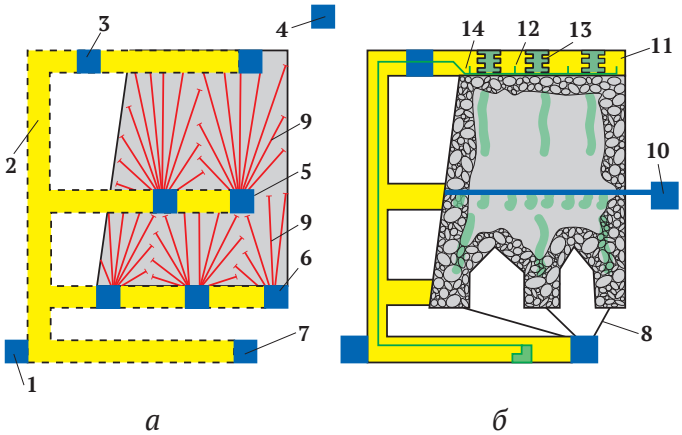


Рис. 3. Технология подземного блочного выщелачивания металлов из отбитых руд:
а и *б* – разбуривание и выщелачивание замаганизированных руд в блоке:
1 – штрек; *2* – восстающий; *3* – штрек для орошения; *4* – штрек; *5* – буровые штреки; *6* – дренажно-буровые штреки; *7* – дренажный штрек; *8* – дренажные скважины; *9* – промежуточный горизонт орошения; *10* – промежуточный горизонт орошения; *11* – штрек для орошения; *12* – верхняя подсечка; *13* – костровая крепь; *14* – оросительная система

Технология выщелачивания металла из скальных руд в установках, размещенных в горных выработках, иллюстрируется рис. 4.

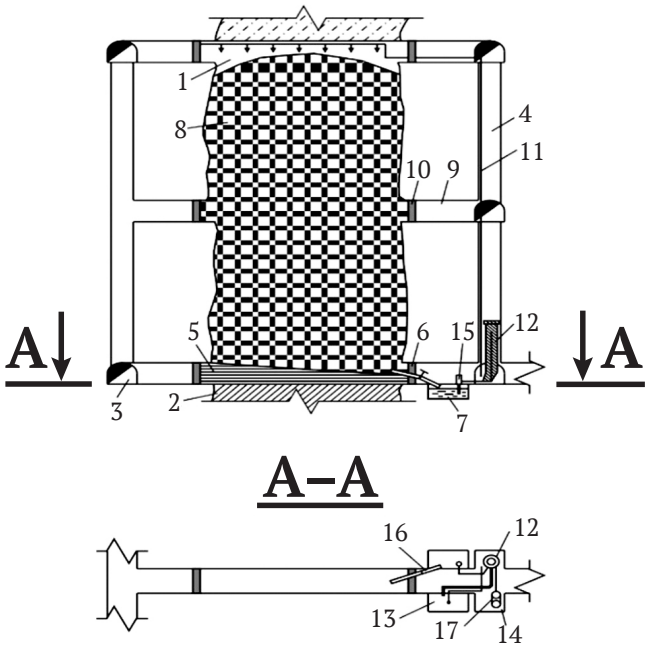


Рис. 4. Технологическая схема выщелачивания металла из скальных руд в подземных установках:
1 – камера; *2* – рудное тело; *3*, *4* – горизонтальные и вертикальные выработки; *5* – изоляционный материал; *6* – изоляционная перемычка; *7* – емкость; *8* – магазинированная руда; *9* – выработка; *10* – изолирующая перемычка; *11*– трубопровод; *12* – аппараты для сорбционной переработки продуктивных растворов; *13* – емкость для приготовления выщелачивающего раствора; *14* – ниши; *15* – насосы; *16* – труба; *17* – аппарат десорбции металла

Рудное тело *2* разделяют на эксплуатационные блоки, проходят горноподготовительные и нарезные выработки. Бурение проводится скважинами диаметром 50–85 мм из подэтажных выработок *9*. Частичный выпуск замагазинированной руды *8* осуществляют на откаточный горизонт. В верхней части камеры *1* монтируют оросительную систему, состоящую из труб *11* и форсунок, а в нижней оборудуют выработки *7* для сбора продуктивных растворов [21, 22].

Аппаратурная схема промышленного освоения технологии ПБВ представлена на рис. 5. Она включает: железнодорожную цистерну; насосы типа F430 PP – 50/38; X 80–50–250 E; ПР63; AX 125–100–400E и X50–32–125; емкость для низкосортной кислоты; сливное устройство; автоцистерну и емкость для смолы; погружной насос типа F-706 PP-185; зумпфы для растворов продуктивных, нейтрализации и выщелачивающих; гидроподьемник; емкости объемом 0,4 и 0,8 м^3; сорбционную колонну типа СНК; трубопровод; эжектор; свободную емкость; емкости для подкисления и нейтрализации; таль ручную грузоподъемностью до 1 т.

Выщелачивающий и продуктивный растворы перекачивают из нижележащего на вышележащий горизонт без выдачи их на дневную поверхность. На дневную поверхность продукцию выдают в виде смолы для дальнейшей переработки на ГМЗ. По сути в шахте сооружают подземный участок по выщелачиванию металлов из скальных руд в блоках ПБВ с переработкой растворов в установках, размещенных в подземных выработках. Авторы указывают на то, что данный метод позволяет существенно сократить операции, применяющиеся в традиционной системе добычи [23, 24] (кроме таких, как: создание компенсационного пространства, выпуск и доставка до 30 % замагазинированной руды из камеры ПБВ и др.).

Мониторинг гидрогеологической и окружающей среды

Система мониторинга окружающей среды включает в себя трехступенчатый контроль и позволяет решать следующие задачи: осуществлять контроль за состоянием шахтных вод; определять зоны загрязнения шахтного воздуха; обнаруживать аварийное загрязнение окружающей среды; обеспечивать органы управления предпиятия.

Результаты исследований

Для наблюдения за возможной миграцией из камеры блока и зумпфа в направлении основания блока пробурено шесть восстающих наблюдательных скважин (рис. 6). Первый уровень мониторинга состояния водной среды проводился ежемесячно по величине водородного показателя pH шахтной воды в наблюдательных скважинах обслуживающим персоналом опытного блока.

В процессе эксперимента произведено 18630 замеров величины pH воды. Наблюдательные скважины за время эксперимента оставались сухими. Показатель pH воды практически соответствовал нейтральному значению 6,5–7,5 и только в 5 случаях значения pH составили 1,5–2,0, что объясняется прорывами трубопроводов, износом запорной арматуры. Ореол растекания технологических растворов был локальным и нейтрализован известковым молоком.

Второй уровень мониторинга водной среды проводился по следующим параметрам: содержание урана; щелочность; водородный показатель (pH). За время отработки блока отобрано 882 проб шахтной воды. В табл. 1 представлены результаты мониторинга, усредненные по кварталам. По выполненным анализам усредненное значение концентрации урана равно: горизонт 210 м – 3,6 мг/л; горизонт 225 м – 3,58 мг/л; горизонт 280 м – 0,91 мг/л. Величина pH соответствовала нейтральному значению. Данные наблюдений свидетельствуют о том, что отрицательного влияния опытного блока на качество шахтной воды не обнаружено, при этом наблюдательные скважины оставались полностью сухими [25, 26].

Третий уровень предусматривал также мониторинг воздушной среды. Ежемесячно выполнялся полный химический анализ проб шахтной воды на кальций, магний, натрий, калий, железо общее, карбонаты, бикарбонаты, сульфаты, хлориды, нитраты, нитриты, аммоний сухой остаток, уран, а также ежеквартально – радиохимический анализ на радий–226, торий–230, полоний–210, свинец–210, уран (табл. 1).

а *б*

в *г*

Рис. 5. Технологическое оборудование для ПБВ на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» (фото):
а и *б* – сорбционные колонны типа СНК; *в* – насосная с ёмкостью 0,4 м³ и насосом АХ;
г – состав ёмкостей с ионнообменной смолой и разбавленной серной кислотой

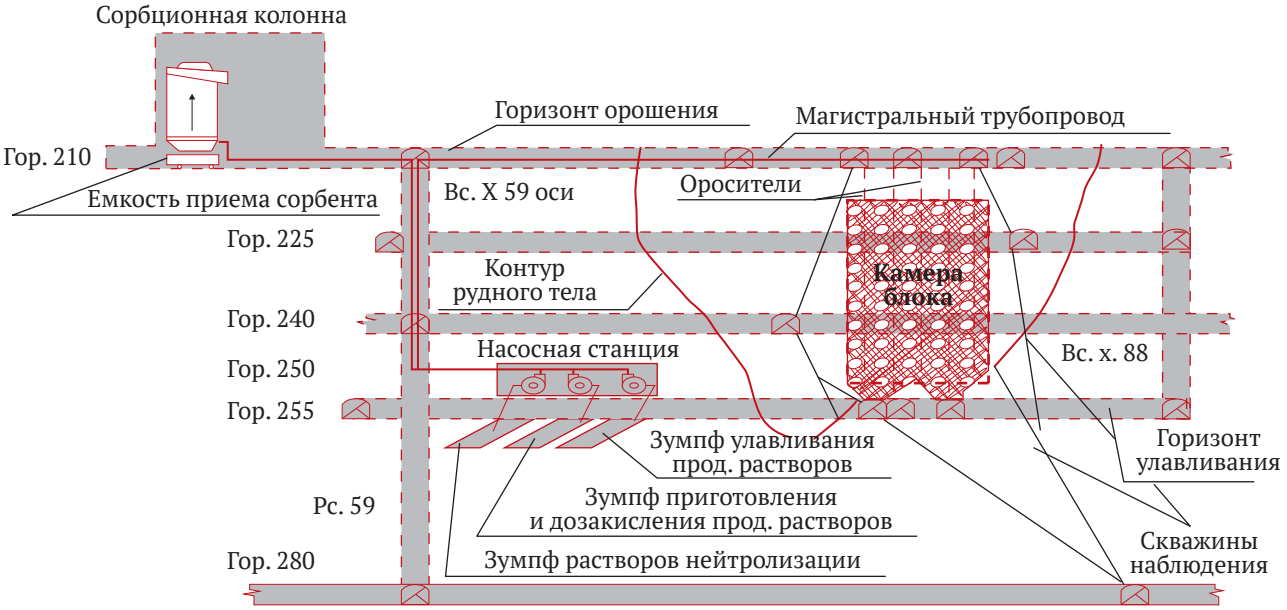


Рис. 6. Технологическая схема подготовки блока к выщелачиванию:
Рс.59 – рудоспуск 59-й оси; Вс. Х 59, Вс. Х 88 – вентиляционно-ходовой восстающий 59-й и 88-й оси соответственно

Таблица 1

Результаты мониторинга третьего уровня по шахтной воде

Наименование	Место отбора проб	Контролируемые параметры		
		щелочность, мг экв/л	pH	уран, мг/л
До эксперимента	П – 1 П – 2	2,70	7,8	6,7
	П – 3 П – 4	0,50	7,8	0,64
	П – 5 П – 6	5,75	7,9	1,32
Усредненное значение за три года эксперимента	П – 1 П – 2	2,60	7,3	3,60
	П – 3 П – 4	3,21	7,5	3,58
	П – 5 П – 6	5,37	7,7	0,91

За время ведения опыта было отобрано и проанализировано на полный химический анализ 210 проб шахтной воды и 60 проб на радиохимический анализ. Результаты химического и радиохимического состава шахтной воды, а также шахтной воды непосредственно перед установкой очистки шахтных вод на горизонте 2010 м приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты мониторинга третьего уровня по шахтной воде

Объект исследования и определяемый компонент	Шахтная вода	Среднее значение		
		до опыта	во время опыта	после опыта
Уран, мг/л	90	6,7	6,2	4,4
Ra – 226 × 10^{-11}, Ки/л	20	8,37	6,24	6,7
Th – 230 × 10^{-11}, Ки/л	20	3,03	2,46	2,2
Pb – 210 × 10^{-11}, Ки/л	20	32,05	9,53	10,4
Po – 210 × 10^{-11}, Ки/л	20	2,5	1,18	2,8
SO^{2-}_4, мг/л	70	614	659	691
CI, мг/л	70	172	166	142
PH, ед.	70	7,6	7,7	8,2
Ca^{2f}, мг/л	70	145	133	124
Md^{2f}, мг/л	70	41,3	62,8	52
Na^{f}, мг/л	70	235	229	220
K^{f}, мг/л	70	15,5	13,2	12
$Fe_{общ}$, мг/л	70	0,05	0,05	0,05
NH_4, мг/л	70	1,1	0,15	0,1
NO_3, мг/л	70	40	15	9
NO_2, мг/л	70	26	0,2	0,1
HCO_3, мг/л	70	92	157	132
Сухой остаток, мг/л	70	1588	1560	1366

Результаты химического состава шахтной воды показывают, что до момента закисления блока химический состав шахтной воды значительно различается как по времени отбора, так и по месту отбора проб. Так, например, концентрация сульфат-иона колеблется от 403,0 до 998,0 мг/л, содержание урана от 0,35 до 7,30 мг/л. Сравнивая результаты анализов пород, можно сделать вывод о том, что средняя концентрация сульфат-, хлор-иона урана, pH, сухого остатка в пробах, отобранных в ходе проведения эксперимента по ПБВ, не превышала значений в пробах, отобранных до начала закисления отбитой руды.

Существенных изменений состава и концентраций элементов шахтной воды, сбрасываемой в реку Ингул, за период работы блоков ПБВ 5-86; 5-84-86; 5-88-90 не произошло. Один раз в месяц проводился отбор проб на следующие параметры: аэрозоли серной кислоты; содержание радона; мощность экспозиционной дозы гамма-излучения. С начала эксплуатации только блока 5–86 произведено 576 замеров. Анализ результатов, представленных в табл. 3, свидетельствует, что определяемые показатели не превышали показателей проб, отобранных до опыта [27, 28].

Таблица 3

Результаты мониторинга третьего уровня по воздушной среде

Объект исследования и определяемый компонент	Воздушная среда	Среднее значение		
		до опыта	во время опыта	после опыта
Горизонт 210 м				
Аэрозоли серной кислоты, мг/м³	640	–	0,5	–
Радон, Бк/м³	64	580	645	110
МЭД, мкР/ч	64	146	206	227
Горизонт 240 м				
Аэрозоли серной кислоты, мг/м³	128	–	0,26	–
Радон, Бк/м³	128	513	490	439
МЭД, мкР/ч	128	454	331	312

Оценка полученных результатов

Первоначальные результаты работы показали существенную зависимость эффективности процесса выщелачивания (по временному фактору) от рабочего объёма зумпфа продуктивных растворов. Наиболее оптимальным, как выяснилось, является объем в 70–80 м³, а проектный был 20 м³. Первоначальный опыт эксплуатации выявил такой отрицательный фактор, как наличие значительного количества песка и мусора в отрегенерированной смоле на ГМЗ. Впоследствии было принято решение по монтажу на ГМЗ автономного узла регенерации смолы для опытных участков ПБВ [29, 30].

При отработке блока 5–86 в соответствии с выданными рекомендациями максимально использовались ранее пройденные выработки. Такой же подход был использован при подготовке к ПБВ опытно-экспериментальных блоков на Мичуринском месторождении 5–84–86 и 5–88–90, а также промышленно-экспериментального блока 1–75–79. Проведен необходимый объем восстановительно-ремонтных работ ранее пройденных выработок. Вместе с тем требуют особого внимания вопросы устойчивости выработок горизонта орошения, расположенного в районе интенсивного влияния отработанных блоков. Рудный массив в этаже 197–210 м ослаблен существующими до подготовки блоков к ПБВ нарезными и очистными выработками, а также сетью скважин создаваемой системы орошения. В этих выработках был организован систематический контроль за их устойчивостью и характером напряженно-деформированного состояния

приконтурного массива (геомеханический и сейсмический мониторинги). Результаты промышленного эксперимента по ПБВ показывают, что в рамках существующей на ГП «ВостГОК» системы подготовки запасов к отработке, с изменением только параметров буровзрывных работ удалось получить в опытном блоке руду оптимального гранулометрического состава. За время эксперимента в раствор переведено около 54 % запасов металла в блоке при расходе кислоты 36 % от проектного. Таким образом, добыча и переработка руд с применением традиционных технологий в современных экономических условиях нецелесообразна при содержании металла в добытой рядовой руде менее 0,070 у.е. (табл. 4).

Таблица 4

Основные показатели блочного выщелачивания металла

Наименование	Показатели
Объем выщелачиваемой руды, тыс. т	8,248
Содержание металла, усл. ед.	0,065
Израсходовано кислоты H_2SO_4, т	231,1
Удельный расход кислоты, кг/т	28,0
Расход кислоты на закисление, т	27,8
Удельный расход окислителя, кг/т	3,3
Время закисления, сутки	40
Количество растворов, поданных на орошение, м³	66106
Плотность орошения, л/м²х ч	9,6
Отношение «Ж:Т», ед.	8:1
Время орошения, сут	166
Продолжительность сорбции, сут	398
Объем растворов на сорбцию, м³	25756
Характеристика продуктивных растворов: а) концентрация металла, средняя, мг/л б) кислотность, средняя, г/л	 220 13,5
Характеристика орошающих растворов: концентрация Fe^{+3}/Fe^{+2}, г/л минерализация (сухой остаток), г/л	 1,9/0,38 43,2
Объем насыщенного анионита металлом, м³	101,3
Средняя емкость насыщенного сорбита, кг/м³	27,3
Остаточная емкость отрегенерированного сорбента по металлу, кг/м³	0,66
Промывка «хвостов» в блоке: продолжительность, сут	65
Объем промывных вод, м³	5775
Удельный расход воды на промывку, м³/т	0,7

Преимущества блочного выщелачивания

Отсутствуют затраты на отдельные операции по сравнению с традиционной технологией добычи и переработки руды, а именно:

– *при добыче:* вторичное дробление и выпуск руды; внутришахтные перевозки руды; выдача руды на поверхность; дробление и обогащение руды; закладка выработанного пространства; погрузка в железодорожные вагоны и перевозка руды на ГМЗ;

– *при переработке на ГМЗ:* перегрузка руды; измельчение руды; выщелачивание; сорбция; регенерация смолы; складирование хвостов.

Феномен природного выщелачивания является следствием недостаточного уровня применяемых технологий разработки. Механизм процессов природного выщелачивания металлов адекватен, что открывает возможности управления ими. Радикальным способом минимизации последствий природного выщелачивания является полная утилизация металлосодержащего сырья. Концепция природоохранности пользования недрами предусматривает замену неуправляемого природного выщелачивания технологическим выщелачиванием в контролируемом рабочем пространстве. Уровень знаний о теории и практике извлечения металлов из металлических руд месторождений позволяет использовать технологии с выщелачиванием для восстановления былого потенциала горнодобывающих отраслей [31, 32].

Эффективность

Максимальная эффективность комбинированной технологии разработки с выщелачиванием металлов из руд обеспечивается за счет увеличения извлечения полезных компонентов из недр:

$$M' \geq \frac{\varepsilon_n - \varepsilon_T}{\varepsilon_n - \varepsilon_2\varepsilon_3} M, \quad (1)$$

где M – количество полезного компонента в недрах; M' – количество полезного компонента, выдаваемого из недр; ε_n – извлечение металлов из руд технологиями с выщелачиванием; ε_T – извлечение металлов из недр при его отработке традиционной системой (ТС):

$$\varepsilon_T = \frac{M_m}{M}\varepsilon_1\varepsilon_2\varepsilon_3, \quad (2)$$

где M_m – количество металлов ТС; ε_1 – извлечение металлов из недр ТС; ε_2 – извлечение металлов в концентрат; ε_3 – извлечение полезного компонента из концентрата в готовый продукт.

Прибыль от вовлечения некондиционных по содержанию полезных компонентов запасов в производство за счет увеличения объемов добычи, прироста продукции и повышения отдачи капитала для комбинированных технологий выщелачивания определяется согласно математической модели вида:

$$Profit = \sum_1^n \left[\begin{array}{l} \left(C_{ore}^b - C_{ext}^b - C_{enr}^b - C_{met}^b\right)\cdot V_b^{sel} + \\ + \left(C_{ore}^{comb} - C_{ext}^{comb} - C_{enr}^{comb} - C_{met}^{comb}\right) - D_0 \end{array} \right] \cdot V_{comb}^{sel}, \quad (3)$$

где *Profit* – годовая прибыль от комбинирования технологий, ден. ед.; C_{ore}^b, C_{ore}^{comb} – соответственно стоимость реализации металлов из балансовых и комбинированных запасов руд, ден. ед./т; C_{ext}^b, C_{enr}^b, C_{met}^b – соответственно затраты на добычу, обогащение и металлургический передел балансовых руд, ден. ед./т; C_{ext}^{comb}, C_{enr}^{comb}, C_{met}^{comb} – соответственно затраты на добычу, обогащение и металлургический передел комбинированных запасов руд, ден. ед./т; V_b^{sel}, V_{comb}^{sel} – соответственно объем селективно добытых балансовых и комбинированных руд, т; n – номенклатура извлекаемых металлов; D_0 – суммарный ущерб (экономические последствия), наносимый (–) окружаю-

щей среде или предотвращаемый (+) с учетом затрат на хранение загрязняющих веществ и защиту населения, проживающего в зоне влияния горных объектов, ден. ед.

Таким образом, внедрение в промышленных масштабах ПБВ значительно улучшит экономические показатели производства, что позволило бы через модернизацию основных фондов, техническое перевооружение производства, вовлечь в отработку запасы бедных, а также некондиционных руд и продлить таким образом сроки существования действующих шахт. В результате проведенных исследований установлено, что горно-химические технологии могут быть использованы для разработки бедных и некондиционных руд месторождений и таким образом повысить их рентабельность. Кроме того, за счет привлечения в производство некондиционных руд сырьевая база добычи металлов на действующих шахтах может быть увеличена в 1,4–1,6 раза. Установлено, что эффективность различных вариантов технологии выщелачивания металла из руд определяется полнотой его извлечения. Накопленный в мировой практике опыт свидетельствует, что при прочих равных условиях, таких как характер минерализации, структура, пористость руды, коэффициент диффузии, температура, концентрация рабочих растворов и т.п., полнота выщелачивания непосредственно зависит от качества дробления руды и равномерности ее распределения по плотности в замагазинированном состоянии. Доказана возможность выщелачивания металла из рудных месторождений и установлена зависимость извлечения металла от среднего линейного размера раздробленной взрывом рудной массы [33, 34].

Перспективные исследования

Для обеспечения охраны гидрогеологической среды необходимо осуществлять заиливание глинистым раствором днища камеры по сбору продуктивних растворов, а также сооружать полуактивные водопроницаемые химически активные барьеры (ВХАБ) и применять биологические технологии при ПБВ. Основными преимуществами использования железооксидных композитов на основе природных глинистых минералов для очистки воды от загрязнения соединениями урана являются их экологичность, дешевизна, доступность и технологичность. Это должно обеспечивать снижение степени загрязненности металлами грунтовых и поверхностных вод, почв и отложений, включая главный Мичуринский разлом (г. Кропивницкий, Украина). Необходимо также продолжить исследования, направленные на разработку таких технологий, которые удовлетворяли бы как экономическим, так и экологическим требованиям [35, 36].

Заключение

На основании полученных научных и практических результатов при комбинированном выщелачивании металлов из забалансовых и некондиционных руд для их последующего обогащения на гидрометаллургическом заводе авторами сделаны следующие выводы.

1. Отмечено, что за время опытно-промышленного эксперимента выщелачивания металлов из руд эксплуатационного блока 5–86 Мичуринского месторождения (Украина) наблюдение осуществлялось на трех горизонтах: 210, 225 и 280 м. В процессе эксперимента величина показателя pH воды соответствовала нейтральному значению 6,5–7,5 и только в 5 случаях его значения составили 1,5–2,0. Это объясняется прорывами трубопроводов, износом запорной арматуры. Ореол растекания технологических растворов был локальным и нейтрализован известковым молоком.

2. На основании экологического мониторинга и результатов анализа усредненное значение концентрации урана составляло: горизонт 210 м – 3,6 мг/л; горизонт 225 м – 3,58 мг/л; горизонт 280 м – 0,91 мг/л. Загрязнения подземных шахтных вод не обнаружено. Уровень аэрозолей серной кислоты и продуктов распада радона не превышал значений предельно-допустимой концентрации.

3. Рекомендовано для нейтрализации и промывки отработанной рудной массы обрабатывать ее раствором извести и шахтной водой через скважины для подачи выщелачивающих растворов (оросительная система). Охрану гидрогеологической среды осуществлять путем заиливания глинистым раствором днища камеры по сбору продуктивных растворов. Организовать мониторинг подземных вод через наблюдательные скважины, пробуренные в днище эксплуатационного блока и к контактам с рудным телом, а также зонами трещиноватости и гидрогеологического разрыва пород.

4. Показано, что природное выщелачивание металлов из рудного сырья является следствием недостаточного уровня применяемых технологий разработки и может быть минимизировано. Это обеспечит повышение экономической эффективности, рациональное использование недр, охрану гидрогеологической и окружающей среды, а также увеличит сырьевую базу добычи металлов в 1,4–1,6 раза.

Список литературы

1. Мосинец В.Н., Лобанов Д.П., Тедеев М.Н. и др. *Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания*. Монография. Под общ. ред. В.Н. Мосинца. М.: Недра; 1987. 304 с.

2. Чернов А.П. (ред.). *Добыча и переработка урановых руд в Украине*. Киев: АДЕФ–Украина; 2001. 238 с.

3. Ляшенко В.И., Голик В.И., Козырев Е.Н. Комбинированные технологии добычи полезных ископаемых с подземным выщелачиванием. *Горный журнал*. 2008;(12):37–40.

4. Дзапаров В.Х. Угроза безопасности жизнедеятельности региона РСО-Алания. *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. 2009;(3):75–76. URL: http://vestnik.magtu.ru/content/%D0%92%D0%B5%D1%81%D1%82%D0%BD%D0%B8%D0%BA%20

%D0%9C%D0%93%D0%A2%D0%A3%20%D0%B7%D0%B0%202009%20%D0%B3%D0%BE%D0%B4,%20%D0%9D%D0%BE%D0%BC%D0%B5%D1%80%203.pdf

5. Аренс В.Ж., Бабичев Н.И., Башкатов А.Д. и др. *Скважинная гидродобыча полезных ископаемых*. 2-е изд. М.: Горная книга; 2011. 295 с.

6. Ляшенко В.И., Кислый П.А., Дятчин В.З. Радиометрическая предконцентрация урановых руд. *Обогащение руд*. 2015;(1):3–9.

7. Ляшенко В.И., Хоменко О.Е., Голик В.И. Развитие природоохранных и ресурсосберегающих технологий подземной добычи руд в энергонарушенных массивах. *Горные науки и технологии*. 2020;5(2):104–118. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-104-118

8. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations, and future directions: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016;37(2):73–119. https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115990

9. Oxley A., Smith M.E., Caceres O. Why heap leach nickel laterites. *Minerals Engeneering*. 2016;88:53–60. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.018

10. Vrancken C., Longhurst P.J., Wagland S.T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production. *Waste Management*. 2017;61:40–57. https://doi.org/10.1016/j.wasman.2017.01.019

11. Li J., Li D., Xu Z., Liao C., Liu Y., Zhong B. Selective leaching of valuable metals from laterite nickel ore with ammonium chloridehydrochloric acid solution. *Journal of Cleaner Production*. 2018;179:24–30. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.01.085

12. Габараев О.З., Дмитрак Ю.В., Дребенштедт К., Савелков В.И. Закономерности взаимодействия разрушенных геоматериалов и рудовмещающего массива при отработке подработанных вкрапленных руд. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2017;9(4):406–413. https://doi.org/10.21177/1998-4502-2017-9-4-406-413

13. Комащенко В.И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2015;(4):23–30. URL: https://tidings.tsu.tula.ru/tidings/pdf/web/file/tsu_izv_earth_science_2015_04.pdf

14. Burdzieva O.G., Zaalishvili V.B., Beriev O.G., Kanukov A.S., Maysuradze M.V. Mining impact on environment on the North Ossetian territory. *International Journal of GEOMATE*. 2016;10(1):1693–1697. URL: https://geomatejournal.com/geomate/article/view/2012/1888

15. Карамушка В.П., Камнев Е.Н., Кузин Р.З. *Рекультивация объектов добычи и переработки урановых руд*. М.: Издательство «Горная книга»; 2014. 183 с.

16. Kachurin N., Komashchenko V., Morkun V. Environmental monitoring atmosphere of mining territories. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015;(6):595–597. URL: https://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/MMI-6/083-Nikolai-Kachurin.pdf

17. Святецкий В.С., Солодов И.Н. Стратегия технологического развития уранодобывающей отрасли России. *Горный журнал*. 2015;(7):68–77. https://doi.org/10.17580/gzh.2015.07.10

18. Каплунов Д.Р., Юков В.А., Лавенков В.С. Сопоставление блокового и скважинного выщелачивания для подземной добычи медных руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(3):7–14. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2017/3/7_14_3_2017.pdf

19. Морозов А.А., Яковлев М.В. Вовлечение в переработку забалансовых урановых руд, образовавшихся при освоении месторождений Стрельцовского рудного поля. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2016;(12):174–181. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/12/174_181_12_2016.pdf

20. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Методологические аспекты проектирования системы управления минерально-сырьевыми потоками в полном цикле комплексного освоения рудных месторождений. *Рациональное освоение недр*. 2016;(3):36–41.

21. Chen T., Lei C., Yan B., Xiao X. Metal recovery from the copper sulfide tailing with leaching and fractional precipitation technology. *Hydrometallurgy*. 2014;147–148:178–182. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2014.05.018

22. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – Current state, innovations, and future directions: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016;37(2):73–119. https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115990

23. Копбаева М.П., Панова Е.Н., Принзин Н.А., Карманов Е.М. Оптимизация технологии пероксидного осаждения урана. *Горный журнал*. 2016;(5):90–94. https://doi.org/10.17580/gzh.2016.05.13

24. Солодов И.Н., Камнев Е.Н. (ред.). *Геотехнология урана (российский опыт)*. М.: КДУ; 2017. 576 с.

25. Святецкий В.С., Полонянкина С.В., Ермаков А.Г. Уранодобывающая отрасль России: состояние и перспективы развития. *Разведка и охрана недр*. 2017;(11):22–26.

26. Машковцев Г.А., Мигута А.К., Щеточкин В.Н. Сырьевая база урана. Проблемы развития и освоения. Минеральные ресурсы России. *Экономика и управление*. 2017;(3):67–78.

27. Балихин А.В. Минерально-сырьевая база урана: современное состояние и перспективы развития. *Обзор. Комплексное использование минерального сырья.* 2019;(1):36–50. https://doi.org/10.31643/2019/6445.05

28. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects. *Hydrometallurgy.* 2015;157:306–324. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.08.022

29. Aben E., Markenbayev Zh., Khairullaev N., et al. Study of change in the leaching solution activity after treatment with a cavitator. *Mining of Mineral Deposits*. 2019;13(4):114–120. https://doi.org/10.33271/mining13.04.114

30. Malanchuk Z., Korniienko V., Malanchuk Ye., et al. Modeling the formation of high metal concentration zones in man-made deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;12(2):76–84. https://doi.org/10.15407/mining12.02.076

31. Stupnik M., Kalinichenko O., Kalinichenko V., et al. Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits.* 2018;12(4):56–62. https://doi.org/10.15407/mining12.04.056

32 Овсейчук В.А., Зозуля А.М. Совершенствование процесса блочного подземного выщелачивания в условиях Стрельцовского рудного поля. *Горный информационно-аналитический бюллетень.* 2021;(3–1):26–33. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_31_0_26

33. Kovalchuk I., Tobilko V., Kholodko Yu., Zahorodniuk N., Kornilovych B. Purification of mineralized waters from U(VI) compounds using bentonite/iron oxide composites. *Technology audit and production reserves.* 2020;3(3):12–18. https://doi.org/10.15587/2706-5448.2020.205146

34. Антонинова Н.Ю., Собенин А.В., Шубина Л.А. Оценка возможности использования промышленных отходов при формировании геохимических барьеров. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(12):78–88. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-12-0-78-88

35. Камнев Е.Н., Карамушка В.П., Селезнев А.В. и др. Экологические проблемы и их решение при закрытии урановых производств (на примере России, СНГ и Германии). *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(5):26–39. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-0-26-39

36. Подрезов Д.Р. Задачи совершенствования управления и повышения эффективности функционирования технологических блоков рудника подземного скважинного выщелачивания урана. *Горные науки и технологии*. 2020;5(2):131–153. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-131-153

References

1. Mosinets V.N., Lobanov D.P., Tedeev M.N. et al. *Construction and operation of ISL mines*. Monograph. Under the general editorship of Mosinets V. N. Moscow: Nedra Publ.; 1987. 304 p. (In Russ.)

2. Chernov A.P. (ed.) *Mining and processing of uranium ores in Ukraine*. Kyiv: Adef-Ukraine Publ.; 2001. 238 p. (In Russ.)

3. Lyashenko V.I., Golik V.I., Kozyrev E.N. Integrated mining methods with underground leaching. *Gornyi Zhurnal*. 2008;(12):37–40 (In Russ.)

4. Dzaparov V.Kh. Life threat of RSO-Alaniya reion. *Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2009;(3):75–76. (In Russ.). URL: http://vestnik.magtu.ru/content/%D0%92%D0%B5%D1%81%D1%82%D0%BD%D0%B8%D0%BA%20%D0%9C%D0%93%D0%A2%D0%A3%20%D0%B7%D0%B0%202009%20%D0%B3%D0%BE%D0%B4,%20%D0%9D%D0%BE%D0%BC%D0%B5%D1%80%203.pdf

5. Ahrens V.Zh., Babichev N.I., Bashkatov A.D. et al. *In situ leaching*. 2nd ed. Moscow: Gornaya Kniga Publ.; 2011. 295 p. (In Russ.)

6. Lyashenko V.I., Kisly P.A., Djatchin V.Z. Radiometrical preconcentration of uranium ores. *Obogashchenie Rud*. 2015;(1):3–9 (In Russ.)

7. Lyashenko V.I., Khomenko O.E., Golik V.I. Friendly and resource-saving methods of underground ore mining in disturbed rock masses. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(2):104–118. (In Russ.). https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-104-118

8. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations, and future directions: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016;37(2):73–119. https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115990

9. Oxley A., Smith M.E., Caceres O. Why heap leach nickel laterites. *Minerals Engeneering*. 2016;88:53–60. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.018

10. Vrancken C., Longhurst P.J., Wagland S.T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production. *Waste Management.* 2017;61:40–57. https://doi.org/10.1016/j.wasman.2017.01.019

11. Li J., Li D., Xu Z., Liao C., Liu Y., Zhong B. Selective leaching of valuable metals from laterite nickel ore with ammonium chloridehydrochloric acid solution. *Journal of Cleaner Production*. 2018;179:24–30. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.01.085

12. Gabaraev O.Z., Dmitrak Yu.V., Drebenshtedt K., Savelkov V.I. Regularities of interaction of destroyed geo-materials and ore-bearing massif in the processing of processed deposited ore. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2017;9(4):406–413. (In Russ.). https://doi.org/10.21177/1998-4502-2017-9-4-406-413

13. Komashchenko V.I. Environmental-economical expediency of utilizing mining-industrial wastes for their converting. *Izvestija Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle*. 2015;(4):23–30. (In Russ.). URL: https://tidings.tsu.tula.ru/tidings/pdf/web/file/tsu_izv_earth_science_2015_04.pdf

14. Burdzieva O.G., Zaalishvili V.B., Beriev O.G., Kanukov A.S., Maysuradze M.V. Mining impact on environment on the North Ossetian territory. *International Journal of GEOMATE*. 2016;10(1):1693–1697. URL: https://geomatejournal.com/geomate/article/view/2012/1888

15. Karamushka V.P., Kamnev E.N., Kuzin R.Z. *Reclamation of uranium ore mining and processing facilities*. Moscow: Gornaya Kniga Publishing House; 2014. 183 p. (In Russ.)

16. Kachurin N., Komashchenko V., Morkun V. Environmental monitoring atmosphere of mining territories. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015;(6):595–597. URL: https://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/MMI-6/083-Nikolai-Kachurin.pdf

17. Svyatetsky V.S., Solodov I.N. Technological advancement strategy of uranium mining industry in Russia. *Gornyi Zhurnal*. 2015;(7):68–77. (In Russ.). https://doi.org/10.17580/gzh.2015.07.10

18. Kaplunov D.R., Yukov V.A., Lavenkov V.S. The underground copper block and boreholes leaching methods comparison. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2017;(3):7–14. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2017/3/7_14_3_2017.pdf

19. Morozov A.A., Yakovlev M.V. Off-balance uranium ores formed at development of the Streltsovsky ore field involvement in processing. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2016;(12):174–181. (In Russ.). URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/12/174_181_12_2016.pdf

20. Rylnikova M.V., Radchenko D.N. Methodological aspects of designing a system of mineral flow management in the full cycle of integrated development of ore deposits. *Ratsionalnoe Osvoenie Nedr*. 2016;(3):36–41 (In Russ.)

21. Chen T., Lei C., Yan B., Xiao X. Metal recovery from the copper sulfide tailing with leaching and fractional precipitation technology. *Hydrometallurgy*. 2014;147–148:178–182. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2014.05.018

22. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations, and future directions: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016;37(2):73–119. https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115990

23. Kopbaeva M.P., Panova E.N., Prinzin N.A., Karmanov E.M. Optimization of uranium peroxide precipitation. *Gornyi Zhurnal*. 2016;(5):90–94. (In Russ.). https://doi.org/10.17580/gzh.2016.05.13

24. Solodov I.N., Kamnev E.N. (eds). *Uranium geotechnology (Russian experience)*. Moscow: KDU Publ.; 2017. 576 p. (In Russ.)

25. Svyatetskiy V.S., Polonyankina S.V., Ermakov A.G. Uranium-mining industry of Russia: the state and prospects of development. *Razvedka i Okhrana Nedr*. 2017;(11):22–26. (In Russ.)

26. Mashkovtsev G.A., Miguta A.K., Shchetochkin V.N. Uranium resource base. Problems of exploration and development. *Mineral Recourses of Russia. Economics and Management*. 2017;(3):67–78. (In Russ.)

27. Balikhin A.V. Uranium mineral-resources: the current state and perspectives for development. Review. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a*. 2019;(1):36–50. (In Russ.). https://doi.org/10.31643/2019/6445.05

28. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects. *Hydrometallurgy*. 2015;157:306–324. https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.08.022

29. Aben E., Markenbayev Zh., Khairullaev N., et al. Study of change in the leaching solution activity after treatment with a cavitator. *Mining of Mineral Deposits*. 2019;13(4):114–120. https://doi.org/10.33271/mining13.04.114

30. Malanchuk Z., Korniienko V., Malanchuk Ye., et al. Modeling the formation of high metal concentration zones in man-made deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;12(2):76–84. https://doi.org/10.15407/mining12.02.076

31. Stupnik M., Kalinichenko O., Kalinichenko V., et al. Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;12(4):56–62. https://doi.org/10.15407/mining12.04.056

32. Ovseychuk V.A., Zozulia A.M. Improvement of in-situ leaching: a case-study of the Streltsovo ore field. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(3–1):26–33. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_31_0_26

33. Kovalchuk I., Tobilko V., Kholodko Yu., Zahorodniuk N., Kornilovych B. Purification of mineralized waters from U(VI) compounds using bentonite/iron oxide composites. *Technology Audit and Production Reserves*. 2020;3(3):12–18. https://doi.org/10.15587/2706-5448.2020.205146

34. Antoninova N.Yu., Sobenin A.V., Shubina L.A. Assessment of usability of industrial waste in construction of geochemical barriers. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(12):78–88. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-12-0-78-88

35. Kamnev E.N., Karamushka V.P., Seleznev A.V., et al. Ecology of uranium mine closure: problems and solutions (in terms of Russia, CIS Countries and Germany). *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(5):26–39. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-0-26-39

36. Podrezov D.R. Issues of improving control and increasing efficiency of production blocks at an ISL uranium mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(2):131–153. (In Russ.). https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-131-153

Информация об авторах

Василий Иванович Ляшенко – кандидат технических наук, ст. науч. сотрудник, Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии, г. Желтые Воды, Украина; ORCID 0000-0001-8361-4179, Scopus ID 8915855500; e-mail vilyashenko2017@gmail.com

Владимир Иванович Голик – доктор технических наук, профессор кафедры «Горное дело», Северо-Кавказский горно-металлургический институт, г. Владикавказ, Российская Федерация; ORCID 0000-0002-1181-8452, Scopus ID 6602135324; e-mail v.i.golik@mail.ru

Роман Владимирович Клюев – доктор технических наук, профессор кафедры «Техника низких температур им. П.Л. Капицы», Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация; ORCID 0000-0003-3777-7203, Scopus ID 57194206632; e-mail kluev-roman@rambler.ru

Information about the authors

Vasiliy I. Lyashenko – Cand. Sci. (Eng.), Senior Research Fellow, Ukrainian Research and Design Insitute for Industrial Technology, Zholti Vody, Ukraine; ORCID 0000-0001-8361-4179, Scopus ID 8915855500; e-mail vilyashenko2017@gmail.com

Vladimir I. Golik – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Mining Department, North Caucasian Mining and Metallurgical Institute, Vladikavkaz, Russian Federation; ORCID 0000-0002-1181-8452, Scopus ID 6602135324; e-mail v.i.golik@mail.ru

Roman V. Klyuev – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of the Technique of Low Temperature name P.L. Kapitza, Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation; ORCID 0000-0003-3777-7203, Scopus ID 57194206632; e-mail kluev-roman@rambler.ru

Поступила в редакцию	21.11.2021	**Received**	21.11.2021
Поступила после рецензирования	28.12.2021	**Revised**	28.12.2021
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-18-29

Особенности флюидодинамики в длительно эксплуатирующихся неоднородных газовых резервуарах

А. А. Фейзуллаев[1, 2] SC ✉, **А. Г. Годжаев**[3] SC, **И. М. Мамедова**[4] SC

[1] *Институт геологии и геофизики, Национальная Академия наук Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан*

[2] *Институт нефти и газа Национальной Академии наук Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан*

[3] *ПО «Азнефть», Государственная нефтяная компания Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан*

[4] *НИПИ «Нефтегаз», Государственная нефтяная компания Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан*

✉ *fakper@gmail.com*

Аннотация

Геологические объекты характеризуются макро- и микронеоднородностью, что проявляется изменчивостью в пространстве вещественного состава и литофизических свойств пород. Это, в свою очередь, определяет пространственно-временную изменчивость динамики углеводородных (УВ) флюидов как при формировании залежи, так и при ее разработке, а в последующем и эксплуатации в качестве подземного хранилища газа (ПХГ). Длительная эксплуатация подземных газовых резервуаров на площадях Галмас и Гарадаг в Южно-Каспийском бассейне (ЮКБ), служащих вместилищем промышленных скоплений газа, а в дальнейшем для подземного хранения газа (ПХГ) характеризуется существенными особенностями. Анализ данных мониторинга объемов закачки-отбора газа на ПХГ Галмас и Гарадаг в период 2020–2021 гг. показал изменчивость в пространстве их значений, так же, как и продуктивности скважин при разработке газового резервуара. Это позволяет предположить унаследованный с режимом разработки газового резервуара характер режима эксплуатации ПХГ. Неоднородный характер изменения в пространстве этих параметров определяется фильтрационно-емкостными свойствами пород. Падение пластового давления в процессе разработки залежи сопровождается снижением проницаемости пород, а при эксплуатации ПХГ литофациальные свойства пород определяют соотношение объемов закачиваемого и отбираемого газа. В связи с этим необходимым условием выбора оптимальной системы эксплуатации ПХГ является учет пространственной неоднородности подземного резервуара. Неравномерный характер изменения по площади фильтрационно-емкостных свойств горных пород (ФЕС), формирование изолированных зон в резервуаре со значительными остаточными объемами газа, а также непрогнозируемые направления движения флюидов являются основными причинами снижения эффективности разработки залежи и эксплуатации ПХГ. Для определения оптимальной системы эксплуатации ПХГ, созданных в истощенных подземных нефтегазовых резервуарах, необходимо учитывать особенности изменения в пространстве ФЕС слагающих его пород.

Ключевые слова

подземное хранилище газа, резервуар, горные породы, фильтрационно-емкостные свойства, пористость, проницаемость, пространственная неоднородность, газоконденсатная залежь, флюидододинамика, Южно-Каспийский бассейн

Благодарности

Данная работа выполнена при финансовой поддержке Фонда Государственной нефтяной компании Азербайджана (SOCAR) – Грант № 06LR – AMEA.

Для цитирования

Feyzullaev A.A., Godzhaev A.G., Mammadova I.M. Features of fluid dynamics in long-term heterogeneous gas reservoirs. *Mining Sciences and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):18–29. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-18-29

© Фейзуллаев А. А., Годжаев А. Г., Мамедова И. М., 2022

GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

Research article

Features of fluid dynamics in long-term heterogeneous gas reservoirs

A.A. Feyzullayev[1, 2] SC ✉, **A.G. Gojayev**[3] SC, **I.M. Mamedova**[4] SC

[1] *Institute of Geology and Geophysics of the National Academy of Sciences of Azerbaijan, Baku, Republic of Azerbaijan*

[2] *Institute of Oil and Gas of the National Academy of Sciences of Azerbaijan, Baku, Republic of Azerbaijan*

[3] *Gas Storage Facility Operation Department of "Azneft" Production Association, State Oil Company of the Azerbaijan Republic (SOCAR), Baku, Republic of Azerbaijan*

[4] *«Oil and Gas» Research Projective Institute, SOCAR, Baku, Republic of Azerbaijan*

✉ *fakper@gmail.com*

Abstract

Geological features are characterized by macro- and micro-heterogeneity, manifested by the spatial variability of material composition and lithophysical properties of rocks. This, in turn, determines the spatial and temporal variability of hydrocarbon (HC) fluid dynamics both during the reservoir formation and during its development and, subsequent operation as an underground gas storage facility (UGSF). The long-term operation of underground gas reservoirs at the Galmas and Garadagh areas in the South Caspian Basin (SCB), serving as a reservoir of commercial gas accumulations, and subsequent underground gas storage (UGSF) is characterized by significant peculiarities. Analysis of monitoring data on volumes of gas injection and extraction at the Galmas/Garadagh UGSF in the period of 2020–2021 showed their spatial variability, as well as the variability of wells deliverability during the gas reservoir development. This suggests the inherited nature of UGSF operation mode in relation to the gas reservoir development mode. The heterogeneous nature of spatial variability of these parameters is determined by the reservoir rock poroperm properties. A formation pressure drop during reservoir development is accompanied by decreasing rock permeability. When operating UGSF, the lithofacial properties of rocks determine the ratio of volumes of injected and extracted gas. In this regard, a necessary condition for selecting the optimal system of UGSF operation is to take into account the spatial heterogeneity of the underground reservoir. The irregular nature of variation of rock poroperm properties, the origination of isolated zones in the reservoir with considerable residual gas volumes, as well as unpredictable directions of fluid movement are the main reasons for decreased efficiency of field development and underground gas storage facility operation. In order to determine the optimal system of operation of UGSF in depleted underground oil and gas reservoirs, the features of the spacial variations resulting from the rocks poroperm properties need to be taken into account.

Keywords

underground gas storage facility, reservoir, rocks, reservoir poroperm properties, porosity, permeability, spatial heterogeneity, gas-condensate reservoir, fluid dynamics, South Caspian Basin

Acknowledgements

This study was carried out with the financial support of the Fund of the State Oil Company of Azerbaijan Republic (SOCAR) - Grant No. 06LR – AMEA.

For citation

Feyzullaev A.A., Godzhaev A.G., Mammadova I.M. Features of fluid dynamics in long-term heterogeneous gas reservoirs. *Mining Sciences and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):18–29. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-18-29

Введение

Как известно, в природе нет абсолютно однородных геологических объектов. Все они характеризуются макро- и микронеоднородностью, что проявляется изменчивостью в пространстве вещественного состава и лито-физических свойств пород. Это, в свою очередь, создает пространственно-временную изменчивость динамики углеводородных флюидов как при формировании залежи, так и при ее разработке, а в последующем и эксплуатации в качестве подземного хранилища газа.

Необратимые изменения в резервуаре в процессе длительной разработки месторождений обусловлены непрерывным падением пластового давления, связанным с извлечением из подземного резервуара значительных объемов флюидов (нефти, газа, воды) [1, 2]. В сравнении с изменением пористости пород падение пластового давления в резервуаре приводит к более существенным необратимым изменениям их проницаемости [3–6].

В сравнении с режимом разработки залежи изменения в резервуаре при эксплуатации ПХГ связаны с многократными знакопеременными нагрузками на пласт (циклическими колебаниями эффективного давления), обусловленными сезонной закачкой-отбором газа.

Изучение указанных выше процессов на примере разработки газовых залежей площадей Галмас и Гарадаг ЮКБ, а также длительной эксплуатации созданных в них ПХГ является основной целью данной статьи.

Краткая характеристика исследуемых объектов

Месторождение / ПХГ Галмас

Нефтегазовое месторождение / ПХГ Галмас расположено в северной части Нижнекуринской впадины, в 75 км от г. Баку (рис. 1).

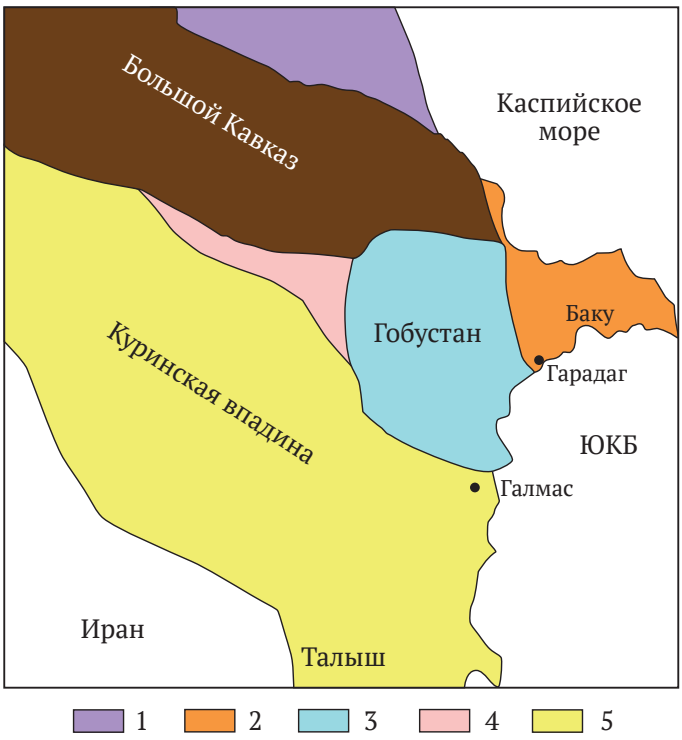


Рис. 1. Положение месторождений / ПХГ Галмас и Гарадаг и литофациальные типы отложений Продуктивной толщи:
1 – Прикаспийский; *2* – Абшеронский; *3* – Гобустанский; *4* – Гейлярский; *5* – Нижне-Куринский

Структура осложнена продольными и поперечными нарушениями и, как следствие, имеет блочное строение. Основным нарушением складки является продольный разрыв, на котором расположен одноименный потухший грязевой вулкан.

Отложения ПТ представлены чередующимися глинистыми и песчано-алевритовыми прослоями, соотношение которых значительно варьирует в зависимости от глубины и площади распространения.

Промышленные притоки газа были получены из скважин, вскрывших отложения Абшеронского регионяруса (ранний Антропоген), Акчагыла (верхний Плиоцен) и Продуктивной толщи (ПТ, нижний Плиоцен). В промышленную разработку месторождение Галмас было введено в 1956 г.

С 1976 г. ранее промышленно газоносные I и II горизонты ПТ используются в качестве объектов ПХГ. В небольших объемах газ также закачивается в песчаный резервуар Абшеронской свиты.

Месторождение / ПХГ Гарадаг

Месторождение / ПХГ Гарадаг расположено в крайней юго-западной части Абшеронского полуострова, в 30 км от г. Баку (см. рис. 1) и приурочено к южному крылу асимметричной антиклинали, имеющей блочное строение [7].

Основными объектами разработки нефтегазового месторождения Гарадаг являются I–VII горизонты ПТ. Газоконденсатная залежь была выявлена в VII–VIIa горизонтах ПТ (далее VII горизонт ПТ), которые в ЮВ части южного крыла объединяются и образуют единый толстый слой песчаников. Эффективная мощность VII горизонта на северо-западе достигает 10–25 м, а на юго-востоке – 55–75 м.

VII горизонт ПТ начал использоваться в качестве объекта ПХГ с 1986 г.

Фактический материал и методика исследований

Анализ продуктивности скважин на исследуемых площадях выполнен по около 110 скважинам, а фильтрационно-емкостных свойств пород по более чем 150 образцам керна.

Анализ динамики закачки-отбора газа на ПХГ Галмас и Гарадаг, охватывающий период 2009–2021 гг., выполнен по данным соответственно по более чем 100 и 60 скважинам.

Мониторинг пластовых давлений в скважинах включал более 50 замеров.

Обработка данных и соответствующие графические построения проводились с помощью стандартных компьютерных программ.

Результаты и их обсуждение

Об условиях формирования пород ПТ

Месторождения / ПХГ Галмас и Гарадаг, приуроченные к нижнеплиоценовым отложениям, расположены в различных нефтегазоносных районах (НГР) ЮКБ, соответственно в Нижнекуринском и Абшеронском (см. рис. 1).

Известно, что формирование ПТ происходило в пределах Южного Каспия, который изолировался от Восточного Паратетиса. Формирование ПТ охватывает временной интервал от 5,5 млн лет до 3,5 млн лет, т.е. около 2 млн лет [8].

Осадки накапливались в условиях значительных колебаний уровня Палео-Каспия, в связи с чем имели место различные типы палеообстановок – от озерных до типично флювиальных. В целом разрез ПТ представляет собой ритмичное чередование песчано-алеврито-глинистых отложений, мощность которых в наиболее погруженной части бассейна достигает 7 км.

В связи с тем, что осадки сносились в бассейн одновременно из нескольких окружающих ЮКБ горных массивов, в ПТ выделяют 5 литофациальных типов отложений [8].

Месторождение / ПХГ Гарадаг расположено в зоне развития Абшеронской фации ПТ, сложенной в основном осадками, приносимыми ПалеоВолгой с Русской

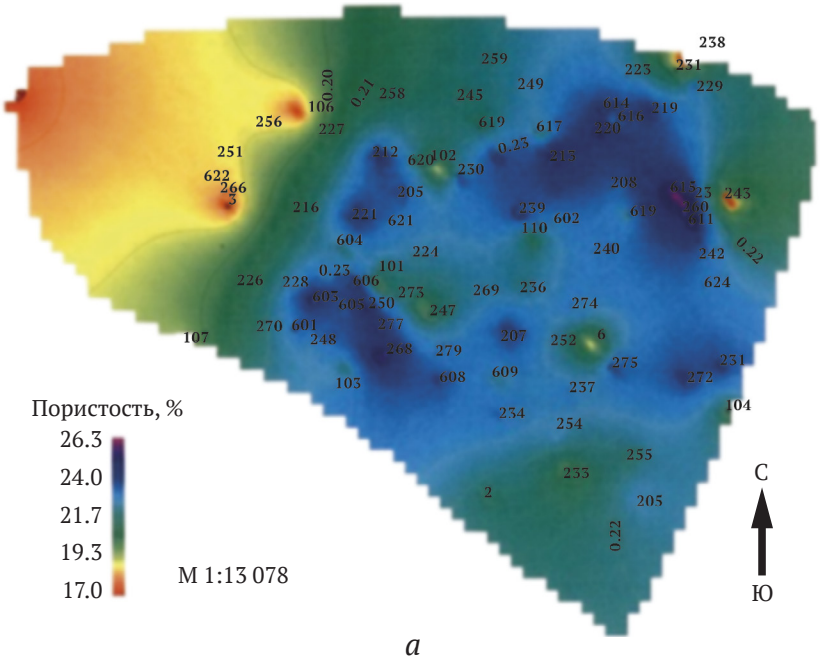
платформы; другие источники сноса имеют подчиненное значение. Породы этой фации отличаются наибольшей песчанистостью. Количество продуктивных горизонтов на некоторых месторождениях доходит до 40–50. Наибольшей мощности породы Абшеронской фации достигают в Южно-Абшеронском прогибе (до 5 км). В минералогическом составе легкой фракции пород в большом количестве присутствует кварц – до 95%. Имеются также полевые шпаты (до 20%) и обломки пород (до 10%).

Породы ПТ в пределах месторождения / ПХГ Галмас относятся к Нижнекуринской фации. При формировании этого литофациального типа ПТ обломочный материал в эту часть ЮКБ привносился в основном крупнейшей речной артерией – Палео-Курой, а также Палео-Араксом, несущими продукты размыва Куринской низменности, Большого и Малого Кавказа, а также Талыша.

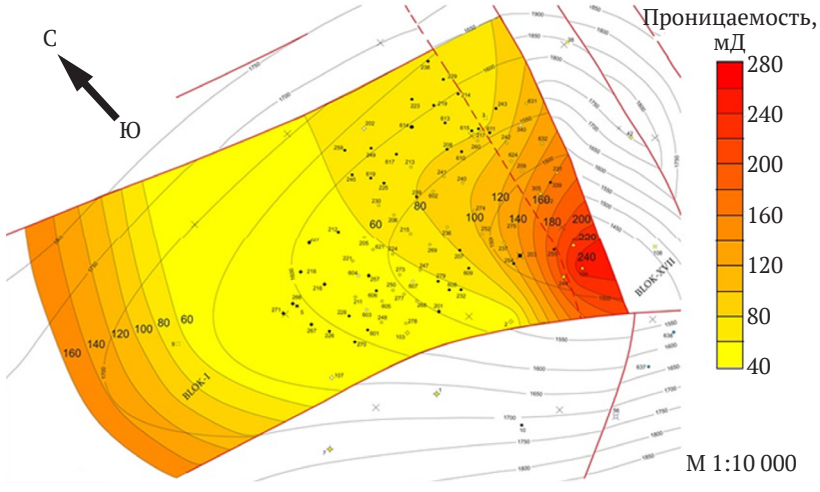
Общая мощность отложений составляет 3500–4000 м. В разрезе выделяется около 20 песчаных пачек, мощность которых доходит до 20 м. Наибольшая песчанистость характерна для верхних 300–400 м, вниз по разрезу содержание песчаного материала значительно уменьшается. Породы ПТ Нижнекуринской фации отличаются от пород Абшеронской фации низким содержанием кварца и высоким – полевых шпатов.

О пространственной неоднородности газовых резервуаров

Выполненный анализ показал, что подземные газовые резервуары площадей Галмас и Гарадаг характеризуются геологической неоднородностью (блоковое строение, изменение в пространстве вещественного состава пород). Это проявляется и в изменении в пространстве ФЕС (пористости и проницаемости) пород резервуаров (рис. 2, 3).



а



б

Рис. 2. Изменение по площади пористости (*а*) и проницаемости (*б*) пород I горизонта ПТ на месторождении Галмас

Пространственная неоднородность проявляется и в продуктивности скважин месторождений Галмас и Гарадаг, рис. 4.

Пространственная неравномерность в газонасыщении подземного резервуара определяет и изменение по площади интенсивности субвертикального рассеяния газа. Это наглядно видно на примере месторождения Галмас, где в север-северо-западной части резервуара, отличающейся относительно более низкой газонасыщенностью пород, выявлены менее контрастные ореолы рассеяния УВ газов, в сравнении с его южной (сводовой) частью, характеризующейся более высокой газонасыщенностью (рис. 5).

Особенности флюидодинамики при разработке залежей

За период разработки газоконденсатной залежи Галмас (с 1958 по 1962 г.) из подземного резервуара было извлечено около 3,8 млрд м^3 газа, в результате чего пластовое давление упало на 13,5 МПа (с 21,1 до 7,6 МПа), составляя в среднем около 0,3 МПа в месяц (рис. 5, *а*).

Разработка газоконденсатной залежи Гарадаг, начатая в 1955 г., проводилась без поддержания пластового давления и к концу 1980-х годов она была истощена. Суммарный объем отобранного газа составил около 21 млрд м^3, что сопровождалось падением

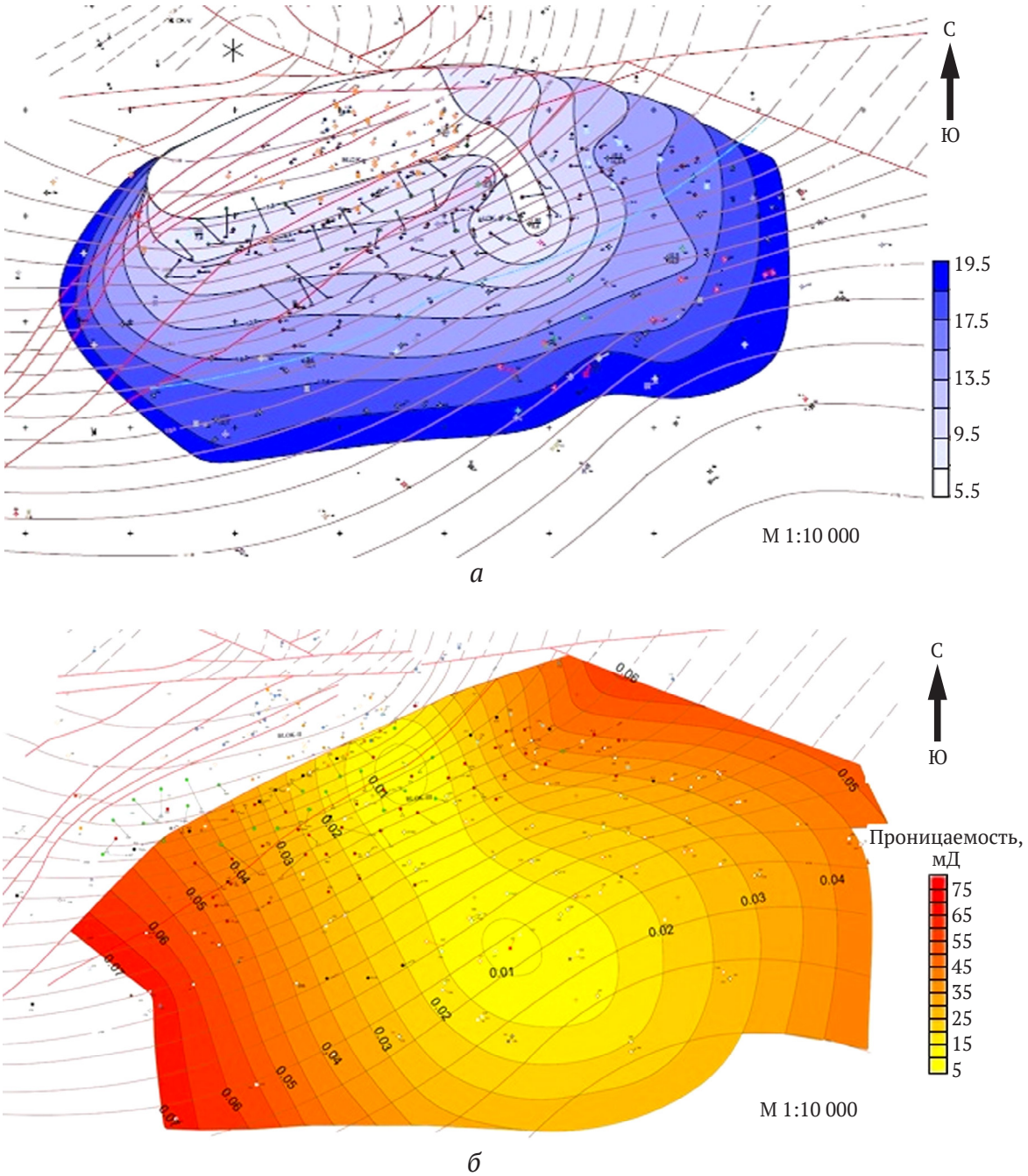


Рис. 3. Изменение по площади пористости (*а*) и проницаемости (б) пород VII горизонта ПТ на месторождении Гарадаг

пластового давления в резервуаре с 39,8 до 3,6 МПа (рис. 5, *б*).

Темп падения пластового давления на месторождении Галмас примерно в 1,8 раз выше темпа падения на месторождении Гарадаг. Это, вероятнее всего, связано с более низким энергетическим уровнем газа в залежи Галмас в связи с относительно меньшими запасами его в сравнении с залежью Гарадаг.

Начальное пластовое давление в скважинах площади Гарадаг превышает гидростатическое в среднем в 1,2 раза. Благодаря этому за счет избыточной упругой энергии газа в первые 2 года разработки залежи наблюдается непрерывное повышение его добычи при несущественном снижении (в пределах 40–38 МПа) пластового давления. Причинно-следственная связь между двумя параметрами при дальнейшей разработке залежи подчиняется экспоненциальному закону и характеризуется устойчивым снижением добычи газа и пластового давления (рис. 7).

На примере месторождения Гарадаг установлено, что падение пластового давления (с 2,4 до 11,7 МПа) сопровождается уменьшением проницаемости пород (с 1,2 до 4,9 мД) (рис. 8, табл. 1). В целом темп уменьшения проницаемости в связи с падением пластового давления в рассмотренных скважинах сопоставим, за исключением скважин 124 и 132, расположенных в приразломной зоне. В этих скважинах темп снижения проницаемости пород относительно выше.

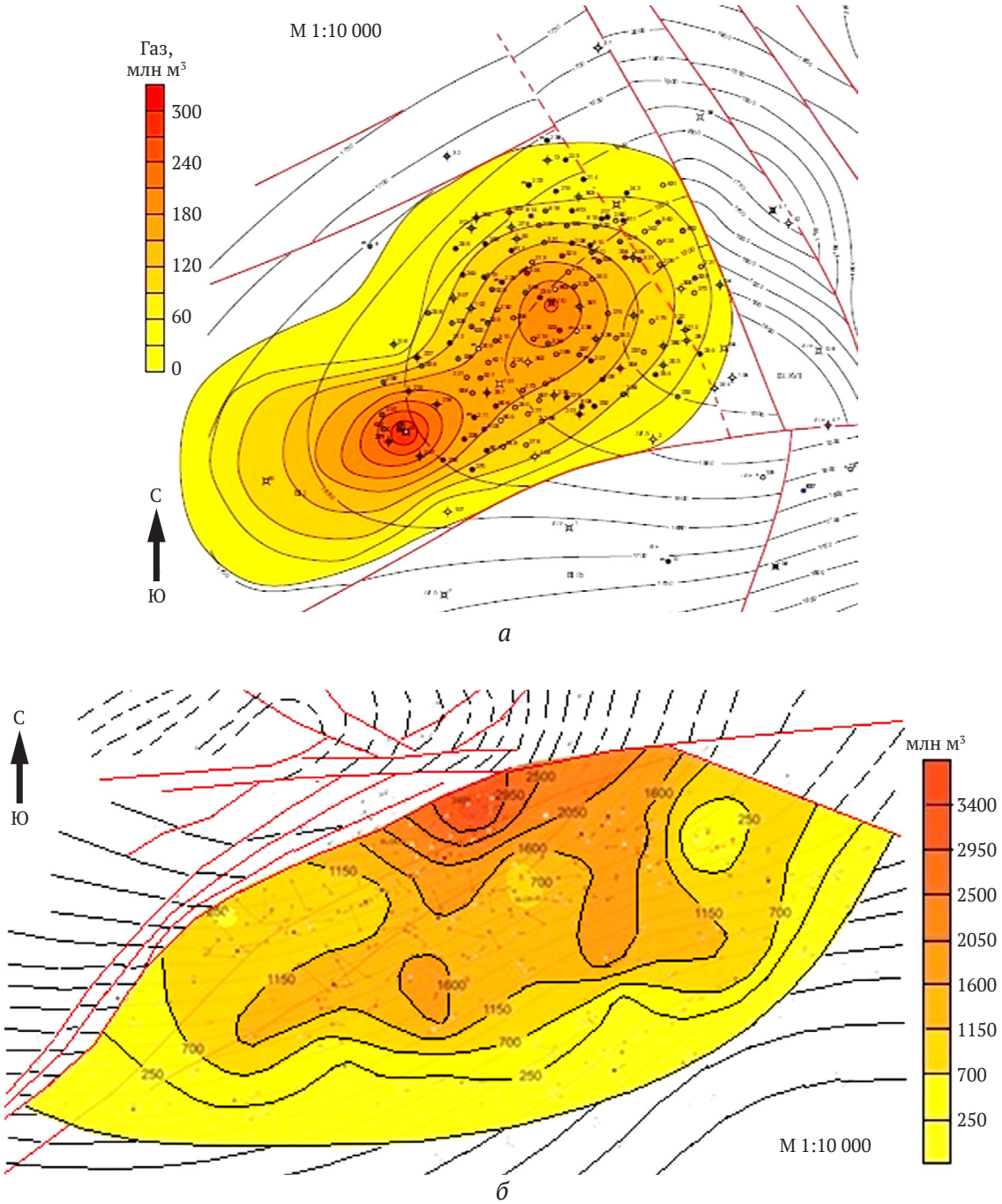


Рис. 4. Карты изменения продуктивности скважин месторождения Галмас (*а*) и Гарадаг (*б*)

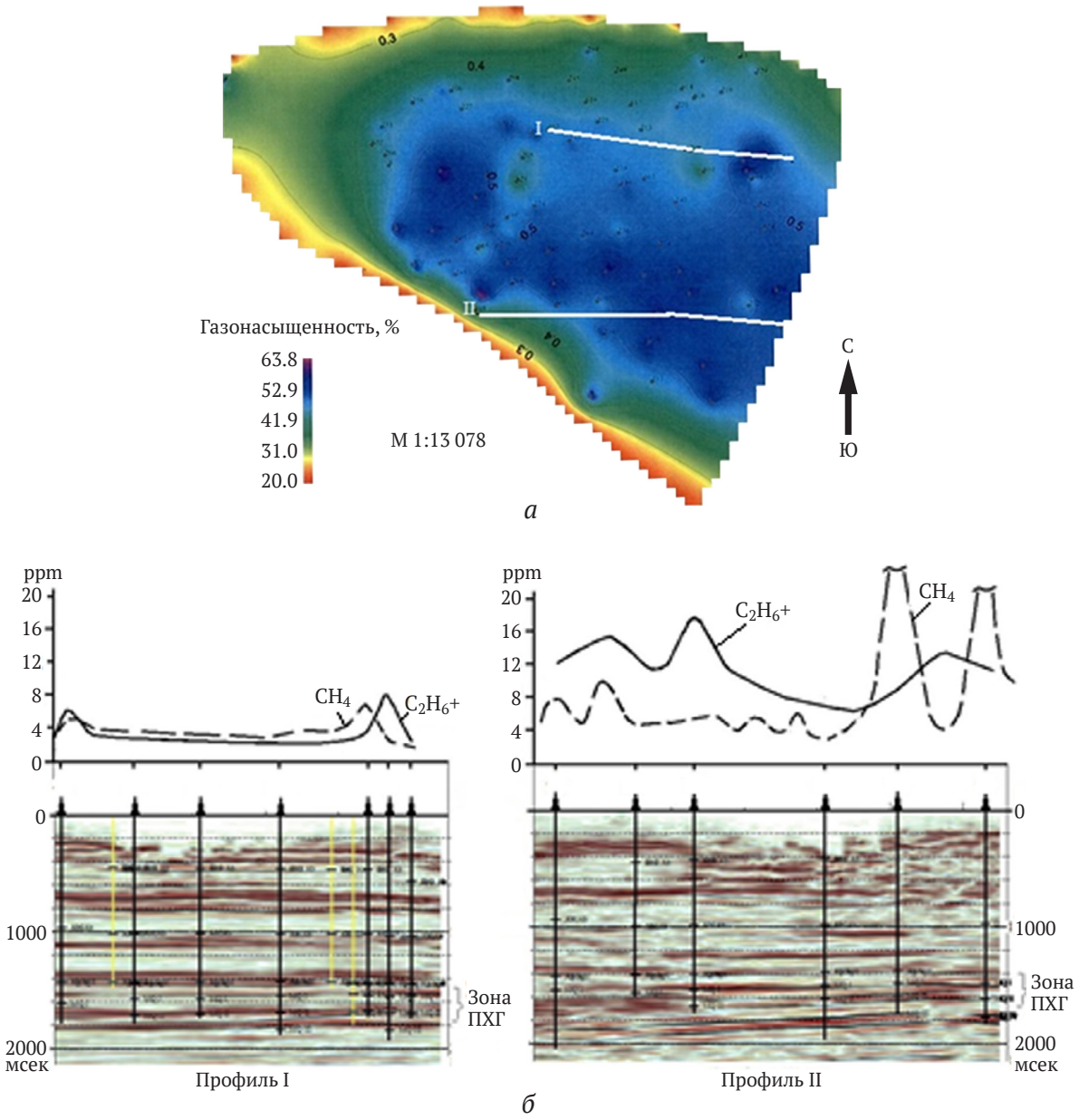


Рис. 5. Месторождение / ПХГ Галмас: *а* – изменение в пространстве газонасыщенности пород I горизонта ПТ и расположение газосъемочных профилей; *б* – распределение концентрации УВ газов в приповерхностных отложениях (глубина около 1,2 м) вдоль профилей I и II

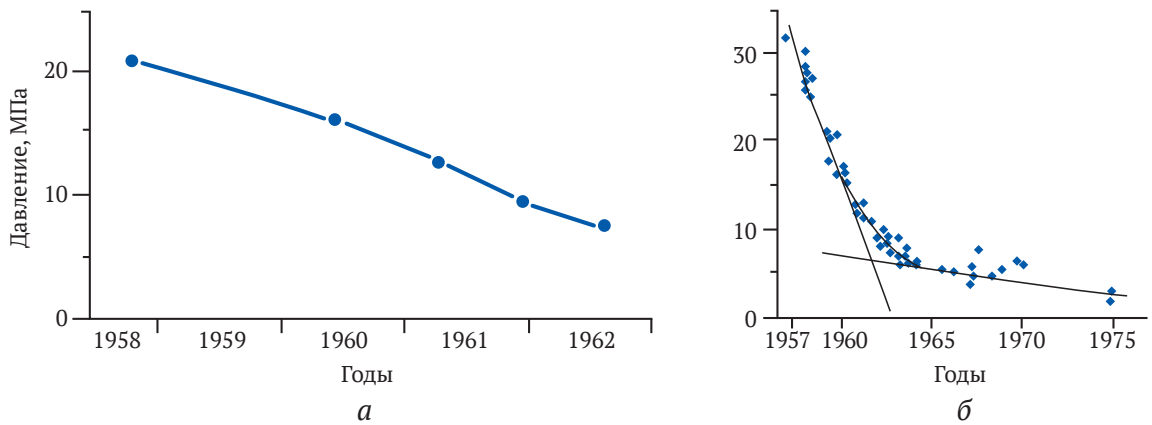


Рис. 6. Графики, отражающие темп падения пластового давления в процессе разработки месторождений Галмас (*а*) и Гарадаг (*б*)

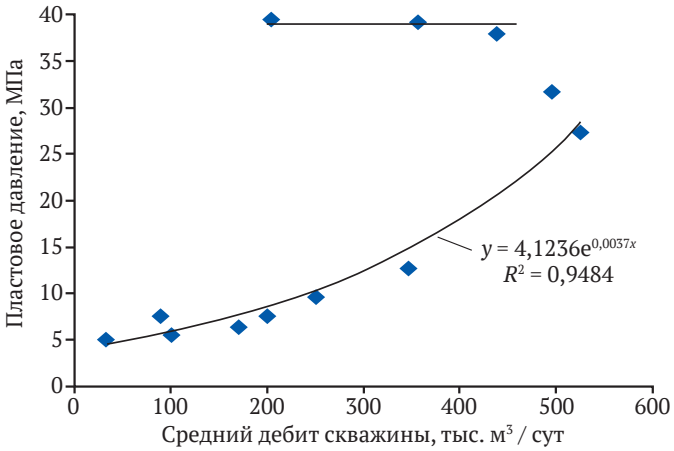


Рис. 7. Зависимость между пластовым давлением и дебитом скважин на месторождении Гарадаг

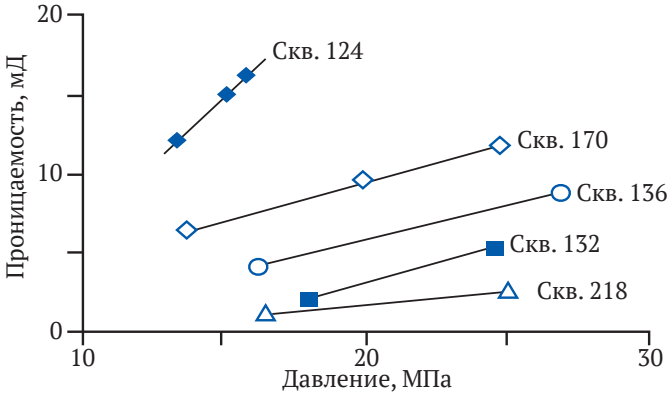


Рис. 8. Графики изменения проницаемости пород ПТ в связи с падением пластового давления на месторождении Гарадаг. Скважина 124 находится вблизи тектонического нарушения

Таблица 1

Изменение проницаемости пород в связи с падением давления при разработке месторождения Гарадаг

Номер скважины	Пористость, %	Период замера, мес.	Величина падения давления, МПа	Уменьшение проницаемости породы, %
136	18,0	25	11	47
132 (вблизи тектонического нарушения)	18,5	15	3	56
218	17,4	14	1	44
170	16,7	13	5	41

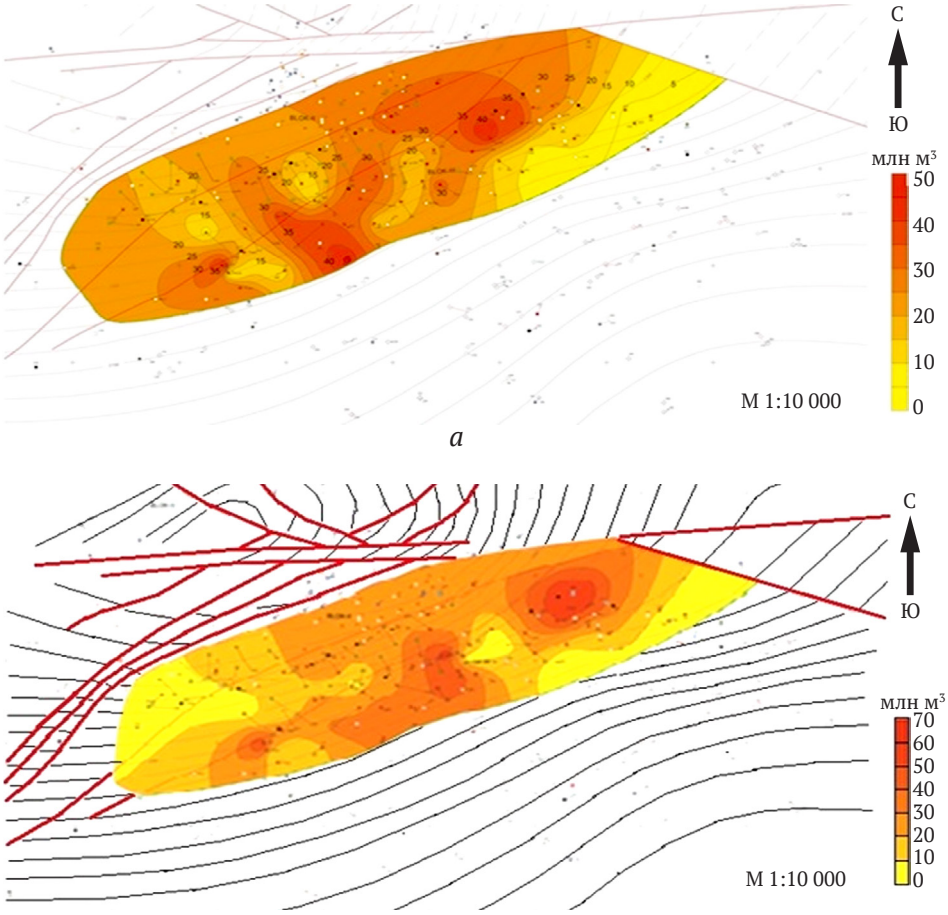
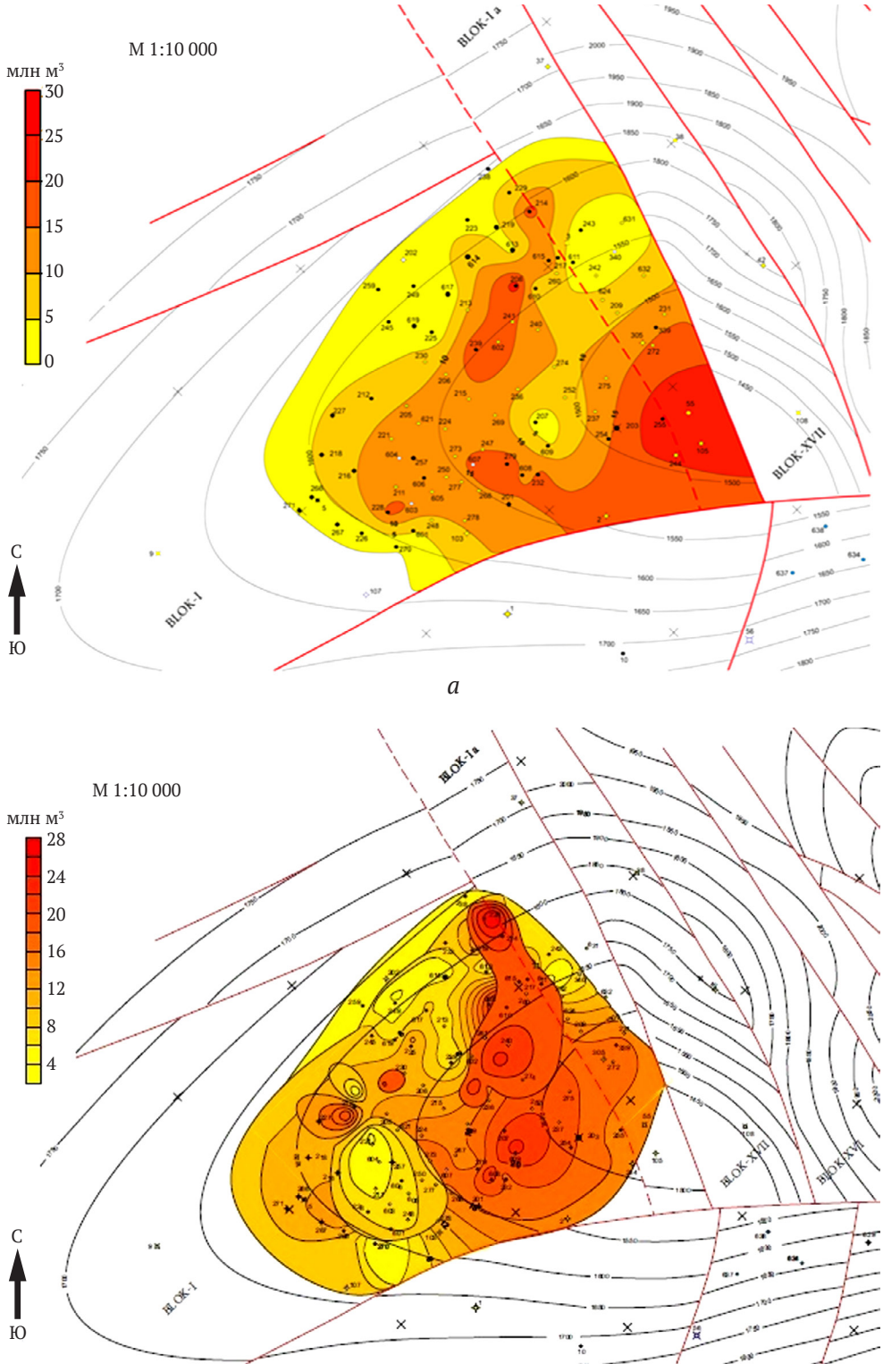


Рис. 9. Карты изменения в пространстве объемов закачиваемого (*а*) и отбираемого (*б*) газа на ПХГ Гарадаг в период 2020–2021 гг.

Особенности эксплуатации ПХГ

Анализ данных мониторинга объемов закачки-отбора газа на ПХГ Галмас и Гарадаг в период 2020–2021 гг. показал изменчивость в пространстве их значений (рис. 9 и 10), так же как и продуктивности скважин при разработке газового резервуара (см. рис. 4). Это позволяет предположить унаследованный с режимом разработки газового резервуара характер режима эксплуатации ПХГ. Это подтверждает также положительная корреляция между суммарными объемами газа, отобранными из отдельных скважин с начала разработки месторождения Галмас, и при эксплуатации созданного в этом же резервуаре ПХГ (рис. 11).



а

б

Рис. 10. Карты изменения в пространстве объемов закачиваемого (*а*) и отбираемого (*б*) газа на ПХГ Галмас в период 2020–2021 гг.

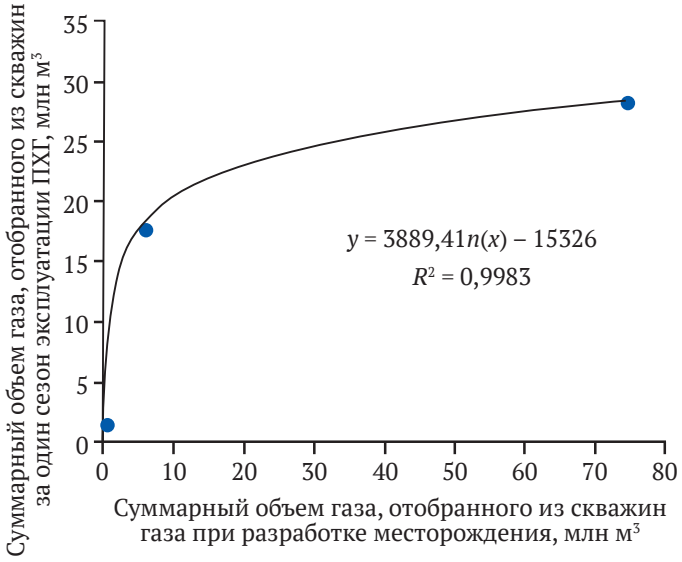


Рис. 11. Месторождение / ПХГ Галмас. Зависимость между суммарными объемами газа, отобранными из отдельных скважин с начала разработки месторождения и за один сезон эксплуатации ПХГ

Важно отметить, что эксплуатационные скважины на ПХГ отличаются по соотношению объемов закачиваемого и отбираемого газа, что может быть обусловлено влиянием как технико-технологических, так и геологических факторов.

Выполненный анализ показал, что в скважинах с низкими ФЕС пород объемы закачиваемого и отбираемого газа близки к оптимальным (ПХГ Гарадаг) или объемы отбираемого газа больше объемов закачиваемого газа (ПХГ Галмас) (рис. 12). В скважинах с относительно высокими ФЕС пород, как правило, объемы закачиваемого газа превышают объемы отбираемого газа (табл. 2). Возможным объяснением этого явления может быть то, что породы с относительно низкими ФЕС свойствами пород лучше аккумулируют и сохраняют закачанный газ благодаря низким фильтрационным и высоким адсорбционным свойствам пород. Закачка газа в относительно более проницаемые породы, обладающие благоприятными для флюидодинамики свойствами, возможно, способствует рассеянию (потере) в пространстве закачиваемого газа.

Таблица 2

ПХГ Галмас и Гарадаг.
Зависимость величины отношения отобранного к закачанному объему газа в скажинах с различными ФЕС пород

Номер скважины	Пористость пород, %	Проницаемость пород, мкм²	Отношение отобранного объема газа к закачанному
ПХГ Галмас			
240	27,8	0,130	0,7
252	29,2	0,145	0,7
275	29,3	0,183	0,8
624	27,5	0,198	0,9
273	24,8	0,065	1,3
219	25,6	0,068	4,1
606	24,7	0,084	1,3
277	24,5	0,069	1,4
ПХГ Гарадаг			
453	15	0,083	1,2
458	8,8	0,026	1,2
467	11,5	0,036	1,4
471	13,8	0,073	1,2
450	9,6	0,015	0,6
459	9,2	0,025	0,6
464	8,2	0,022	0,7
465	8,4	0,008	0,8

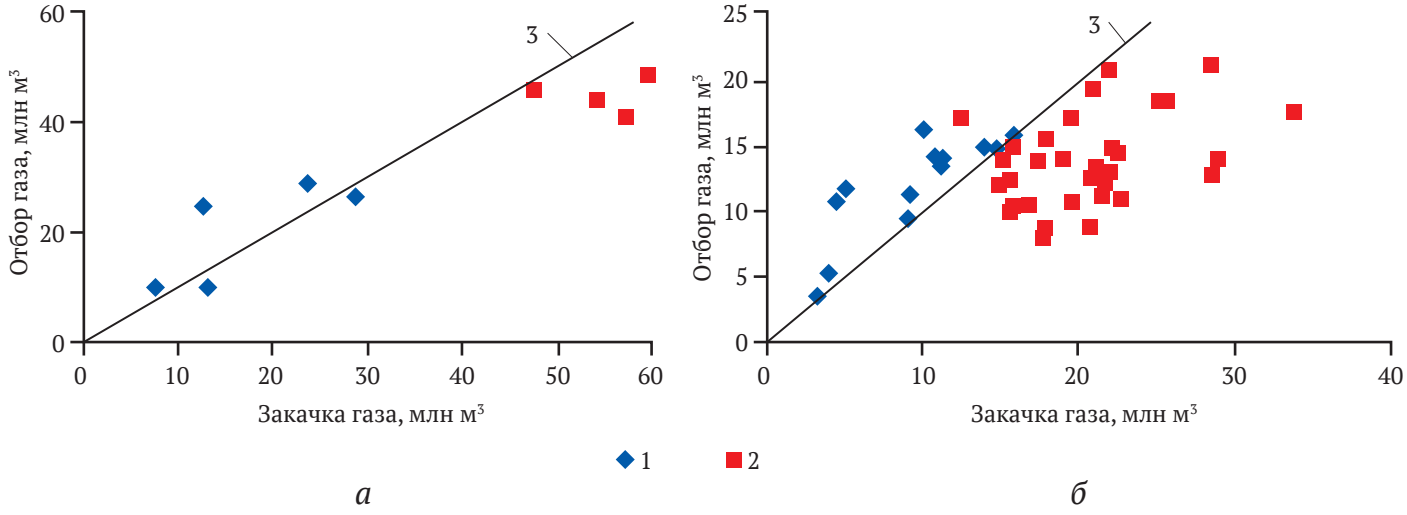


Рис. 12. Зависимость между объемами закачки и отбора газа на ПХГ Гарадаг (*а*) и Галмас (*б*):
1, *2* – соответственно скважины с низкими и высокими ФЕС пород;
3 – линия равных значений объемов закачки и отбора газа

Заключение

На примере площадей Гарадаг и Галмас в ЮКБ установлено, что одним из основных геологических факторов, определяющих режим работы скважин как при разработке залежи, так и при эксплуатации ПХГ, является неоднородность резервуара, проявляющаяся в виде пространственной изменчивости его геологического строения и петрофизических свойств пород.

Неравномерный характер изменения по площади ФЕС пород, формирование изолированных зон в резервуаре со значительными остаточными объемами газа, а также непрогнозируемые направления движения флюидов являются основными причинами снижения эффективности разработки залежи и эксплуатации ПХГ.

Для определения оптимальной системы эксплуатации ПХГ, созданных в истощенных подземных нефтегазовых резервуарах, необходимо учитывать особенности изменения в пространстве ФЕС слагающих его пород.

Список литературы

1. Kharroubi A., Layan B., Cordelier P. Influence of pore pressure decline on the permeability of North Sea sandstones. In: *International Symposium of the Society of Core Analysts*. 5–9 October. Abu Dhabi: UAE; 2004. URL: https://www.ux.uis.no/~s-skj/ipt/Proceedings/SCA.1987-2004/1-SCA2004-45.pdf

2. Кашников О.Ю. *Исследование и учет деформационных процессов при разработке залежей нефти в терригенных коллекторах*. [Автореф. дис.... канд. техн. наук]. Тюмень; 2008. 23 с.

3. Chan A. W. *Production-induced reservoir compaction, permeability loss and land surface subsidence*. [Dissertation for PhD degree]. Stanford University; 2004. 176 p.

4. Liu J. J., Feng X. T., Jing L. R. Theoretical and experimental studies on the fluid-solid coupling processes for oil recovery from low permeability fractured reservoirs. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2004;41(3):1–6. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2003.12.032

5. Chan A. W., Zoback M. D. The role of hydrocarbon production on land subsidence and fault reactivation in the Louisiana Coastal Zone. *Journal of Coastal Research*. 2007;23(3):771–786. https://doi.org/10.2112/05-0553

6. Хужаяров Б. Х., Юлдашев Т. Р., Рустамов А. Р. Изменение фильтрационно-емкостных свойств призабойной зоны скважин вследствие деформации пород. *Молодой учёный*. 2018;(17):140–144. URL: https://moluch.ru/archive/203/49750/

7. Панахов Р. А., Киясбейли Т. Н. Технологическая схема опытно-промышленной эксплуатации II очереди Карадагского ПХГ (большой блок). *Отчет ВНИПИгаз*. Баку: 1985. 213 с.

8. Ализаде А. А. (ред.) *Геология Азербайджана*. Том VII. Нефть и газ. Баку: Nafta-Press; 2008. 672 с.

References

1. Kharroubi A., Layan B., Cordelier P. Influence of pore pressure decline on the permeability of North Sea sandstones. In: *International Symposium of the Society of Core Analysts*. 5-9 October. Abu Dhabi: UAE; 2004. URL: https://www.ux.uis.no/~s-skj/ipt/Proceedings/SCA.1987-2004/1-SCA2004-45.pdf

2. Kashnikov O. Yu. *Research and consideration of deformation processes during development of oil accumulations in terrigenous reservoirs*. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. Tyumen; 2008. 23 p. (In Russ.)

3. Chan A. W. *Production-induced reservoir compaction, permeability loss and land surface subsidence*. [Dissertation for PhD degree]. Stanford University; 2004. 176 p.

4. Liu J. J., Feng X. T., Jing L. R. Theoretical and experimental studies on the fluid-solid coupling processes for oil recovery from low permeability fractured reservoirs. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2004;41(3):1–6. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2003.12.032

5. Chan A. W., Zoback M. D. The role of hydrocarbon production on land subsidence and fault reactivation in the Louisiana Coastal Zone. *Journal of Coastal Research*. 2007;23(3):771–786. https://doi.org/10.2112/05-0553

6. Khuzhayarov B. Kh., Yuldashev T. R., Rustamov A. R. Changing of poroperm properties of bottomhole zone rocks due to rock deformation. *Molodoy Uchenyy*. 2018;(17):140–144. URL: https://moluch.ru/archive/203/49750/

7. Panakhov R. A., Kiyasbeyli T. N. Process flow diagram of Stage II Karadag UGSF pilot operation (big block). *Report of VNIPIgaz*. Baku: 1985. 213 p. (In Russ.)

8. Alizade A. A. (ed.) *Geology of Azerbaijan*. Vol. VII. Oil and Gas. Baku: Nafta-Press; 2008. 672 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Акпер Акпер оглы Фейзуллаев – доктор геолого-минералогических наук, профессор, действительный член Национальной академии наук Азербайджана (НАНА), рук. отдела Института геологии и геофизики Национальной Академии Наук Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан; Scopus ID 24170958500; e-mail: fakper@gmail.com

Араз Гидаят оглы Годжаев – кандидат геолого-минералогических наук, главный геолог Управления эксплуатации газовых хранилищ, ПО «Азнефть», Государственная нефтяная компания Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан; Scopus ID 57222324518

Ирада Малик гызы Мамедова – кандидат геолого-минералогических наук, рук. лаборатории НИПИ «Нефтегаз», Государственная нефтяная компания Азербайджана, г. Баку, Республика Азербайджан; Scopus ID 24178644200

Information about the authors

Akper A. Feyzullayev – Dr. Sci. **(**Geol. and Mineral.), Professor, Head of Department of Institute of Geology and Geophysics, National Academy of Sciences of Azerbaijan, Baku, Republic of Azerbaijan. Scopus ID 24170958500; e-mail: fakper@gmail.com

Araz G. Gojayev – Cand. Sci. (Geol. and Mineral.), Chief Geologist of Gas Storage Facility Operation Department of "Azneft" Production Association, State Oil Company of Azerbaijan Republic (SOCAR), Baku, Republic of Azerbaijan; Scopus ID 57222324518

Irada M. Mamedova – Cand. Sci. (Geol. and Mineral.), Chief of Laboratory of «Oil and Gas» Research Projective Institute of SOCAR, Baku, Republic of Azerbaijan; Scopus ID 24178644200

Поступила в редакцию	30.09.2021	**Received**	30.09.2021
Поступила после рецензирования	20.12.2021	**Revised**	20.12.2021
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-30-36

Амплитудно-инициируемая открытая петля гистерезиса затухания *P*-волны в песчанике: экспериментальное исследование

Э. И. Машинский SC

Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука,
Сибирское отделение Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация

✉ *MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru*

Аннотация

В физике твердого тела и материаловедении с использованием высокоточных измерений на малых напряжениях и деформациях были получены новые знания о микро-нанопластичности. В настоящее время свойство микропластичности горных пород мало изучено, но в перспективе оно может быть полезно для решения задач фундаментального и прикладного характера. В этом исследовании изучено влияние циклически изменяемой амплитуды импульса и скорости волны на параметры затухания продольной волны в песчанике. Лабораторные измерения выполнены на образцах породы методом отраженных волн в диапазоне частот 0,5–1,4 МГц на пяти значениях амплитуды деформации ~ $(0{,}5–2{,}0)10^{-6}$. Проведено пробное моделирование, которое дает возможность установить влияние амплитудно-зависимой скорости волны на параметры затухания волны в песчанике. Поведение затухания волны при совместном действии амплитудного фактора и девиации скорости волны имеет сложный характер. Изменение амплитуды деформации сдвигает пик затухания $1/Q_p(f)$ в координатах «затухание–частота». Максимальное изменение величины затухания в пике за счет амплитудного фактора и девиации скорости волны достигает 3–4 %. Открытая (незамкнутая) петля гистерезиса затухания волны обнаружена после действия замкнутого амплитудного цикла A1(+) --- A5(+) --- A1(–), где A1(+) = A1(–). Открытый гистерезис затухания имеет место как в случае постоянной, так и переменной скорости волны. Протяженность открытой части петли гистерезиса затухания по отношению к максимальной величине затухания составляет: для постоянной скорости волны 62,63 %, в режиме увеличения скорости волны – 91,58 % и в режиме уменьшения скорости волны – 47,01 %. Эффект незамкнутого гистерезиса затухания волны в песчанике может быть объяснен действием обнаруженной в ходе эксперимента микропластической деформации.

Ключевые слова

физика горных пород, амплитудно-зависимая скорость волны, открытый гистерезис затухания волны, микропластическая деформация, скачкообразная неупругость, упругий модуль, нанодеформация

Благодарности

Я выражаю благодарность Б.В. Пашкову и Г.В. Егорову за проведение экспериментов и дальнейшее обсуждение полученных результатов.

Для цитирования

Mashinsky E.I. Amplitude-initiated open hysteresis loop of *P*-wave attenuation in sandstone: experimental study. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):30–36. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-30-36

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research article

Amplitude-initiated open hysteresis loop of *P*-wave attenuation in sandstone: experimental study

E. I. Mashinsky SC

Trofimuk Institute of Petroleum Geology and Geophysics,
Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation

✉ *MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru*

Abstract

In the area of solid state physics and materials science, new knowledge has been attained in recent years about micro-nano-plasticity using high-precision measurements at low stresses and strain. Rock microplasticity is currently poorly understood, but in the future it may prove useful in resolving problems of a fundamental

© Машинский Э. И., 2022

and applied nature. This study examines the effect of cyclically varying pulse amplitude and wave velocity on the attenuation parameters of longitudinal wave (P-wave) in sandstone. Laboratory measurements were performed on rock specimens using the reflected wave method in the frequency range of 0.5–1.4 MHz at five values of strain amplitude ~ $(0.5\text{-}2.0)10^{-6}$. Trial simulations were performed, in order to establish the effect of amplitude-dependent wave velocity on the parameters of wave attenuation in the sandstone. Wave attenuation behavior under combined action of the amplitude-dependent factor and wave velocity deviation is complex. The change in strain amplitude shifts the attenuation peak $1/Q_p(f)$ in the attenuation-frequency coordinates. The maximum change in peak attenuation value due to the amplitude factor and wave velocity deviation reaches 3–4 %. An open wave attenuation hysteresis loop was identified as a consequence of the closed amplitude cycle A1(+) --- A1(+) --- A1(–), where A1(+) = A1(–). Open attenuation hysteresis occurs both in the cases of constant and variable wave velocities. The length of the open part of the attenuation hysteresis loop relative to the peak value of the attenuation is as follows: for constant wave speed, 62.63 %, in the mode of increasing wave speed, 91.58 %; and, in the mode of decreasing wave speed, 47.01 %. The effect of open hysteresis of wave attenuation in sandstone can be explained by the action of microplastic deformation detected in the experiments.

Keywords
rock physics, amplitude-dependent wave velocity, open hysteresis of wave attenuation, microplastic strain, jump inelasticity, elastic modulus, nano-strain

Acknowledgments
I express my gratitude to B.V. Pashkov and G.V. Egorov for performing the experiments and further discussion of the results obtained

For citation
Mashinsky E.I. Amplitude-initiated open hysteresis loop of *P*-wave attenuation in sandstone: experimental study. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):30–36. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-30-36

Введение и постановка проблемы

Новые фундаментальные знания в физике деформирования горных пород могут быть использованы для повышения геологической эффективности сейсмических и акустических методов исследования. Для этого требуется глубокое изучение механизма деформации при распространении и затухании упругих волн, который действует на микро/нано-уровне. Малоизвестное в геофизике свойство микропластичности горных пород может проявляться даже при малых деформациях. Сейсмические и акустические методы используют диапазон динамических малых и очень малых деформаций. Динамические процессы на больших и умеренных деформациях хорошо изучены. С появлением новых знаний о нелинейности интерес к области малых деформаций в сейсмике увеличился [1–6].

Следует отметить, что была предложена модель мезоскопической упругости (mesoscopic elasticity), которая объясняет механизм нелинейности горных пород. Новые инструменты, такие как нелинейная резонансная ультразвуковая спектроскопия, используются для выявления сложного поведения горных пород и других материалов. Имеются экспериментальные данные, что вязко-упруго-пластические модели наиболее реалистично отражают сложные деформации в горных породах по сравнению с традиционными моделями. Это существенное продвижение в расширении границ действия неупругих процессов и перспектива практического применения новых знаний [7, 8].

Теоретико-экспериментальные исследования в сейсмике и других областях физики твердого тела и материаловедения совершенствуют классическую вязкоупругую модель стандартного линейного тела, которая хорошо описывает дисперсию, релаксацию и связанные с нею неупругие процессы [9–12]. Экспериментальные результаты сравнивались с предсказаниями скорости волны и затухания, полученными с использованием модели Био (струйного течения) и других моделей. Однако эти модели не учитывают эффекта амплитудной зависимости скоростей волн и затухания, который обнаружен современными исследованиями [13, 14]. Лабораторные эксперименты на образцах твердых осадочных пород, извлеченных с больших глубин, подтверждают наличие амплитудного эффекта. Поведение динамических параметров сейсмических и акустических волн при распространении в различных средах является сложным и пока мало изучено.

С изменением величины амплитуды сигнала наблюдается как увеличение, так уменьшение скорости волны и затухания. Уменьшение или увеличение модуля упругости происходит в соответствии с кривизной соотношения напряжение–деформация. Такое нестандартное поведение различных твердых тел, в том числе и горного материала, обусловлено совместным действием упругой и микропластической деформации [15–19]. В статическом режиме напряжения на диаграмме «напряжение–деформация» эффект амплитуды деформации представлен в виде «стресс–плато» и «стресс–падение». В динамическом режиме (распространение волн) влияние амплитудного эффекта можно видеть на форме волны в виде кратковременных стресс–плато и падения. Микропластичность пород допускает такое нерегулярное кратковременное «включение» процесса пластичности с одновременным действием упругой деформации, чему имеются теоретические подтверждения [20, 21]. В этой статье представлены результаты исследования амплитудно-зависимого гистерезиса затухания продольной волны в песчанике.

Методики исследования и фактический материал

Образец мелкозернистого песчаника изготовлен из керна, взятого с глубины 2532 м, плотность песчаника – 2,42 г/см^3, содержание мелкозернистой песчаной фракции составляет 85 %, фракции алевролита – 15 %, общая пористость – 13 %. Эксперимент проводился при гидростатическом давлении 20 МПа при комнатной температуре. Образцы цилиндрической формы имеют следующие размеры: 40 мм в диаметре и 16 мм в длину. В эксперименте использовалась стандартная установка в виде трехслойной модели [22, 23]. Первый и третий слои обеспечивают идентичное отражение волны на границах раздела. Первый слой играет роль линии задержки, а третий слой – акустической нагрузки. Образец породы находится между этими слоями. Возбуждение и прием акустических сигналов обеспечивают пьезокерамические датчики на частоте ~ 1 МГц, которые поляризованы на продольную волну Декремент затухания $1/Q_p$ вычисляется с использованием стандартных соотношений [24, 25]. Измерение декремента затухания волны проводилось в замкнутом амплитудном цикле на восходящем и нисходящем курсе, где $A_{min} = A_1 \rightarrow A_2 \rightarrow \ldots \rightarrow A_5 = A_{max} \rightarrow \ldots \rightarrow A_1 = A_{min}$. На рисунках увеличение амплитуды помечено знаком (+), а ее уменьшение – (–). Величины относительной деформации амплитуд импульса следующие: $\varepsilon_1 \approx 0{,}5 \times 10^{-6}$, $\varepsilon_2 \approx 1{,}0 \times 10^{-6}$, $\varepsilon_3 \approx 1{,}3 \times 10^{-6}$, $\varepsilon_4 \approx 1{,}7 \times 10^{-6}$ и $\varepsilon_5 \approx 2{,}0 \times 10^{-6}$. Скорость продольной волны в твердом песчанике составляет 4330 м/с. Повышение помехоустойчивости обеспечивает регистрация с накоплением сигнала.

Результаты исследований

Частотная зависимость затухания *P*-волны для восходящей и нисходящей амплитуд представлена соответственно на рис. 1 и 2. Затухание волны на всех амплитудах имеет вид релаксационного пика. С увеличением амплитуды сигнала величина затухания уменьшается, пик сдвигается в сторону низких частот, см. рис. 1. Нелинейный сдвиг пика затухания показан красными стрелками. На нисходящем амплитудном курсе величина затухания в пике слабо повышается, но не возвращается к исходному значению (красные стрелки на рис. 2). Амплитудная зависимость затухания продольной волны в песчанике на восходящих и нисходящих амплитудах деформации представлена на рис. 3. Здесь показана сравнительная картина поведения затухания волны для трех вариантов скорости волны. Во всех случаях затухание волны в зависимости от амплитуды деформации имеет форму петли гистерезиса открытого типа. Первый вариант имеет место в нашем эксперименте, где скорость волны для всех амплитуд постоянная – 4330 м/с. Остальные варианты – продукт простого моделирования. Второй вариант: линейное увеличение скорости волны на каждой амплитуде: A1(+) = 4350, 4360,4370,4380, A5(+) = 4390 м/с и затем обратное уменьшение по тем же величинам скорости, где (A1(–) = A1(+)). Третий вариант: линейное уменьшение скорости волны от A1(–) до A5(–) (4300, 4290, 4280, 4270, 4260 м/с) и обратное

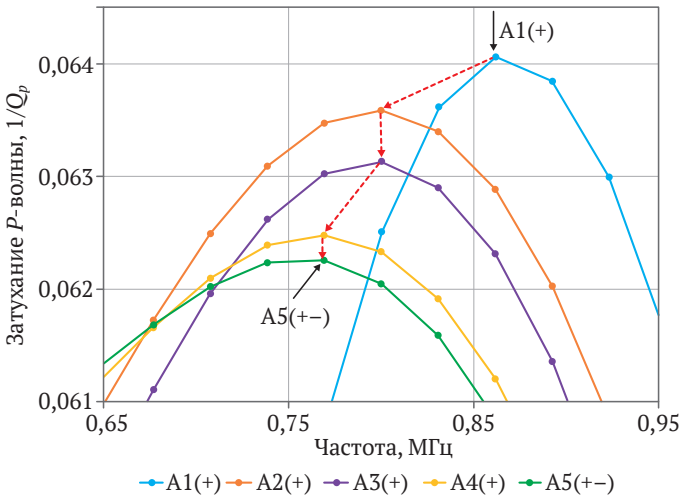


Рис. 1. Частотная зависимость затухания *P*-волны в песчанике на пяти восходящих значениях амплитуды деформации

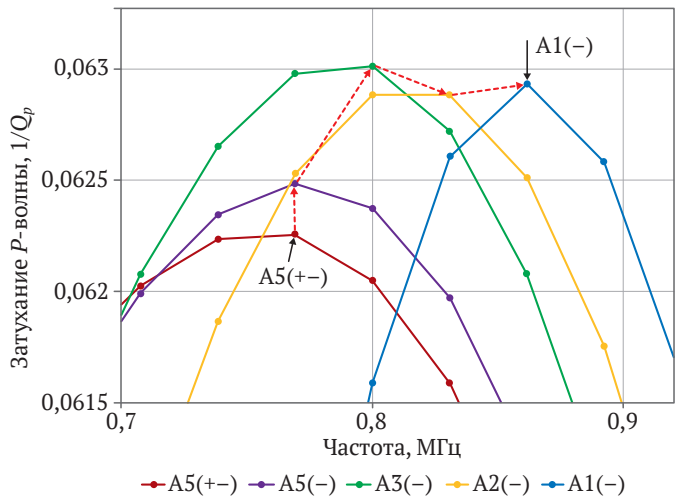


Рис. 2. Частотная зависимость затухания *P*-волны в песчанике на пяти нисходящих значениях амплитуды деформации

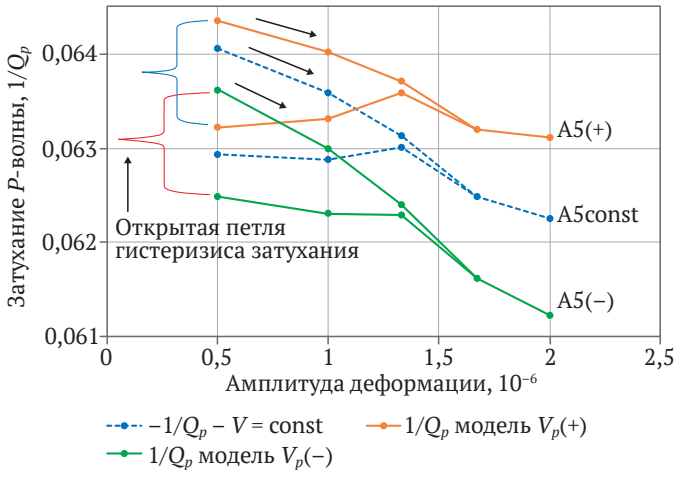


Рис. 3. Зависимость затухания *P*-волны в песчанике от амплитуды деформации на восходящем и нисходящем курсе

адекватное возвращение. Изменение величины скорости волны происходит в линейном режиме, которое не превышает величины 0,92 %. На максимальной амплитуде сигнала уменьшение затухания волны составляет: для постоянной скорости волны – 2,83 %, для возрастающей скорости – 1,93 % и на уменьшающейся скорости – 3,77 %. При постоянной скорости волны относительная величина незамкнутой части петли гистерезиса затухания составляет 62,63 %, при увеличении скорости волны – 91,58 % и при ее уменьшении – 47,01 %.

Фрагменты формы волны на амплитудах A1(+), A1(–) и A2(+), A2(–) в крупномасштабном отображении представлены на рис. 4. Это участок фронта волны, на котором можно видеть проявления нестандартного характера в виде микропластичности. Это – амплитудные плато, протяженность которых составляет от одного до нескольких квантов времени $t_{квант}$, локальное падение амплитуды и эффект амплитудного микрогистерезиса. Максимум фронта волны на амплитудах A1(+), A1(–) и A2(+), A2(–) точно совпадают по времени 31,3425 мкс (красные стрелки на рис. 4). Минимум провала на фронте волны для тех же самых двух пар амплитуд располагается на одинаковом времени 31,765 мкс (красная штриховая линия на рис. 4). На фронте импульса присутствуют локальные петли амплитудного гистерезиса протяженностью в несколько квантов времени. Фрагменты формы волны на амплитудах A3(+), A3(–) и A4(+), A4(–) показаны на рис. 5. Здесь также присутствуют вышеописанные признаки микропластичности. Максимум и минимум в последней фазе импульса (31,3425 и 31,765 мкс) расположены на том же самом времени, что и в предыдущем случае.

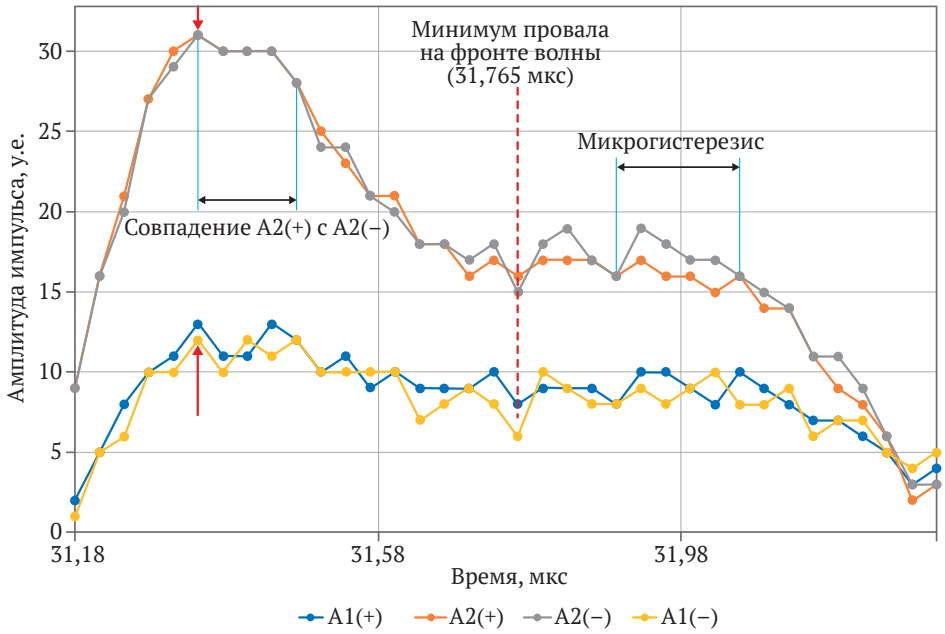


Рис. 4. Фрагменты формы волны на амплитудах A1(+–) и A2(+–) в крупномасштабном отображении

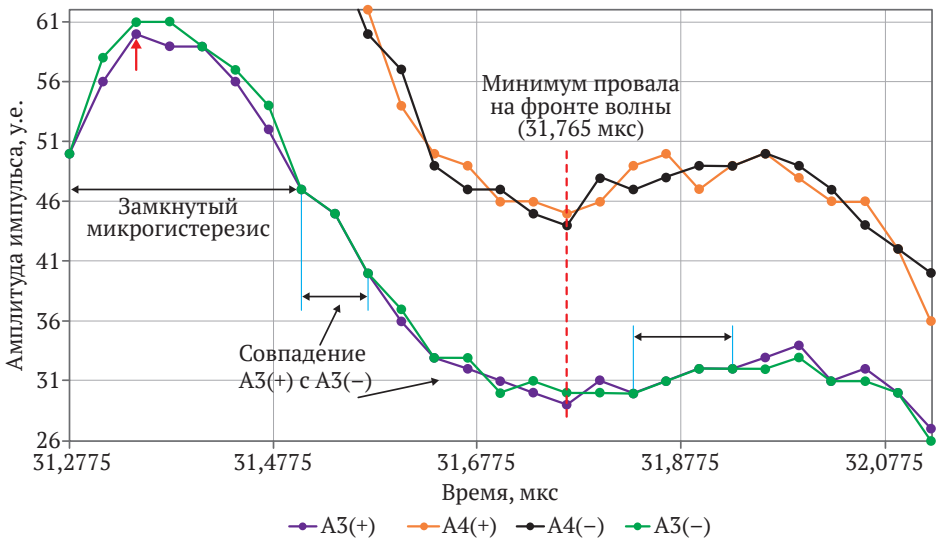


Рис. 5. Фрагменты формы волны на амплитудах A3(+–) и A4(+–) в крупномасштабном отображении

Обсуждение результатов

Проведенное исследование показывает, что влияние амплитуды деформации и девиации скорости волны на параметры затухания волны в песчанике имеет необычный характер. При изменении величины амплитуды по замкнутому циклу кривая затухания волны $1/Q_{peak}(A_{n-i})$ имеет форму незамкнутого амплитудно-зависимого гистерезиса. Это требует пояснения механизма деформации в рамках физики деформирования горных пород и физики твердого тела. Незамкнутый гистерезис при распространении акустической *P*-волны указывает на возможность действия механизма нестандартной неупругости в песчанике. Наиболее вероятное объяснение этого эффекта дает механизм микропластичности горных пород. Микропластическая деформация сложным образом зависит от уровня деформации (величины прикладываемого механического воздействия). Затухание и скорость волны сложным образом зависят от уровня динамической деформации в песчанике. Малозначимое изменение (от 0,23 до 0,9 %) скорости продольной волны в амплитудном цикле вызывает более значительное изменение величины затухания – на 3 %. Новейшие исследования, проведенные на образцах горных пород с использованием высокоточной лазерной допплеровской интерферометрии, показывают, что изменение скорости волны за счет амплитуды достигает 5 % [26, 27].

Заключение

Анализ экспериментальных данных и пробное моделирование показывают сложный характер поведения затухания волны в зависимости от величины амплитуды и девиации скорости волны. В диапазоне частот 0,5–1,4 МГц затухание волны имеет форму релаксационного пика. Изменение величины амплитуды в замкнутом цикле (увеличение = уменьшение) приводит к сдвигу пика затухания в координатах «затухание –частота». Максимальное изменение величины затухания в пике за счет амплитудного фактора (в диапазоне деформации $(0,5–2,0)10^{-6}$) достигает 3 %. Совместное действие амплитудного фактора и небольшого отклонения скорости волны (в диапазоне от 0,23 до 0,93 %) приводит к увеличению затухания в пике до ~ 4 %. Обнаруженная в эксперименте открытая петля гистерезиса затухания волны имеет место как при постоянной скорости волны, так и при переменной (амплитудно-зависимой) скорости. Относительная величина открытого гистерезиса существенно зависит от величины амплитуды деформации и девиации скорости волны. Проявления микропластичности, зарегистрированные в эксперименте, могут быть расценены как причина эффекта незамкнутого гистерезиса затухания волны в песчанике.

Список литературы

1. Гущин В.В., Павленко О.В. Изучение нелинейно-упругих свойств земных пород по сейсмическим данным. В: *Современная сейсмология. Достижения и проблемы*. М.; 1998. Т. 13.

2. Егоров Г.В. Вариация нелинейных параметров консолидированного пористого водо-насыщенного образца в зависимости от степени газо-насыщения. *Физическая мезомеханика*. 2007;10(1):107–110.

3. Кондратьев О.К. *Сейсмические волны в поглощающих средах*. М.: Недра; 1986. 176 с.

4. Николаев А.В. *Проблемы нелинейной сейсмики*. М.: Наука; 1987. 288 с.

5. McCall K.R., Guyer R.A. Equation of state and wave propagation in hysteretic nonlinear elastic materials. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 1994;99(B12):23887–23897.

6. Ostrovsky L.A., Johnson P.A. Dynamic nonlinear elasticity in geomaterials. *La Rivista del Nuovo Cimento*. 2001;24(4):1–46. https://doi.org/10.1007/BF03548898

7. Guyer R.A., Johnson P.A. Nonlinear mesoscopic elasticity: Evidence for a new class of materials. *Physics Today*. 1999;52(4):30–36. https://doi.org/10.1063/1.882648

8. Zhou Ch., Shen Zh.-J., Yin J.-H. Biot dynamic consolidation finite element analysis using a hypoplasticity model. In: *13th World Conference on Earthquake Engineering Vancouver, B.C.* August 1–6 2004. Canada; 2004. Paper No. 351. URL: https://www.iitk.ac.in/nicee/wcee/article/13_351.pdf

9. Diallo M.S., Prasad M., Appel E. Comparison between experimental results and theoretical predictions for P-wave velocity and attenuation at ultrasonic frequency. *Wave Motion*. 2003;37(1):1–16. https://doi.org/10.1016/S0165-2125(02)00018-5

10. Golovin I.S., Pavlova T.S., Golovina S.B. et al. Effect of severe plastic deformation of Fe–26 at. Al and titanium on internal friction. *Materials Science and Engineering A-structural Materials Properties Microstructure and Processing*. 2006;442(1–2):165–169. https://doi.org/10.1016/j.msea.2005.12.081

11. Sajeva A., Filograsso R., Capaccioli S. Including plastic behaviour in the Preisach-Mayergoyz space to find static and dynamic bulk moduli in granular media. In: *SEG Technical Program Expanded Abstracts*. 2018. Pp. 3517–3521. https://doi.org/10.1190/segam2018-2994837.1

12. Luoa Sh.-N., Swadenerb J.G., Ma Ch., Tschauner O. Examining crystallographic orientation dependence of hardness of silica stishovite. *Physica B: Condensed Matter*. 2007;399:138–142. https://doi.org/10.1016/j.physb.2007.06.011

13. Mashinskii E.I. Jump-like inelasticity in sandstone and its effect on the amplitude dependence of *P*-wave attenuation: An experimental study. *Wave Motion*. 2020;97:102585. https://doi.org/10.1016/j.wavemoti.2020.102585

14. Nishino Y., Kawaguchi R., Tamaoka S., Ide N. Amplitude-dependent internal friction study of fatigue deterioration in carbon fiber reinforced plastic laminates. *Materials Research*. 2018;21(2):e20170858. https://doi.org/10.1590/1980-5373-MR-2017-0858

15. Derlet P.M., Maaß R. Micro-plasticity and intermittent dislocation activity in a simplied micro structural model. *Modelling and Simulation in Materials Science and Engineering*. 2013;21(3):035007. https://doi.org/10.1088/0965-0393/21/3/035007

16. Duretz T., Souche A., Borst R., Le Pourhiet L. The benefits of using a consistent tangent operator for viscoelastoplastic computations in geodynamics. *Geochemistry, Geophysics, Geosystems*. 2018;19(12):4904–4924. https://doi.org/10.1029/2018GC007877

17. Huang J., Zhao M.,·Du X., Dai F., Ma Ch., Liu J. An elasto-plastic damage model for rocks based on a new nonlinear strength criterion. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2018;51:1413–1429. https://doi.org/10.1007/s00603-018-1417-1

18. Mashinskii E.I. Difference between static and dynamic elastic moduli of rocks: Physical causes. *Russian Geology and Geophysics*. 2003:44(9):953–959. URL: https://repository.geologyscience.ru/bitstream/handle/123456789/32706/Mash_03.pdf?sequence=1&isAllowed=y

19. Mashinskii E.I. Seismo-micro-plasticity phenomenon in the rocks. *Natural Science*. 2010;2(3):155–159. https://doi.org/10.4236/ns.2010.23025

20. Vodenitcharova T., Zhang L.C. A new constitutive model for the phase transformations in mono-crystalline silicon. *International Journal of Solids and Structures*. 2004;41(18–19):5411–5424. https://doi.org/10.1016/j.ijsolstr.2004.04.025

21. Liu Y., Dai F., Feng P., Xu N. Mechanical behavior of intermittent jointed rocks under random cyclic compression with different loading parameters. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2018;113:12–24. https://doi.org/10.1016/j.soildyn.2018.05.030

22. Johnston D.H., Toksoz M.N. Thermal cracking and amplitude dependent attenuation. *Journal of Geophysical Research*. 1980;85(B2):937–942. https://doi.org/10.1029/JB085iB02p00937

23. Mashinskii E.I. Amplitude-frequency dependencies of wave attenuation in single-crystal quartz: Experimental study. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 2008;113(B11). https://doi.org/10.1029/2008JB005719

24. Jones S.M. Velocity and quality factors of sedimentary rocks at low and high effective pressures. *Geophysical Journal International*. 1995;123(3):774–780. https://doi.org/10.1111/j.1365-246X.1995.tb06889.x

25. Mavko G.M. Friction attenuation: an inherent amplitude dependence. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 1979;84(B9):4769–4775. https://doi.org/10.1029/JB084iB09p04769

26. Nourifard N., Lebedev M. Research note: the effect of strain amplitude produced by ultrasonic waves on its velocity. *Geophysical Prospecting*. 2019;67(4):715–722. https://doi.org/10.1111/1365-2478.12674

27. Nourifard N., Mashinskii E., Lebedev M. The effect of wave amplitude on S-wave velocity in porous media: an experimental study by Laser Doppler Interferometry. *Exploration Geophysics*. 2019;50(6):683–691. https://doi.org/10.1080/08123985.2019.1667228

References

1. Gushchin V.V., Pavlenko O.V. Study of nonlinear elastic properties of rocks based on seismic data. In: *Modern Seismology, Achievements and Challenges*. Moscow; 1998. Vol. 13. (In Russ.)

2. Egorov G.V. Variations of nonlinear parameters of a consolidated porous water-saturated sample depending on the degree of gas saturation. *Fizicheskaia mezomekhanika*. 2007;10(1):107–110. (In Russ.)

3. Kondratyev O.K. *Seismic waves in Absorbing Media*. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 176 p. (In Russ.)

4. Nikolaev A.V. *Problems of nonlinear seismic*. Moscow: Nauka Publ.; 1987. 288 p. (In Russ.)

5. McCall K.R., Guyer R.A. Equation of state and wave propagation in hysteretic nonlinear elastic materials. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 1994;99(B12):23887–23897.

6. Ostrovsky L.A., Johnson P.A. Dynamic nonlinear elasticity in geomaterials. *La Rivista del Nuovo Cimento*. 2001;24(4):1–46. https://doi.org/10.1007/BF03548898

7. Guyer R.A., Johnson P.A. Nonlinear mesoscopic elasticity: Evidence for a new class of materials. *Physics Today*. 1999;52(4):30–36. https://doi.org/10.1063/1.882648

8. Zhou Ch., Shen Zh.-J., Yin J.-H. Biot dynamic consolidation finite element analysis using a hypo-plasticity model. In: *13th World Conference on Earthquake Engineering Vancouver, B.C.* August 1–6 2004. Canada; 2004. Paper No. 351. URL: https://www.iitk.ac.in/nicee/wcee/article/13_351.pdf

9. Diallo M.S., Prasad M., Appel E. Comparison between experimental results and theoretical predictions for P-wave velocity and attenuation at ultrasonic frequency. *Wave Motion*. 2003;37(1):1–16. https://doi.org/10.1016/S0165-2125(02)00018-5

10. Golovin I.S., Pavlova T.S., Golovina S.B. et al. Effect of severe plastic deformation of Fe–26 at. Al and titanium on internal friction. *Materials Science and Engineering A-structural Materials Properties Microstructure and Processing*. 2006;442(1–2):165–169. https://doi.org/10.1016/j.msea.2005.12.081

11. Sajeva A., Filograsso R., Capaccioli S. Including plastic behaviour in the Preisach-Mayergoyz space to find static and dynamic bulk moduli in granular media. In: *SEG Technical Program Expanded Abstracts*. 2018. Pp. 3517–3521. https://doi.org/10.1190/segam2018-2994837.1

12. Luoa Sh.-N., Swadenerb J.G., Ma Ch., Tschauner O. Examining crystallographic orientation dependence of hardness of silica stishovite. *Physica B: Condensed Matter*. 2007;399:138–142. https://doi.org/10.1016/j.physb.2007.06.011

13. Mashinskii E.I. Jump-like inelasticity in sandstone and its effect on the amplitude dependence of *P*-wave attenuation: An experimental study. *Wave Motion*. 2020;97:102585. https://doi.org/10.1016/j.wavemoti.2020.102585

14. Nishino Y., Kawaguchi R., Tamaoka S., Ide N. Amplitude-dependent internal friction study of fatigue deterioration in carbon fiber reinforced plastic laminates. *Materials Research*. 2018;21(2):e20170858. https://doi.org/10.1590/1980-5373-MR-2017-0858

15. Derlet P.M., Maaß R. Micro-plasticity and intermittent dislocation activity in a simplied micro structural model. *Modelling and Simulation in Materials Science and Engineering*. 2013;21(3):035007. https://doi.org/10.1088/0965-0393/21/3/035007

16. Duretz T., Souche A., Borst R., Le Pourhiet L. The benefits of using a consistent tangent operator for viscoelastoplastic computations in geodynamics. *Geochemistry, Geophysics, Geosystems*. 2018;19(12):4904–4924. https://doi.org/10.1029/2018GC007877

17. Huang J., Zhao M.,·Du X., Dai F., Ma Ch., Liu J. An elasto-plastic damage model for rocks based on a new nonlinear strength criterion. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2018;51:1413–1429. https://doi.org/10.1007/s00603-018-1417-1

18. Mashinskii E.I. Difference between static and dynamic elastic moduli of rocks: Physical causes. *Russian Geology and Geophysics*. 2003:44(9):953–959. URL: https://repository.geologyscience.ru/bitstream/handle/123456789/32706/Mash_03.pdf?sequence=1&isAllowed=y

19. Mashinskii E.I. Seismo-micro-plasticity phenomenon in the rocks. *Natural Science*. 2010;2(3):155–159. https://doi.org/10.4236/ns.2010.23025

20. Vodenitcharova T., Zhang L.C. A new constitutive model for the phase transformations in mono-crystalline silicon. *International Journal of Solids and Structures*. 2004;41(18–19):5411–5424. https://doi.org/10.1016/j.ijsolstr.2004.04.025

21. Liu Y., Dai F., Feng P., Xu N. Mechanical behavior of intermittent jointed rocks under random cyclic compression with different loading parameters. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*. 2018;113:12–24. https://doi.org/10.1016/j.soildyn.2018.05.030

22. Johnston D.H., Toksoz M.N. Thermal cracking and amplitude dependent attenuation. *Journal of Geophysical Research*. 1980;85(B2):937–942. https://doi.org/10.1029/JB085iB02p00937

23. Mashinskii E.I. Amplitude-frequency dependencies of wave attenuation in single-crystal quartz: Experimental study. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 2008;113(B11). https://doi.org/10.1029/2008JB005719

24. Jones S.M. Velocity and quality factors of sedimentary rocks at low and high effective pressures. *Geophysical Journal International*. 1995;123(3):774–780. https://doi.org/10.1111/j.1365-246X.1995.tb06889.x

25. Mavko G.M. Friction attenuation: an inherent amplitude dependence. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*. 1979;84(B9):4769–4775. https://doi.org/10.1029/JB084iB09p04769

26. Nourifard N., Lebedev M. Research note: the effect of strain amplitude produced by ultrasonic waves on its velocity. *Geophysical Prospecting*. 2019;67(4):715–722. https://doi.org/10.1111/1365-2478.12674

27. Nourifard N., Mashinskii E., Lebedev M. The effect of wave amplitude on S-wave velocity in porous media: an experimental study by Laser Doppler Interferometry. *Exploration Geophysics*. 2019;50(6):683–691. https://doi.org/10.1080/08123985.2019.1667228

Информация об авторе

Эдуард Иннокентьевич Машинский – доктор геолого-минералогических наук, Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука, Сибирское отделение Российской академии наук, г. Новосибирск, Российская Федерация; Scopus ID 8886240600; e-mail: MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru

Information about the author

Eduard I. Mashinskii – Dr. Sci. (Geol. and Min.), Trofimuk Institute of Petroleum Geology and Geophysics of Siberian Branch of Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; Scopus ID 8886240600; e-mail: MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru

Поступила в редакцию	03.12.2021	**Received**	03.12.2021
Поступила после рецензирования	20.12.2021	**Revised**	20.12.2021
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-37-48

Экспериментальное исследование переходных тепловых режимов длинных очистных забоев

М. О. Перестороним ✉, **А. В. Зайцев** SC, **М. А. Семин** iD SC, **Д. А. Бородавкин**
Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация
✉ *per.maks1m.97@gmail.com*

Аннотация
В условиях ограниченности минеральных ресурсов современные шахты и рудники стремятся к добыче все более труднодоступных и глубокозалегающих запасов полезных ископаемых. Увеличение глубины ведения горных работ приводит к возникновению проблем, связанных с обеспечением комфортных и безопасных условий труда в горных выработках. Основной задачей создания благоприятного микроклимата для горнорабочих является обеспечение допустимых значений температуры воздуха в рабочих зонах глубоких горизонтов шахт и рудников. На сегодняшний день особый интерес вызывают процессы формирования теплового режима в длинных очистных забоях (лавах), в которых применяется высокопроизводительное транспортно-добычное оборудование. В связи с этим в работе проводится исследование, направленное на определение особенностей формирования теплового режима в длинных очистных забоях. Исследование основано на экспериментальных данных, полученных в условиях лавы № 1 первой северной панели горизонта –440 м рудника 4 РУ ОАО «Беларуськалий». Результаты экспериментального изучения динамических микроклиматических параметров воздуха позволили установить, что тепловой режим в лаве носит переменный характер. Это обусловлено тем, что при ведении горных работ в лаве технологический цикл отработки запасов полезных ископаемых включает добычные и ремонтные смены, характеризующиеся различными мощностями тепловыделений. При этом влияние тепловой инерции оборудования в период его остановки в ремонтную смену играет важную роль в формировании теплового режима. Предполагается, что результаты экспериментального исследования переходных тепловых режимов в лаве при переходе от добычных смен к ремонтным выступят основой при разработке математической модели теплообменных процессов в горных выработках, способной учитывать нестационарную природу техногенных источников тепловыделений. Разработанная математическая модель позволит принимать наиболее безопасные и эффективные технико-экономические технологические решения по управлению проветриванием лав.

Ключевые слова
рудничная вентиляция, лава, проветривание, экспериментальное исследование, тепловой режим, рудничный микроклимат, тепловыделение, теплообмен, нагрев воздуха

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

Для цитирования
Perestoronin M. O., Zaitsev A. B., Semin M. A., Borodavkin D. A. Experimental study of transient thermal conditions in longwall faces. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):37–48. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-37-48

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research article

Experimental study of transient thermal conditions in longwall faces

M. O. Perestoronin ✉, **A. B. Zaitsev** SC, **M. A. Semin** iD SC, **D. A. Borodavkin**
Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences (MI UB RAS), Perm, Russian Federation
✉ *per.maks1m.97@gmail.com*

Abstract
With limited mineral resources, existing mines are seeking to extract increasingly hard-to-reach and deep-seated mineral reserves. Increasing mining depth leads to problems connected with the provision of comfortable and safe working conditions. The main objective of creating favorable microclimate for miners is to provide acceptable values of air temperature in working areas at deep levels. Of particular interest are processes of formation of thermal conditions in longwall faces (longwalls), where high-performance hauling

© Перестороним М. О., Зайцев А. В., Семин М. А., Бородавкин Д. А., 2022

and mining equipment is used. We conducted a study to determine the formation of the thermal conditions in longwall faces. The study was based on experimental data obtained in the conditions of longwall face No. 1 of the first northern panel at the –440 m level of 4 RU mine of JSC "Belaruskali". The findings of the experimental study of the dynamic microclimatic air parameters allowed us to establish that the thermal conditions in longwall faces were variable. This is due to the fact that during mining operations in longwall faces, the mining process cycle includes mining and maintenance shifts, characterized by different levels of heat release. The influence of thermal inertia of the equipment during shutdown for the maintenance shift plays an important role in the formation of thermal conditions. The findings of the experimental study of transient thermal modes in a longwall face during transition from mining shifts to maintenance shifts will form a basis for developing a mathematical model to calculate the heat exchange processes in mine workings (longwall faces). These will take into account the non-stationary nature of the technogenic heat release sources. The mathematical model will allow the safest and most effective technical and economic process solutions to be implemented, in order to control longwall face ventilation.

Keywords
mine ventilation, longwall, air supply, experimental study, thermal conditions, mine microclimate, heat release, heat exchange, air heating

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

For citation
Perestoronin M.O., Zaitsev A.B., Semin M.A., Borodavkin D.A. Experimental study of transient thermal conditions in longwall faces. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):37–48. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-37-48

Введение

Предприятие ОАО «Беларуськалий» является одним из крупнейших производителей минеральных удобрений в мире. В пределах его рудников добыча минеральных солей и их продуктов осуществляется на большом интервале глубин – от 360 до 820 м. При этом глубина ведения горных работ с течением времени продолжает увеличиваться. Учитывая, что геотермальная ступень для недр в районе ведения предприятием добычи полезных ископаемых составляет от 50 до 65 м[1], на нижних высотных отметках залежи температура массива может достигать +26 °С. Необходимо отметить, что добычные работы в пределах рудников «Беларуськалия» в большинстве случаев ведутся посредством столбовой системы разработки с использованием комбайнового комплекса, характеризующегося высокими тепловыделениями. Эти факторы значительно влияют на формирование теплового режима рудников [1, 2] и, очевидно, могут способствовать возникновению в рабочих зонах неблагоприятного для людей микроклимата, характеризующегося температурой воздуха сверх допустимой величины +26 °С[2].

Согласно исследованию [3] длительная физическая работа человека в условиях высокой температуры окружающей среды приводит к повышению температуры тела, обезвоживанию организма, замедлению реакции, снижению умственной и физической способностей. Эти процессы, во-первых, оказывают отрицательное влияние на функционирование систем и органов человека, а во-вторых, способствуют быстрой утомляемости рабочего и снижению производительности его труда [4].

Кроме этого, высокие температуры окружающей среды негативно сказываются на работе оборудования комбайнового комплекса: при недостаточно быстром отведении теплоты происходит его преждевременный износ, а при перегревании – вынужденное отключение [5].

Учитывая вышесказанное, можно сделать вывод, что исследования, направленные на изучение микроклимата подземных рабочих зон, факторов, его определяющих, и способов его нормирования, являются особо необходимыми. В случае изучения микроклимата длинных очистных забоев (лав) весьма актуальным является вопрос распределения температуры воздуха на всем ее протяжении – от энергопоезда комбайна, являющегося главным источником тепловыделений в лаве, до вентиляционных штреков.

На сегодняшний день исследования теплообменных процессов в подземных выработках осуществляются, как правило, с использованием математических моделей тепло-, влаго- и воздухораспределения в рудничной вентиляционной сети [2, 6–8]. Существующие модели [9–11] способны рассматривать техногенные источники тепловыделений (горные машины и оборудование) только в режимах «работы» и «останова». При этом для первого режима тепловыделения принимаются постоянными, а в случае второго режима – тождественно равными нулю. Таким образом, данные модели фактически описывают стационарные аэрологические процессы в системе горных выработок.

В действительности горное оборудование обладает конечной теплоемкостью и при работе испытывает нагрев (как и окружающий массив). После его отключения происходят продолжительные тепловыделения от нагретых тел, уменьшающиеся с течением времени

[1] Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников Старобинского месторождения. Солигорск-Пермь; 2018. 93 с.

[2] Правила промышленной безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь с изменениями. Утв. Постановлением Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Беларусь 10 апреля 2014 г., № 10.

от максимальных значений, соответствующих штатному режиму работы, вплоть до нуля (при условии достаточно длительной остановки). Другими словами, оборудованию свойственна тепловая инерция [12]. Ее учет важен для корректного моделирования аэрологических процессов в рудничных вентиляционных сетях.

Для разработки корректной модели теплообменных процессов в горных выработках, способной учитывать нестационарную природу техногенных источников тепловыделений, требуются исходные данные, отражающие изменение микроклиматических параметров рудничной атмосферы при разных режимах проветривания и работы транспортно-добычного оборудования.

Среди научных работ, содержащих результаты исследований особенностей формирования микроклимата в рудниках России и стран ближнего зарубежья, высокую ценность представляют труды [13] и [14]. В свою очередь, среди литературы стран дальнего зарубежья необходимо выделить работы, описывающие подземный микроклимат в рудниках Канады [15], Индии [16, 17] и ЮАР [18]. Однако обзор существующей международной литературы показывает, что имеющийся опыт исследований микроклиматических условий рудников имеет недостаточно детальную экспериментальную и практическую базу, подходящую для математического моделирования процессов теплообмена между транспортно-добычным оборудованием и рудничным воздухом. Таким образом, необходимы дополнительные экспериментальные исследования, направленные на определение степени влияния параметров воздуха, поступающего на проветривание, и параметров работы оборудования на температуру воздуха в выработках с течением времени.

Целью данной работы было экспериментальное исследование переходных тепловых режимов длинных очистных забоев. Объектом исследования выступала лава № 1 первой северной панели горизонта –440 м рудника 4 РУ ОАО «Беларуськалий». Для достижения поставленной цели в процессе выполнения работы были решены следующие задачи:

1) определено распределение воздуха в столбе лавы;

2) определено влияние вентилятора энергопоезда на скорость остывания оборудования;

3) определено изменение температуры воздуха вблизи оборудования с течением времени при его работе и остановках;

4) определены распределения температуры воздуха по длине лавы с течением времени.

Объект исследования

Столб лавы № 1 отрабатывается обратным порядком и включает в себя: три штрека (один конвейерный и два вентиляционных) и очистную выработку – лаву. Для проветривания столба свежая струя воздуха из главного транспортного штрека направления поступает в конвейерный штрек лавы и затем в очистную выработку. Исходящая из лавы струя воздуха удаляется по вентиляционным штрекам лавы на вентиляционный штрек направления рудника. Принципиальная схема проветривания лавы № 1 представлена на рис. 1.

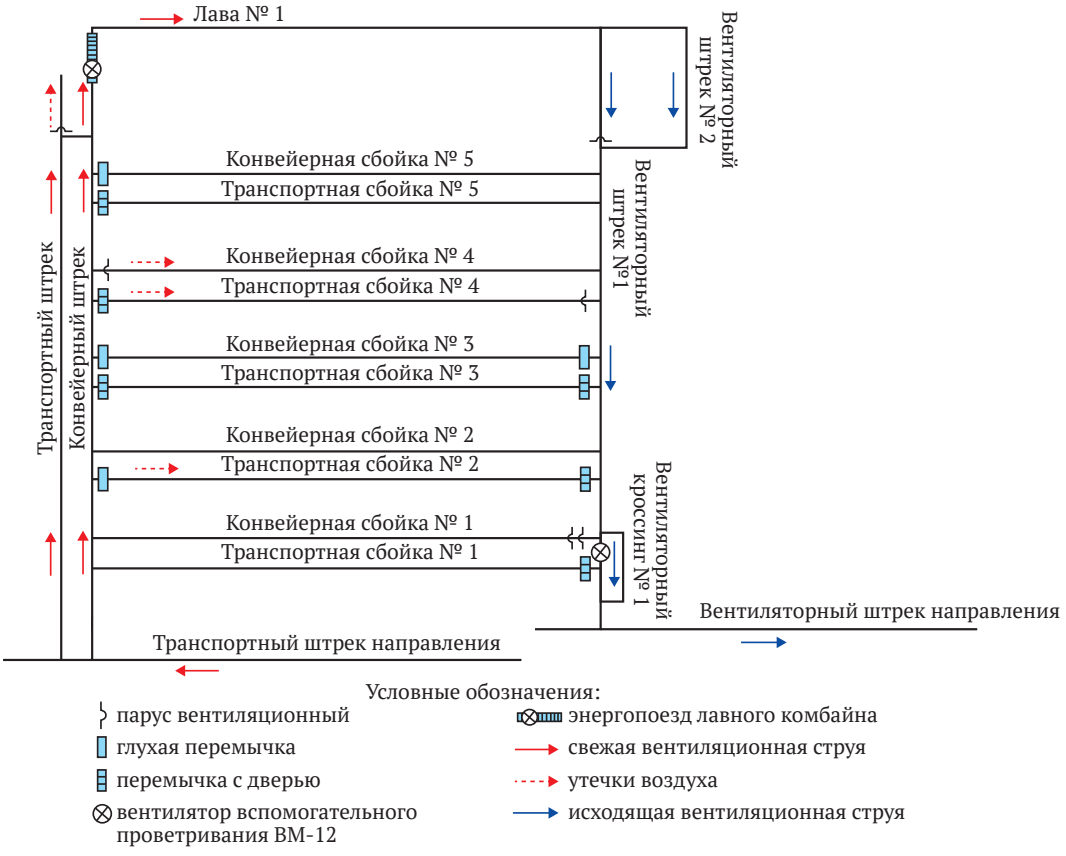


Рис. 1. Принципиальная схема проветривания лавы № 1

В проветривании рабочей зоны лавы № 1 участвуют: вентиляторные установки главного проветривания, вентилятор вспомогательного проветривания ВМ-12, располагаемый у основания столба лавы, а также вентилятор энергопоезда комбайна.

Вентилятор энергопоезда комбайна Korfmann обеспечивает распределение воздуха между конвейерным и транспортным штреками и способствует увеличению количества воздуха в лаве. Он включается одновременно с началом работы комбайнового комплекса и отключается спустя 5–10 мин после прекращения его работы. В свою очередь, главные вентиляторные установки и вентилятор ВМ-12 находятся в работе постоянно и не зависят от режима работы лавы.

Необходимо пояснить, что под рабочей зоной лавы понимается сама очистная выработка, а также примыкающая к ней часть конвейерного штрека, в которой располагается энергопоезд комбайнового комплекса, поскольку в этих выработках находится персонал, осуществляющий добычу руды и обслуживание оборудования.

В состав комбайнового комплекса лавы входят: очистной комбайн, забойный скребковый конвейер, механизированная крепь, крепь сопряжения и энергопоезд (станция управления, насосные станции и насосная установка). Расстановка оборудования в лаве № 1 представлена на рис. 2.

В настоящее время стандартный график ведения работ на рудниках ОАО «Беларуськалий» ежесуточно включает три добычные смены и одну ремонтную, продолжительностью 6 ч каждая. Зачастую для обслуживания оборудования комбайнового комплекса между добычными сменами не требуется полноценной ремонтной смены, которая заменяется кратковременной ревизией оборудования с остановкой на 2–3 ч.

Методология исследования

Экспериментальное исследование лавы № 1 проводилось при переходе ее от добычной смены к ремонтной для разных режимов проветривания лавы.

Вентилятор ВМ-12 и вентилятор энергопоезда во время эксперимента не имели возможности регулирования параметров работы, поэтому изменение режимов проветривания лавы осуществлялось посредством регулирования утечек свежей струи воздуха через конвейерную сбойку № 4 путем изменения параметров установки вентиляционного паруса в ней.

Предполагалось, что главные вентиляторные установки в период проведения исследования не способствовали изменению с течением времени количества воздуха, подаваемого на проветривание столба лавы.

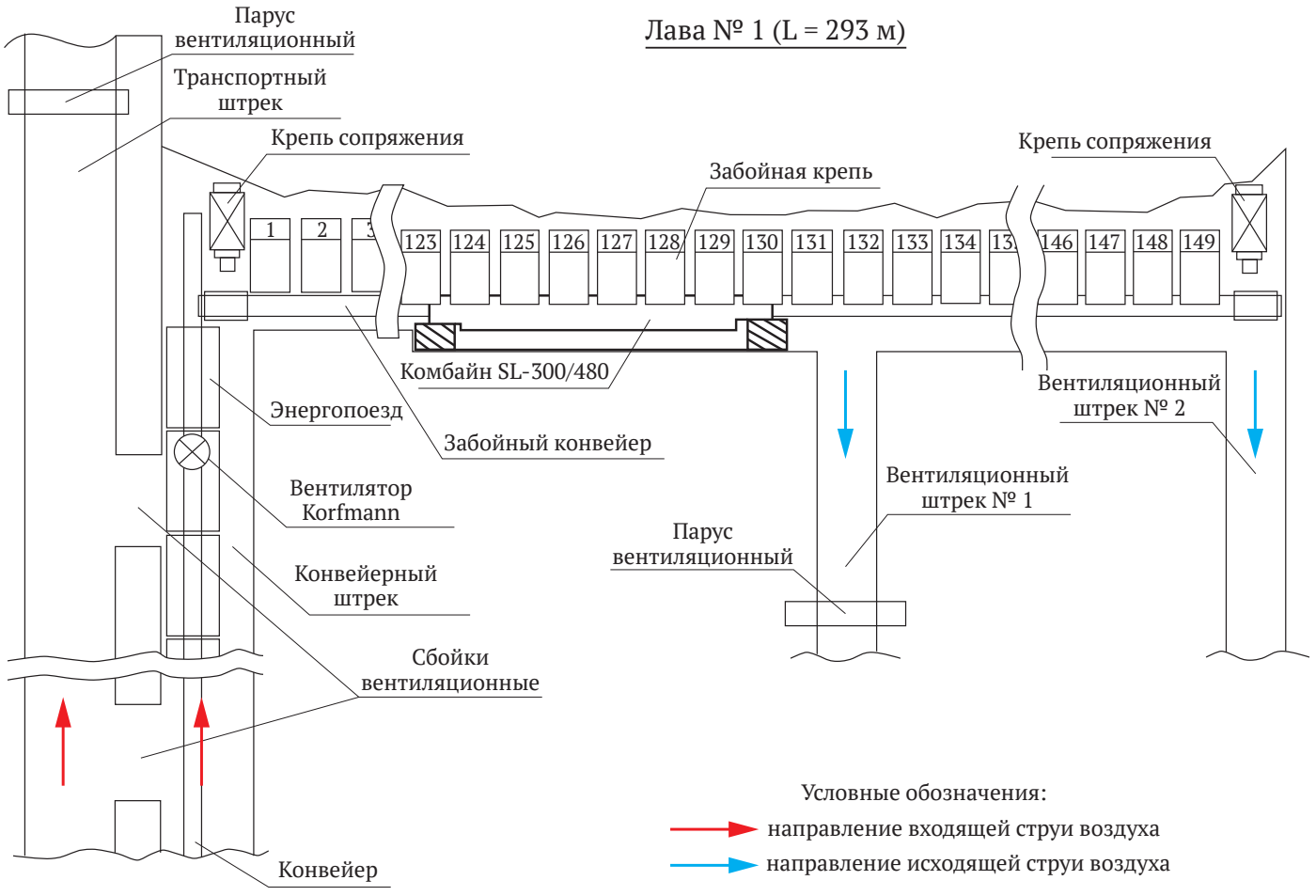


Рис. 2. Расположение оборудования в лаве № 1

В ходе эксперимента исследовались четыре режима проветривания лавы:

1) режим № 1 – расход воздуха в лаве для добычной и ремонтной смен постоянный;

2) режим № 2 – расход воздуха в лаве снижается сразу после завершения добычной смены и отключения оборудования;

3) режим № 3 – расход воздуха в лаве после завершения добычной смены первоначально остается прежним, однако через некоторое время значительно снижается;

4) режим № 4 – постепенное снижение расхода воздуха в лаве при наступлении ремонтной смены.

Измерения температуры воздуха осуществлялись непрерывно температурно-влажностными датчиками Kestrel, установленными в районе 4-й и 124-й секций механизированной крепи, и периодически контролировались ручными инструментальными замерами с помощью термовлагомера Fluke 971. Выбор названных секций обусловлен отсутствием прямого воздействия на них теплового потока от энергопоезда и в то же время показательностью замеров, обеспечивающих понимание, как меняется температура воздуха при прохождении лавы. Датчики устанавливались на механизированной крепи под кровлей выработки на высоте 2,0–2,2 м. Место установки температурно-влажностных датчиков в поперечном сечении очистной выработки выбрано исходя из условия сохранности измерительных приборов при ведении горных работ в лаве. Наглядное представление расположения температурно-влажностных датчиков Kestrel в поперечном сечении лавы представлено на рис. 3.

Кроме перечисленного, при помощи инфракрасного термометра (пирометра) Fluke 568 измерялись температуры груди забоя лавы и поверхности различных элементов оборудования, размещенного в лаве и конвейерном штреке. Измерение скорости воздушной струи производилось анемометром АПР-2. Измерение поперечного сечения горных выработок осуществлялось лазерным дальномером Leica Disto D3. Объемный расход воздуха вычислялся как произведение измеренных скорости воздуха и площади поперечного сечения.

Измерительные приборы, используемые при экспериментальном обследовании лавы № 1, имеют следующие погрешности измерений:

1) температурно-влажностный датчик Kestrel – температура ±0,9 °C, влажность ±2,0 % RH;

2) термовлагомер Fluke 971 – температура ±0,5 °C, влажность ±2,5 % RH;

3) пирометр Fluke 568 – температура ±1,0 °C;

4) анемометр АПР-2 – скорость $\Delta = 0{,}2 + 0{,}05v$, м/с (v – скорость воздуха, м/с);

5) лазерный дальномер Leica Disto D3 – длина $\Delta = 0{,}15l$ мм (l – измеряемая длина, м).

Результаты исследования

Из рассчитанных по данным эксперимента расходов воздуха в столбе лавы № 1 следует, что с учетом утечек через транспортные и конвейерные сбойки в очистной забой поступает не более 43 % от общего количества воздуха, подаваемого на проветривание столба. Из очистного забоя в вентиляционные штреки лавы исходит на 15,6–22,4 % больше воздуха, чем поступает в него через конвейерный штрек. Это связано с наличием притока воздуха из выработанного пространства лавы, куда он попадает из транспортного штрека.

При включенном в добычную смену вентиляторе ВМ-12, расположенном в начале столба лавы, вентилятор энергопоезда увеличивает количество воздуха, проходящего через энергопоезд лавного комбайна, примерно на 12,4 %, что составляет добавочные 0,82 м³/с. Однако расход воздуха, исходящего из очистного забоя через вентиляционные штреки № 1 и № 2, остается практически одинаковым при включенном и отключенном вентиляторе энергопоезда. Таким образом, при наличии на панели других источников проветривания вентилятор энергопоезда не оказывает влияния на общее проветривание лавы, но обеспечивает локальное увеличение расхода воздуха в конвейерном штреке и усиливает поток воздуха, непосредственно омывающий оборудование энергопоезда лавного комбайна, в том числе теплообменный аппарат системы охлаждения комбайна, являющийся основным источником тепловыделений.

Исследование температур поверхностей нагретых тел в лаве показало, что при температуре свежей струи воздуха 25,6 °C температура различных частей комбайна в ремонтную смену (спустя 1,5 ч после выключения оборудования) достигает 50 °C. Температура механизированной крепи на всех участках лавы практически совпадает с температурой воздуха в выработке, либо несущественно превышает её.

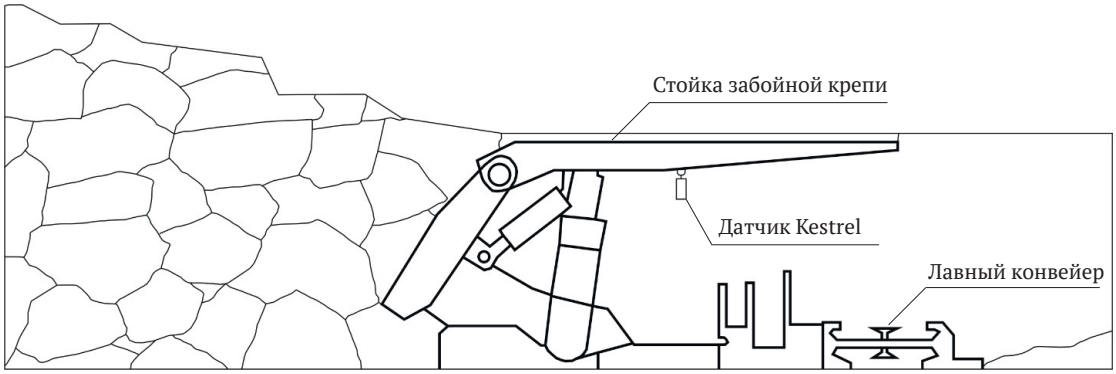


Рис. 3. Расположение температурно-влажностных датчиков Kestrel в поперечном сечении лавы

На сопряжении конвейерного штрека и лавы температура первых секций крепи достигает 34,9 °С, что объясняется ее близким расположением к энергопоезду лавного комбайна. Кроме комбайнового комплекса из наиболее нагретых элементов оборудования можно выделить привод забойного конвейера, имеющий температуру от 44 до 56 °С, а также сам забойный конвейер с температурой 35,4 °С в районе 4-й секции крепи.

Результаты измерений температуры воздуха в рабочей зоне лавы № 1 температурно-влажностными датчиками приведены на рис. 4. Показания датчиков контролировались замерами термовлагомера.

На основании выполненных замеров температуры воздуха произведен расчет средних мощностей тепловыделений, кВт, от оборудования энергопоезда лавного комбайна и привода лавного конвейера по формуле [2]:

$$W = c\rho Q\Delta T, \quad (1)$$

где c – массовая теплоемкость воздуха, принимается равной 1,005 кДж/(кг · °С); ρ – плотность воздуха, принимается равной 1,25 кг/м³; Q – расход нагреваемого объема воздуха, м³/с; ΔT – разница температуры воздуха до и после взаимодействия с источником тепловыделений, °С.

Расчет мощности тепловыделений от оборудования выполнен без учета энтальпии воздуха по той причине, что водопроявления в калийных и соляных рудниках отсутствуют и влагосодержание воздуха, движущегося в лаве, является приблизительно постоянной величиной.

Обобщенные результаты температурной съемки лавы № 1 в районе ее сопряжения с конвейерным штреком представлены в табл. 1.

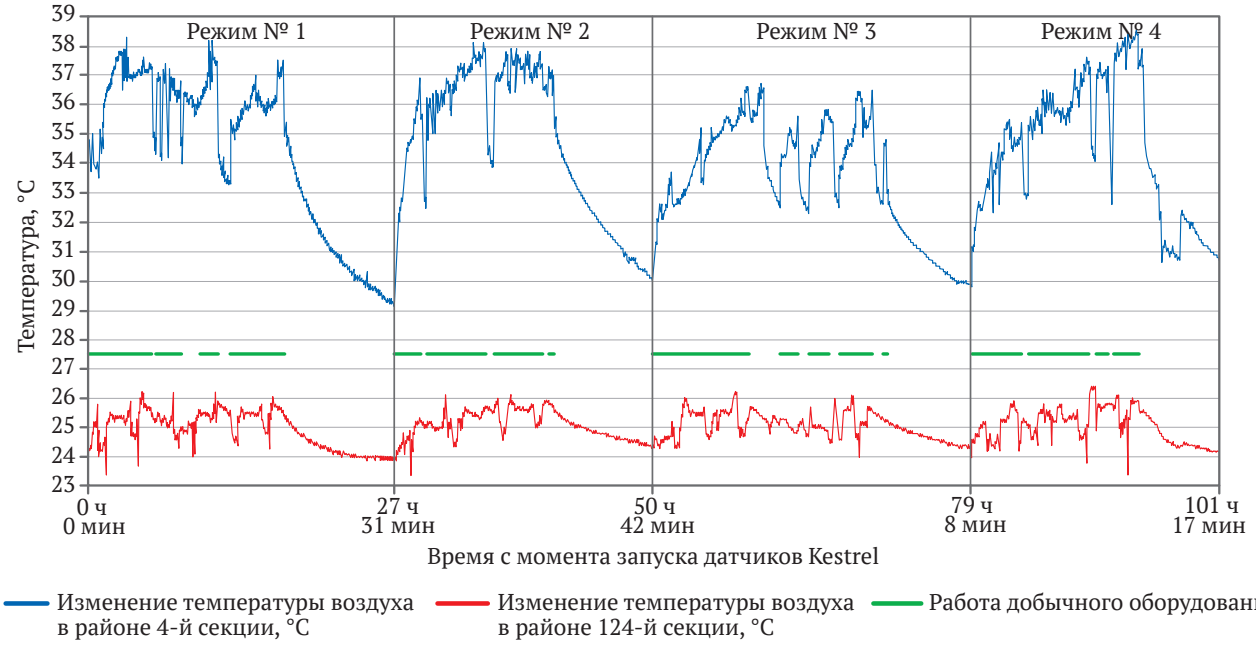


Рис. 4. Изменения температуры воздуха в лаве № 1, регистрируемые температурно-влажностными датчиками

Таблица 1

Результаты температурной съемки лавы № 1

		Вентилятор энергопоезда	Q, м³/с	Длительность	T_{max}, °С	T_{min}, °С	$W_{ср}$, кВт	dT/dt, °С/мин	
Режим 1	Д	включен	7,46	17 ч 29 мин	38,3		98,2		
	Р	отключен	6,92	10 ч 2 мин	37,1	29,1	52,6	0,013	
Режим 2	Д	включен	7,54	14 ч 9 мин	38,1		100,7		
	Р	отключен	5,05	9 ч 2 мин	37,2	30,0	41,4	0,012	
Режим 3	Д	отключен	7,23	20 ч 51 мин	36,7		82,2		
	Р	отключен	6,45	1 ч 25 мин	34,8	31,7	54,3	0,037	0,012
	Р	отключен	4,97	6 ч 10 мин	31,7	29,8	31,2	0,005	
Режим 4	Д	отключен	7,54	14 ч 55 мин	38,5		93,2		
	Р	отключен	6,68	1 ч 0 мин	38,2	33,8	85,7	0,075	0,017
	Р	отключен	4,43	2 ч 9 мин	33,8	30,6	36,3	0,026	
	Р	отключен	6,61	4 ч 5 мин	32,4	30,7	48,1	0,007	

Условные обозначения: Д – добычная смена, Р – ремонтная смена, Q – расход воздуха, омывающего энергопоезд, м³/с, T_{max} – максимальная температура воздуха за представленный период времени, °С, T_{min} – минимальная температура воздуха за представленный период времени, °С, $W_{ср}$ – средние тепловыделения за представленный период времени, кВт, dT/dt – средняя скорость снижения температуры воздуха за ремонтную смену, °С/мин.

При продолжительной остановке добычного оборудования в течение полноценной ремонтной смены с сохранением добычного режима проветривания столба лавы воздух в начале выработки, согласно результатам температурной съемки лавы № 1, успевает охладиться до температуры 29,1 °С, после чего вновь испытывает нагрев вплоть до 38,5 °С в добычные смены. В свою очередь, при продолжительной остановке добычного оборудования в течение полноценной ремонтной смены с уменьшением количества воздуха, подаваемого на проветривание лавы, воздух в начале выработки успевает охладиться лишь до температуры 30,0 °С.

В районе сопряжения лавы с конвейерным штреком температура воздуха вблизи кровли выработки на 1,3–1,5 °С выше, чем его температура вблизи почвы. Это объясняется: неравномерным нагревом потока воздуха от оборудования энергопоезда лавного комбайна, особенностями движения воздуха вблизи резких поворотов, которое заключается в разделении потока и образовании зон завихрения, а также разностью плотностей разных воздушных масс, поступающих в лаву, как со стороны нагретого оборудования, так и со стороны выработанного пространства. Выравнивание температуры воздуха в плоскости поперечного сечения лавы происходит на удалении 20 м от сопряжения лавы с конвейерным штреком. Фиксирование наиболее неблагоприятных температур воздуха в лаве произведено термодатчиком, установленным в очистном забое в начале лавы в районе четвертой секции механизированной крепи. Средние температуры воздуха, проходящего через данный участок лавы, оказались ниже замеренных и в момент проведения исследования изменялись от 27,7 до 37,1 °С.

Изменение температуры воздуха в лаве в исследуемых режимах вблизи вентиляционного штрека № 1 (в районе 124-й секции крепи) происходит в пределах от 23,4 до 26,4 °С. Как видно из температурных трендов, представленных на рис. 4, динамики температур воздуха для начала (4-я секция крепи) и конца (124-я секция крепи) лавы сопоставимы между собой с учетом работы добычного оборудования.

Для оценки интенсивности тепловых процессов, протекающих в лаве, разработана одномерная модель конвективного переноса теплоты в лаве с учетом теплообмена с окружающими источниками. С помощью модели получена формула, связывающая температуру воздуха в конце горной выработки с температурой воздуха в ее начале, температурой породного массива, расходом и геометрическими параметрами горной выработки [19]. Эта формула имеет вид:

$$T_к = T_п + (T_н - T_п)e^{-\frac{KPL}{c\rho Q}}, \quad (2)$$

где $T_к$, $T_н$, $T_п$ – соответственно температуры воздуха в конце и начале горной выработки, температура непотревоженного породного массива, °С; K – коэффициент нестационарного теплообмена, кВт/(м² · °С); P, L – периметр и длина горной выработки, м; c – массовая теплоемкость воздуха, кДж/(кг · °С); ρ – плотность воздуха, кг/м³; Q – расход воздуха в горной выработке, м³/с.

Среднее значение коэффициента нестационарного теплообмена для лавы № 1, определенное по формуле (2) на основании экспериментальных данных, в период выполнения обследования составляло 4,21 Вт/(м² · °С), что говорит о значительной интенсивности процесса теплообмена между рудничным воздухом и горными породами[3] [20].

Снижение температуры воздуха в исследуемые ремонтные смены можно условно разделить на два этапа (рис. 5).

Первый этап характеризуется резким снижением температуры воздуха за счет достаточно быстрого уменьшения мощности тепловыделения энергопоезда лавного комбайна, вызванного, во-первых, остановкой самого комбайна, во-вторых, продолжением работы вентилятора энергопоезда, концентрирующего поток воздуха на нагретом оборудовании на протяжении 5–10 мин. При этом снижение температуры

[3] Справочное пособие к СНиП 2.01.55-85. Теплофизические расчеты объектов народного хозяйства, размещаемых в горных выработках. Москва Стройиздат: ЛГИ им. Г.В. Плеханова; 1989. 76 с.

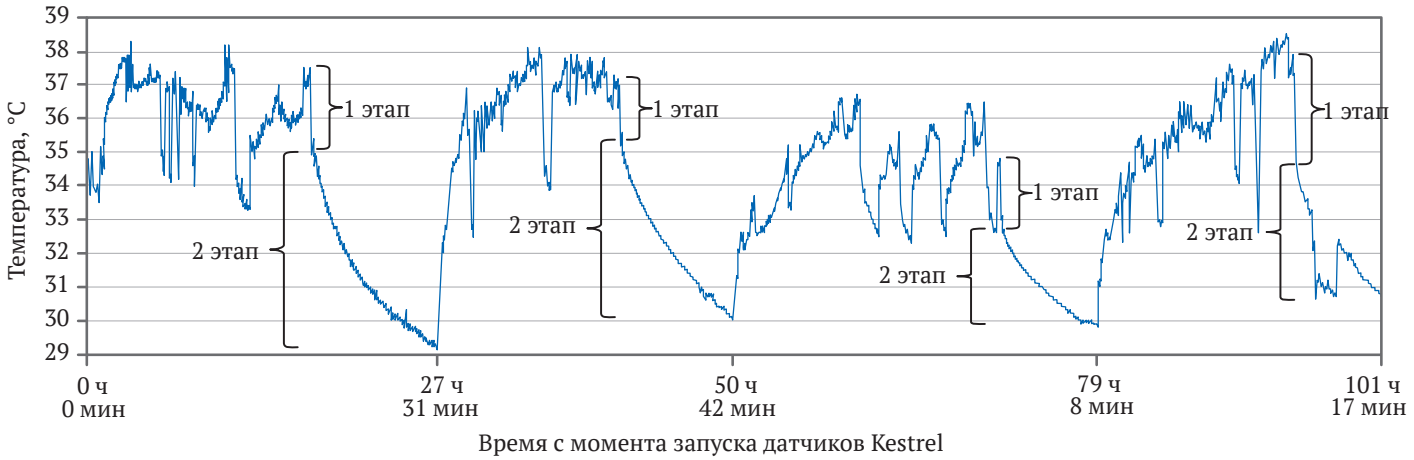


Рис. 5. Этапы снижения температуры воздуха

воздуха происходит по закону, близкому к линейному. Второй этап характеризуется плавным снижением температуры и подчиняется экспоненциальному закону, аналогичному зависимости (2):

$$T = T_0 + \Delta T e^{-at}, \quad (3)$$

где T_0 – температура, к которой стремится воздух при охлаждении (минимальная температура, до которой охладится воздух), °С; ΔT – максимальная разница между T и T_0, °С; a – параметр экспоненты, отвечающий за скорость снижения температуры, ч$^{-1}$; t – время, ч.

Вычисленные аппроксимирующие кривые (3) для эмпирической зависимости уравнения температуры воздуха от времени для исследуемых режимов проветривания лавы № 1 представлены на рис. 6.

Анализ данных рис. 6 показывает, что для режимов 1–3 на всём временном промежутке экспериментальные кривые хорошо соответствуют экспоненциальному закону.

Для оценки скорости остывания оборудования введено характерное время, равное интервалу времени, за которое избыточная температура воздуха снизится в 2,71 раз (величина экспоненты). Таким образом, характерное время определяется по формуле:

$$\tau = \frac{1}{a}. \quad (4)$$

Изменение температуры воздуха в ремонтные смены исследуемых режимов проветривания, а также значения характерного времени снижения избыточной температуры воздуха представлены в табл. 2.

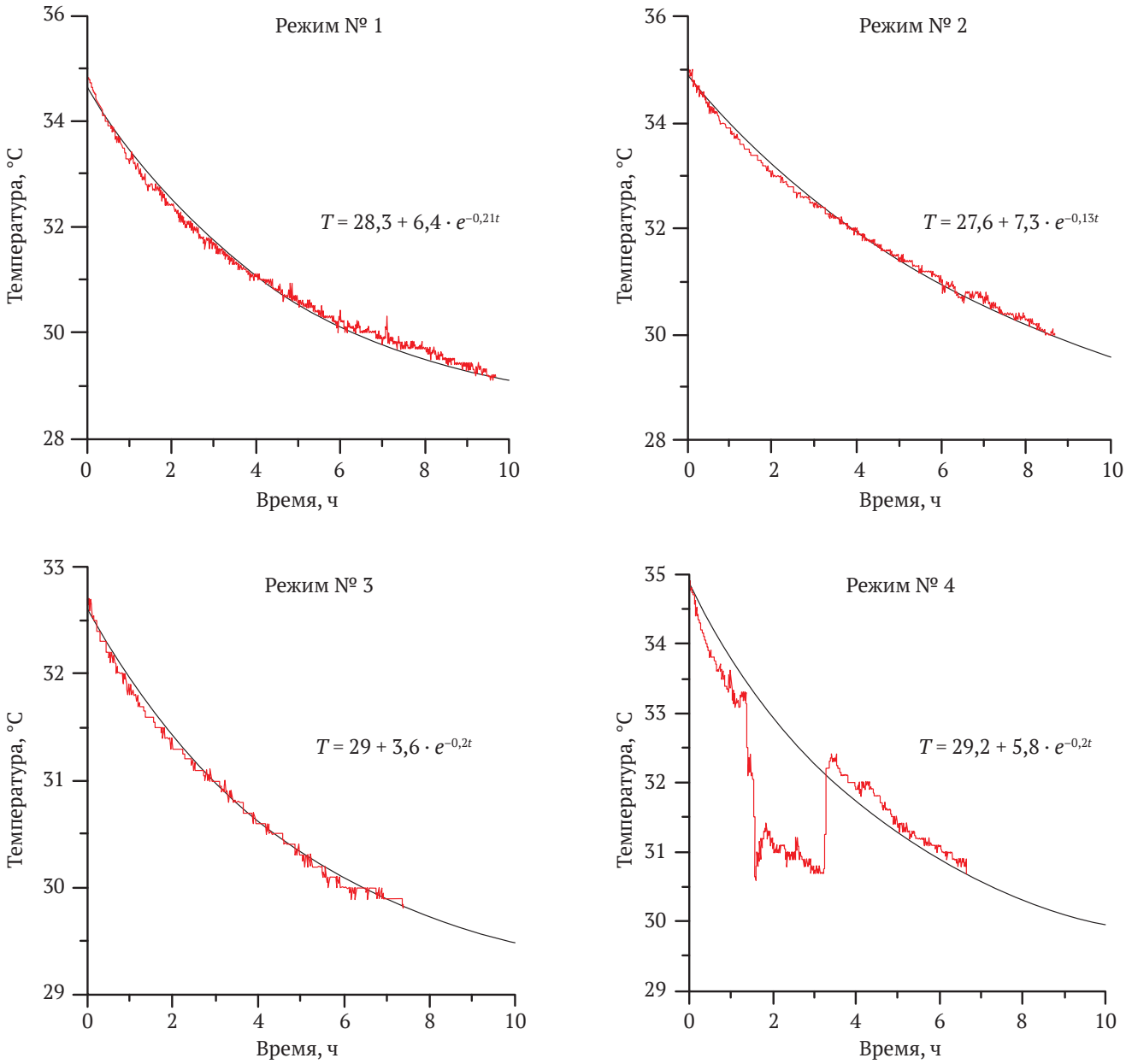


Рис. 6. Аппроксимирующие кривые охлаждения воздуха в ремонтную смену для исследуемых режимов проветривания

Таблица 2

Изменение температуры воздуха в ремонтные смены исследуемых режимов

Температура воздуха при различных режимах	Режим 1	Режим 2	Режим 3	Режим 4
Температура воздуха в начале ремонтной смены, °С	37,5	37,1	36,4	37,9
Температура воздуха сразу после отключения вентилятора энергопоезда, °С	34,7	34,9	32,6	35,0
Минимальная температура, до которой охладится воздух, °С	28,3	27,6	29,0	29,2
Характерное время снижения избыточной температуры воздуха	4 ч 46 мин	7 ч 41 мин	5 ч 0 мин	5 ч 0 мин

Кривые охлаждения, представленные на рис. 6, имеют разный характер остывания. Анализ первых двух исследуемых режимов проветривания, как режимов с постоянным расходом воздуха в ремонтную смену, показывает, что снижение расхода при переходе от добычной смены к ремонтной в значительной мере увеличивает скорость остывания оборудования. Так, в первом режиме при переходе с добычной на ремонтную смену и снижении расхода воздуха, вызванного отключением вентилятора энергопоезда, на 10,8 %, характерное время снижения избыточной температуры воздуха составляет 4 ч 46 мин. В свою очередь, во втором исследуемом режиме при снижении расхода воздуха на 33 % характерное время снижения избыточной температуры воздуха составляет 7 ч 41 мин.

Третий исследуемый режим характеризуется сравнительно длительными периодическими остановками оборудования в течение добычных смен и, как следствие, небольшими накопленными тепловыми мощностями. Существенное снижение расхода воздуха в ремонтную смену произошло через 1 ч 25 мин после окончания добычной смены. За это время значительная часть накопленного оборудованием тепла успела передаться воздуху. Данный режим проветривания нельзя считать показательным с точки зрения оценки зависимости динамики температур от подаваемого в ремонтную смену расхода воздуха.

Изменение расхода воздуха в ремонтную смену в четвертом исследуемом режиме происходило в три этапа:

– снижение расхода на 11,5 % в связи с отключением вентилятора энергопоезда и фиксирование его на протяжении 1 ч;

– снижение расхода на 41,1 % (относительно расхода в добычную смену) и фиксирование его на протяжении 2 ч 9 мин;

– снижение расхода на 12,4 % (относительно расхода в добычную смену) и фиксирование его на протяжении 3 ч 29 мин.

Как видно из кривого охлаждения воздуха в ремонтную смену в четвертом исследуемом режиме, при снижении расхода воздуха, подаваемого на проветривание лавы, на 41,1 % происходит резкое снижение температуры воздуха в лаве, вызванное уменьшением количественной меры теплового потока, поступающего от нагретого оборудования лавного энергопоезда. Однако после увеличения расхода воздуха его температура в лаве резко увеличивается, принимая значения более высокие, чем они были бы без снижения расхода. Это вызвано тем, что скорость остывания оборудования снижается вследствие уменьшения количества омывающего его воздуха.

В целом отмечается, что скорость охлаждения воздуха в ремонтную смену вблизи нагретого оборудования тем выше, чем больше его температура по завершении добычной смены. Кроме этого, скорость охлаждения воздуха зависит от скорости движения воздуха, температуры естественного массива, площади поверхности теплообмена, которая определяется геометрией выработок и их конфигурацией, и энергоемкости оборудования.

Заключение

На основании результатов экспериментального исследования лавы № 1 первой северной панели горизонта –440 м рудника 4 РУ ОАО «Беларуськалий» сделаны следующие выводы.

Вентилятор энергопоезда не оказывает влияния на общее проветривание лавы, но обеспечивает локальное увеличение расхода воздуха в конвейерном штреке и усиливает поток, непосредственно омывающий оборудование энергопоезда лавного комбайна.

Основными «накопителями» теплоты в лаве в добычную смену являются: приконтурный массив, оборудование комбайнового комплекса и механизированная крепь лавы. После остановки добычи руды происходит их длительное остывание и постепенная передача накопленной теплоты в рудничную атмосферу в течение времени, значительно превышающего продолжительность ремонтной смены.

При длительной остановке добычного оборудования в течение полноценной ремонтной смены воздух в начале лавы успевает охладиться лишь до температуры 29–30 °С, после чего вновь испытывает нагрев вплоть до 38,5 °С в добычные смены. Температура воздуха в лаве вблизи вентиляционных выработок находится в допустимых пределах – от 23,4 до 26,4 °С. При этом динамики температур воздуха для начала и конца лавы сопоставимы между собой с учетом работы добычного оборудования.

Снижение температуры воздуха в лаве при остановке оборудования происходит в два этапа: резкое, близкое к линейному (за счет достаточно быстрого уменьшения мощности тепловыделения энергопоезда лавного комбайна, вызванного остановкой комбайна и продолжением работы вентилятора энергопоезда на протяжении 5–10 мин), затем – плавное,

по экспоненциальному закону. При этом снижение подачи воздуха в ремонтную смену на 33 % приводит к увеличению характерного времени снижения избыточной температуры воздуха на 61 % – с 4 ч 46 мин до 7 ч 41 мин.

Таким образом, продолжение тепловыделений от разогретых элементов оборудования и массива обуславливает необходимость подачи воздуха в лаву в ремонтную смену в том количестве, которое подавалось в добычную смену. Это необходимо для отвода избыточной теплоты от техногенных источников тепловыделений, выключенных в начале ремонтной смены, но не успевших остыть. Указанную особенность техногенных источников тепловыделений необходимо учитывать при разработке технических решений по управлению проветриванием лав.

Предполагается, что результаты проведенного экспериментального исследования выступят исходными данными для разработки математической модели расчета теплообменных процессов в горных выработках, учитывающей нестационарную природу техногенных источников тепловыделений.

Список литературы

1. Гендлер С.Г. *Тепловой режим подземных сооружений*. Л.: ЛГИ им. Г.В. Плеханова; 1987. 102 с.

2. Зайцев А.В. *Научные основы расчета и управления тепловым режимом подземных рудников*. [Дисс. д-р техн. наук]. Пермь; 2019. 247 с.

3. Чеботарёв А.Г., Афанасьева Р.Ф. Физиолого-гигиеническая оценка микроклимата на рабочих местах в шахтах и карьерах и меры профилактики его неблагоприятного воздействия. *Горная промышленность*. 2012;(6):34–40. URL: https://mining-media.ru/ru/article/prombez/3190-fiziologo-gigienicheskaya-otsenka-mikroklimata-na-rabochikh-mestakh-v-shakhtakh-i-karerakh-i-mery-profilaktiki-ego-neblagopriyatnogo-vozdejstviya.%20%D0%94%D0%B0%D1%82%D0%B0%20%D0%BE%D0%B1%D1%80%D0%B0%D1%89%D0%B5%D0%BD%D0%B8%D1%8F%2003.10.2018

4. Лапшин А.А. Влияние твердеющей закладки в очистных камерах на микроклимат глубоких шахт. *Восточно-Европейский журнал передовых технологий*. 2014;(10):3–11. URL: http://journals.uran.ua/eejet/article/view/22151/21021

5. Галушко В.Н., Алферова Т.В., Алферов А.А. Определение показателей надёжности электрических систем с учетом изменяющихся условий эксплуатации. *Вестник Гомельского государственного технического университета им. П.О. Сухого*. 2013;(3):80–87. URL: https://cyberleninka.ru/article/n/opredelenie-pokazateley-nadezhnosti-elektricheskih-sistem-s-uchetom-izmenyayuschihsya-usloviy-ekspluatatsii

6. Венгеров И.Р. Том I. Анализ парадигмы. В: *Теплофизика шахт и рудников. Математические модели*. Донецк: Норд–Пресс; 2008. 632 с. URL: https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-teplofizika-shaht-i-rudnikov-matematicheskie-modeli-tom-1-analiz-paradigmy.pdf

7. Хохолов Ю.А., Курилко А.С. Математическое моделирование процессов тепломассообмена вентиляционого воздуха с горными породами в протяженных выработках шихт и рудников криолитозоны. *Наука и образование*. 2015;(3):50–54. URL: http://no.ysn.ru/attachments/article/1521/050-054_%D0%A5%D0%BE%D1%85%D0%BE%D0%BB%D0%BE%D0%B2.pdf

8. Лапшин А.А. Математическое моделирование теплообменных процессов при движении воздуха в горных выработках шахт. *Научный вестник Московского государственного горного университета*. 2013;(12):93–101. URL: https://readera.org/read/140215704

9. Левин Л.Ю., Семин М.А., Зайцев А.В. Разработка математических методов прогнозирования микроклиматических условий в сети горных выработок произвольной топологии. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2014;(2):154–161. (Пер. вер.: Levin L.Y., Semin M.A., Zaitsev A.V. Mathematical methods of forecasting microclimate conditions in an arbitrary layout network of underground excavations. *Journal of Mining Science*. 2014;50(2):371–378. https://doi.org/10.1134/S1062739114020203)

10. McPherson M.J. The analysis and simulation of heat flow into underground airways. *International Journal of Mining and Geological Engineering*. 1986;4(3):165–195. https://doi.org/10.1007/BF01560715

11. Лапшин А.А. Математическое моделирование процессов нормализации микроклимата в глубоких рудных шахтах. *Науковий Вісник Національного Гірничого університету*. 2014;(3):137–144. URL: http://nvngu.in.ua/index.php/ru/component/jdownloads/finish/41-03/643-2014-3-lapshin/0

12. Minchev D.S., Gogorenko O.A. Effect of thermal on diesel engines transient performance. *Internal Combustion Engines*. 2020;(1):68–72. https://doi.org/10.20998/0419-8719.2020.1.09

13. Шувалов Ю.В. *Регулирование теплового режима шахт и рудников Севера: Ресурсосберегающие системы*. Л.: Изд-во Ленинградского университета; 1988. 196 с.

14. Луговский С.И. *Проветривание глубоких рудников*. Госгортехиздат; 1962. 324 с.

15. Rutherford J.G. Ventilation heat exchanger at Inco's Greighton Mine. *Canadian Mining Journal*. 1958;79(10):97–100.

16. Barenbrug A.W. Deep level mining. Observations on the Kolar Field. *The South African Mining and Engineering Journal*. 1948:2886.

17. Caw J.M. The Colar Gold Field. *Mine and Quarry Engineering*. 1956;22(7):238–296.

18. McPherson M.J. The simulation of airflow and temperature in the stopes of S. African gold mines. In: *Proc. International Mine Ventilation Congress*. Johannesburg; 1975. Pp. 35–51.

19. Ожегин М.А. Исследование тепловыделений от горных машин с электрическими приводами при ведении горных работ на большой глубине и их влияние на тепловой режим для условий четвертого рудоуправления ОАО «Беларуськалий». В: *Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых. Материалы XI Всероссийской научно-технической конференции.* Пермь, 7–9 ноября 2018 г. Пермь: Изд-во Пермского национального исследовательского политехнического университета; 2018. С. 358–360. URL: https://neftteh.ru/files/2018_1.pdf

20. Подвигин К.А. Анализ источников тепловыделения глубоких горизонтов угольных шахт. В: *Инновационные перспективы Донбасса: Материалы 6-й Международной научно-практической конференции*. Донецк, 26–28 мая 2020 г. Донецк: Донецкий национальный технический университет; 2020. С. 60–75. URL: http://ipd.donntu.org/dl/IPD2020/s1.pdf

References

1. Gendler S.G. *Thermal conditions of underground structures*. Leningrad: G.V. Plekhanov LGI; 1987, 102 p. (In Russ.)

2. Zaytsev A.V. *Scientific bases of thermal management and calculations in underground mines*. Doctoral thesis in engineering science. Perm; 2019. 247 p. (In Russ.)

3. Chebotarev A.G., Afanasieva R.F. Assessment of physiological and sanitary aspects of microclimate at workplaces in underground and opencast mines, and preventive measures against its adverse effect. *Russian Mining Industry*. 2012;(6):34–40. (In Russ.). URL: https://mining-media.ru/ru/article/prombez/3190-fiziologo-gigienicheskaya-otsenka-mikroklimata-na-rabochikh-mestakh-v-shakhtakh-i-karerakh-i-mery-profilaktiki-ego-neblagopriyatnogo-vozdejstviya.%20%D0%94%D0%B0%D1%82%D0%B0%20%D0%BE%D0%B1%D1%80%D0%B0%D1%89%D0%B5%D0%BD%D0%B8%D1%8F%2003.10.2018

4. Lapshin A.A. Influence of extraction chambers backfilling on microclimat of deep mines. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2014;(10):3–11. (In Russ.). URL: http://journals.uran.ua/eejet/article/view/22151/21021

5. Galushko V.N., Alferova T.V., Alferov A.A. Determination of reliability indicators of electrical systems taking into account changing operating conditions. *Vestnik Gomel'skogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. P.O. Sukhogo*. 2013;(3):80–87. (In Russ.)

6. Vengerov I.R. Vol. I. Paradigm analysis. In: *Thermophysics of Underground Mines and Open Pits. Mathematical Models.* Donetsk: Nord-Press Publ.; 2008. 632 p. (In Russ.). URL: https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-teplofizika-shaht-i-rudnikov-matematicheskie-modeli-tom-1-analiz-paradigmy.pdf

7. Khokholov Yu.A., Kurilko A.S. Mathematical modelling of processes of heat mass exchange of ventilation air and rocks in the cryolithozone extensive mine workings. *Nauka i Obrazovanie*. 2015;(3):50–54. (In Russ.). URL: http://no.ysn.ru/attachments/article/1521/050-054_%D0%A5%D0%BE%D1%85%D0%BE%D0%BB%D0%BE%D0%B2.pdf

8. Lapshin A.A. Mathematical modeling of heat exchange processes at the movement of air in mine workings of ore mines. *Nachnyi Vestnik MSMU*. 2013;(12):93–101. (In Russ.). URL: https://readera.org/read/140215704

9. Levin L.Y., Semin M.A., Zaitsev A.V. Mathematical methods of forecasting microclimate conditions in an arbitrary layout network of underground excavations. *Journal of Mining Science*. 2014;50(2):371–378. https://doi.org/10.1134/S1062739114020203 (Orig. ver.: Levin L.Y., Semin M.A., Zaitsev A.V. Mathematical methods of forecasting microclimate conditions in an arbitrary layout network of underground excavations. *Fiziko-Texhnicheskiye Problemy Razrabbotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2014;(2):154–161. (In Russ.))

10. McPherson M.J. The analysis and simulation of heat flow into underground airways. *International Journal of Mining and Geological Engineering*. 1986;4(3):165–195. https://doi.org/10.1007/BF01560715

11. Lapshin A.A. Mathematical simulation of microclimate normalisation processes in deep ore mines. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2014;(3):137–144. (In Russ.). URL: http://nvngu.in.ua/index.php/ru/component/jdownloads/finish/41-03/643-2014-3-lapshin/0

12. Minchev D.S., Gogorenko O.A. Effect of thermal on diesel engines transient performance. *Internal Combustion Engines*. 2020;(1):68–72. https://doi.org/10.20998/0419-8719.2020.1.09

13. Shuvalov Yu.V. *Thermal conditions control for underground mines and open pits in the North: Resource-saving systems*. Leningrad: Publishing House of Leningrad University; 1988. 196 p. (In Russ.)

14. Lugovsky S.I. *Ventilation of deep mines*. Gosgortekhizdat Publ.; 1962. 324 p. (In Russ.)

15. Rutherford J.G. Ventilation heat Exchanger at Inco's Greighton Mine. *Canadian Mining Journal*. 1958;79(10):97–100.

16. Barenbrug A.W. Deep level mining. Observations on the Kolar Field. *The South African Mining and Engineering Journal*. 1948:2886.

17. Caw J.M. The Colar Gold Field. *Mine and Quarry Engineering*. 1956;22(7):238–296.

18. McPherson M.J. The simulation of airflow and temperature in the stopes of S. African gold mines. In: *Proc. International Mine Ventilation Congress.* Johannesburg; 1975. Pp. 35–51.

19. Ozhegin M.A. Study of electric driven mining machines heat release in deep underground mining conditions and its effect on the thermal conditions at the 4th Mine Administration of JSC "Belaruskali". In: *Problems of Hydrocarbon and Ore Mineral Deposits Development. Proceedings of the XI All-Russian Research-to-Practice Conference*. Perm, November 7–9. 2018. Perm: Perm National Research Polytechnic University Publ.; 2018. Pp. 358–360 (In Russ.).URL: https://neftteh.ru/files/2018_1.pdf

20. Podvigin K.A. Analysis of heat release sources at deep levels of coal mines. Innovative prospects of Donbass. In: *Proceedings of the 6th International Research-to-Practice Conference*. Donetsk: May 26–28. 2020. Donetsk: Donetsk National Technical University Publ.; 2020. Pp. 60–75. (In Russ.). URL: http://ipd.donntu.org/dl/IPD2020/s1.pdf

Информация об авторах

Максим Олегович Пересторонин – горный инженер, сектор Горной теплофизики, отдел Аэрологии и теплофизики, Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация; e-mail per.maks1m.97@gmail.com

Артем Вячеславович Зайцев – доктор технических наук, заведующий сектором Горной теплофизики, отдел Аэрологии и теплофизики, Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация; Scopus ID 57213120380; e-mail aerolog.artem@gmail.com

Михаил Александрович Семин – кандидат технических наук, научный сотрудник, сектор Горной теплофизики, отдел Аэрологии и теплофизики, Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация; ORCID 0000-0001-5200-7931, Scopus ID 56462570900, ResearcherID S-8980-2016; e-mail seminma@inbox.ru

Дмитрий Алексеевич Бородавкин – горный инженер, сектор Горной теплофизики, отдел Аэрологии и теплофизики, Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (ГИ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация; e-mail borodavkin.dmitriy@gmail.com

Information about the authors

Maxim O. Perestoronin – Mining Engineer, Mining Thermal Physics Sector, Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; e-mail per.maks1m.97@gmail.com

Artem V. Zaitsev – Dr. Sci. (Eng.), the Head of the Mining Thermal Physics Sector, Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Scopus ID 57213120380; e-mail aerolog.artem@gmail.com

Mikhail A. Semin – Cand. Sci. (Eng.), Researcher, Mining Thermal Physics Sector, Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID 0000-0001-5200-7931, Scopus ID 56462570900, ResearcherID S-8980-2016; e-mail seminma@inbox.ru

Dmitry A. Borodavkin – Mining Engineer, Sector "Mining Thermal Physics", Department of Aerology and Thermophysics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; e-mail borodavkin.dmitriy@gmail.com

Поступила в редакцию	18.10.2021	**Received**	18.10.2021
Поступила после рецензирования	11.11.2021	**Revised**	11.11.2021
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОСВОЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-49-56

Анализ параметров механизированной проходки тоннелей для определения характеристик перебора грунта

Д. С. Конюхов
АО «Мосинжпроект», г. Москва, Российская Федерация
✉ *gidrotehnik@inbox.ru*

Аннотация
Ведение горнопроходческих работ в условиях современного города требует проведения дорогостоящих мероприятий по обеспечению сохранности существующих зданий. В среднем на 1 км строящейся линии метрополитена Москвы приходится до 17–20 зданий. Анализ и сопоставление данных геотехнического мониторинга с результатами геотехнических расчетов для подземного строительства открытым и закрытым способами в условиях плотной городской застройки продемонстрировал неудовлетворительную сходимость расчетных и фактических данных. Основными факторами этого явления являются: недостаточность данных инженерно-геологических изысканий; несоответствие принимаемой расчетной модели реальному поведению грунта под нагрузкой; недостаточная квалификация исполнителей; перебор грунта. Публикация направлена на решение актуальной научно-технической задачи определения характеристик перебора грунта при механизированной проходке тоннелей. На первом этапе исследования были направлены на идентификацию ключевых причин и факторов, определяющих количественные параметры перебора грунта в условиях подземного строительства в городах при закрытом способе горностроительных работ. Среди таких факторов выделяются следующие: несоответствие диаметра резания наружному диаметру обделки, перемещения грунтового массива перед забоем, неполное заполнение тампонажным раствором заобделочного пространства, неполное заполнение пространства за оболочкой щита глинистым или медленно твердеющим тампонажным раствором или их отсутствие, человеческий фактор (низкая квалификация персонала). Коэффициент перебора устанавливается на основе предложенной эмпирической зависимости его значений от глубины заложения тоннеля. Экспериментальные данные позволили установить зависимости коэффициента перебора при разных глубинах заложения тоннеля, а также при диаметрах тоннелей от 4 до 10 м для тоннелепроходческого механизированного комплекса с активным пригрузом забоя. Практическое значение проведенных исследований состоит в установлении диапазона изменения значений эмпирического коэффициента – от 0,5 % (для щитов с условным диаметром 10 м) до 5 % (для щитов условным диаметром 4 м). Разработка организационных мероприятий и обоснование технологических решений по обеспечению сохранности существующих зданий в комплексе с научно-техническим сопровождением подземного строительства позволила примерно на 6 мес. сократить срок проходки перегонов между станциями «Окская» и «Нижегородская» Некрасовской линии Московского метрополитена, а также и обеспечить экономию порядка 2,5 млрд руб.

Ключевые слова
подземное строительство, проходка, тоннели, щитовой комплекс, Herrenkneht, Robbins, геотехнический мониторинг, перебор грунта, коэффициент перебора грунта

Для цитирования
Konyukhov D.S. Analysis of mechanized tunneling parameters to determine the overcutting characteristics. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):49–56. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-49-56

CONSTRUCTION OF MINING ENTERPRISES AND UNDERGROUND SPACE DEVELOPMENT

Research article

Analysis of mechanized tunneling parameters to determine the overcutting characteristics

D. S. Konyukhov
JSC Mosinzhproekt, Moscow, Russian Federation
✉ *gidrotehnik@inbox.ru*

Abstract
Tunneling in urban conditions requires costly measures, in order to ensure the safety of existing buildings. On average, there are up to 17–20 buildings per 1 km of Moscow Subway Lines under construction. Analysis and comparison of geotechnical monitoring data and results of geotechnical estimations for underground construction using cut-and-cover and tunneling methods in conditions of high-density urban area shows an unsatisfactory correlation between estimated and actual data. This can be described in the following way:

© Конюхов Д. С., 2022

insufficient geotechnical survey data; discrepancy between the accepted estimation model and the actual behavior of soil under load; insufficient qualification of the construction workers; and overcutting. The study was aimed at solving the urgent scientific and engineering problem of determining the characteristics of overcutting during mechanized tunnel boring. At the first stage, the investigations were aimed at identifying the key reasons and factors which determine the quantitative parameters of overcutting in urban underground construction by tunneling. These factors include the following: mismatch between the cutting diameter and the outer lining diameter; displacement of the soil mass in front of the face; incomplete grouting of voids beyond the lining; incomplete filling of beyond-shield voids with clay mortar or slow-curing grouting mortar or no filling at all; and human factor (low qualifications of personnel). The overcutting coefficient was determined on the basis of the proposed empirical dependence of its values with regard to the depth of tunneling. The experimental data allowed the depth dependence of the overcutting coefficient for different tunneling depths to be defined, as well as for tunnel diameters from 4 to 10 meters in the case of mechanized tunnel boring machine (TBM) using the earth pressure balanced tunneling method. The practical importance of the studies consists in determining the range of the empirical overcutting coefficient variation from 0.5 % (for TBMs with nominal diameter of 10 m) up to 5 % (for TBMs with nominal diameter of 4 m). The development of organizational measures and justification of process solutions, aimed at ensuring the safety of the existing buildings in conjunction with the scientific and technical support of underground construction has led to a shortening of tunneling time between the Okskaya and Nizhegorodskaya stations of Nekrasovskaya Line of Moscow Subway by about six months. It has also provided savings of about 2.5 billion rubles.

Keywords
underground construction, tunneling, tunnel boring machine (TBM, blade shield), Herrenkneht, Robbins, geotechnical monitoring, overcutting, coefficient of overcutting

For citation
Konyukhov D.S. Analysis of mechanized tunneling parameters to determine the overcutting characteristics. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):49–56. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-49-56

Введение

Ведение горнопроходческих работ в условиях современного города требует проведения дорогостоящих мероприятий по обеспечению сохранности существующих зданий [1]. В среднем на 1 км строящейся линии метрополитена Москвы приходится до 17–20 зданий. На основе анализа и сопоставления данных геотехнического мониторинга с результатами геотехнических расчетов для подземного строительства открытым и закрытым способами в условиях плотной городской застройки выявлена неудовлетворительная сходимость расчетных и фактических данных. Основными факторами этого явления являются такие, как: недостаточность данных инженерно-геологических изысканий; несоответствие принимаемой расчетной модели реальному поведению грунта под нагрузкой; недостаточная квалификация исполнителей; перебор грунта.

Анализ материалов геотехнического мониторинга и их сопоставление с результатами расчётов, определяющих влияние подземного строительства на здания и сооружения окружающей застройки, показывает, что для объектов такого рода, возводимых открытым способом в котлованах глубиной до 9–12 м, сходимость между расчетными и фактическими данными не превышает 60 %. При строительстве объектов метрополитена в котлованах глубиной до 35 м сходимость достигает 32 %, при проходке тоннелепроходческими комплексами (ТПМК) условным диаметром 6 м – 70 %, при проходке ТПМК условным диаметром 10 м – 7 %. Представленные данные свидетельствуют о необходимости совершенствования как расчетных методик, так и методик геотехнического мониторинга [2–4]. Основные причины неудовлетворительной сходимости геотехнических расчётов и фактических данных геотехнического мониторинга были выявлены в более ранних исследованиях [5–7].

При моделировании закрытого способа строительства важное значение имеет параметр, зависящий от технологии производства работ, – это перебор грунта. Указанный расчетный параметр задается при моделировании деформаций грунтового массива как характеристика проходки выработки закрытым способом, равная отношению площади удаляемого при проходке грунта, расположенного в пределах контура выработки, к площади поперечного сечения выработки [8].

В более ранних исследованиях показано, что причиной перебора грунта при проходке тоннелей закрытым способом являются [9, 10]:

1. Несоответствие диаметра резания наружному диаметру обделки. При применении ТПМК с внешним расположением рабочего органа (что характерно для большинства современных ТПМК с активным пригрузом забоя), в среднем диаметр ротора на 3–5 % больше диаметра обделки тоннеля.

2. Перемещения грунтового массива перед забоем. Этот фактор характерен в первую очередь для щитов без активного пригруза забоя, а также при переборе грунта.

3. С перебором грунта связан и человеческий фактор, т. е. недостаточная квалификация персонала.

4. Неполное заполнение тампонажным раствором заобделочного пространства.

Необходимо к этому перечню добавить еще один фактор:

5. Отсутствие заполнения или неполное заполнение пространства за оболочкой щита глинистым или медленно твердеющим тампонажным раствором.

Все перечисленные факторы свидетельствуют о том, что перебор грунта приводит к технологическим деформациям поверхности [11].

Модели определения коэффициента перебора грунта при механизированной проходке тоннеля

Объём потерь грунта (коэффициент перебора V_L) принято определять как отношение площади оседания поверхности V_s к площади поперечного сечения тоннеля F_t:

$$V_L = \frac{V_s}{F_t} 100\%. \quad (1)$$

Основные положения в области прогнозирования коэффициента перебора были изложены в более ранних исследованиях [9]. Позднее показано, что V_L может быть определён только на основании данных натурных наблюдений, и для слабых грунтов величина потерь грунта не превышает 2 % [12]. В работе [13] приводятся данные о зависимости V_L от диаметра тоннеля, глубины его заложения и инженерно-геологических условий строительства при прокладке тоннелей диаметром до 4 м на глубине до 8,1 м.

Исследования [14, 15] показали, что при проходке ТПМК с грунтовым пригрузом забоя диаметром 9,15 м в водонасыщенных песках, перекрытых сверху мергелями, V_L не превышает 0,3...0,5 %. Действующими в России нормативными документами[1] величины коэффициента перебора при строительстве тоннелей диаметром до 4 м нормируются в зависимости от типа грунта в забое в размере от 1,5 до 5,5 % в зависимости от типа грунта в забое щита. Указанные величины существенно превышают значения V_L, полученные зарубежными исследователями [12, 14, 15].

Необходимо учитывать, что в настоящее время при проходке тоннелей метрополитена механизированным способом в условиях плотной городской застройки:

– глубина заложения тоннеля составляет в основном не менее 1d (d – диаметр тоннеля), при этом в своде тоннеля располагаются песчаные или глинистые грунты;

– конструкции ТПМК с грунтовым пригрузом забоя, используемые в основном при проходке тоннелей метрополитена в нескальных грунтах (из всего парка ТПМК г. Москвы: 24 имеют грунтовый пригруз забоя и 1 – бентонитовый), предполагают нагнетание тампонажного раствора через хвостовую часть оболочки одновременно с продвижением щита.

Таким образом, на основании анализа ранее выполненных исследований можно заключить, что при механизированной проходке тоннелей на величину коэффициента перебора грунта влияют:

– относительная глубина заложения тоннеля h/d;

– связность грунта;

– отношение величины зазора между диаметром режущего органа ТПМК и наружным диаметром обделки.

[1] СП 249.1325800.2016. Коммуникации подземные. Проектирование и строительство закрытым и открытым способами

Цифровые расчетные модели технологических процессов и состояния горного массива и при проходке ТМПК в условиях городской застройки реализуются в программных комплексах PLAXIS, GEOWALL, COMSOL и другие [16, 17]. Для повышения достоверности цифровых моделей также большое значение имеет определение параметров перебора грунта при проходке.

Результаты геотехнического мониторинга при проходке перегонных тоннелей

В качестве примера рассмотрим результаты мониторинга при проходке перегонных тоннелей Некрасовской линии и Западного участка Большой Кольцевой линии (БКЛ) Московского метрополитена.

При проходке Западного участка БКЛ был задействован ТПМК «ROBBINS» с грунтовым пригрузом забоя, диаметром рабочего органа d_r = 6,6 м и диаметр тоннеля d = 6,3 м.

Коэффициент ζ, характеризующий соотношение величины зазора между диаметром режущего органа ТПМК d_r и наружным диаметром обделки d к диаметру тоннеля

$$\zeta = \frac{d_r - d}{d} \quad (2)$$

равен 0,048.

Проходка осуществлялась в водонасыщенных песках мелких и средней крупности.

Эмпирический коэффициент перебора V_{le} рассчитывался методом обратного анализа по зависимости

$$V_{le} = \frac{s_f i \sqrt{2\pi}}{S}, \quad (3)$$

где s_f – фактическая осадка в точке наблюдений, расположенной на расстоянии i от оси тоннеля; S – площадь забоя.

Приведенный коэффициент перебора V_{Lp} рассчитывался по выражению

$$V_{Lp} = \frac{\sum_{i=1}^{n} V_{lp_i} S_i}{S}, \quad (4)$$

где S_i – площадь участка забоя с коэффициентом перебора V_{lp_i}.

Результаты расчёта коэффициентов перебора в виде графических зависимостей

$$V_L = f\left(\frac{h}{d_r}, \xi\right) \quad (5)$$

приведены на рис. 1 и 2.

При строительстве Некрасовской линии метрополитена от ст. «Окская улица» до ст. «Стахановская улица» применяли ТПМК «Herrenkneht TMB EPB» с грунтовым пригрузом забоя, диаметром рабочего органа d_r = 10,69 м, диаметр тоннеля d = 10,3 м, и коэффициент ζ = 0,038. Перегонные тоннели располагаются в основном в верхнеюрских глинах, однако шелыга свода практически на всём протяжении трассы вскрывает четвертичные отложения.

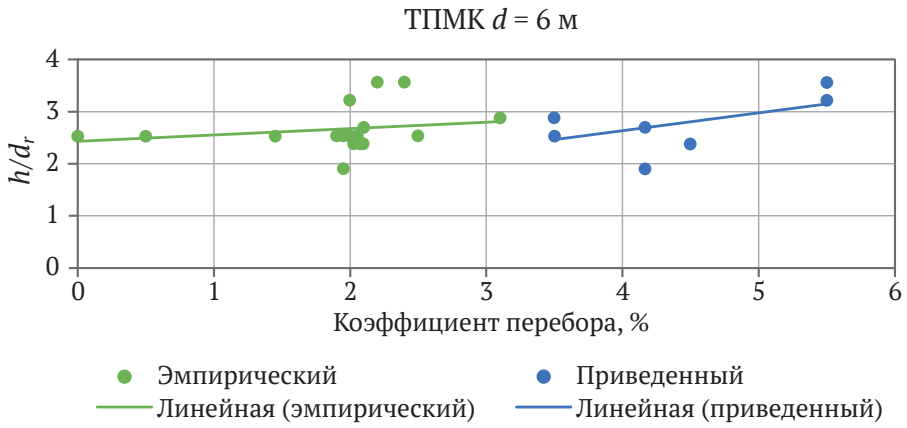


Рис. 1. Зависимость эмпирического V_{le} и приведённого V_{lp} коэффициентов перебора от относительной глубины заложения тоннеля h/d_r при проходке ТПМК с условным диаметром 6 м

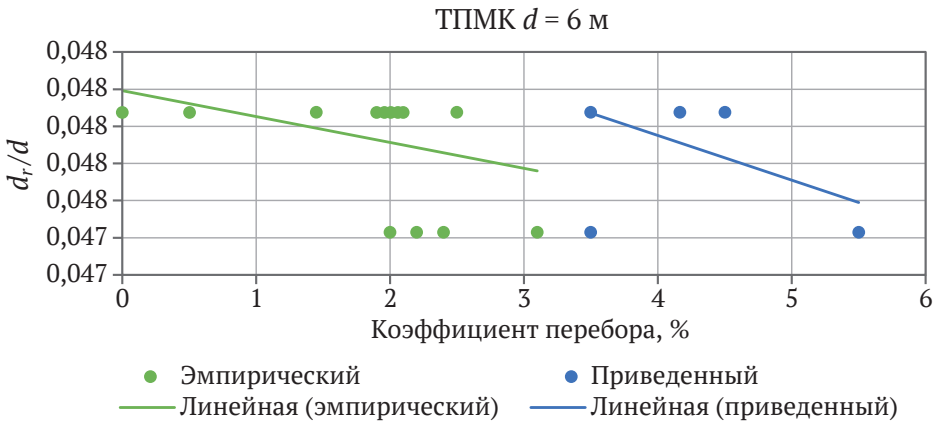


Рис. 2. Зависимость эмпирического V_{le} и приведённого V_{lp} коэффициентов перебора от коэффициента ζ при проходке ТПМК с условным диаметром 6 м

На соседнем участке, от ст. «Косино» до ст. «Юго-Восточная», проходку вели ТПМК «Herrenkneht TMB EPB» с грунтовым пригрузом забоя, диаметром рабочего органа d_r = 10,82 м, диаметр тоннеля был d = 10,5 м, коэффициент ζ = 0,03. Максимальная дополнительная осадка здания, под фундаментами которого на глубине 13 м прошёл ТПМК, составила 6,7 мм [18].

Значения эмпирического коэффициента перебора на этих участках варьировались от 0,5 до 1,25% в зависимости от глубины заложения тоннеля и инженерно-геологических условий в забое.

На рис. 3 и 4 приведены обобщенные зависимости (5) для ТПМК условным диаметром 4–10 м.

Необходимо отметить, что коэффициент ζ не является достаточно надежной характеристикой вследствие постоянства значений ζ для разных типов ТПМК, в то же время величина коэффициента перебора зависит от диаметра ТПМК.

Методом обратного анализа установлены эмпирические величины коэффициента перебора для ТПМК условным диаметром 4...10 м. Значение эмпирического коэффициента изменяется в пределах от 0,5 % (для ТПМК с условным диаметром 10 м) до 5 % (для ТПМК с условным диаметром 4 м). Приведённые на рис. 3 графические зависимости позволяют при проходке в смешанных грунтах рассчитывать коэффициент перебора в зависимости от относительной глубины заложения тоннеля по эмпирическому выражению

$$V_{le} = 0,49\frac{h}{d_r} + 0,96. \quad (6)$$

Аналогичная зависимость между эмпирическим и приведённым коэффициентами перебора имеет вид

$$V_{le} = 0,69V_{lp} + 0,53 \quad (7)$$

и позволяет, базируясь на нормативных значениях СП 249.1325800.2016 «Коммуникации подземные. Проектирование и строительство закрытым и открытым способами» (Приказ Минстроя России от 8 июля 2016 г. № 485/пр), рассчитывать эмпирический коэффициент перебора с учётом инженерно-геологических условий по трассе проходки.

На основании проведённых исследований предложена схема расчёта коэффициента перебора, представленная на рис. 5. Эта схема предусматривает расчет коэффициента перебора грунта на основе различных зависимостей, учитывающих однородность грунта, устанавливаемой на основе анализа инженерно-геологических условий в забое.

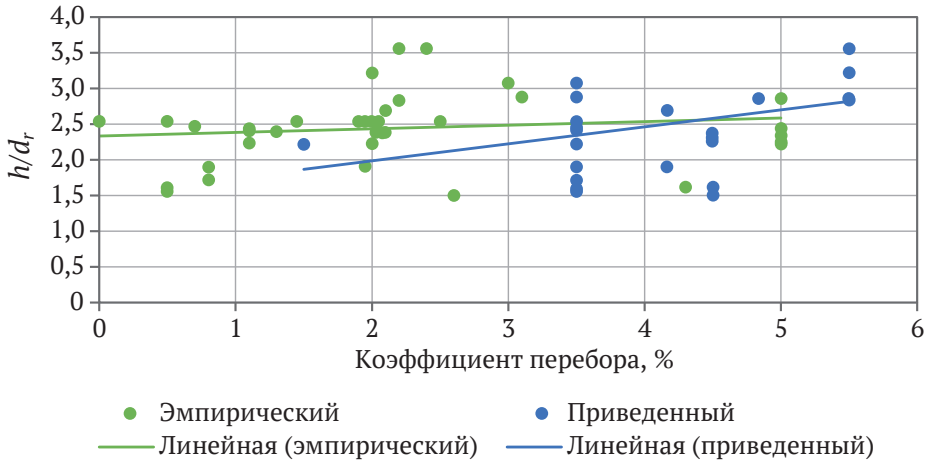


Рис. 3. Обобщённая зависимость эмпирического V_{le} и приведённого V_{lp} коэффициентов перебора от относительной глубины заложения тоннеля h/d_r при проходке тоннелей диаметром 4–10 м ТПМК с активным пригрузом забоя

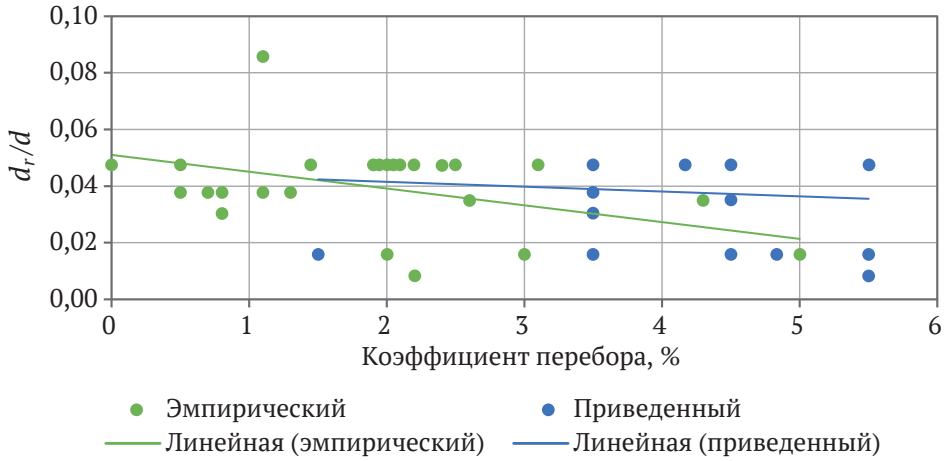


Рис. 4. Обобщённая зависимость эмпирического V_{le} и приведённого V_{lp} коэффициентов перебора от коэффициента ζ при проходке тоннелей диаметром 4–10 м ТПМК с активным пригрузом забоя

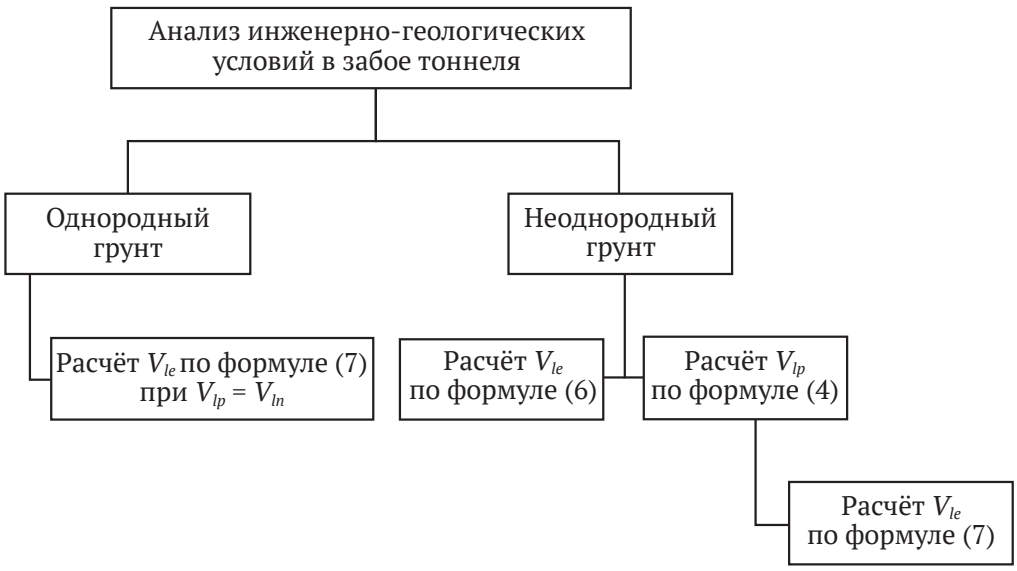


Рис. 5. Схема расчёта эмпирического коэффициента перебора V_{le}

Заключение

Методом обратного анализа установлены эмпирические величины коэффициента технологического перебора грунта для щитов с условным диаметром 4...10 м. Значение эмпирического коэффициента изменяется в пределах от 0,5 % (для щитов с условным диаметром 10 м) до 5 % (для щитов с условным диаметром 4 м). Показанная на рис. 5 схема расчета позволяет определять коэффициент технологического перебора при проходке тоннелей щитами с активным пригрузом забоя с учётом диаметра ТПМК и типов грунтов, слагающих забой тоннеля (однородные, неоднородные).

Предлагаемый метод был успешно реализован при строительстве перегонных тоннелей Некрасовской и Большой Кольцевой линий Московского метрополитена. Оптимизация мероприятий по обеспечению сохранности существующих зданий в комплексе с научно-техническим сопровождением подземного строительства позволила примерно на 6 мес. сократить срок проходки перегонов между станциями «Окская» и «Нижегородская» Некрасовской линии, а также обеспечить экономию порядка 2,5 млрд руб.

Список литературы

1. Потапова Е.В. Типология сооружений метрополитена для задач классификации геотехнических рисков. *Горные науки и технологии.* 2021;6(1):52–60. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-1-52-60

2. Мангушев Р.А., Сапин Д.А., Кириллов В.М. Влияние типа конечных элементов при численном моделировании ограждений котлованов на конечную осадку фундаментов соседних зданий. В: *Механика грунтов в геотехнике и фундаментостроении: Материалы международной научно-технической конференции*. Новочеркасск; 2018. С. 708–718.

3. Куликова Е.Ю. Методические основы повышения эколого-технологической надежности городских подземных сооружений. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(6–1):176–185. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-61-0-176-185

4. Никифорова Н. С., Коннов А. В. Прогноз деформаций оснований окружающей застройки с учетом защитных мероприятий. *Основания, фундаменты и механика грунтов*. 2020;(6):7–12.

5. Gong Zh., Li Y., Liu M., Tang C. A case study for large excavation constructed by open cutting with under mining method in Xuzhou, China. In: *World Tunnel Digital Congress and Exhibition (WTC) 2020 and the 46th General Assembly*. 11–17 September 2020. Kuala Lumpur, Malaysia. 2020. Pp. 721–724.

6. Hewitt P., Suthagaran V. Dealing with the challenges of ground response on deep urban excavations adjacent to underground transport infrastructure in Australia. In: *World Tunnel Digital Congress and Exhibition (WTC) 2020 and the 46th General Assembly*. 11–17 September 2020. Kuala Lumpur, Malaysia. 2020. Pp. 801–806.

7. Konyukhov D.S., Polyankin A.G., Kazachenko S.A. An analysis of the factors which influence geotechnical calculations and monitoring data agreement. In: *Proceedings of International Tunneling Symposium in Turkey. Challenges of Tunneling*. Istanbul, Turkey. 2017. Pp. 51–63.

8. Устинов Д.В. Влияние выбора модели вмещающего массива на результаты моделирования проходки перегонных тоннелей метрополитена. *Геотехника*. 2018;(5–6):34–50.

9. Lee Ch.-J., Wu B.-R., Chiou Sh.-Y. Soil Movements Around a Tunnel in Soft Soils. In: *Proceedings of the National Science Council, Republic of China (A)*. China. 1999;23(2):235-247.

10. Bourget A.P.F., Chiriotti E., Patrinieri E. Evolution of risk management during an underground project's life cycle. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 4375–4385. https://doi.org/10.1201/9780429424441-463

11. Мангушев Р.А., Никифорова Н.С. *Технологические осадки зданий и сооружений в зоне влияния подземного строительства*. Под ред. Мангушева Р. А. М.: Изд-во АСВ; 2017. 168 с.

12. Discussion sessions. Session 2: Bored tunnels: Construction. In: Bakker K.J., Bezuijen A., Broere W., Kwast E.A. (eds.) *Proc. of the 5th International symposium "Geotechnical Aspects of Underground Construction in Soft Ground"*. Netherlands, 2005. Pp. 945–950.

13. Тупиков М.М. *Особенности деформирования грунтового массива и сооружений при строительстве мелкозаглубленных коммуникационных тоннелей в городских условиях*. [Автореферат дис.... канд. техн. наук]. М.: МГУПС, 2011. 24 с.

14. Mahdi S., Gastebled O., Khodr S. Back analysis of ground settlements induced by TBM excavation for the north extension of Paris metro, line 12. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 2606–2615. https://doi.org/10.4324/9781003031635-6

15. Mahdi S., Gastebled O., Ningre H., Senechal M. Grand Paris Express, Line 15 East – predictive damage analysis combining continuous settlement trough modelling, risk management, automated vulnerability checks and visualization in GIS. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 5855–5864. https://doi.org/10.4324/9781003031871-9

16. El Houari N., Allal M.A., Abou Bekr N. Numerical simulation of the mechanical response of the tunnels in the saturated soils by Plaxis. *Jordan Journal of Civil Engineering*. 2011;5(1):9–31. URL: https://jjce.just.edu.jo/issues/show_paper.php?pid=171

17. Voznesensky A.S., Kidima-Mbombi L.K. Formation of synthetic structures and textures of rocks when simulating in COMSOL Multiphysics. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):65–72. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72

18. Тер-Мартиросян А.З., Кивлюк В.П., Исаев И.О., Шишкина В.В. Определение фактического коэффициента перебора (участок «Косино» – «Юго-Восточная»). *Construction and Geotechnics*. 2021;12(2):5–14. https://doi.org/10.15593/2224-9826/2021.2.01

References

1. Potapova E.V. Typology of metro structures for the tasks of geotechnical risk classification. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(1):52-60. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-1-52-60

2. Mangushev R.A., Sapin D.A., Kirillov V.M. Effect of finite element type on ultimate subsidence of neighboring building foundations in numerical modeling of shoring of excavation. In: *Soil Mechanics in Geotechnics and Foundation Engineering: Proceedings of the International Research-to-Practice Conference*. Novocherkassk. 2018. P. 708–718 (In Russ.)

3. Kulikova E.Yu. Methodical principles for improving the ecological and technological reliability of urban underground structures. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(6–1):176–185. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-61-0-176-185

4. Nikiforova N.S., Konnov A.V. Predicting deformations of the surrounding buildings foundations with regard to protective measures. *Soil Mechanics and Foundation Engineering*. 2020;(6):7–12. (In Russ.)

5. Gong Zh., Li Y., Liu M., Tang C. A case study for large excavation constructed by open cutting with under mining method in Xuzhou, China. In: *World Tunnel Digital Congress and Exhibition (WTC) 2020 and the 46th General Assembly*. 11–17 September 2020. Kuala Lumpur, Malaysia. 2020. Pp. 721–724.

6. Hewitt P., Suthagaran V. Dealing with the challenges of ground response on deep urban excavations adjacent to underground transport infrastructure in Australia. In: *World Tunnel Digital Congress and Exhibition (WTC) 2020 and the 46th General Assembly*. 11–17 September 2020. Kuala Lumpur, Malaysia. 2020. Pp. 801–806.

7. Konyukhov D.S., Polyankin A.G., Kazachenko S.A. An analysis of the factors which influence geotechnical calculations and monitoring data agreement. In: *Proceedings of International Tunneling Symposium in Turkey. Challenges of Tunneling*. Istanbul, Turkey. 2017. Pp. 51–63.

8. Ustinov D.V. Impact of the enclosing massif model selection over the results of subway tunnels excavation modelling. *Geotechnics*. 2018;(5–6):34–50. (In Russ.)

9. Lee Ch.-J., Wu B.-R., Chiou Sh.-Y. Soil Movements Around a Tunnel in Soft Soils. In: *Proceedings of the National Science Council, Republic of China (A)*. China. 1999;23(2):235-247.

10. Bourget A.P.F., Chiriotti E., Patrinieri E. Evolution of risk management during an underground project's life cycle. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 4375–4385. https://doi.org/10.1201/9780429424441-463

11. Mangushev R.A., Nikiforova N.S. *Process subsidence of buildings and structures in the underground construction affected zone*. Moscow: ASV Publishing House; 2017. 168 p. (In Russ.)

12. Discussion sessions. Session 2: Bored tunnels: Construction. In: Bakker K.J., Bezuijen A., Broere W., Kwast E.A. (eds.) *Proc. of the 5th International symposium "Geotechnical Aspects of Underground Construction in Soft Ground"*. Netherlands, 2005. Pp. 945–950.

13. Tupikov M.M. *Peculiarities of straining soil mass and structures during construction of shallow utility tunnels in urban conditions*. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. Moscow: MGUPS Publishing House; 2011. 24 p. (In Russ.)

14. Mahdi S., Gastebled O., Khodr S. Back analysis of ground settlements induced by TBM excavation for the north extension of Paris metro, line 12. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 2606–2615. https://doi.org/10.4324/9781003031635-6

15. Mahdi S., Gastebled O., Ningre H., Senechal M. Grand Paris Express, Line 15 East – predictive damage analysis combining continuous settlement trough modelling, risk management, automated vulnerability checks and visualization in GIS. In: Peila D., Viggiani G., Celestino T. (eds.). *Tunnels and Underground Cities: Engineering and Innovation meet Archaeology, Architecture and Art*. London: Taylor & Francis Group; 2019. Pp. 5855–5864. https://doi.org/10.4324/9781003031871-9

16. El Houari N., Allal M.A., Abou Bekr N. Numerical simulation of the mechanical response of the tunnels in the saturated soils by Plaxis. *Jordan Journal of Civil Engineering*. 2011;5(1):9–31. URL: https://jjce.just.edu.jo/issues/show_paper.php?pid=171

17. Voznesensky A.S., Kidima-Mbombi L.K. Formation of synthetic structures and textures of rocks when simulating in COMSOL Multiphysics. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):65–72. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72

18. Ter-Martirosian A.Z., Kivliuk V.P., Isaev I.O., Shishkina V.V. Determination of the actual excess excavation ratio (section "Kosino" – "Yugo-Vostochnaya"). *Construction and Geotechnics*. 2021;12(2):5–14. https://doi.org/10.15593/2224-9826/2021.2.01

Информация об авторе

Дмитрий Сергеевич Конюхов – кандидат технических наук, доцент, Руководитель отдела научного сопровождения строительства, АО «Мосинжпроект», г. Москва, Российская Федерация; ORCID 0000-0001-8635-232X, Scopus ID 6507981388; e-mail gidrotehnik@inbox.ru

Information about the author

Dmitrii S. Konyukhov – Cand. Sci. (Eng.), Assoc. Professor, Head of the Department of Scientific Support for Construction, Mosinzhproekt JSC, Moscow, Russian Federation; ORCID 0000-0001-8635-232X, Scopus ID 6507981388; e-mail gidrotehnik@inbox.ru

Поступила в редакцию	18.12.2021	**Received**	18.12.2021
Поступила после рецензирования	05.01.2022	**Revised**	05.01.2022
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-57-65

Система автоматического управления процессом черпания шагающего экскаватора-драглайна

Л.Д. Певзнер SC ✉, **Н.А. Киселев**
Российский технологический университет – МИРЭА, г. Москва, Российская Федерация
✉ *lpevzner@msmu.ru*

Аннотация
Актуальность исследований, результаты которых составляют основу систем автоматического управления рабочей операцией черпания шагающего экскаватора-драглайна, обусловлена необходимостью повышения производительности машины и снижением предельных нагрузок на механизмы и канатные системы. Анализу подвергается система автоматического управления рабочей операцией черпания шагающего экскаватора-драглайна, позволяющая обеспечить повышение его эксплуатационной производительности за счет приближения процесса черпания к рациональному.
На основе методов математического моделирования систем электропривода основных механизмов экскаватора-драглайна составлены имитационные математические модели, которые описывают движение ковша и канатных систем. Результаты компьютерного модельного исследования, выполненные программными средствами SimInTech, подтвердили работоспособность предложенного алгоритма автоматического черпания.
Разработанная система автоматического управления операцией черпания позволяет приблизить траекторию черпания к оптимальной, обеспечивая предельно быстрое заглубление с допустимым перерегулированием и последующим равномерным черпанием с постоянной толщиной срезаемой стружки. Показатели качества управляемого процесса черпания в породах с удельным сопротивлением k_p = 1,45 ± 0,45 кг/см^2 и k_p = 3,35 ± 0,75 кг/см^2 практически совпадают: перерегулирование в первом случае 7,2 %, во втором – 10,4 %, время регулирования в первом случае 4 с, во втором – 3,5 с.
Разработанная система автоматического управления операцией черпания вместе с автоматическими системами транспортирования груженого ковша в отвал и порожнего ковша в забой, системами автоматической защиты от перегрузки главных механизмов, системой контроля безопасного движения ковша в рабочем пространстве драглайна позволяют повысить уровень автоматизации экскаватора-драглайна и его производительность

Ключевые слова
горная машина, шагающий экскаватор-драглайн, ковш, операция, черпание, автоматизация, математические модели, электропривод, алгоритм, управление, регулятор

Для цитирования
Pevzner L.D., Kiselev N.A. Automatic control system for walking dragline excavator digging. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):57–65. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-57-65

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research article

Automatic control system for walking dragline excavator digging

L.D. Pevzner SC ✉, **N.A. Kiselev**
Russian Technological University MIREA, Moscow, Russian Federation
✉ *lpevzner@msmu.ru*

Abstract
This paper presents the results of the development of automatic control systems for walking dragline excavator digging process. The process enables operational productivity to be enhanced through optimizing digging process. This also prevents extreme loads on machinery and hoist cable deflection. The paper also describes mathematical models of the electric drives of the main excavator machinery which form the bucket motion and the model of cable length change. Further the study will analyse the tructure of the control system and the automatic digging algorithm. Computer modeling findings are also described to confirm the operability of the automatic digging algorithm. Computer simulation of the processes in

© Певзнер Л. Д., Киселев Н. А., 2022

electric drives of main machinery of a walking dragline in digging operations was performed by means of SimInTech software. The automatic control system optimizes digging trajectory with very fast penetration with permissible overregulation following digging at a constant cut depth. The integrated system of dragline operation process control is practically independent due to the following factors: the automatic digging control system in combination with automatic systems for transporting the loaded bucket to dump and the empty bucket to the face; the automatic main machinery overload protection systems; and the system of control over safe bucket movement in the dragline working space

Keywords
mining machinery, walking dragline excavator, bucket, operation, digging, mathematical models, automation, electric drive, algorithm, control, controller

For citation
Pevzner L.D., Kiselev N.A. Automatic control system for walking dragline excavator digging. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):57–65. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-57-65

Введение

Шагающий экскаватор-драглайн – высокоэффективная горная машина, обладающая большими технологическими возможностями, – широко используется в горнодобывающей промышленности для ведения вскрышных работ по бестранспортной технологической схеме при добыче открытым способом таких полезных ископаемых, как уголь, сланцы, руды черных и цветных металлов, золото, сырье для химической промышленности [1, 2].

Опыт эксплуатации этих машин на угольных разрезах в России за достаточно длительный период показал, что эффективность использования шагающих драглайнов не превышает 70 %.

Обеспечить высокую эффективность работы шагающего экскаватора драглайна возможно путем автоматизации процессов управления основными рабочими операциями транспортирования груженого ковша в отвал и порожнего в забой, автоматизации процесса черпания, путем автоматического ограничения динамических нагрузок в электромеханических системах и контроля безопасного управления процессом экскавации [3–5].

Исследования, направленные на создание системы автоматического управления рабочей операцией черпания шагающего экскаватора-драглайна, актуальны потому, что такая система позволит обеспечить повышение эксплуатационной производительности за счет приближения процесса черпания к рациональному, недопущения предельных нагрузок на механизмы и провисания подъемных канатов.

1. Математическая модель рабочей операции черпания

Математическое моделирование технологических операций шагающего экскаватора драглайна является первым и важным этапом решения задачи построения алгоритмов и систем управления отдельными механизмами и машины в целом [6, 7].

Для составления математической модели черпания предполагалось, что тяговые канаты невесомые и нерастяжимые и скорость изменения их длины постоянная. В процессе черпания горной массы ковшом экскаватора-драглайна возникает сила сопротивления F_c, которую можно представить в виде суммы трех сил F_1, F_2, F_3 – соответственно силы трения ковша о грунт, силы сопротивления резанию и силы сопротивления перемещению призмы волочения горной массы. При этом сила трения ковша о грунт определяется выражением $F_1 = \beta N$, в котором β – коэффициент трения ковша о грунт, N – нормальная реакция опоры. Сила сопротивления резанию определяется выражением $F_2 = k_p B_b h$, в котором k_p – удельное сопротивление горной массы резанию, B_b – ширина ковша, h – величина заглубления ковша.

На рис. 1 показан ковш и силы, приложенные к нему.

Рассматривая на рис. 1 схему сил, приложенных к ковшу, как расчетную, составим уравнения динамики движения ковша в осях длин канатов подъема и тяги $\{l_1, l_2\}$.

$$\begin{aligned} m_{lb}(t)\ddot{l}_1(t) &= F_1(t) - G_{lb}(t)\cos\mu - (F_2(t) + F_r(t))\sin(\alpha - \mu), \\ m_{lb}(t)\ddot{l}_2(t) &= F_2(t) - G_{lb}(t)\sin\alpha - (F_1(t) + F_r(t))\sin(\alpha - \mu), \end{aligned} \quad (1)$$

где $m_{lb}(t)$ – масса ковша вместе с наполняемой горной массой.

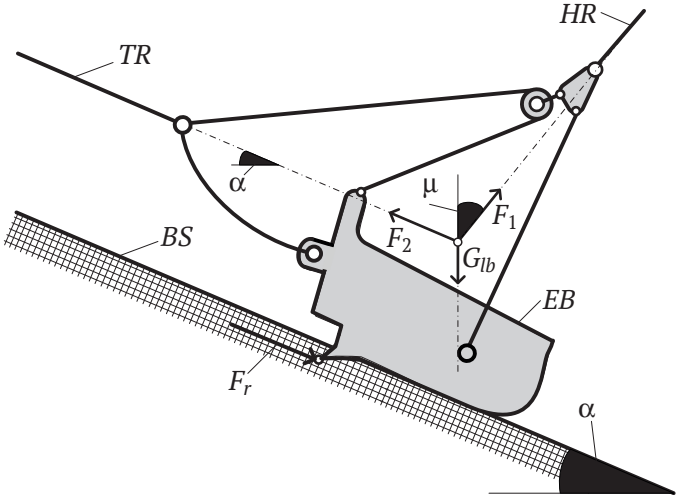


Рис. 1. Схема сил, приложенных к ковшу:
HR – канаты подъема; *TR* –тяговые канаты;
BS – забойная поверхность; *EB* – ковш экскаватора;
F_r – силы сопротивления черпанию; F_1 – натяжение канатов подъема; F_2 – натяжение канатов тяги;
G_{lb} – вес нагруженного ковша; α – угол наклона забоя;
μ – отклонение от вертикали канатов подъема

2. Математическая модель электроприводов механизмов подъема и тяги

Электроприводы механизмов подъема и тяги шагающего экскаватора ЭШ 20.90 имеют одинаковые структуры [8, 9]: генератор – двигатель (Г–Д) с тиристорным возбуждением и системой управления по схеме двухконтурного подчиненного регулирования с регуляторами тока силовой цепи и напряжения генератора.

Математическая модель[1] системы «механизм подъема–ковш–механизм тяги» составлена по схеме, показанной на рис. 2, в условиях известных допущений [10, 11].

Математическая модель электропривода любого из механизмов подъема или тяги, входом которого есть $U_t(t)$ – напряжение командоаппарата задания скорости изменения длины соответствующего каната, а выходом $\omega(t)$ – частота вращения вала двигателя, представляется системой уравнений (2).

[1] Техдокументация на ЭШ 20.90. URL: https://maxi-exkavator.ru /excapedia /technic/esh-2090_omz

$$
\begin{aligned}
u_{VR}(t) &= \mathrm{sat}(U_t(t) - k_1 e(t);\ k_{VR},\ u^*_{VR}),\\
u_{CR}(t) &= \mathrm{sat}\left(u_{VR}(t) - k_4 I(t) + k_5 \int_0^t (u_{VR}(t) - k_4 I(t))\,dt;\ k_{CR},\ u^*_{CR}\right),\\
u_{MA}(t) &= k_{MA} u_{CR}(t),\\
T_{TC}\dot{u}_{TC}(t) + u_{TC}(t) &= k_{TC}(t) u_{MA}(t),\\
T_G \dot{u}_G(t) + u_G(t) &= k_G u_{TC}(t),\\
T_{AC}\dot{I}(t) + I(t) &= k_{AC}(u_G(t) - C_E\omega(t)),\\
J\dot{\omega}(t) &= C_M I(t) - M_R.
\end{aligned}
\qquad (2)
$$

В этих выражениях:

$u_{VR}(t)$, $u_{CR}(t)$, $u_{MA}(t)$, $u_{TC}(t)$, $u_G(t)$ – выходные сигналы соответственно регулятора напряжения, регулятора тока, согласующего усилителя, тиристорного преобразователя и генератора; u^*_{VR}, u^*_{CR} – предельные

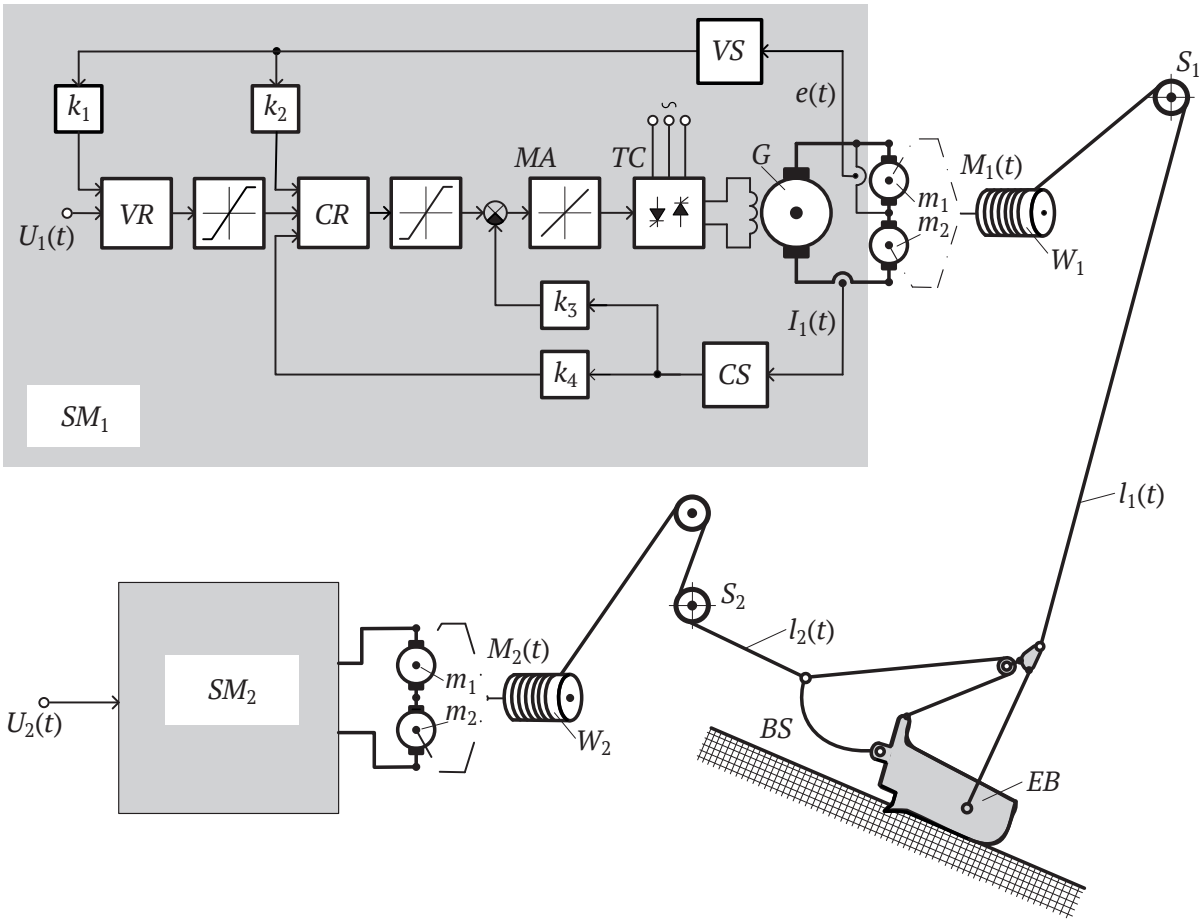


Рис. 2. Схема системы «механизм подъема–ковш–механизм тяги»:
S_1 – головные блоки; S_2 – блоки наводки; l_1 – подъемные канаты; l_2 – тяговые канаты; *EB* – ковш экскаватора; *BS* – забойная поверхность; W_1 – лебедка механизма подъема; W_2 – лебедка механизма тяги; SM_1, SM_2 – система управления питанием двигателей соответственно подъема и тяги; *CS* – датчик тока привода подъема; *VS* – датчик напряжения генератора; *VR* – регулятор напряжения; *CR* – регулятор тока; *MA* – согласующий усилитель; *TC* – тиристорный преобразователь; k_1, k_2, k_3, k_4 – блоки коэффициентов обратных связей; m_1, m_2 – двигатели; M_1, M_2 – движущие моменты подъема и тяги соответственно; U_1, U_2 – задания на движение подъема и тяги соответственно

значения сигналов регуляторов напряжения и тока; k_{VR}, k_{CR} – коэффициенты передачи ограничителей; T_{TC}, T_G, T_{AC} – постоянные времени тиристорного преобразователя, генератора и якорной цепи; k_1, k_4, k_5 – параметры П-регулятора напряжения и ПИ-регулятора тока; k_{MA}, k_{TC}, k_G, k_{AC} – коэффициенты передачи согласующего усилителя, тиристорного преобразователя, генератора и якорной цепи; J – момент инерции механизма, приведенный к валу двигателя; $I(t)$ – ток якорной цепи двигателей; C_E, C_M – конструктивные постоянные двигателя; M_R – момент сопротивления в приводе, приведенный к валу двигателя.

Выполнена процедура синтеза ПИ-регулятора внутреннего контура – контура тока, путем настройки его на модульный оптимум. Найдены с использованием технических характеристик экскаватора ЭШ 20.90[2] параметры регулятора и его передаточная функция

$$W_{CR}(s)=\frac{4,6s+1}{6,69s}.$$

Согласно процедуре синтеза на модульный оптимум определены параметр П-регулятора напряжения и его передаточная функция

$$W_{VR}(s)=8,32.$$

[2] Некоторые технические характеристики шагающего экскаватора драглайна ЭШ20/90, используемые при получении передаточных функций звеньев его модели:

– коэффициент передачи тиристорного возбудителя $k_{TC}=44,3V/V$;

– постоянная времени тиристорного возбудителя $T_{TC}=0,01s$;

– коэффициент передачи генератора $k_G=14,0V/V$;

– постоянная времени генератора $T_G=4,6s$;

– коэффициент передачи якорной цепи двигателя $k_{AC}=31,0\Omega^{-1}$;

– постоянная времени якорной цепи $T_{AC}=0,05s$;

– момент инерции ротора двигателя и лебедки механизма подъема/тяги, приведенный к валу двигателя $J=517Nm/A$;

– конструктивные постоянные двигателя $C_E=8,64V/s$, $C_M=8,64Nm/A$;

– коэффициент передачи датчика тока $k_{CS}=0,0029V/A$;

– коэффициент передачи датчика напряжения $k_{VS}=0,0081V/V$;

– предельные значения сигналов регуляторов напряжения и тока $10V$;

– стопорный ток якоря двигателя $I_{stop}=3400$A;

– номинальное напряжение генератора $U_G^*=1230V$; $U_{\text{Г ном}}=1230$ В;

– номинальная угловая скорость двигателя $\omega_M^*=70,6s^{-1}$;

– передаточное отношение редуктора механизма подъема/тяги $r=22,53$;

– КПД редуктора механизма подъема/тяги $\eta=0,9$;

– радиус барабана лебедки механизма подъема/тяги $r_W=0,9m$;

– электромеханическая постоянная времени двигателя $T_M=0,06s$;

– вес порожнего ковша $G_b=220\ kN$;

– вес ковша с горной массой $G_{lb}=480\ kN$.

Техдокументация на ЭШ 20.90 https://maxi-exkavator.ru/excapedia /technic/esh-2090_omz

3. Моделирование операции черпания

Модель движения ковша при взаимодействии с забоем состоит из модели электроприводов тяги и подъема (2), модели движения ковша при черпании (1) и технических данных экскаватора-драглайна ЭШ 20.90. Структура модели представлена на рис. 3.

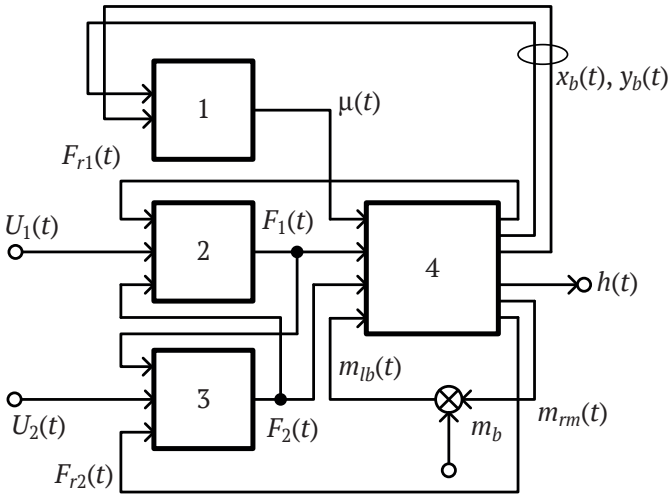


Рис. 3. Структура модели движения ковша при черпании:
блок *1* – определение угла μ; блок *2* – модель механизма подъема; блок *3* – модель механизма тяги; блок *4* – модель забоя; $U_1(t)$, $U_2(t)$ – задающие напряжения приводов подъема и тяги; $x_b(t)$, $y_b(t)$ – текущие декартовы координаты положения ковша; μ – угол между подъемными канатами и осью *y*; $h(t)$ – величина заглубления ковша в забой; m_b, $m_{rm}(t)$, $m_{lb}(t)$ – масса порожнего ковша, горная масса в ковше, масса груженого ковша соответственно; $F_1(t)$, $F_2(t)$ – сила, действующая на ковш со стороны механизма подъема и тяги соответственно; $F_{r2}(t)$ – сила, действующая на ковш со стороны забоя вдоль оси тягового каната, содержащая силы трения, сопротивления резанию породы, сопротивления перемещению призмы волочения породы; $F_{rN}(t)$ – сила, действующая на ковш со стороны забоя по нормали, содержащая силы тяжести, сопротивления резанию породы

3.1. Модельные исследования процессов в электроприводах главных механизмов

Для реализации компьютерного моделирования процессов в электроприводах главных механизмов шагающего драглайна при выполнении операции черпания выбраны программные средства среды SimInTech.

Моделирование процессов изменения длин канатов подъема и тяги и процессов в электроприводах выполнялось на основании модельных представлений (1), (2). Схемы компьютерных моделей электроприводов подъема и тяги и изменения длин канатов представлены соответственно на рис. 4 и 5.

Параметры моделей взяты из технической документации [12] шагающего экскаватора ЭШ 20.90, для которого электроприводы подъема и тяги используют генератор ГПЭ-2500-750У3 с номинальным напряжением 1200 *V* и двигатели МПЭ-1000-630У3 с номинальной частотой вращения 70,6 $с^{-1}$.

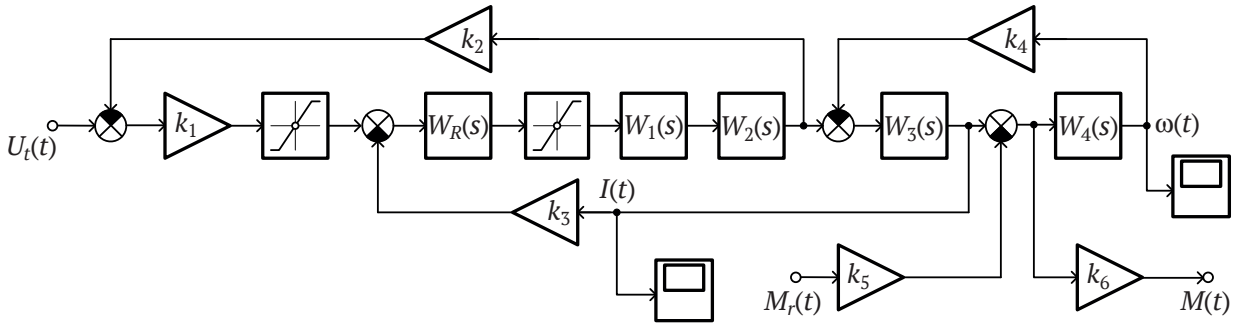


Рис. 4. Структурная схема модели электроприводов:
$U_t(t)$ – сигнал задания с командоконтроллера; коэффициенты: $k_1 = 0{,}324$, $k_2 = 0{,}0081$, $k_3 = 0{,}0029$, $k_4 = 17{,}28$, $k_5 = 0{,}00231$, $k_6 = 389{,}769$; передаточные функции моделей звеньев: $W_1(s) = 44{,}3/(0{,}01s + 1)$, $W_2(s) = 14{,}0/(4{,}6s + 1)$, $W_3(s) = 31/(0{,}05s + 1)$, $W_4(s) = 0{,}032/s$; ω(t) – частота вращения вала двигателя; $M_r(t)$ – момент сил сопротивления, приведенный к валу двигателя; $M(t)$ – момент на валу лебедки подъема/тяги

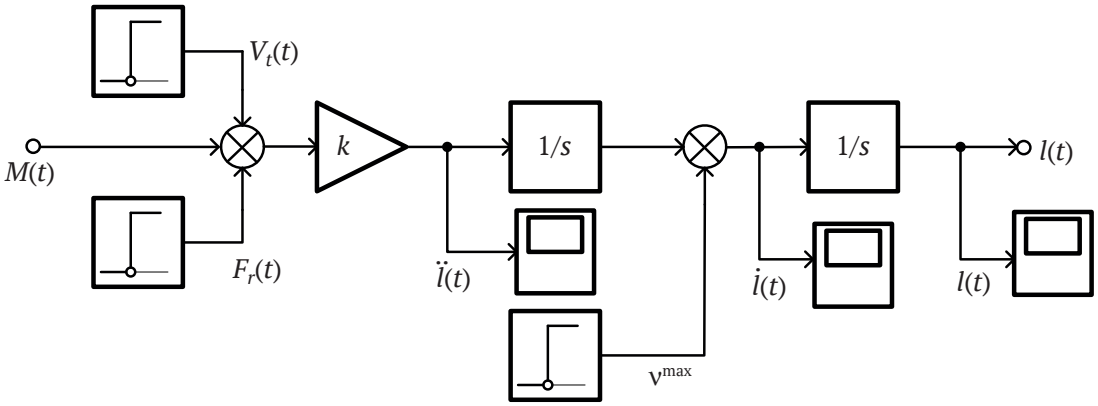


Рис. 5. Схема компьютерной модели изменения длин канатов:
$V_t(t)$ – сигнал задания скорости изменения длин канатов. Для максимальной скорости сигнал командоаппарата равен 10 В; максимальная сила сопротивления черпанию max $F_r(t) = 201\,858{,}7234$ кН; $M(t)$ – момент на валу лебедки подъема/тяги; коэффициент $k = 3{,}2987e^{-06}$; величина максимальной скорости изменения длины каната $v^{max} = 0{,}2497$ мс$^{-1}$; $\ddot{l}(t)$, $\dot{l}(t)$, $l(t)$ – текущие значения ускорения, скорости и длины каната подъема / тяги соответственно

Из результатов модельных исследований, показанных на рис. 6, видно, что время разгона модели электропривода составило 3 с установившаяся скорость изменения длины канатов $v^{max} = 0{,}25$ мс$^{-1}$ согласуется с осциллограммами реальных кривых разгона и торможения электроприводов драглайна, представленными в [13].

Модельные исследования подтвердили достаточную адекватность описания динамических процессов в электроприводах и кинематики движения канатов тяги и подъема.

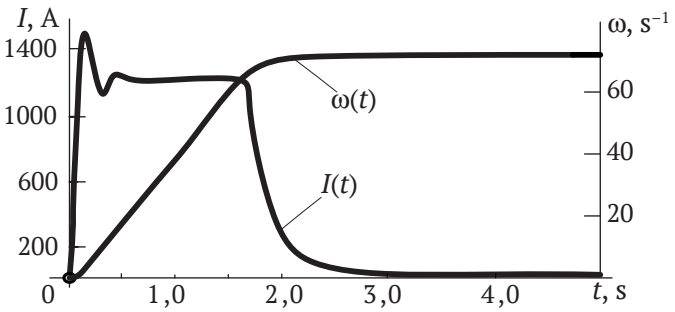


Рис. 6. Результаты модельных исследований:
I – ток разгона, А; ω – частота вращения вала двигателя, с$^{-1}$

3.2. Моделирование процесса черпания

Модельные исследования процесса черпания выполняются в соответствии со схемой на рис. 3. Процесс черпания выполняется с постоянной скоростью тяги, равной 1 мс$^{-1}$. Процесс рационального черпания осуществляется либо с максимальным начальным заглублением, либо с постоянной толщиной стружки.

В первом случае время черпания минимально, поскольку используется максимально мощность экскаваторных приводов тяги и подъема. Однако такой метод может привести к стопорению привода тяги и, что не менее важно, к сложностям последующих черпаний в силу неравномерности профиля забоя.

При втором методе черпания рельеф забоя обрабатывается равномерно, мощность экскаваторных приводов используется не полностью, динамические нагрузки исключают возможность стопорения ковша.

Метод равномерного наполнения ковша положен в основу синтеза системы управления процессом черпания, для которой регулируемой величиной является толщина срезаемой стружки.

Структура системы автоматического управления процессом черпания представлена на рис. 7.

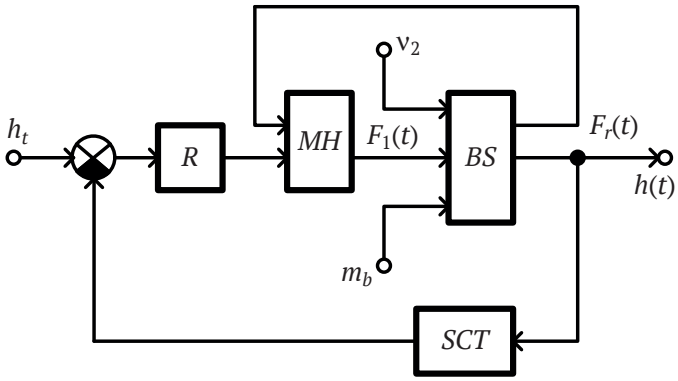


Рис. 7. Структура системы автоматического управления процессом черпания:
блок *R* – регулятор; блок *MH*– модель механизма подъема; блок *BS* – модель забоя; $h(t)$ – текущее значение толщины срезаемой стружки; $F_r(t)$ – текущее сопротивление резанию горной массы; *SCT* – датчик толщины стружки; h_t – задание на толщину стружки

В системе исследовалась возможность использования ПИД-регулятора с найденными по Циглеру–Никольсу параметрами: k_P = 46, k_1 = 33,3, k_D = 15,19. Выполнялась отработка задания небольшой –0,3 м – и существенно большей –0,75 м – толщине стружки. Результат исследования приведен на рис. 8. В обоих случаях имеет место недопустимое перерегулирование и длительное время регулирования.

Использование интегрального регулятора позволило значительно уменьшить перерегулирование, но при этом переходный процесс существенно удлинился.

Исследования показали неэффективность линейных регуляторов, поэтому, исходя из логики реальной работы машиниста, предлагается двухэтапный алгоритм формирования управляющего воздействия на привод тяги.

Процесс черпания представляется состоящим из двух этапов: заглубление и движение ковша с постоянной толщиной стружки. Второй этап обеспечивает линейный алгоритм ПИД-регулятора, первый этап черпания формируется нелинейным алгоритмом

$$u(h;\mu)=\begin{cases}0, & \varepsilon \le h_0(\mu),\\ -10, & \varepsilon > h_0(\mu),\end{cases}$$

$$\varepsilon(t)=h_з-h(t).$$

В этом выражении $h_0(\mu)$ – путь торможения при заглублении ковша, зависящий от силы натяжения канатов подъема, точнее, от угла наклона канатов подъема.

Содержательный смысл этого алгоритма состоит в том, что заглубление ковша в породу проходит с максимальным усилием и остановить движение следует на глубине задания. Таким образом, срезаемая толщина оказывается нелинейной функцией времени, но скорость изменения толщины – почти линейная функция времени, что видно из рис. 10.

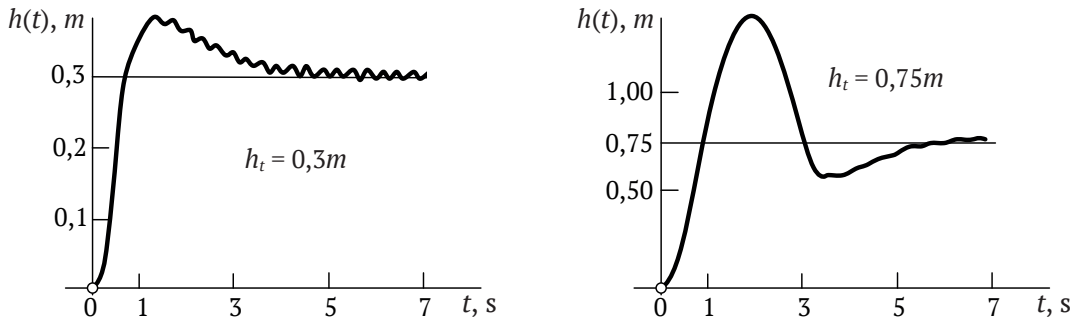


Рис. 8. Изменение толщины стружки при различных параметрах ПИД-регулятора

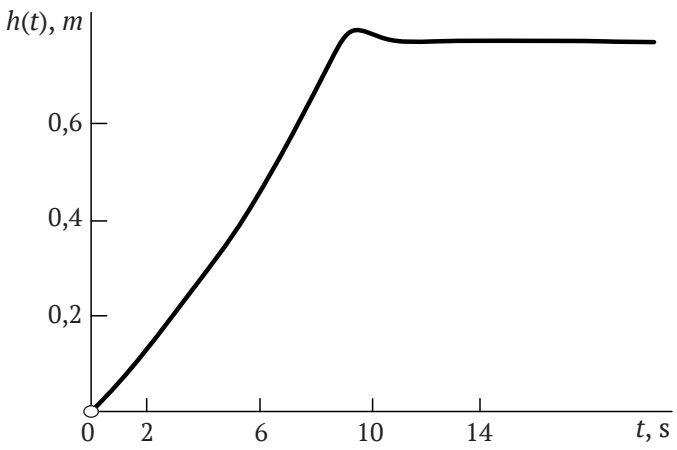


Рис. 9. Изменения толщины стружки при И-регуляторе

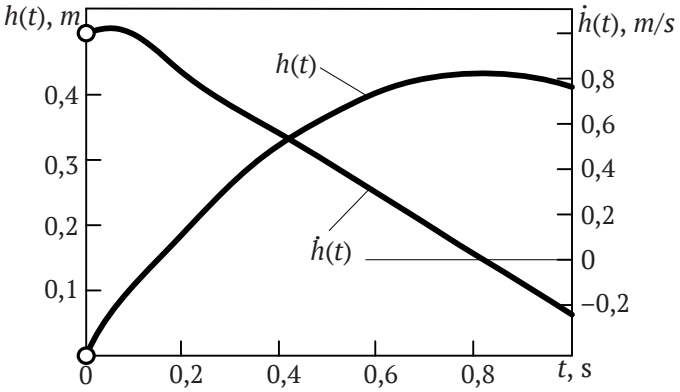


Рис. 10. Изменение толщины стружки с нелинейным регулятором:
$h(t)$ – текущая толщина стружки; $\dot{h}(t)$ – скорость изменения толщины срезаемой стружки

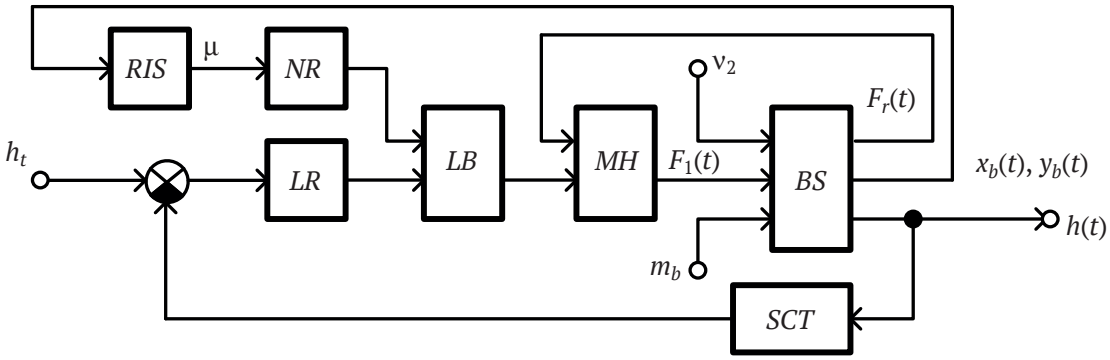


Рис. 11. Структурная схема системы автоматического управления процессом черпания:
LR – линейный регулятор; *NR* – нелинейный регулятор; *LB* – логический блок; *RIS* – датчик угла наклона канатов подъема; *MH* – модель механизма подъема; *BS* – модель забоя; *SCT* – датчик толщины стружки; h_b – заданное значение толщины срезаемой стружки; $h(t)$ – текущее значение толщины срезаемой стружки; $x_b(t)$, $y_b(t)$ – текущие декартовы координаты ковша; блок $F_r(t)$ – текущее сопротивление резанию горной массы

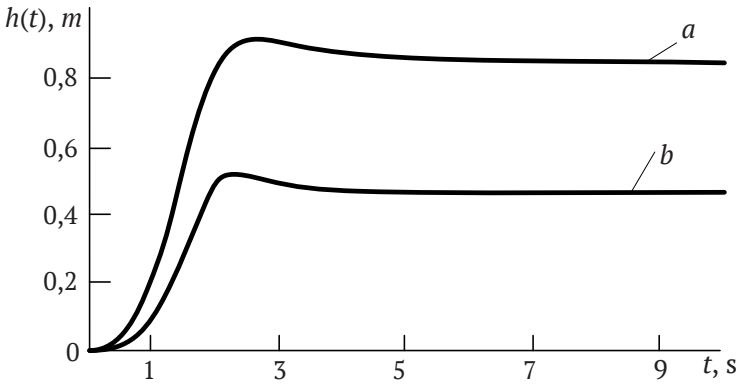


Рис. 12. Изменение толщины горной массы при автоматическом черпании

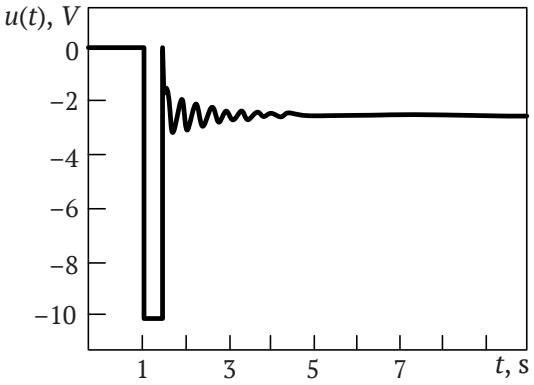


Рис. 13. Вид управляющего воздействия при автоматическом черпании

Структурная схема системы автоматического управления процессом черпания шагающим драглайном представлена на рис. 11.

Модельные исследования работоспособности системы автоматического управления процессом черпания проводились для случая, когда m_b = 22 000 кг – масса порожнего ковша; α = 30° – угол откоса забоя; v_0 = 1 мс$^{-1}$ – скорости движения тяговых канатов при черпании; h_t = 0,85 м – задание толщины черпания при удельном сопротивлении черпанию k_p = 1,45 ± 0,45 кг/см^2; h_t = 0,45 м – задание толщины черпания при удельном сопротивлении черпанию k_p = 3,35 ± 0,75 кг/см^2.

Результаты моделирования в виде кривых изменения толщины горной массы при автоматическом черпании для заданий *а*, *б* соответственно представлены на рис. 12. Кроме того, на рис. 13 представлен общий вид управляющего воздействия при автоматическом черпании.

Показатели качества управляемого процесса черпания в породах с удельным сопротивлением k_p = 1,45 ± 0,45 кг/см^2 и k_p = 3,35 ± 0,75 кг/см^2 практически совпадают: перерегулирование в первом случае 7,2 %, во втором – 10,4 %, время регулирования в первом случае 4 с, во втором – 3,5 с.

Заключение

Разработанная система автоматического управления операцией черпания позволяет приблизить траекторию черпания к оптимальной, обеспечивая предельно быстрое заглубление, не более 3 секунд с допустимым перерегулированием не более 10 % и последующим равномерным черпанием с постоянной толщиной срезаемой стружки. Толщина стружки задается при внешней настройке.

Такие характеристики автоматической системы управления черпанием приводят к снижению нагрузок на электромеханическое оборудование и позволяют увеличить эксплуатационную производительность шагающего экскаватора-драглайна.

Разработанная система автоматического управления операцией черпания вместе с автоматическими системами транспортирования груженого ковша в отвал и порожнего ковша в забой, системами автоматической защиты от перегрузки главных механизмов, системой контроля безопасного движения ковша в рабочем пространстве драглайна – делает комплексную систему управления рабочим процессом драглайна практически автономной.

Список литературы

1. Ponnusamy M., Maity T. Recent advancements in dragline control systems. *Journal of Mining Science*. 2016;52:160–168. https://doi.org/10.1134/S106273911601025X

2. Liu H., Kearney M., Austin K. Development of dragline excavation model for operation planning. In: *Australasian Conference on Robotics and Automation*, *ACRA*. 2016. Pp. 55–63. URL: https://www.araa.asn.au/acra/acra2016/papers/pap107s1.pdf

3. Corke P., Winstanley G., Dunbabin M., Roberts J. Dragline automation: experimental evaluation through productivity trial. In: Yuta S., Asama H., Prassler E., Tsubouchi T., Thrun S. (eds.) *Field and Service Robotics. Springer Tracts in Advanced Robotics*. Springer, Berlin, Heidelberg. 2006;24:459–468. https://doi.org/10.1007/10991459_44

4. Liu H., Kearney M.P., Austin K.J. Dragline operation modelling and task assignment based on mixed-integer linear programming. *Optimization and Engineering*. 2018;19:1005–1036. https://doi.org/10.1007/s11081-018-9386-5

5. Htay W.Z., Pevzner L.D., Temkin I.O. Algorithmic and hardware support for on-board information system of walking dragline excavator. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(2):190–196. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-02-0-190-196

6. Gölbaşi O., Demirel N. Investigation of stress in an earthmover bucket using finite element analysis: A generic model for draglines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2015;115(7):623–628. https://doi.org/10.17159/2411-9717/2015/v115n7a8

7. Kumar A., Nandikanti S., Batchu C. Analysis of stress distribution on the bucket of a dragline machine. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2016;64(5-6):118–122.

8. Ha Q., Santos M., Nguyen Q., Rye D., Durrant-Whyte H. Robotic excavation in construction automation. In: *IEEE Robotics & Automation Magazine*. 2002;9:20–28. https://doi.org/10.1109/100.993151

9. Вуль Ю.Я., Ключев В.И., Седаков Л.В. *Наладка электроприводов экскаваторов*. М.: Недра; 1975.

10. Певзнер Л.Д. Автоматизированная система управления тяжелыми экскаваторами циклического действия. *Горная промышленность*. 2011;(5):58. URL: https://mining-media.ru/ru/article/karertekh/842-avtomatizirovannaya-sistema-upravleniya-tyazhelymi-ekskavatorami-tsiklicheskogo-dejstviya-2

11. Певзнер Л.Д. *Автоматизированное управление мощными одноковшовыми экскаваторами*. М.: Изд-во «Горное дело»; 2014.

12. Winstanley G.J., Corke P.I., Roberts J.M. Dragline swing automation. In: *IEEE International Conference on Robotics and Automation*. Albuquerque, New Mexico, USA. 1997;3:1827–1832. https://doi.org/10.1109/ROBOT.1997.619053

13. Ridley P., Corke P. Dragline Automation. In: *Proceedings 2001 ICRA. IEEE International Conference on Robotics and Automation (Cat. No.01CH37164)*. Seoul, Korea (South). 2001;4:3742–3747. https://doi.org/10.1109/ROBOT.2001.933200

References

1. Ponnusamy M., Maity T. Recent advancements in dragline control systems. *Journal of Mining Science*. 2016;52:160–168. https://doi.org/10.1134/S106273911601025X

2. Liu H., Kearney M., Austin K. Development of dragline excavation model for operation planning. In: *Australasian Conference on Robotics and Automation*, *ACRA*. 2016. Pp. 55–63. URL: https://www.araa.asn.au/acra/acra2016/papers/pap107s1.pdf

3. Corke P., Winstanley G., Dunbabin M., Roberts J. Dragline automation: experimental evaluation through productivity trial. In: Yuta S., Asama H., Prassler E., Tsubouchi T., Thrun S. (eds.) *Field and Service Robotics. Springer Tracts in Advanced Robotics*. Springer, Berlin, Heidelberg. 2006;24:459–468. https://doi.org/10.1007/10991459_44

4. Liu H., Kearney M.P., Austin K.J. Dragline operation modelling and task assignment based on mixed-integer linear programming. *Optimization and Engineering*. 2018;19:1005–1036. https://doi.org/10.1007/s11081-018-9386-5

5. Htay W.Z., Pevzner L.D., Temkin I.O. Algorithmic and hardware support for on-board information system of walking dragline excavator. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(2):190–196. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-02-0-190-196

6. Gölbaşi O., Demirel N. Investigation of stress in an earthmover bucket using finite element analysis: A generic model for draglines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2015;115(7):623–628. https://doi.org/10.17159/2411-9717/2015/v115n7a8

7. Kumar A., Nandikanti S., Batchu C. Analysis of stress distribution on the bucket of a dragline machine. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2016;64(5-6):118–122.

8. Ha Q., Santos M., Nguyen Q., Rye D., Durrant-Whyte H. Robotic excavation in construction automation. In: *IEEE Robotics & Automation Magazine*. 2002;9:20–28. https://doi.org/10.1109/100.993151

9. Vul Yu. Ya., Kluchev V. I., Sedakov L. V. *Adjustment of electric drives of excavators*. Moscow: Nedra Publ.; 1975. (In Russ.)

10. Pevzner L. D. Automated control system for heavy cyclic excavators. *Russian Mining Industry*. 2011;(5):58. (In Russ.). URL: https://mining-media.ru/ru/article/karertekh/842-avtomatizirovannaya-sistema-upravleniya-tyazhelymi-ekskavatorami-tsiklicheskogo-dejstviya-2

11. Pevzner L. D. *Automated control of heavy-duty single-bucket excavators*. Moscow: Gornoe Delo Publ.; 2014 p. (In Russ.)

12. Winstanley G. J., Corke P. I., Roberts J. M. Dragline swing automation. In: *IEEE International Conference on Robotics and Automation*. Albuquerque, New Mexico, USA. 1997;3:1827–1832. https://doi.org/10.1109/ROBOT.1997.619053

13. Ridley P., Corke P. Dragline Automation. In: *Proceedings 2001 ICRA. IEEE International Conference on Robotics and Automation (Cat. No.01CH37164)*. Seoul, Korea (South). 2001;4:3742–3747. https://doi.org/10.1109/ROBOT.2001.933200

Информация об авторах

Леонид Давидович Певзнер – доктор технических наук, профессор, кафедра «Автоматические системы», Институт кибернетики, Российский технологический университет – МИРЭА, г. Москва, Российская Федерация; Scopus ID 37093879700; e-mail: lpevzner@msmu.ru

Николай Антонович Киселев – магистрант, кафедра «Автоматические системы», Институт кибернетики, Российский технологический университет – МИРЭА, г. Москва, Российская Федерация; e-mail: gost1996@gmail.com

Information about the authors

Leonid D. Pevzner – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Institute of Cybernetics, MIREA – Russian Technological University, Moscow, Russian Federation; Scopus ID 37093879700; e-mail: lpevzner@msmu.ru

Nikolay A. Kiselev – Undergraduate, Institute of Cybernetics, MIREA – Russian Technological University, Moscow, Russian Federation; e-mail: gost1996@gmail.com

Поступила в редакцию	11.07.2021	**Received**	11.07.2021
Поступила после рецензирования	17.09.2021	**Revised**	17.09.2021
Принята к публикации	01.02.2021	**Accepted**	01.02.2021

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-66-77

Повышение качества электрической энергии в подземных электрических сетях высокопроизводительных угольных шахт

Л. А. Плащанский[1], **С. Н. Решетняк**[2] ✉, **М. Ю. Решетняк**[2]

[1] *Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ МИСиС), г. Москва, Российская Федерация*

[2] *Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация*

✉ *reshetniak@inbox.ru*

Аннотация

Одним из основных факторов эффективного функционирования системы электроснабжения высокопроизводительных угольных шахт является бесперебойное питание электроэнергией подземных потребителей всего технологического цикла при достаточном количестве электроэнергии с обязательным соблюдением показателей ее качества. Анализ электропотребления высокопроизводительной угольной шахты показал, что порядка 57 % потребителей электрической энергии расположены в подземных выработках. Потребители можно разделить на участки основного технологического процесса добычи угля: добычные участки (13 %); участки конвейерного транспорта (13 %); подготовительные участки (8 %), и участки вспомогательных процессов добычи угля: водоотлив (23 %). Увеличение доли регулируемых электроприводов в общем балансе мощностей выемочных участков приводит к появлению факторов, не характерных ранее для подземных электрических сетей. К таким факторам относятся изменение гармонического состава сети, появление высших гармоник тока и напряжения, оказывающих влияние на питающую сеть, нагрев электрооборудования, потери мощности и электроэнергии. Поэтому вопросы повышения качества электрической энергии в подземных электрических сетях высокопроизводительных угольных шахт являются актуальными. В результате проведенных исследований разработана методика проведения экспериментальных исследований показателей качества электрической энергии (представленная в виде алгоритма) применительно к специфическим условиям высокопроизводительных угольных шахт, в том числе опасных по внезапным выбросам газа и пыли. Данная методика была апробирована на ряде угольных шахт компании АО «СУЭК-Кузбасс». Также представлены результаты проведенных экспериментальных исследований по определению фактического уровня суммарного коэффициента гармонических составляющих в подземных электрических сетях выемочных участков угольных шахт. Важное значение имеет обоснование параметров фильтра высших гармоник, представленный алгоритм расчета которого основывается на разработанной методике. Исследования показали, что применение прямого и обратного преобразований Clarke для расчета параметров фильтра высших гармоник применимы для всех уровней напряжений. Имитационная модель системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты позволяет исследовать условия демпфирования высших гармоник с помощью устройства повышения качества электрической энергии. Использование предложенных технических решений по повышению качества электрической энергии на основе имитационного моделирования позволило сделать заключение об успешном демпфировании высших гармоник, в частности, снижении суммарного значения напряжения гармонических составляющих (THD (U)) с 9,07 до 1,77 %.

Ключевые слова

угольная шахта, система электроснабжения, качество электрической энергии, гармонические составляющие, энергоэффективность, подземные электрические сети; имитационная модель, активный фильтр высших гармоник

Для цитирования

Plashchansky L. A., Reshetnyak S. N., Reshetnyak M. Y. Improvement of electric energy quality in underground electric networks of highly productive coal mines. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):66–77. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-66-77

© Плащанский Л. А., Решетняк С. Н., Решетняк М. Ю., 2022

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research article

Improvement of the electric energy quality in underground electric networks in highly productive coal mines

L. A. Plashchansky[1], S. N. Reshetnyak[2] ✉, M. Y. Reshetnyak[2]

[1] *National Research Technological University "Moscow Institute of Steel and Alloys" (NUST MISiS), Moscow, Russian Federation*

[2] *Institute for the Problems of Integrated Subsoil Development, Russian Academy of Sciences (IPKON RAS), Moscow, Russian Federation*

✉ *reshetniak@inbox.ru*

Abstract

One of the main factors for the effective functioning of the power supply system in highly productive coal mines is the uninterrupted power supply of underground consumers for the entire process cycle at sufficient amount of electric energy at a high level of quality and performance. The analysis of electric energy consumption in highly productive coal mine has shown that about 57 % of electric energy consumers are located in underground workings. Consumers can be divided into the following areas of basic technological process of coal production: production areas (13 %); conveyor transport areas (13 %); preparation areas (8 %), and areas of auxiliary processes of coal production: mine drainage (23 %). The increase in the share of controlled-velocity electric drives in the total power balance of fully-mechanized longwalls leads to factors previously atypical of underground power networks. Such factors include changes to the harmonic composition of the network, arising higher current and voltage harmonics, affecting the supplying network and causing heating of electrical equipment, power and electric energy losses. Therefore, the most pressing issues are to improve electric energy quality in underground electric networks of highly productive coal mines. The study has developed a technique for experimental investigations of quality indicators of electric energy (presented in the form of algorithm) in respect to specific conditions of highly productive coal mines. These include dangerous facilities in terms of sudden gas/dust outbursts. This technique was tested at a number of coal mines of JSC SUEK-Kuzbass. The study also presents the results of experimental investigations to determine the actual level of total harmonic distortion (factor) in underground electric networks of fully-mechanized longwalls of coal mines. Of greater importance is justification of higher harmonic filter parameters. To this end a calculation algorithm based on the developed technique has been proposed. Research has shown that application of forward and inverse Clarke transformations for calculating the harmonic filter parameters is applicable for all voltage levels. The simulation model of power supply system of a coal mine fully-mechanized longwall allows conditions of higher harmonics damping to be studied by means of a device for improvement of electric energy quality. Applying the proposed technical solutions to improve the quality of electric energy based on the simulation modeling allowed the successful damping of higher harmonics to be achieved. For example, the total harmonic components voltage (THD (U)) was reduced from 9.07 to 1.77 %.

Keywords

coal mine, power supply system, electric energy quality, harmonic components, energy efficiency, underground electric networks; simulation model, resistivity bridge harmonic filter

For citation

Plashchansky L.A., Reshetnyak S.N., Reshetnyak M.Y. Improvement of electric energy quality in underground electric networks of highly productive coal mines. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):66–77. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-66-77

Введение

Стабильная эксплуатация высокопроизводительных угольных шахт нового технико-экономического уровня является основой угледобывающей отрасли России [1–3]. Это обусловлено рядом технологических и геополитических вызовов, с которыми в настоящее время сталкивается Российская Федерация.

Одним из основных факторов эффективного функционирования системы электроснабжения высокопроизводительных угольных шахт является бесперебойное питание электроэнергией подземных потребителей всего технологического цикла при достаточном количестве электроэнергии с обязательным соблюдением показателей ее качества.

Технологический процесс современных угольных шахт использует энергоемкие мощные выемочные, проходческие и транспортные комплексы, цифровые телеметрические системы управления, защиты и блокировки, а также вспомогательные устройства. Высокая энергоемкость современных высокопроизводительных комплексов обеспечивается различными системами электроприводов, включая регулируемые на базе полупроводниковых устройств, особенно тиристорных преобразователей [4–6].

Использование данных устройств вызывает отклонение показателей качества электроэнергии от регламентируемых и способствует недопустимому нагреву электродвигателей, силовых трансформато-

ров, кабелей и другого электрооборудования [7–9]. Особо это опасно для подземных электрических сетей высокопроизводительных угольных шахт со специфическими условиями эксплуатации и интегрированным технологическим процессом, от которого зависит производительность всего предприятия. Поэтому контроль качества электрической энергии в подземных электрических сетях высокопроизводительных угольных шахт является весьма актуальным.

Основные положения

Анализ электропотребления высокопроизводительной угольной шахты показал, что порядка 57 % потребителей электрической энергии расположены в подземных выработках. Следует отметить, что эти потребители в свою очередь делятся на участки основного технологического процесса добычи угля: добычные участки (13 %); участки конвейерного транспорта (13 %); подготовительные участки (8 %), и участки вспомогательных процессов добычи угля: водоотлив (23 %) и др. Выемочные участки (комплексно-механизированные забои) являются одним из наиболее энергоемких потребителей и являются начальным звеном всего технологического процесса выемки угля, поэтому именно ему уделяется особое внимание.

В ранее проведенных исследованиях [10, 11] были представлены результаты анализа гармонического состава в электрических сетях понизительных подстанций высокопроизводительной угольной шахты АО «СУЭК-Кузбасс» «Полысаевская». В частности, были определены суммарные значения коэффициента гармонических составляющих напряжения по соответствующим подстанциям ПС-12 48 %, ПС-910 37,7 %, ПС-948 41,75 %. В ходе проведения дальнейших исследований данные результаты были уточнены и скорректированы. Результирующие значения коэффициента гармонических составляющих напряжения составляют соответственно: по ПС-12 13,48 %; ПС-910 10,77 %; ПС-948 11,8 %.

В состав комплексно-механизированного забоя угольной шахты входит следующее оборудование: выемочный комбайн; механизированная крепь; забойный конвейер; перегружатель; дробилка. Анализ комплексов позволил определить долю регулируемых мощностей технологического электрооборудования высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты.

Для исследуемой сети доля регулируемой мощности с помощью преобразовательных устройств у выемочного комбайна Eickhoff SL-300 составляет порядка 15 %, а доля регулируемой мощности в скребковом конвейере FFC-9 составляет порядка 33 %, что обусловлено наличием устройства плавного пуска, которое хотя и работает непродолжительное время, однако за смену, особенно ремонтную, число пусков значительно. Доля регулируемой мощности у перегружателя FSL-9 составляет 100 %, ее электродвигатель получает от преобразователя частоты. Дробилка FBL-10G непосредственно подключена к питающей сети [4, 5].

Следует отметить, что порядка 35 % систем электроприводов подключено к питающей сети через преобразовательные устройства, являющиеся источником высших гармоник [5, 11]. Увеличение доли регулируемых электроприводов в общем балансе мощностей выемочных участков приводит к появлению факторов, не характерных ранее для подземных электрических сетей. К таким факторам относятся изменение гармонического состава сети, появление высших гармоник тока и напряжения, оказывающих влияние на питающую сеть, нагрев электрооборудования, потери мощности и электроэнергии.

Объектом исследования были высокопроизводительные выемочные участки шахт АО «СУЭК–Кузбасс», в сетях которых проведены экспериментальные исследования, по методике, представленной в виде алгоритма (рис. 1). В качестве анализатора гармонического состава в подземных электрических сетях угольных шахт использовался регистратор параметров Algodue Elettronica UPM 3080. Анализатор, помимо измерения основных параметров электрической энергии, позволяет провести измерения отдельного и полного коэффициента гармонических искажений (THD) по напряжению и току до 40-й гармоники.

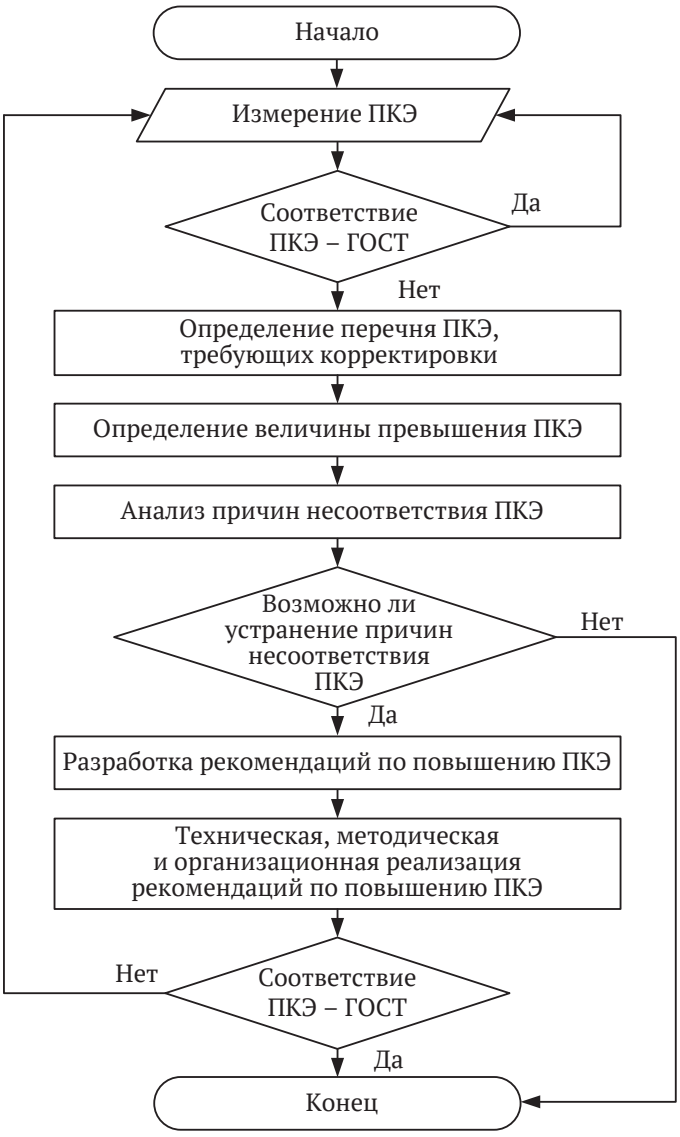


Рис. 1. Алгоритм экспериментальных исследований

Анализ результатов проведенных экспериментальных исследований (рис. 2) позволил сделать заключение о значительном превышении нормируемых величин по коэффициенту n-х гармонических составляющих напряжения $U_{ав}$, среди которых особенно выделяются 5-я и 7-я гармоники.

Суммарный коэффициент гармонических составляющих напряжения (СКГСН) (Total Harmonic Distortion Voltage ($THD(U)$) был определен как:

$$THD(U) = \sqrt{\sum_{n=2}^{40} \frac{U_n^2}{U_1}} 100\%, \quad (1)$$

где U_n – уровень напряжения n-й гармонической составляющей; n – номер гармоники; U_1 – уровень напряжения первой гармоники.

ГОСТ 32144–2013 «Электрическая энергия. Совместимость технических средств электромагнитная» вводит ограничения для параметра (THD(U)), который не должен превышать значения 5 % (уровень напряжения 6 кВ).

Исследование позволило определить фактический суммарный коэффициент гармонических составляющих напряжения в электрической сети выемочного участка, который составил 10,72 %, что превышает нормируемое значение (не более 5 % ГОСТ 32144–2013) в 2,14 раза.

Повышение параметров качества электрической энергии в подземных сетях высокопроизводительных угольных шахт возможно с помощью установки фильтров высших гармоник [12–14]. С целью выбора оптимального фильтра высших гармоник был разработан алгоритм (рис. 3). Выбор фильтра высших гармоник согласно представленному алгоритму осуществляется путем определения коэффициента мощности. Если коэффициент мощности требует корректировки в сторону увеличения, то предлагается к установке активный фильтр высших гармоник, если корректировки не требуется, то возможно установить ряд пассивных узкополосных фильтров или пассивный широкополосный фильтр высших гармоник [15–17]. Проведенное экспериментальное исследование показало низкий коэффициент мощности на выемочном участке cos φ = 0,77, поэтому в качестве фильтра принят активный фильтр высших гармоник. Анализ существующих активных фильтров высших гармоник показал, что наиболее распространённой схемой активного фильтра высших гармоник является схема при параллельном присоединении к сети с емкостным накопителем, это обусловлено простотой реализации фильтра [18, 19].

Общий принцип действия активного фильтра высших гармоник состоит в активной генерации компенсирующего тока (I_{AHF}) в противофазе с током гармонических искажений нагрузки (I_{load}), взаимной компенсации этих токов и получении в результате тока синусоидальной формы (I_{grid}).

Теоретической базой для построения активных фильтров высших гармоник является теория мгновенной мощности (p-q Теория), представленная в работах [19, 20], согласно которой происходит определение мгновенной мощности во временной области путем трансформирования напряжения и токов из трехфазной системы (координаты a, b, c) в систему координат α, β, 0, которое называется преобразованием Кларк.

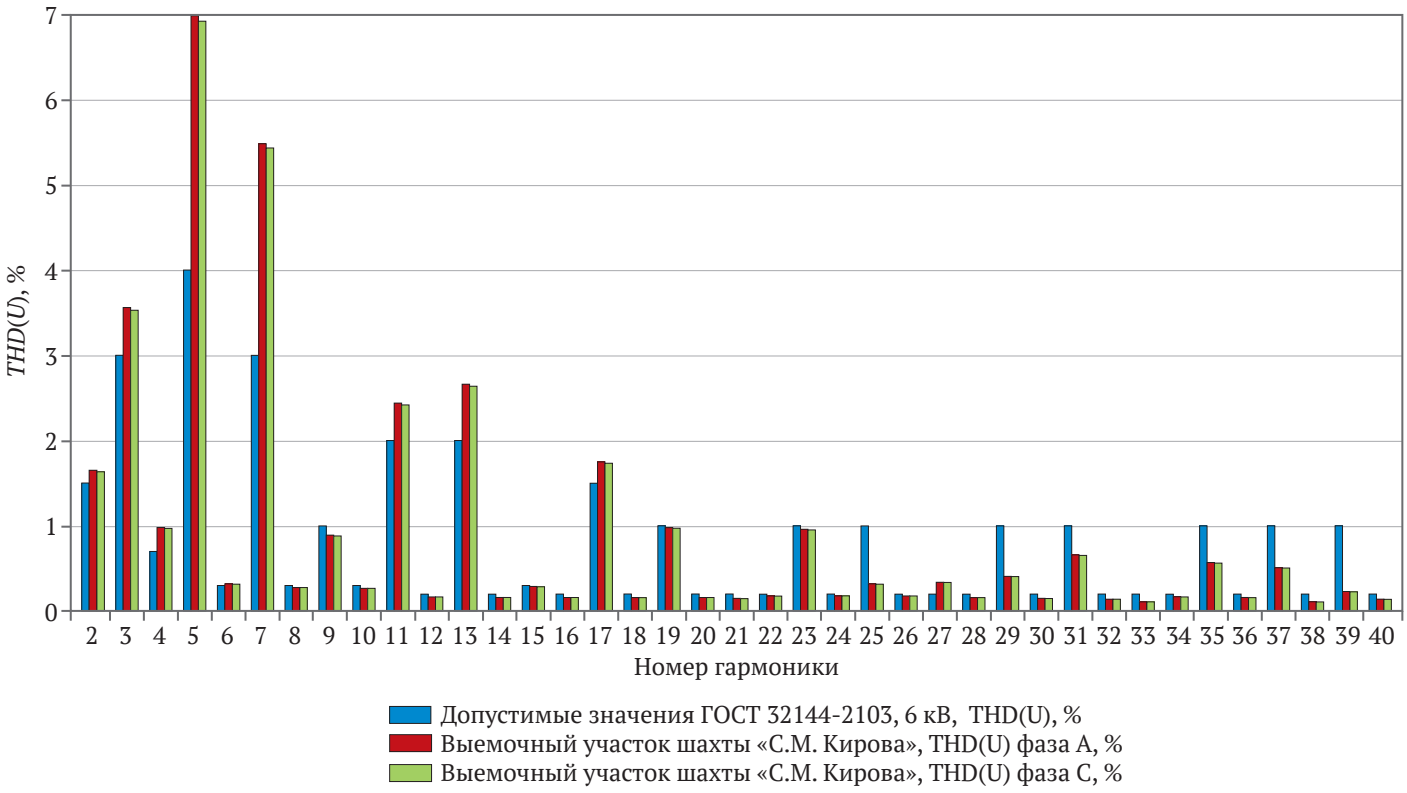


Рис. 2. Гармонический состав на вводной ячейке выемочного участка шахты «им С.М. Кирова» (АО «СУЭК–Кузбасс»)

Следует отметить, что для подземных электрических сетей угольных шахт, где отсутствует нулевой проводник (режим изолированной нейтрали), матрицы преобразований Кларк будут следующими:

– прямое преобразование Кларк для напряжений в подземных сетях угольных шахт:

$$\begin{bmatrix} u_\alpha \\ u_\beta \end{bmatrix} = \sqrt{\frac{2}{3}} \begin{bmatrix} 1 & -\frac{1}{2} & -\frac{1}{2} \\ 0 & \frac{\sqrt{3}}{2} & -\frac{\sqrt{3}}{2} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u_a \\ u_b \\ u_c \end{bmatrix}, \quad (2)$$

где u_α – проекция вектора напряжения на ось α; u_β – проекция вектора напряжения на ось β; u_a – напряжение фазы *A*; u_b – напряжение фазы *B*; u_c – напряжение фазы *C*;

– обратное преобразование Кларк для напряжений в подземных сетях угольных шахт:

$$\begin{bmatrix} u_a \\ u_b \\ u_c \end{bmatrix} = \sqrt{\frac{2}{3}} \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ -\frac{1}{2} & \frac{\sqrt{3}}{2} \\ -\frac{1}{2} & -\frac{\sqrt{3}}{2} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u_\alpha \\ u_\beta \end{bmatrix}; \quad (3)$$

– прямое преобразование Кларк для тока в подземных сетях угольных шахт:

$$\begin{bmatrix} i_\alpha \\ i_\beta \end{bmatrix} = \sqrt{\frac{2}{3}} \begin{bmatrix} 1 & -\frac{1}{2} & -\frac{1}{2} \\ 0 & \frac{\sqrt{3}}{2} & -\frac{\sqrt{3}}{2} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} i_a \\ i_b \\ i_c \end{bmatrix}, \quad (4)$$

где i_α – проекция вектора тока на ось α; i_β – проекция вектора тока на ось β; i_a – ток фазы *A*; i_b – ток фазы *B*; i_c – ток фазы *C*;

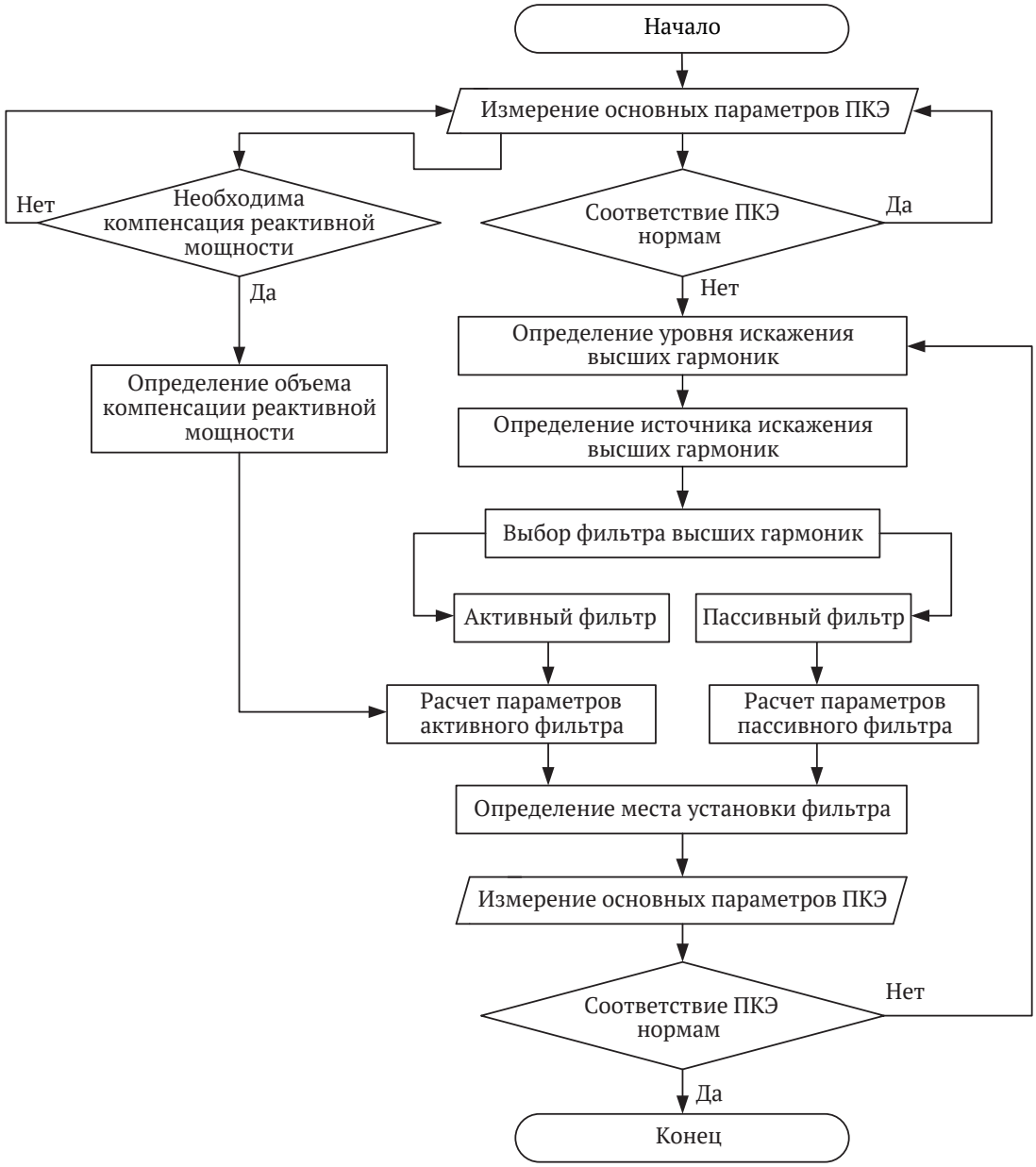


Рис. 3. Алгоритм выбора фильтров высших гармоник для высокопроизводительных угольных шахт

– обратное преобразование Кларка для тока в подземных сетях угольных шахт:

$$\begin{bmatrix} i_a \\ i_b \\ i_c \end{bmatrix} = \sqrt{\frac{2}{3}} \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ -\frac{1}{2} & \frac{\sqrt{3}}{2} \\ -\frac{1}{2} & -\frac{\sqrt{3}}{2} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} i_\alpha \\ i_\beta \end{bmatrix}. \quad (5)$$

Мгновенная полная мощность в комплексном виде:

$$\begin{aligned} s &= \bar{u}\bar{i}^{*} = (u_\alpha + ju_\beta)(i_\alpha - ji_\beta) = \\ &= (u_\alpha i_\alpha + u_\beta i_\beta) + j(u_\beta i_\alpha - u_\alpha i_\beta); \\ p &= u_\alpha i_\alpha + u_\beta i_\beta = \bar{p} + \tilde{p}; \\ q &= u_\beta i_\alpha - u_\alpha i_\beta = \bar{q} - \tilde{q}, \end{aligned} \quad (6)$$

где p – мгновенная вещественная (активная) мощность; q – мгновенная мнимая (реактивная) мощность; $\bar{p}$ – среднее значение активной мощности; $\tilde{p}$ – пульсирующая активной мощности (среднее значение равно 0); $\bar{q}$ – среднее значение реактивной мощности; $\tilde{q}$ – пульсирующая (колебательная) часть реактивной мощности.

Уровни токов в матричной форме в координатах α и β определяются как

$$\begin{bmatrix} i_\alpha \\ i_\beta \end{bmatrix} = \frac{1}{u_\alpha^2 + u_\beta^2} \begin{bmatrix} u_\alpha & u_\beta \\ u_\alpha & -u_\beta \end{bmatrix} \begin{bmatrix} p \\ q \end{bmatrix}. \quad (7)$$

Уровни токов в координатах α и β определяются как

$$\begin{aligned} i_\alpha &= \frac{u_\alpha}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\bar{p} + \frac{u_\alpha}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\tilde{p} + \frac{u_\alpha}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\bar{q} + \frac{u_\alpha}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\tilde{q}; \\ i_\beta &= \frac{u_\beta}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\bar{p} + \frac{u_\beta}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\tilde{p} - \frac{u_\beta}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\bar{q} - \frac{u_\beta}{u_\alpha^2 + u_\beta^2}\tilde{q}. \end{aligned} \quad (8)$$

Величину ёмкости накопительного конденсатора активного фильтра высших гармоник согласно [16] возможно определить как

$$C = 2\frac{\int_0^{T/12} (T_u + P_A)dt}{\Delta U_{dC}(\Delta U_{dC} + 2U_{dC})}, \quad (9)$$

где C – емкость накопительного конденсатора, мкФ; T – период сетевого напряжения; T_u – мощность искажений на конденсаторе (выпрямленное напряжение), ВА; P_A – мощность потерь на IGBT, ВА; ΔU_{dC} – величина изменения выпрямленного напряжения, В; U_{dC} – величина выпрямленного напряжения, В.

Для определения емкости накопительного конденсатора активного фильтра высших гармоник принимаем следующие допущения:

$$\begin{aligned} T_u &= \sqrt{3}U\sum_{n=2}^{40} I_n; \\ T_u &= \sqrt{3}I\sum_{n=2}^{40} U_n; \\ P_A &= P_{cond} + P_{sw} = i_c u_{ce} + \frac{1}{2}U_{CE_{\max}} I_{C_{\max}}; \\ \Delta U_{dc} &= 0{,}05U_{dc}, \end{aligned} \quad (10)$$

где U – действующее напряжение первой гармоники, В; I_n – уровень тока n-й гармонической составляющей, А; I – действующее значение тока первой гармоники, А; U_n – уровень напряжения n-й гармонической составляющей, В; P_{cond} – мощность статических потерь на IGBT, ВА; P_{sw} – мощность динамических потерь на IGBT, ВА; i_c – мгновенное значение тока коллектора IGBT, А; u_{ce} – мгновенное значение напряжения эмиттер-коллектор IGBT, В; $U_{CE_{\max}}$ – максимальное значение напряжения эмиттер-коллектор IGBT, В; $I_{C_{\max}}$ – максимальное значение тока коллектора IGBT, А. При этом результирующая формула по расчету накопительной емкости активного фильтра высших гармоник для уровней напряжения распределительных сетей высокопроизводительных угольных шахт имеет следующий вид:

$$C = 2\frac{\int_0^{T/12}\left(\frac{S}{\sqrt{3}U_1}\sum_{n=2}^{40} U_n + \left(i_c u_{ce} + \frac{1}{2}U_{CE_{\max}} I_{C_{\max}}\right)\right)dt}{\Delta U_{dC}(\Delta U_{dC} + 2U_{dC})}. \quad (11)$$

Результаты расчета накопительной емкости активного фильтра высших гармоник для различных уровней напряжения подземных распределительных сетей шахт представлены на рис. 4.

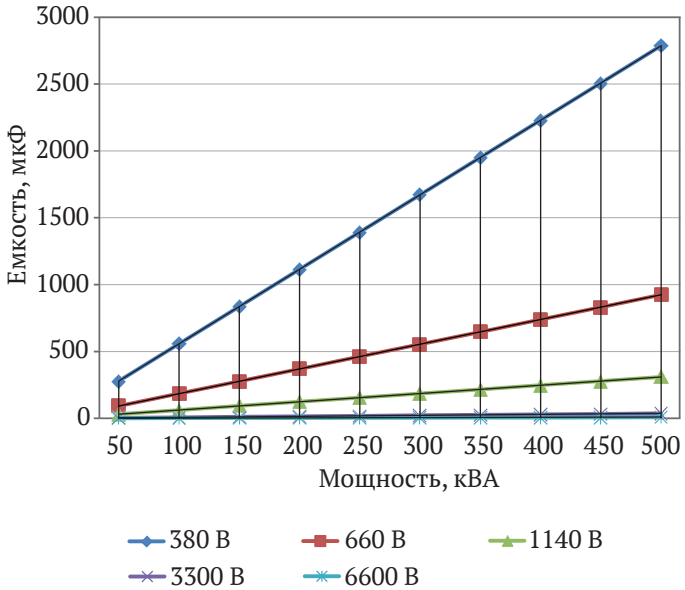


Рис. 4. Параметры накопительной емкости активного фильтра

Расчет индуктивности входного дросселя активного фильтра высших гармоник осуществляется следующим образом:

$$\Delta U = 2\pi f L I \text{ или } L = \frac{\Delta U}{2\pi f I}, \quad (12)$$

где ΔU – потери напряжения на дросселе, В; f – частота питающей сети, Гц; I – ток, А; L – индуктивность, Гн.

Величину индуктивности входного дросселя активного фильтра высших гармоник рассчитываем исходя из полной мощности электрической цепи $S = \sqrt{3}UI$ и (12):

$$L = \frac{\sqrt{3}U\Delta U}{2\pi f S}. \quad (13)$$

Результаты расчета индуктивности входного дросселя активного фильтра высших гармоник для уровней напряжения подземных распределительных сетей шахт представлены на рис. 5.

Практическая реализация результатов исследований

На основе проведенных исследований было разработано устройство автоматизированного мониторинга показателей качества электрической энергии.

Устройство устанавливается в энергопоезд выемочного участка шахты. При протекании тока через устройство анализатором фиксируются основные параметры качества электрической энергии (коэффициент мощности, гармонический состав и т.д.).

Проведённое исследование возможностей демпфирования высших гармоник в подземных сетях угольных шахт с помощью предложенного устройства позволило построить имитационную модель системы электроснабжения, представленную на рис. 6, с целью определения возможности снижения влияния высших гармоник на питающую сеть. В состав модели входит трехфазный универсальный измеритель, который позволят оценить формы сигнала на источнике напря-

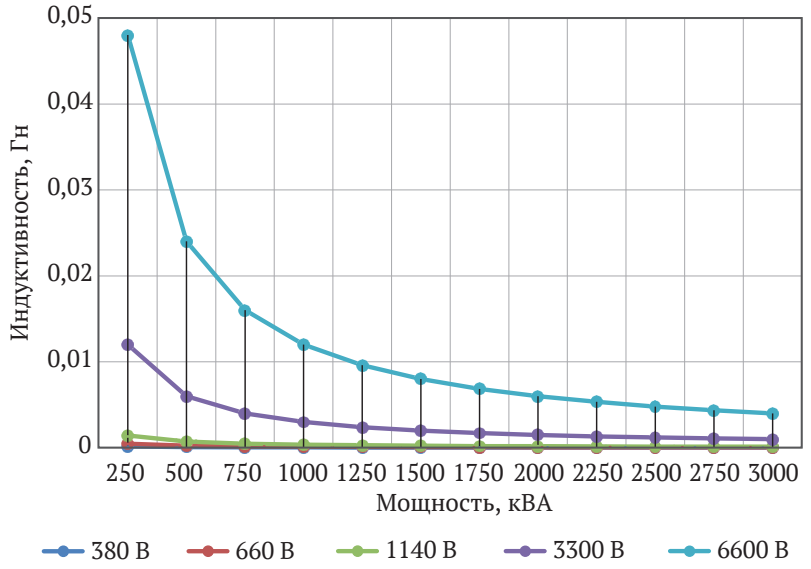


Рис. 5. Параметры входного дросселя активного фильтра

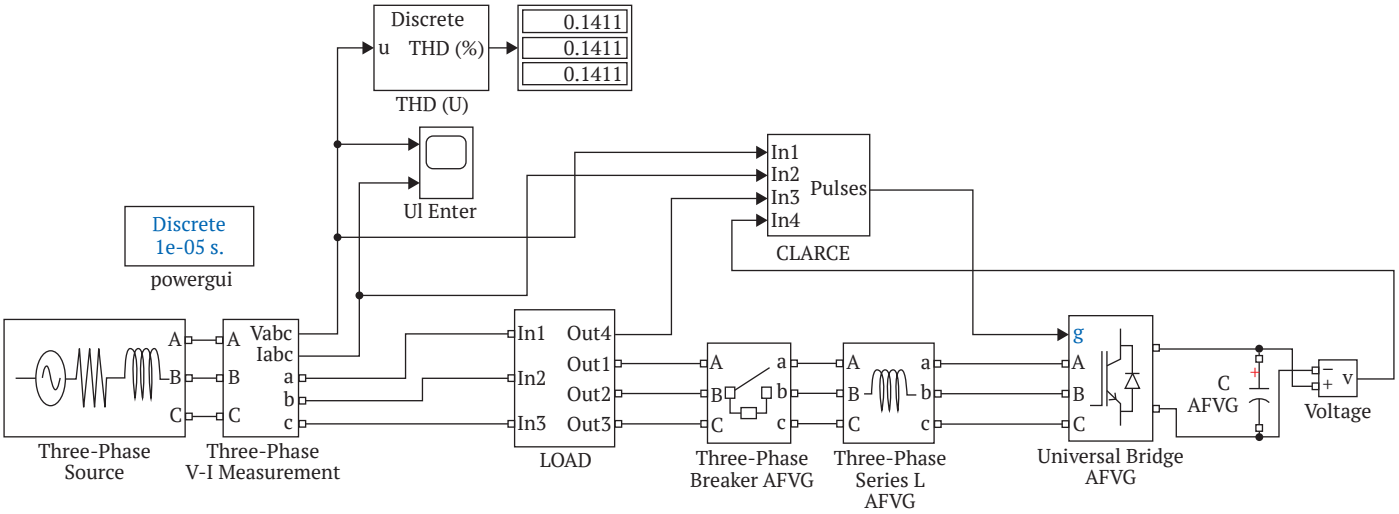


Рис. 6. Имитационная модель системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты с основным технологическим оборудованием и активным фильтром высших гармоник

жения при отсутствии системы компенсации высших гармонических составляющих и при включении ее. В качестве выходного устройства трехфазного универсального измерителя используется осциллограф.

В модели также предусмотрен активный фильтр высших гармоник, подключённый к системе электроснабжения выемочного участка. В состав активного фильтра высших гармоник входит вводной реактор, трехфазный активный выпрямитель, выполненный по трехфазной мостовой схеме на базе высоковольтных IGBT, емкостного накопителя активного фильтра С и системы управления активным фильтром высших гармоник. В состав имитационной модели входят несколько подсистем: LOAD (нагрузка (рис. 7)); система управления активным фильтром высших гармоник CLARKE (рис. 8).

В подсистеме имитационной модели LOAD представлены три понизительные подстанции (ТЕК 1324, ТЕК 1534, ТЕК 1324) энергопоезда выемочного участка, а также ряд подсистем, которые имитируют нагрузку электрических сетей выемочного участка Eickoff SL-300, FBL-10G Glinik, FSL-9 Glinik, FFC-9 Glinik.

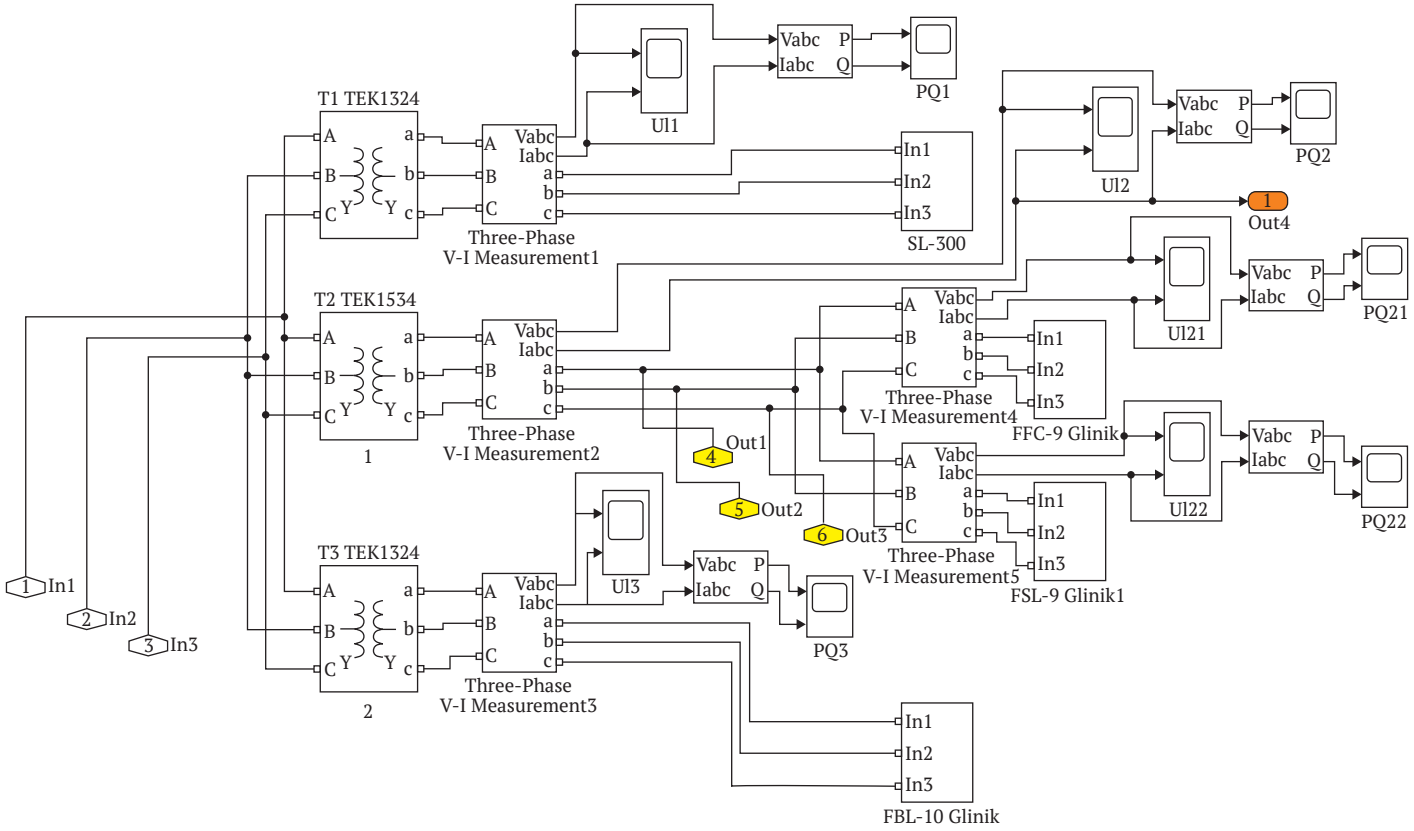


Рис. 7. Подсистема имитационной модели LOAD (нагрузка)

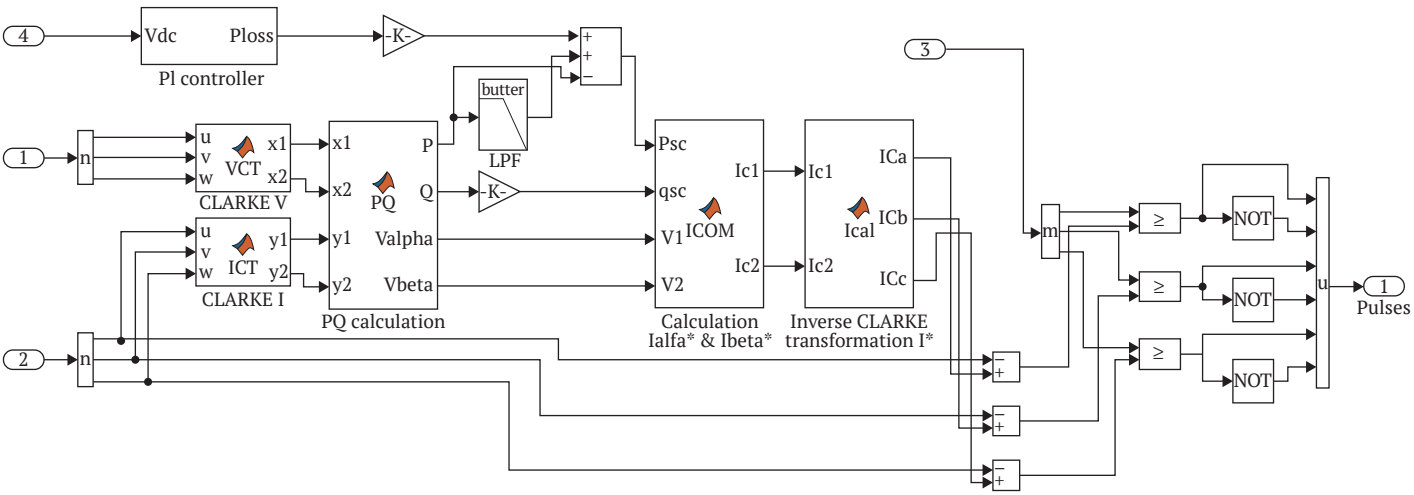


Рис. 8. Подсистема имитационной модели CLARKE
(система управления активным фильтром высших гармоник)

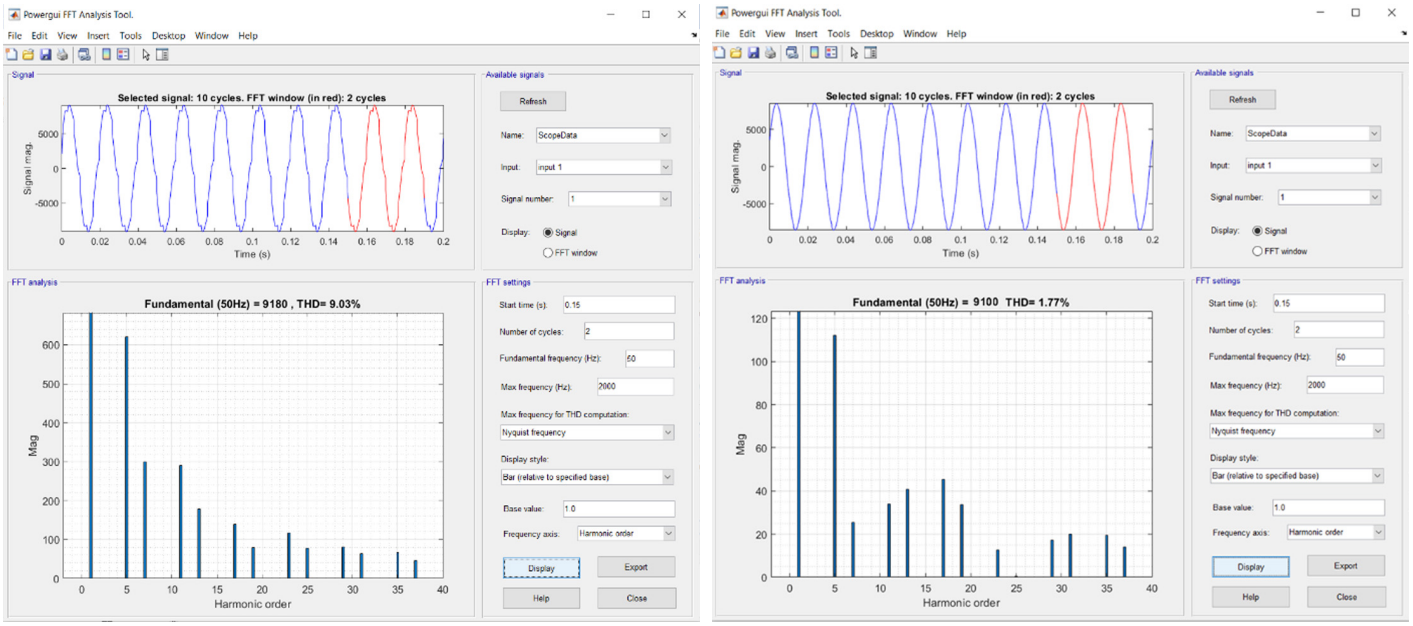


Рис. 9. Результаты имитационного моделирования системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты с основным технологическим оборудованием и активным фильтром высших гармоник

Результаты имитационного моделирования системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты с основным технологическим оборудованием и активным фильтром высших гармоник (рис. 9) показал значительное снижение суммарного значения напряжения гармонических составляющих (THD (U)), что подтверждает эффективность использования активного фильтра высших гармоник в подземных электрических сетях угольных шахт.

Заключение

Представленные результаты исследований на основании разработанной методики в специфических условиях высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт позволили определить показателей качества электрической энергии. В частности, по определению суммарного значения напряжения гармонических составляющих (THD (U)) и коэффициента мощности cos φ. Также было обосновано применение устройств повышения качества электрической энергии в условиях подземных электрических сетей высокопроизводительных угольных шахт, выбор которых осуществляется по предложенной методике. Настройка параметров устройства повышения качества электрической энергии в подземных электрических сетях осуществляется в соответствии с предложенной методикой, благодаря которой были получены аналитические зависимости, позволяющие определить параметры активного фильтра для конкретных условий подземных электрических сетей в зависимости от гармонического состава, уровней напряжения и мощности потребителей выемочных участков.

Предложенная имитационная модель системы электроснабжения выемочного участка угольной шахты, позволяет исследовать условия демпфирования высших гармоник с помощью устройства повышения качества электрической энергии. Использование предложенного технического решения по повышению качества электрической энергии согласно имитационному моделированию позволило сделать заключение о возможности демпфирования высших гармоник, в частности, их снижения суммарного значения напряжения гармонических составляющих (THD (U)) с 9,07 до 1,77 %.

Список литературы

1. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С., Руденко Ю.Ф. *Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах*. М.: Изд-во ООО «Московский издательский дом»; 2009. 396 с.

2. Сидоренко А.А., Дмитриев П.Н., Ярошенко В.В. Комплексное обоснование технологической структуры угольной шахты. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(8):5–22. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_8_0_5

3. Kazanin O.I., Sidorenko A.A., Meshkov A.A., Sidorenko S.A. Reproduction of the longwall panels: modern requirements for the technology and organization of the development operations at coal mines. *Eurasian mining*. 2020;(2):15–30. https://doi.org/10.17580/em.2020.02.05

4. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Повышение уровня энергоэффективности и безопасности выемочного участка угольной шахты. *Горный журнал*. 2019;(4):85–89. https://doi.org/10.17580/gzh.2019.04.19

5. Плащанский Л.А., Решетняк М.Ю. Анализ электромеханических систем выемочных комбайнов угольных шахт высокой производительности. *Энергобезопасность и энергосбережение*. 2019;(3):17–21. https://doi.org/10.18635/2071-2219-2019-3-17-21

6. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Актуальность повышения уровня энергоэффективности и безопасности выемочного участка угольной шахты. *Уголь*. 2018;(10):66–71. https://doi.org/10.18796/0041-5790-2018-10-66-67

7. Пивняк Г.Г., Заика В.Т., Самойленко В.В. Научные и методические основы эффективного использования электроэнергии на угольных шахтах Украины. *Горный журнал*. 2010;(7):92–96.

8. Бабокин Г.И., Шпрехер Д.М. Повышение энергоэффективности механизированного очистного забоя угольной шахты. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(9):122–134. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_9_0_122

9. Косарева-Володько О.В. Анализ существующих подходов и систем диагностирования масляных трансформаторов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(2):129–135. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-02-0-129-135

10. Решетняк М.Ю. Исследование гармонического состава в электрических сетях поверхностного комплекса высокопроизводительных угольных шахт. *Электротехнические и информационные системы и комплексы* 2019;(4):61-67. https://doi.org/10.17122/1999–5458-2019-15-4-61-67

11. Плащанский Л.А., Решетняк М.Ю. Анализ гармонического состава в электрических сетях понизительных подстанций угольных шахт. *Горный журнал*. 2020;(5):63–67. https://doi.org/10.17580/gzh.2020.05.11

12. Шевырёв Ю.В., Шевырева Н.Ю. Улучшение формы напряжения в системах электроснабжения предприятий минерально-сырьевого комплекса с активным выпрямителем. *Горный журнал*. 2019;(1):66–69. https://doi.org/10.17580/gzh.2019.01.14

13. До Т.Л. Исследование, оценка и предложения по решению проблемы качества электроэнергии для системы электроснабжения глиноземного завода в Лам Донге, Вьетнам. *Горные науки и технологии*. 2021;6(2):121–127. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-121-127

14. Limongi L.R., da Silva Filho L.R., Genu L.G.B., Bradaschia F., Cavalcanti M.C. Transformerless hybrid power filter based on a six-switch two-leg inverter for improved harmonic compensation performance. In: *IEEE Transactions on Industrial Electronics*. 2015;62(1):40–51. https://doi.org/10.1109/TIE.2014.2327571

15. Bebikhov Y.V., Egorov A.N., Semenov A.S. How higher harmonics affect the electrical facilities in mining power systems. In: *2020 International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing (ICIEAM)*. 2020. Pp. 1–7. https://doi.org/10.1109/ICIEAM48468.2020.9111965

16. Cheng M., Yanbin L. Research on application of active power filter in harmonic wave suppression of coal mine. *Journal of Chongqing University of Technology* (*Natural Science*). 2014;28(11):107–110.

17. Meshcheryakov V.N., Evseev A.M., Boikov A.I. The active energy filter for compensation of harmonic distortion in motor soft starter. In: *IEEE 58th International Scientific Conference on Power and Electrical Engineering of Riga Technical University (RTUCON)*. 2017. Pp. 1–6. https://doi.org/10.1109/RTUCON.2017.8124786

18. Semenov A.S., Kuznetsov N.M. An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine. *Measurement Techniques*. 2014;57(4):417–420. https://doi.org/10.1007/s11018-014-0470-8

19. Шевырев Ю.В., Шевырева Н.Ю., Плехов А.С., Титов Д.Ю. *Применение компьютерных моделей для выбора регуляторов качества электроэнергии при работе электроприводов с полупроводниковыми преобразователями*. Нижний Новгород: Нижегород. гос. техн. ун-т им. Р. Е. Алексеева; 2018. 180 с.

20. Герман-Галкин С.Г. *Виртуальные лаборатории полупроводниковых систем в среде Matlab-Simulink*. СПб.: Издательство Лань; 2013. 448 с.

References

1. Ruban A.D., Artemyev V.B., Zaburdyaev V.S., Zaburdyaev G.S., Rudenko Y.F. *Problems of providing high productivity of stoping faces in methane-abundant mines*. Moscow: Moscow Publishing House LLC Publ.; 2009. 396 p. (In Russ.)

2. Sidorenko A.A., Dmitriyev P.N., Yaroshenko V.V. Integrated justification of technological structure for coal mine. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(8):5–22. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_8_0_5

3. Kazanin O.I., Sidorenko A.A., Meshkov A.A., Sidorenko S.A. Reproduction of the longwall panels: modern requirements for the technology and organization of the development operations at coal mines. *Eurasian Mining*. 2020;(2):15–30. https://doi.org/10.17580/em.2020.02.05

4. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Reshetnyak S.N. Improvement of energy efficiency and safety in coal longwalls. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(4):85–89. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2019.04.19

5. Plashyansky L., Reshetnyak M. High-performance coal mining shearer loader electromechanical systems. *Energy Safety and Energy Economy*. 2019;(3):17–21. (In Russ.) https://doi.org/10.18635/2071-2219-2019-3-17-21

6. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Reshetnyak S.N. The importance of improving energy efficiency and safety of coal mine extraction area. *Ugol'*. 2018;(10):66–71. (In Russ.) https://doi.org/10.18796/0041-5790-2018-10-66-67

7. Pivnyak G.G., Zaika V.T., Samoilenko V.V. Scientific and methodical grounds of efficient usage of electric power at coal mines in the Ukraine. *Gornyi Zhurnal*. 2010;(7):92–96. (In Russ.)

8. Babokin G.I., Shprekher D.M. Enhancement of energy efficiency in fully mechanized longwall mining. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(9):122–134. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_9_0_122

9. Kosareva-Volod'ko O.V. Review of the current approaches and systems of oil transformer diagnostics. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(2):129–135. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-02-0-129-135

10. Reshetnyak M.Yu. Study of harmonic composition in the electrical networks of the surface complex of high-performance coal mines. *Electrical and Information Systems and Complexes*. 2019;(4):61–67. (In Russ.) https://doi.org/10.17122/1999–5458-2019-15-4-61-67

11. Plashchanskiy L.A., Reshetnyak M. Yu. Analysis of harmonic composition in electrical networks of step-down substations in coal mines. *Gornyi Zhurnal*. 2020;(5):63–67. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2020.05.11

12. Shevyrev Yu.V., Shevyreva N.Yu. Improvement of voltagewaveform in power supply systems with dynamic rectifier in mineral mining and processing industry. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(1):66–69. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2019.01.14

13. Do T.L. Research, assessment and proposals on resolving power quality problem for the power supply system of Lam Dong alumina refinery, Vietnam. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2021;6(2):121–127. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-121-127

14. Limongi L.R., da Silva Filho L.R., Genu L.G.B., Bradaschia F., Cavalcanti M.C. Transformerless hybrid power filter based on a six-switch two-leg inverter for improved harmonic compensation performance. In: *IEEE Transactions on Industrial Electronics*. 2015;62(1):40–51. https://doi.org/10.1109/TIE.2014.2327571

15. Bebikhov Y.V., Egorov A.N., Semenov A.S. How higher harmonics affect the electrical facilities in mining power systems. In: *2020 International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing (ICIEAM)*. 2020. Pp. 1–7. https://doi.org/10.1109/ICIEAM48468.2020.9111965

16. Cheng M., Yanbin L. Research on application of active power filter in harmonic wave suppression of coal mine. *Journal of Chongqing University of Technology* (*Natural Science*). 2014;28(11):107–110.

17. Meshcheryakov V.N., Evseev A.M., Boikov A.I. The active energy filter for compensation of harmonic distortion in motor soft starter. In: *IEEE 58th International Scientific Conference on Power and Electrical Engineering of Riga Technical University (RTUCON)*. 2017. Pp. 1–6. https://doi.org/10.1109/RTUCON.2017.8124786

18. Semenov A.S., Kuznetsov N.M. An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine. *Measurement Techniques*. 2014;57(4):417–420. https://doi.org/10.1007/s11018-014-0470-8

19. Shevyrev Yu.V., Shevyrev N.Yu., Plekhov A.S., Titov D.Yu. *Computer models application for selecting power quality regulators for electric drives with semiconductor converters*. Nizhniy Novgorod: R.E. Alekseyev Nizhniy Novgorod State Technical University; 2018. 180 p. (In Russ.)

20. German-Galkin S.G. *Virtual semiconductor systems laboratories in Matlab-Simulink environment*. St. Petersburg: Lan' Publishing House; 2013. 448 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Леонид Александрович Плащанский – кандидат технических наук, профессор кафедры «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности», Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ МИСиС), г. Москва, Российская Федерация; Scopus ID 57193312566; e-mail pla3768@yandex.ru

Сергей Николаевич Решетняк – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории 2.3 «Геотехнологических рисков при освоении газоносных угольных и рудных месторождений», Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация; ORCID 0000-0002-6982-5583, Scopus ID 57117619500; e-mail reshetniak@inbox.ru

Мария Юрьевна Решетняк – научный сотрудник лаборатории 2.3 «Геотехнологических рисков при освоении газоносных угольных и рудных месторождений», Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация; Scopus ID 57210212672; e-mail maria_reshetnyak@mail.ru

Information about the authors

Leonid A. Plashchanskiy – Cand. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Energy and Energy Efficiency of the Mining Industry, National University of Science and Technology "MISiS" (NUST "MISiS"), Moscow, Russian Federation; Scopus ID 57193312566; e-mail pla3768@yandex.ru

Sergey N. Reshetnyak – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Laboratory 2.3 "Geotechnological Risks in the Development of Gas-Bearing Coal and Ore Deposits", Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation; ORCID 0000-0002-6982-5583, Scopus ID 57117619500; e-mail reshetniak@inbox.ru

Maria Yu. Reshetnyak – Researcher of Laboratory 2.3 "Geotechnological risks in the development of gas-bearing coal and ore deposits", Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation; Scopus ID 57210212672; e-mail maria_reshetnyak@mail.ru

Поступила в редакцию	25.05.2021	**Received**	25.05.2021
Поступила после рецензирования	02.01.2022	**Revised**	02.01.2022
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-78-88

Исследование динамики электропривода вращателя бурового станка шарошечного бурения с нечетким управлением

Н.М. Кузнецов[1], **И.Н. Морозов**[2]
[1] *Кольский научный центр РАН, г. Апатиты, Российская Федерация*
[2] *Мурманский арктический государственный университет, г. Мурманск, Российская Федерация*
n.kuznetsov@ksc.ru

Аннотация
Применение высокопроизводительных буровых станков требует особого внимания к разработке энергосберегающего электропривода при добыче полезных ископаемых открытым способом. Повышение коэффициента полезного действия и энергоэффективности бурового станка достигается при управлении электроприводом, позволяющим регулировать удельную резонансную частоту и ограничивать амплитуды тока и скорости. Основная идея работы заключается в применении нечетких регуляторов в системах автоматического регулирования режимами работы электропривода вращателя бурового станка шарошечного бурения. Использование нечетких регуляторов направлено на улучшение характеристик ПИ- и ПИД-регуляторов. Расчеты и моделирование переходных процессов с применением имитационных моделей в программном комплексе MatLab 7.11 Simulink позволили проводить достоверный анализ режимов работы электропривода вращателя бурового станка. При моделировании переходных процессов изменения скорости вращателя бурового станка с применением нечеткого регулятора обоснованы нечеткие переменные: рассогласование скорости вращения, скорость изменения рассогласования, напряжение задания по скорости. Проведенный анализ позволил установить терм-множества нечетких переменных и функции принадлежности каждому терм-множеству нечеткой переменной. Результаты выполненного моделирования показывают, что время регулирования переходных процессов изменения момента и тока двигателя вращателя при применении регулирования скорости вращателя нечетким регулятором с увеличением нагрузки в зависимости от крепости породы уменьшается в 2 раза. Внедрение системы автоматического регулирования скорости вращателя бурового станка с применением нечеткого регулятора позволяет снизить вибрацию бурового станка, обеспечить эффективную защиту двигателя вращателя от перегрузки, повысить надежность работы оборудования и производительность при бурении.

Ключевые слова
полезные ископаемые, горное дело, электропотребление, энергоэффективность, буровой станок, механизм вращателя, электропривод, автоматическое управление, регуляторы, переходные процессы, нечеткий регулятор

Для цитирования
Kuznetsov N. M., Morozov I. N. Behaviour of electric drive of roller-bit drilling rig swivel head with fuzzy control. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):78–88. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-78-88

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research article

Behaviour of electric drive of roller-bit drilling rig swivel head with fuzzy control

N.M. Kuznetsov[1], **I.N. Morozov**[2]
[1] *Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russia*
[2] *Murmansk Arctic State University, Murmansk, Russia*
n.kuznetsov@ksc.ru

Abstract
The efficient consumption of electric power in mining is an important task in power consumption optimization. The use of high-performance drilling rigs requires special attention to the development of energy-saving electric drive for open-cut mining operations. The increase of the efficiency factor and energy performance of a drilling rig is achieved through controlling the electric drive which allows the specific resonance frequency and limiting

© Кузнецов Н. М., Морозов И. Н., 2022

the current and velocity amplitudes to be regulated. The main idea of the study lies in the application of fuzzy controllers in the systems of automatic control of processes and equipment modes in mining production. The use of fuzzy controllers is aimed at improving the characteristics of PI and PID controllers. The calculations and simulation of transients based on simulation models in the MatLab 7.11 Simulink software package allowed reliable analysis of modes of a swivel head electric drive operation to be carried out. In the course of simulating the transients of swivel head velocity varying with the use of a fuzzy controller, fuzzy variables including mismatch of rotation velocity, mismatch change speed, velocity setting voltage were justified. The analysis allowed for the term-sets of fuzzy variables and the membership functions for each term-set of fuzzy variable to be defined. The simulation results showed that the control time (response) of transients of the swivel head motor torque and current change when using the swivel head velocity control by a fuzzy controller with increasing load depending on the rock hardness decreased by a factor of 2. Implementation of a system of automatic control of swivel head velocity with the application of a fuzzy controller allows drilling rig vibration to be reduced and provided effective protection of the swivel head electric (motor) drive from overload, thus increasing reliability of the equipment, and increasing drilling productivity.

Keywords
minerals, mining, power consumption, energy performance, drilling rig, swivel head, electric drive, automatic control, controllers, transients, fuzzy controller

For citation
Kuznetsov N. M., Morozov I. N. Behaviour of electric drive of roller-bit drilling rig swivel head with fuzzy control. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2022;7(1):78–88. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-78-88

Введение

Для создания интеллектуальных систем прогнозирования электропотребления на горных предприятиях необходимо выполнять мониторинг энерготехнологических показателей, анализ влияния показателей на потребление электрической энергии, моделирование режимов работы технологического оборудования. При разработке математических моделей процесса электропотребления необходимо применять методы и способы прогнозного моделирования потребления электрической энергии с учетом специфики организации, планирования и ведения горных работ [1, 2]. Анализ геологических, технологических и организационных факторов, влияющих на эффективность добычи в угольных шахтах [3, 4], позволяет разработать динамические и прогнозные модели энергопотребления с учетом основных временных тенденций и аддитивных составляющих в пределах, обеспечивающих устойчивый уровень энергопотребления. Например, предлагаемые в более ранних исследованиях модели определения потребляемой мощности шаровой мельницы, позволяют:

– произвести оценку эффективности потребления электрической энергии электроприводом мельницы;

– определить качественные показатели системы; контролировать график нагрузки;

– прогнозировать производственные циклы и пиковые значения энергопотребления; перераспределять нагрузки и анализировать изменения режима работы мельницы [5].

Внедрение автоматизированных систем мониторинга и управления производственными процессами горных предприятий с применением частотно-регулируемых электроприводов позволяет получить значительное сокращение потребления электроэнергии, снижение затрат на технологическое обслуживание и ремонт оборудования [6]. Эффективное потребление электрической энергии при добыче и переработке полезных ископаемых является актуальной задачей оптимизации электропотребления [7].

Применение высокопроизводительных буровых станков требует особого внимания к разработке энергосберегающего частотно-регулируемого электропривода при добыче полезных ископаемых открытым способом. Повышение коэффициента полезного действия буровых станков, качества электроэнергии и энергоэффективности достигается при управлении электроприводом, которое обеспечивает возможность регулировки удельной резонансной частоты и возможность ограничения амплитуд тока и скорости, используя моделирование переходных процессов с ПИД-регулятором [8, 9]. При этом именно частотно-регулируемый электропривод, используемый для регулирования скорости вращателя бурового станка, позволяет получить высокое качество механических характеристик во всем диапазоне регулирования скорости электродвигателя.

Необходимо отметить, что решения, основанные на применении фильтро-компенсирующих устройств и активных фильтров гармоник, также находят значительное распространение среди инженерных решений при решении задач повышение качества электрической энергии [10, 11, 12].

Все чаще производственники сталкиваются с необходимостью использования для автоматического регулирования режимами работы технологических процессов и оборудования горных предприятий алгоритмов и систем на базе нечеткого управления [13]. Библиотеки нечеткого управления в современных системах программирования имеют удобный графический интерфейс и позволяют корректировать вид функции принадлежности нечеткого вывода, что значительно упрощает настройку систем автоматического регулирования нечетких регуляторов и улучшает характеристики ПИ- и ПИД-регуляторов [14]. Однако

расчет динамических процессов бурения довольно сложен, что затрудняет автоматизировать процесс бурения и заставляет использовать человеческие ресурсы для контроля и управления процессом. Поэтому представляется актуальной разработка систем регулирования процесса бурения с применением нечеткого регулирования.

Описание электропривода вращателя буровых станков

Регулирование скорости привода вращателя самоходных станков вращательного бурения (БСШ-1М, БСШ-2М, 2СБШ-200) осуществлялось изменением возбуждения генератора в системе генератор-двигатель с применением обратных связей по напряжению генератора и электромашинного усилителя [15]. Электроснабжение электропривода вращателя самоходного бурового станка шарошечного бурения БАШ-320 осуществлялось от трехфазного силового магнитного усилителя. Питание электропривода вращателя бурового станка СБШ-250 МН обеспечивается системой тиристорный преобразователь-электродвигатель постоянного тока с автоматическим регулированием скорости долота при изменении параметров бурения. В цепи управления и возбуждения системы электродвигателя вращателя используется датчик напряжения и скорости. После подачи напряжения в цепи управления и возбуждения двигателя вращателя устанавливают скорость и усилие подачи в зависимости от крепости пород. Необходимое осевое усилие на забой устанавливается ручкой регулятора давления.

Параметры модели

Параметры основных передаточных звеньев системы электропривода вращателя бурового станка определяются в соответствии с традиционной методикой и представлены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры модели системы управления электроприводом механизма вращателя бурового станка с различными типами классических регуляторов

Параметр, элемент модели	Функция	Значение
Токовое звено		
Передаточная функция $W(p)$	$W(p)=\frac{\beta}{1+T_э p}$	$\frac{42{,}07}{1+0{,}066p}$
Модуль жесткости линеаризованной механической характеристики электродвигателя, β	$\beta=\frac{2M_к}{\omega_{0_{ном}}}s_{кр}$	42,07
Момент критический $M_к$, Нм	–	309
Критическое скольжение, $s_{кр}$	–	0,144
Угловая номинальная скорость двигателя $\omega_{0_{ном}}$, $с^{-1}$	$\omega_{0_{ном}}=\frac{2\pi n_н}{60}$	102
Эквивалентная электромагнитная постоянная времени цепей статора и ротора двигателя $T_э$, с	$T_э=\frac{1}{\omega_{0_{эл.ном}}s_{кр}}$	0,066
Угловая скорость электромагнитного поля электродвигателя $\omega_{0_{эл.ном}}$, рад/с	$\omega_{0_{эл.ном}}=\frac{2\pi f}{p}$	104,7
Частота питания f, Гц	–	50
Число пар полюсов, p	–	3
Механическое звено		
Передаточная функция $W(p)$	$W(p)=\frac{1}{\beta T_м p}$	$\frac{1}{0{,}13p}$
Электромеханическая постоянная времени двигателя, $T_м$	$T_м=\frac{J}{\beta}$	0,003
Момент инерции, приведенный к валу двигателя, J, кг $м^2$	0,126	
Преобразователь частоты (*зона полюсов* $f_1 \le f_{1_{ном}}$ = 50 ГЦ)		
Передаточная функция $W_{пч}(p)$	$W_{пч}(p)=\frac{k_{пч}}{1+T_{пч}p}$	$\frac{0{,}3}{1+0{,}001p}$
Передаточный коэффициент $k_{пч}$	$k_{пч}=\frac{\Delta\omega_0}{\Delta U_{рс}}=\frac{2\pi\Delta f_1}{p\Delta U_{рс}}$	0,3
Постоянная интегрирования $T_м$, с	$T_м = T_{02} + T_{пч}$	0,021

Окончание табл. 1

Параметр, элемент модели	Функция	Значение
ПИ-регулятор скорости		
Передаточная функция $W_{pc}(p)$	$W_{pc}(p)=\frac{\Delta U_{pc}}{\Delta U_y}=k_{pc}+\frac{1}{T_{pc}p}$	$\frac{0{,}008p+1}{0{,}09p}$
Постоянная интегрирования T_{pc}, с	$T_{pc}=k_{\text{о.с}}k_{pm}k_{\text{пч}}a_{\text{м}}T_{\text{м}}$	0,09
Коэффициент передачи k_{pc}	$k_{pc}=\frac{T_{01}}{T_{pc}}$	0,09
ПИ-регулятор тока		
Передаточная функция $W_{pm}(p)$	$W_{pm}(p)=\frac{\Delta U_{pm}}{\Delta U_y}=k_{pm}+\frac{1}{T_{pm}p}$	$\frac{0{,}06p+1}{0{,}03p}$
Постоянная интегрирования T_{pm}, с	$T_{pm}=k_{\text{о.т}}k_{\text{пч}}a_{\text{м}}T_{\text{м}}$	0,3
Коэффициент передачи k_{pm}	$k_{pm}=\frac{T_{01}}{T_{pm}}$	0,2
Цепь обратной связи		
Передаточная функция $W_{\text{о.с}}(p)$	$W_{\text{о.с}}(p)=\frac{\Delta U_{\text{о.с}}}{\Delta\omega}=k_{\text{о.с}}$	
Коэффициент обратной связи по скорости $k_{\text{с}}$	$k_{\text{с}}=\frac{u_{\text{о.с}_{\text{ном}}}}{\omega_{\text{ном}}}$	3,7
Коэффициент обратной связи по току $k_{\text{т}}$	$k_{\text{т}}=\frac{u_{\text{о.с}_{\text{ном}}}}{I_{\text{ном}}}$	0,03
Номинальный сигнал управления $u_{\text{о.с}_{\text{ном}}}$, В	–	380
Номинальная скорость $\omega_{\text{ном}}$, рад/с	–	102
Асинхронный двигатель		
Передаточная функция $W_{\text{д}}(p)$	$W_{\text{д}}(p)=\frac{\Delta\omega}{\Delta\omega_0}=\frac{1}{T_{\text{э}}T_{\text{м}}p^2+T_{\text{э}}p+1}$	
при $T_{\text{м}}\geq 4T_{\text{э}}$	$W_{\text{д}}(p)=\frac{1}{(T_{01}p+1)(T_{02}p+1)}$	$\frac{1}{(0{,}008p+1)(0{,}02p+1)}$
Малая некомпенсируемая постоянная T_{01}, с	$\frac{1}{T_{01}}=\frac{1}{2T_{\text{э}}}\left(1+\sqrt{1-\frac{4T_{\text{э}}}{T_{\text{м}}}}\right)$	0,008
Малая некомпенсируемая постоянная T_{02}, с	$\frac{1}{T_{02}}=\frac{1}{2T_{\text{э}}}\left(1-\sqrt{1-\frac{4T_{\text{э}}}{T_{\text{м}}}}\right)$	0,02

Моделирование переходных процессов с ПИ-регулятором

Расчет и построение переходных процессов выполнен с помощью программы MatLab 7.11 моделированием системы в программе Simulink (рис. 1).

Моделирование выполнено для следующих режимов изменения скорости вращателя бурового станка: пуск, изменение скорости по заданию на 5-й секунде, режим изменения скорости на 10-й секунде, введение переменной нагрузки на 15-й секунде. Режим наброса нагрузки представляет собой резкое изменение статического момента на валу электродвигателя. Результаты моделирования представлены на рис. 2.

Моделирование переходных процессов с ПИД-регулятором

Произведем регулирование системы с помощью ПИД-регулятора. В MatLab 7.11 есть возможность автоматического определения параметров ПИД-регулятора для заданной системы с помощью кнопки tune (настройка, регулировка), находящейся в параметрах ПИД-регулятора. При входе в блок tune мы имеем возможность ручной регулировки параметров. Сравнивая характеристики, полученные с помощью автоматической настройки и настройки вручную, выбираем наиболее выгодные для данной системы параметры регулирования ПИД-регулятора. Регулирование параметров ПИД-регулятора изображено на рис. 3.

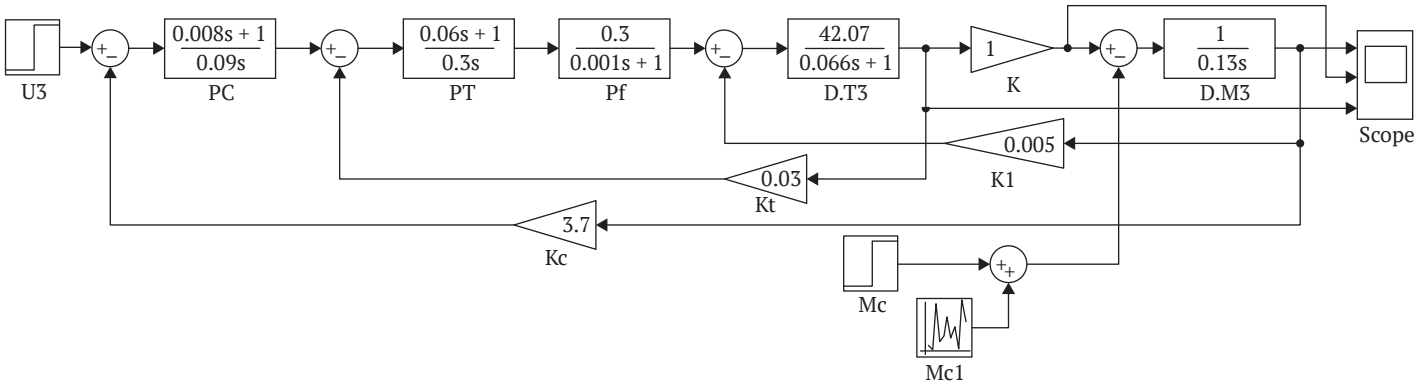


Рис. 1. Модель системы в среде MatLab

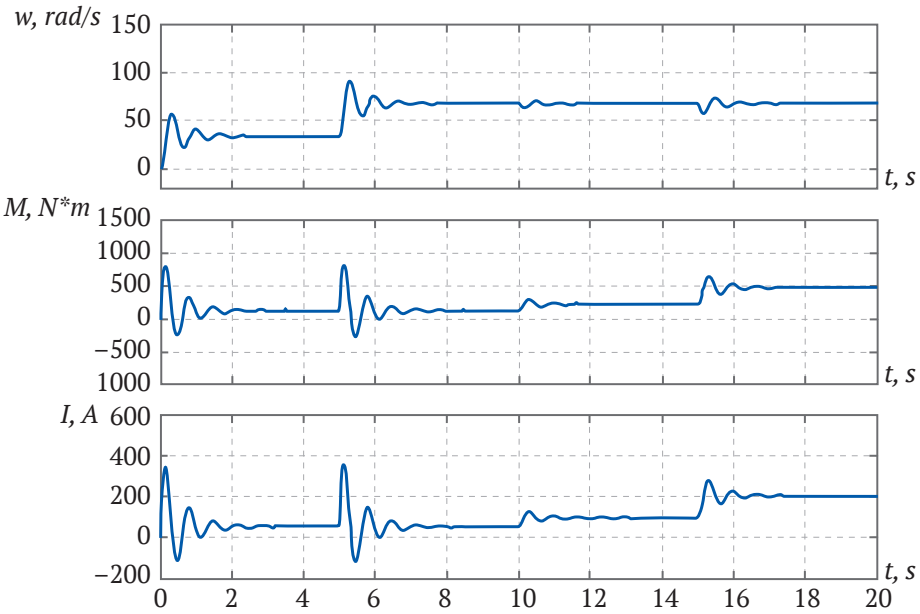


Рис. 2. Графики переходных процессов с ПИ-регулятором

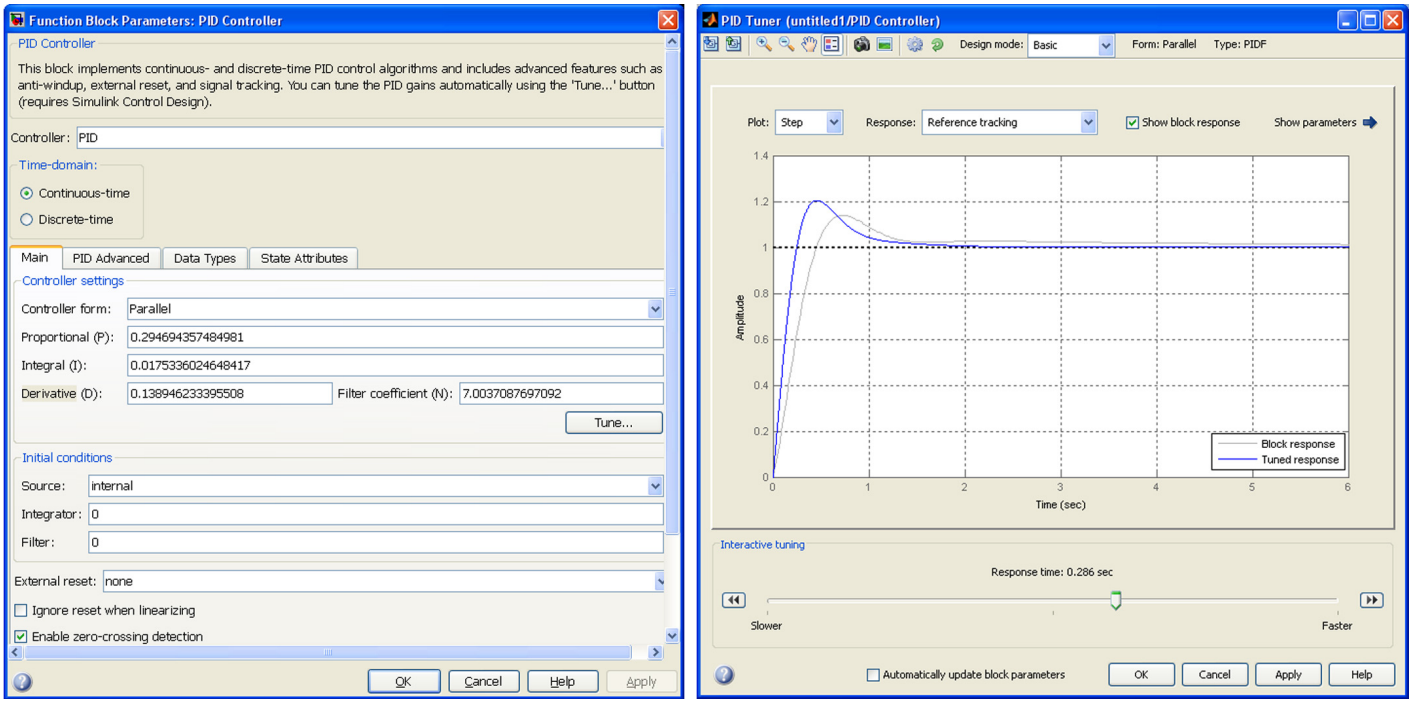


Рис. 3. Регулирование параметров ПИД-регулятора

Моделирование выполнено для следующих режимов изменения скорости вращателя бурового станка: пуск, режим изменения скорости по заданию на 5-й секунде, режим изменения нагрузки на 10-й секунде и введение переменной нагрузки на 15-й секунде (рис. 4).

Режим наброса нагрузки представляет собой резкое изменение момента. Результаты моделирования представлены на рис. 5.

Графики переходных процессов при применении ПИД-регулятора отображают изменение скорости вращения вращателя, изменение момента, изменение тока при заданных величинах. На графиках видно, что применение ПИД-регулятора скорости намного лучше влияет на изменение характеристик по скорости, моменту и по току. Время регулирования уменьшается. Применение такого регулятора наиболее выгодно для данной системы.

Синтез нечёткого регулятора автоматического регулирования скорости вращения вращателя бурового станка

Для моделирования переходных процессов изменения скорости вращателя бурового станка с применением нечеткого регулятора вводим нечеткие переменные: рассогласование скорости вращения, скорость изменения рассогласования, напряжение задания по скорости. Определяем терм-множества нечетких переменных и задаем функции принадлежности каждому терм-множеству нечеткой переменной. Все данные функции принадлежности реализуем в редакторе функций MatLab (рис. 6).

Сигналы рассогласования скорости вращения и скорости изменения рассогласования задаем на вход нечеткого регулятора, на выходе получаем сигнал напряжения задания по скорости.

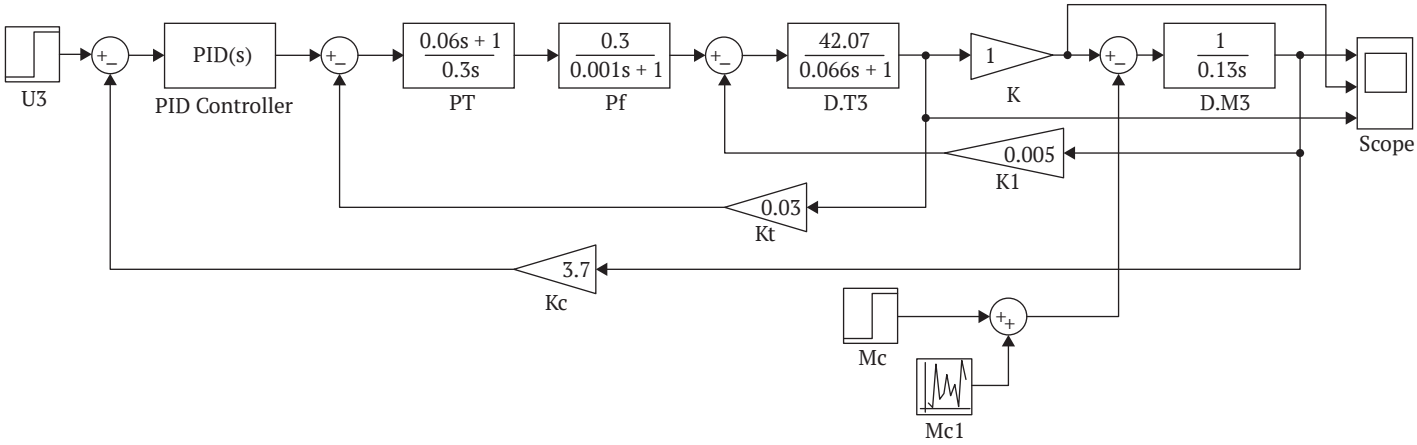


Рис. 4. Моделирование системы в среде MatLab

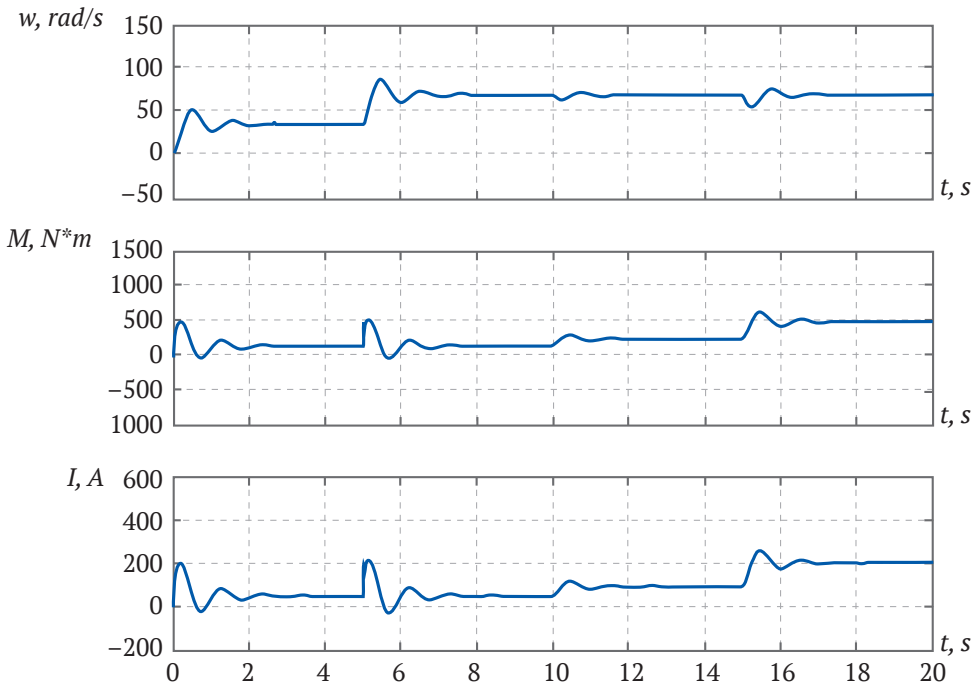


Рис. 5. Графики переходных процессов с ПИД-регулятором

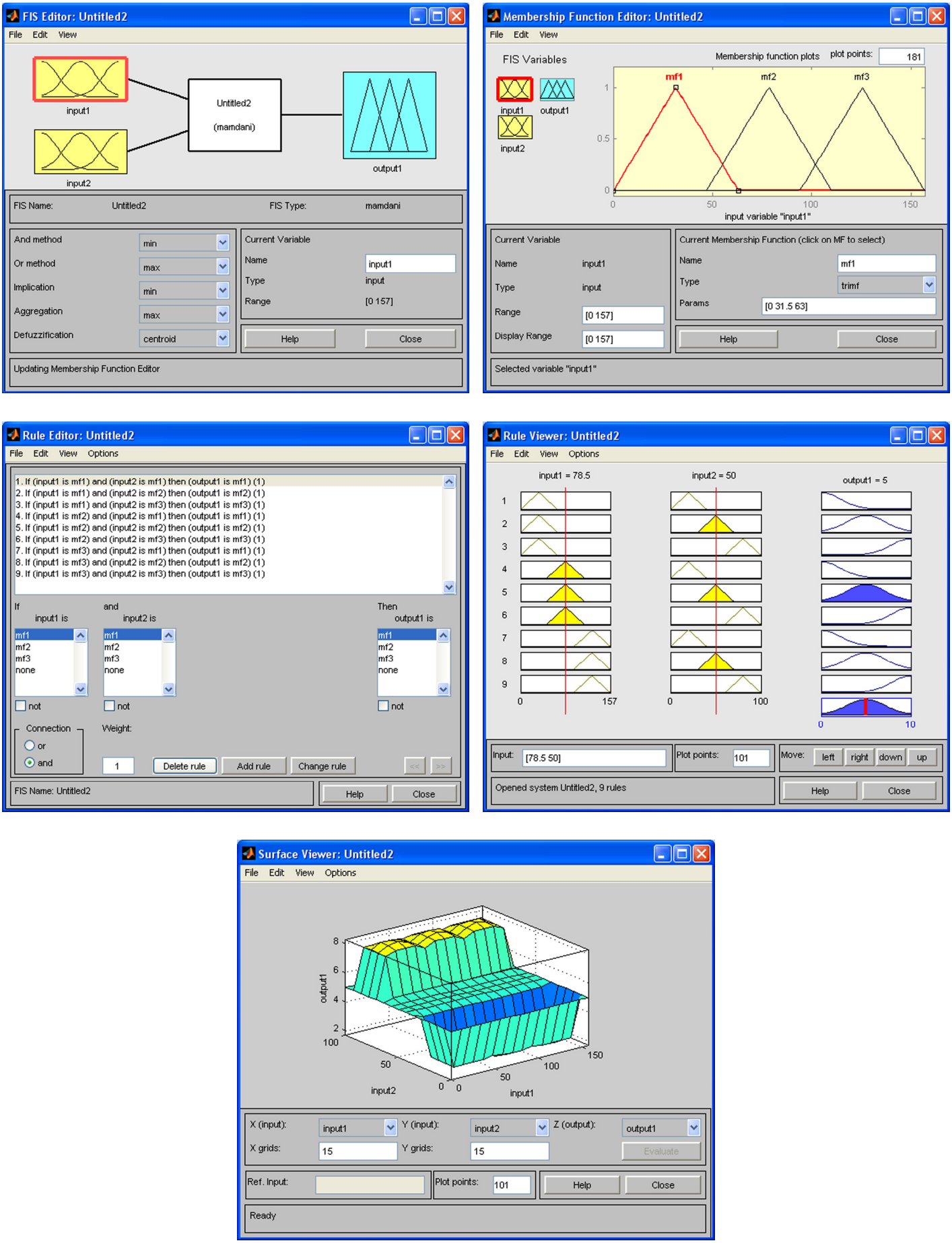


Рис. 6. Редактор составления логических правил

Построение переходных процессов с нечетким регулятором

Расчет и построение переходных процессов выполняется с помощью программы MatLab 7.11 моделированием системы в программе Simulink (рис. 7).

Режимы переходных процессов для моделирования системы автоматического регулирования скорости вращателя бурового станка с нечетким регулятором были выбраны такими же, как и при моделировании с ПИ- и ПИД-регуляторами. Результаты моделирования переходных процессов при применении нечеткого регулятора при заданных режимах приведены на рис. 8.

Результаты моделирования переходных процессов для заданных режимов с различными регуляторами приведены в табл. 2.

Режим 1: переходный процесс при пуске под нагрузкой (t = 0 с).

Режим 2: переходный процесс при увеличении сигнала задания (t = 5 с).

Режим 3: переходный процесс при увеличении нагрузки (t = 10 с).

Режим 4: переходный процесс при неравномерной нагрузке (t = 15 с).

Сравнительный анализ показателей качества переходных процессов по результатам моделирования при заданных режимах систем автоматического регулирования бурового станка показывает, что при применении регулирования скорости вращателя системы управления с нечетким регулятором значительно сокращается время переходного процесса изменения тока.

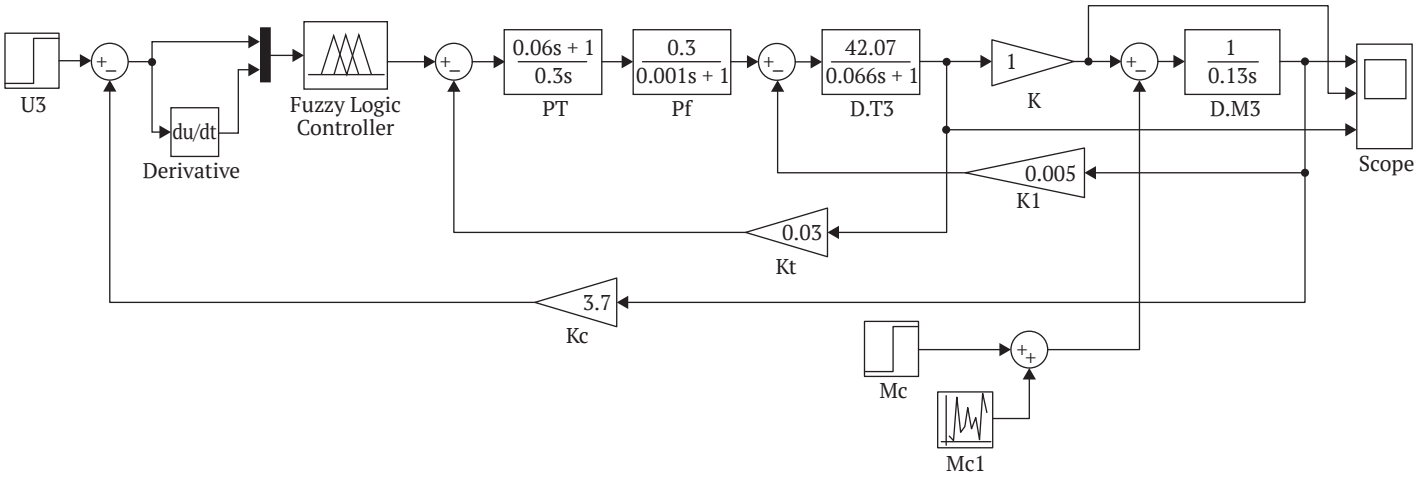


Рис. 7. Модель системы в среде MatLab с использованием регуляторов с нечеткой логикой

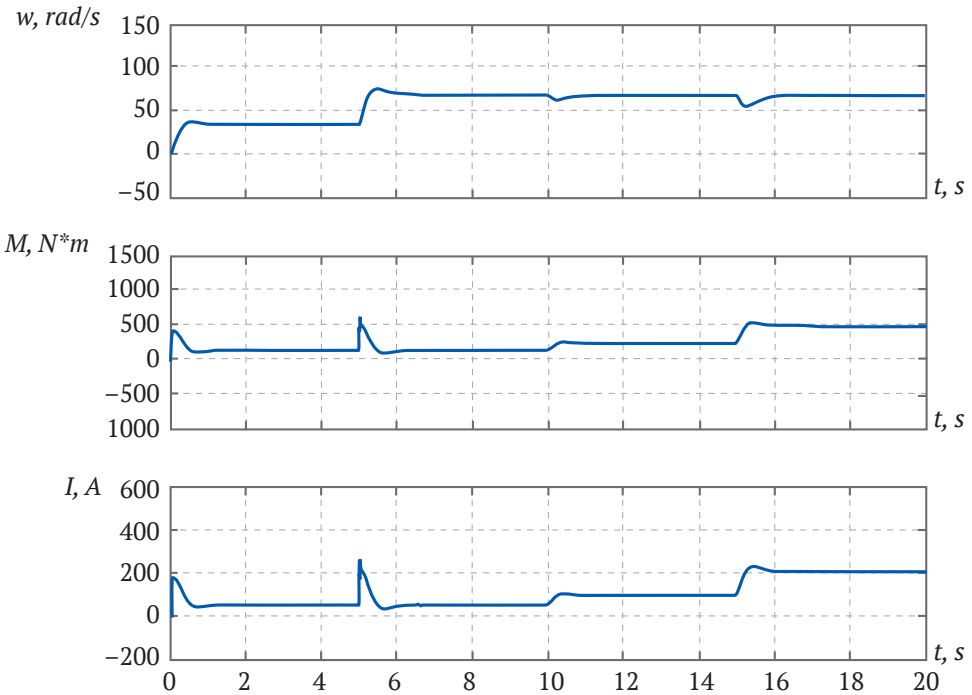


Рис. 8. Графики переходных процессов с нечетким регулятором

Таблица 2

Время регулирования переходных процессов

Режимы работы	Тип регулятора	Время регулирования, с		
		скорости вращателя	момента	тока
Режим 1	ПИ-регулятор	2,3	2,5	2,4
	ПИД-регулятор	2,3	2,8	2,5
	Нечеткий регулятор	2,3	1	1
Режим 2	ПИ-регулятор	2,8	2,4	2,5
	ПИД-регулятор	2,4	3	3
	Нечеткий регулятор	1,4	1,1	1,4
Режим 3	ПИ-регулятор	1,4	1,7	1,9
	ПИД-регулятор	1,8	1	2
	Нечеткий регулятор	1,1	0,7	0,7
Режим 4	ПИ-регулятор	1,9	2,1	1,8
	ПИД-регулятор	2	2	2,2
	Нечеткий регулятор	1,3	2	1,3

Выводы

Предложенная имитационная модель электропривода вращателя бурового станка шарошечного бурения с нечетким управлением позволяет с высокой степенью достоверности оценивать динамические процессы в системе электропривода в разных режимах работы.

Результаты моделирования режимов работы вращателя бурового станка с классическими регуляторами и нечетким регулятором показывают, что время регулирования переходных процессов для заданных режимов системы автоматического управления с нечетким регулятором сокращается. Время регулирования переходных процессов изменения момента и тока двигателя вращателя при применении регулирования скорости вращателя с нечетким регулятором при увеличении нагрузки в зависимости от крепости породы уменьшается практически в 2 раза.

Внедрение системы автоматического регулирования скорости вращателя бурового станка с применением нечеткого регулятора позволит снизить вибрацию бурового станка, обеспечить эффективную защиту двигателя вращателя от перегрузки, повысить надежность работы оборудования и производительность при бурении.

Список литературы

1. Овсянников Н.Б., Пичуев А.В. Методы прогнозирования электрической нагрузки на горнодобывающих предприятиях. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(1):292–296.

2. Клюев Р.В., Босиков И.И., Гаврина О.А., Ляшенко В.И. Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике. *Горные науки и технологии*. 2021;6(3):211–220. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220

3. Садридинов А.Б. Анализ энергетических показателей работы горнопроходческих комплексов угольной шахты. *Горные науки и технологии*. 2020;5(4):367-375. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-4-367-375

4. Petrov V., Sadridinov A., Pichuev A. Analysis and modeling of power consumption modes of tunnelling complexes in coal mines. In: *E3S Web of Conferences*. *V^th International Innovative Mining Symposium*. 18 June 2020. 2020;174:01006. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017401006

5. Petrov V., Kuznetsov N., Morozov I. Experimental studies of energy technology indicators during ore crushing at a processing plant. In: *2020 IEEE International Conference on Advent Trends in Multidisciplinary Research and Innovation (ICATMRI)*. 2020. Pp. 1–4. https://doi.org/10.1109/ICATMRI51801.2020.9398320

6. Егоров А.Н., Семенов А.С., Харитонов Я.С., Федоров О.В. Анализ эффективности применения частотно-регулируемого электропривода в условиях алмазодобывающих предприятий. *Горный журнал*. 2019;(2):77–82. https://doi.org/10.17580/gzh.2019.02.16

7. Кузнецов Н.М., Щуцкий В.И. *Рациональное электропотребление на горнодобывающих и горно-обогатительных предприятиях*. Апатиты: Кольский научный центр Российской академии наук, 1997. 211 с.

8. Фащиленко В.Н., Решетняк С.Н. Исследование резонансного режима работы электропривода горных машин. *Горный журнал*. 2017;(7):80–83. https://doi.org/10.17580/gzh.2017.07.15

9. Фащиленко В.Н., Решетняк С.Н. Синтез электромеханической системы органов резания горных машин при резонансном режиме работы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(S29):39–47. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-12-29-39-47

10. Шевырева Н.Ю. Влияние на качество электроэнергии ступенчатого фильтро-компенсирующего устройства при работе буровых установок с частотно-регулируемым электроприводом. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(1):408–415. URL: https://www.giab-online.ru/files/Data/2015/01/65_408-415_Shevyreva.pdf

11. Shevyrev Y.V., Pichuev A.V., Shevyreva N.Y. Improving energy performance in networks with semiconductor converters. In: *2019 International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing* (*ICIEAM*). 25–29 March 2019. Sochi, 2019. Pp. 1–6. https://doi.org/10.1109/ICIEAM.2019.8743020

12. До Т.Л. Исследование, оценка и предложения по решению проблемы качества электроэнергии для системы электроснабжения глиноземного завода в Лам Донге, Вьетнам. *Горные науки и технологии*. 2021;6(2):121–127. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-121-127

13. Кузнецов Н.М., Морозов И.Н. Синтез нечеткого регулятора производительности главной вентиляционной установки рудника. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2018;(S48):336–345. https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-11-48-336-345

14. Морозов И.Н., Кириллов И.Е. Использование теории нечетких множеств при построении автоматизированной системы регулирования процесса измельчения горно-обогатительных предприятий. *Труды Кольского научного центра РАН*. 2016;(6–7):141–147. URL: https://cyberleninka.ru/article/n/ispolzovanie-teorii-nechetkih-mnozhestv-pri-postroenii-avtomatizirovannoy-sistemy-regulirovaniya-protsessa-izmelcheniya-gorno

15. Жуковский А.А, Нанкин Ю.А., Сушинский В.А. *Привод и системы управления буровых станков для карьеров*. М.: Недра; 1990. 223 с.

References

1. Ovsyannikov N.B., Pichuev A.V. Methods of forecasting of electric power load in mining industry. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(1):292–296. (In Russ.)

2. Klyuev R.V., Bosikov I.I., Gavrina O.A., Lyashenko V.I. Assessment of operational reliability of power supply to developing ore mining areas at a high-altitude mine. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2021;6(3):211-220. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220

3. Sadridinov A.B. Analysis of energy performance of heading sets of equipment at a coal mine. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2020;5(4):367-375. (In Russ.) https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-4-367-375

4. Petrov V., Sadridinov A., Pichuev A. Analysis and modeling of power consumption modes of tunnelling complexes in coal mines. In: *E3S Web of Conferences*. *V*th *International Innovative Mining Symposium*. 18 June 2020. 2020;174:01006. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017401006

5. Petrov V., Kuznetsov N., Morozov I. Experimental studies of energy technology indicators during ore crushing at a processing plant. In: *2020 IEEE International Conference on Advent Trends in Multidisciplinary Research and Innovation (ICATMRI)*. 2020. Pp. 1–4. https://doi.org/10.1109/ICATMRI51801.2020.9398320

6. Egorov A.N., Semenov A.S., Kharitonov Ya.S., Fedorov O.V. Efficiency of variable frequency drive in diamond mining. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(2):77–82. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2019.02.16

7. Kuznetsov N.M., Shchutsky V.I. Rational of the electrical energy consumption at mining enterprises. *Apatity: Kola Science Centre of Russian Academy of Sciences*. 1997. 211 p. (In Russ.)

8. Fashchilenko V.N., Reshetnyak S.N. Resonant behavior of electric drives of mining machines. *Gornyi Zhurnal*. 2017;(7):80–83. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2017.07.15

9. Fashilenko V.N., Reshetnyak S.N. Synthesis of electromechanical systems of bodies cutting mining machines with the resonant mode of operation. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2017;(S29):39–47. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-12-29-39-47

10. Shevyreva N.Yu. The influence of multistage filter compensation device on energy guality during the operation of drill rigs with variable-frequency electric drive. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(1):408–415. (In Russ.) URL: https://www.giab-online.ru/files/Data/2015/01/65_408-415_Shevyreva.pdf

11. Shevyrev Y.V., Pichuev A.V., Shevyreva N.Y. Improving energy performance in networks with semiconductor converters. In: *2019 International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing* (*ICIEAM*). 25–29 March 2019. Sochi, 2019. Pp. 1–6. https://doi.org/10.1109/ICIEAM.2019.8743020

12. Do T.L. Research, assessment and proposals on resolving power quality problem for the power supply system of Lam Dong alumina refinery, Vietnam. *Mining Science and Technology* (*Russia*). 2021;6(2):121–127. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-121-127

13. Kuznetsov N.M., Morozov I.N. Synthesis of the fuzzy controller of performance of the main ventilation installation of the mine. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2018;(S48):336–345. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-11-48-336-345

14. Morozov I.N., Kirillov I.E. Using the theory of fuzzy sets in construction of automated system of managing grinding mining and processing enterprises. *Trudy Kolskogo nauchnogo centra RAN*. 2016;(6–7):141–147. (In Russ.) URL: https://cyberleninka.ru/article/n/ispolzovanie-teorii-nechetkih-mnozhestv-pri-postroenii-avtomatizirovannoy-sistemy-regulirovaniya-protsessa-izmelcheniya-gorno

15. Zhukovsky A.A., Nankin Y.A., Sushinsky V.A. *Drive and control systems of drilling rigs for open pits*. Moscow: Nedra Publ.; 1990. 223 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Николай Матвеевич Кузнецов – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, Кольский научный центр РАН, г. Апатиты, Российская Федерация; ORCID 0000-0002-9440-8677, Scopus ID 56252352900, ResearcherID G-3754-2017; e-mail n.kuznetsov@ksc.ru

Иван Николаевич Морозов – кандидат технических наук, доцент, Мурманский арктический государственный университет, г. Мурманск, Российская Федерация; ORCID 0000-0003-3488-8186, Scopus ID 57210912468, ResearcherID W-4918-2018

Information about the authors

Nikolai M. Kuznetsov – Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher, Kola Science Centre of the Russian Academy of Science, Apatity, Russian Federation; ORCID 0000-0002-9440-8677, Scopus ID 56252352900, ResearcherID G-3754-2017; e-mail n.kuznetsov@ksc.ru

Ivan N. Morozov – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Murmansk Arctic State University, Murmansk, Russian Federation; ORCID 0000-0003-3488-8186, Scopus ID 57210912468, ResearcherID W-4918-2018

Поступила в редакцию	17.10.2021	**Received**	17.10.2021
Поступила после рецензирования	17.01.2022	**Revised**	17.01.2022
Принята к публикации	01.02.2022	**Accepted**	01.02.2022