

eISSN 2500-0632



MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY

TOM
VOL. 6, № 3
2021

(RUSSIA)

GORNYE NAUKI I TEKHNologii
ГОРНЫЕ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИИ

MISIS



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



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, Novochebassk, 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, ВИНТИ 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



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



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

Тибиллов 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, ВИНТИ РАН, Dimensions, BASE, J-Gate, Jisc Library Hub Discover.

Журнал открытого доступа.

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ

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.



CONTENTS

BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Prospects for selective-and-advanced recovery of rhenium from pregnant solutions
of in-situ leaching of uranium ores at Dobrovolnoye deposit 158
A. A. Rudenko, I. D. Troshkina, V. V. Danileyko, O. S. Barabanov, F. Ya. Vatsura

Selection of recycled water electrochemical conditioning parameters for preparation
of diamond-bearing kimberlite for froth separation 170
G. P. Dvoichenkova, V. V. Morozov, E. L. Chanturia, E. G. Kovalenko

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Chemical reactions and conditions of mineral formation at tailings storage facilities
of the Russian Far East 181
V. P. Zvereva, K. R. Frolov, A. I. Lysenko

CONSTRUCTION OF MINING ENTERPRISES AND UNDERGROUND SPACE DEVELOPMENT

Determination of technological parameters of rock freezing systems based on the condition
of maintaining design thickness of ice wall 192
M. A. Semin, A. V. Bogomyagkov, L. Y. Levin

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Mining industry in Mozambique 203
J. J. Z. Caixao

Assessment of operational reliability of power supply to developing ore mining areas
at a high-altitude mine 136
R. V. Klyuev, I. I. Bosikov, O. A. Gavrina, V. I. Lyashenko

EXPERIENCE OF MINING PROJECT IMPLEMENTATION

PEST-analysis of Nivensky Mining and Concentration Complex development
in Kaliningrad region 221
D. P. Tibilov, Y. A. Domakhina, N. A. Lipnitsky



СОДЕРЖАНИЕ

ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Перспективы селективно-опережающего извлечения рения из продуктивных растворов подземного выщелачивания урановых руд месторождения Добровольное..... 158
А. А. Руденко, И. Д. Трошкина, В. В. Данилейко, О. С. Барабанов, Ф. Я. Вацура

Выбор параметров электрохимического кондиционирования оборотной воды при подготовке алмазосодержащих кимберлитов к пенной сепарации..... 170
Г. П. Двойченкова, В. В. Морозов, Е. Л. Чантурия, Е. Г. Коваленко

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Химические реакции и условия минералообразования на хвостохранилищах Дальнего Востока России 181
В. П. Зверева, К. Р. Фролов, А. И. Лысенко

СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОСВОЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА

Определение технологических параметров систем замораживания пород из условия поддержания проектной толщины ледопородного ограждения 192
М. А. Семин, А. В. Богомяков, Л. Ю. Левин

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Разработка системы автоматического управления движением БПЛА с учетом шахтных условий (на англ. яз.) 203
М. Л. Ким, Л. Д. Певзнер, И. О. Темкин

Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике 211
Р. В. Ключев, И. И. Босиков, О. А. Гаврина, В. И. Ляшенко

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ В ГОРНОПРОМЫШЛЕННОМ СЕКТОРЕ ЭКОНОМИКИ

PEST-анализ развития Нивенского ГОКа на территории Калининградской области 221
Д. П. Тиболов, Ю. А. Домахина, Н. А. Липницкий




ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-158-169>

Перспективы селективно-опережающего извлечения рения из продуктивных растворов подземного выщелачивания урановых руд месторождения Добровольное

А. А. Руденко¹, И. Д. Трошкина²   , В. В. Данилейко¹, О. С. Барабанов³, Ф. Я. Вацура² ¹ АО «РУСБУРМАШ», г. Москва, Российская Федерация² Российский химико-технологический университет имени Д. И. Менделеева (РХТУ им. Д. И. Менделеева), г. Москва, Российская Федерация³ АО «АРМЗ», г. Москва, Российская Федерация tid@muctr.ru

Аннотация

Анализ геологоразведочных материалов и рыночной конъюнктуры показал, что попутное извлечение одного из самых редких стратегических элементов периодической системы – рения – не всегда эффективно при переработке всего объема продуктивных урансодержащих растворов. Основная цель исследований – разработка эффективного способа извлечения рения из продуктивных растворов при скважинном подземном выщелачивании урана. Задачами исследований являлись: оценка возможности селективно-опережающего извлечения рения из руд способом скважинного подземного выщелачивания и сопоставление технологических преимуществ нового предлагаемого способа с известными. В работе использован анализ геологической, минералого-геохимической информации предыдущих лет изучения месторождения Добровольное и анализ технологических аспектов попутной добычи рения в мировой практике. Предложена селективно-опережающая схема извлечения рения из продуктивных сернокислых урановых растворов подземного выщелачивания урановых руд месторождения Добровольное (Курганская область, Россия) с использованием мобильных установок. Технология имеет следующие отличия: зонирование эксплуатационных блоков при сооружении закачных и откачных скважин; обвязку откачных селективных скважин в отдельный коллектор; осуществление опережающей сорбции рения. Ее осуществление дает возможность получать рений из экономически выгодных участков месторождения урана. Мобильная установка включает следующие основные узлы: фильтр для очистки (доочистки) от взвесей, каскад сорбционных аппаратов (сорбционных фильтров или колонн), соединительную арматуру, контрольно-измерительные приборы. Сорбционные аппараты заполняются селективным на рений ионитом. В качестве селективного сорбента для первичного концентрирования рения из сернокислых растворов (рН 2) могут быть использованы слабоосновные азотсодержащие иониты, содержащие функциональные группы аминов различного типа. При необходимости дальнейшего концентрирования рения с целью унификации используемого оборудования можно применить материалы с подвижной фазой экстрагента (твэкс или импрегнаты), например, ТВЭКС-ДИДА, содержащий диизододециламин, или импрегнат-ТАА, содержащий триалкиламин. Десорбция рения с этих материалов осуществляется раствором аммиака, что позволяет получить из элюата черновой перренат аммония. Оценены экономические аспекты селективно-опережающей технологии рения. Реализация технологии селективно-опережающего извлечения дает возможность получать рений из экономически выгодных участков месторождения урана.

Ключевые слова

уран, скважинное выщелачивание, Курганская область, рений, серная кислота, схема извлечения, добычной блок, дифференциация, оптимизация, продуктивность, селективность

Для цитирования

Rudenko A. A., Troshkina I. D., Danileiko V. V., Barabanov O. S., Vatsura F. Ya. Prospects for selective-and-advanced recovery of rhenium from pregnant solutions of in-situ leaching of uranium ores at Dobrovolnoye deposit. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):158–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-158-169>



BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research article

Prospects for selective-and-advanced recovery of rhenium from pregnant solutions of in-situ leaching of uranium ores at Dobrovolnoye deposit

A. A. Rudenko¹, I. D. Troshkina²  , V. V. Danileyko¹, O. S. Barabanov³, F. Ya. Vatsura² ¹ JSC “RUSBURMASH”, Moscow, Russian Federation² Mendeleev University of Chemical Technology of Russia, Moscow, Russian Federation³ JSC ARMZ (Atomredmetzoloto Uranium Holding Co., the Rosatom’s mining division), Moscow, Russian Federation tid@muctr.ru

Abstract

Analysis of exploration materials and market conditions showed that by-product recovery of rhenium, one of the rarest strategic elements of the periodic system, was not always effective in processing the whole volume of pregnant uranium-bearing solutions. The main goal of the research was to develop an effective method for recovery rhenium from pregnant solutions in in-situ uranium leaching. The objectives of the research were as follows: evaluation of the possibility of selective-and-advanced recovery of rhenium from ores by in-situ leaching method and comparison of the technological advantages of the new proposed method with the known ones. The study involved the analysis of historical geological, mineralogical and geochemical information on the Dobrovolnoye deposit and analysis of technological aspects of by-product recovery of rhenium in the world practice. A selective-and-advanced scheme of rhenium recovery from pregnant uranium-bearing sulfate (sulfuric acid) solutions of the Dobrovolnoye deposit ISL (Russia) using mobile installations was proposed. The process has the following features: zoning of production blocks when constructing injection and extraction (pumping) wells; piping of selective extraction wells into a separate collecting pipe; implementation of advanced rhenium sorption. The process implementation makes it possible to obtain rhenium from economically viable areas of the uranium deposit. The mobile installation includes the following main units: a filter for purification (aftertreatment) to remove suspension, a chain of sorption apparatuses (sorption filters or columns), connecting fittings, control and measuring instruments. The sorption apparatuses are filled with rhenium-selective ionite (ion exchanger). As a selective sorbent for the primary concentration of rhenium from sulfate solutions (pH 2), weakly basic nitrogen-bearing ionites containing amine functional groups of various types can be used. If further concentration of rhenium is required, in order to unify the equipment used, materials with a mobile extractant phase (so-called TVEXs (solid extractants or Levestrel resins in English literature) and so-called “impregnated” or “impregnates”), such as TVEX-DIDA containing diisododecyl amine, or TAA-impregnate containing trialkylamine, can be used. Rhenium desorption from these materials is carried out by an ammonia solution, which allows producing rough ammonium perrhenate from the eluate. Economic aspects of the rhenium selective-and-advanced technology were evaluated. Implementation of the recovery selective-and-advanced technology allows obtaining rhenium from economically-viable areas of the uranium deposit.

Keywords

uranium, in-situ leaching, Kurgan region, rhenium, sulfuric acid, recovery scheme, production block, differentiation, optimization, productivity, selectivity

For citation

Rudenko A. A., Troshkina I. D., Danileyko V. V., Barabanov O. S., Vatsura F. Ya. Prospects for selective-and-advanced recovery of rhenium from pregnant solutions of in-situ leaching of uranium ores at Dobrovolnoye deposit. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):158–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-158-169>

Введение

Основным направлением в стратегии развития минерально-сырьевой базы (МСБ) уранодобывающей отрасли Российской Федерации на ближайшее десятилетие является прежде всего увеличение МСБ в районе действующих горнорудных предприятий – АО «Далур», АО «Хиагда» и ПАО «ППГХО», пригодной для освоения двумя геотехнологиями – скважинным подземным выщелачиванием и блочным подземным выщелачиванием [1].

Создание новых современных технологий разработки природных ресурсов определяется применением экологически безопасных способов, к которым от-

носится подземное выщелачивание, их комплексного освоения и максимально возможной глубиной переработки на продукты, востребованные народным хозяйством. Под комплексной переработкой сырья как основы создания малоотходных технологий понимают использование всех минеральных составляющих сырья путем превращения их в полезные продукты за счет совмещения нескольких производств внутри одного предприятия. Нередко при извлечении из сырья двух и более компонентов снижается нижний концентрационный предел рентабельной переработки.

Наряду с основной задачей комплексной переработки уранового сырья – попутным извлечением



его ценных компонентов, носящей экономический характер, не менее важны как необходимые составляющие – утилизация твердых отходов и регенерация реагентов из водных сбросов и газовых отходов.

Попутное извлечение самого урана в мире проводят из медных и золотых руд, а также фосфоритов. Доля урана при этом составляет ~9 % от всего добываемого.

Комплексные урановые руды подразделяются на две основные группы [2]:

1. Руды, в которых уран и попутные элементы входят в состав одного минерала (ванадий и уран – в карнотите, фосфор и уран – в апатите, ниобий и уран – в гатчеттолите, цирконий и уран – в малаконе). Полезные компоненты не могут быть разделены механическими методами обогащения и разделяются только при химической переработке руд.

2. Руды, в которых уран и попутные элементы представлены разными минеральными формами или носителями (руды, содержащие сульфиды и арсениды цветных металлов, самородное серебро, золото, висмут). При этом раздельное получение концентратов возможно методами механического обогащения.

Следующие элементы сопутствуют урану в рудах: золото, ванадий, молибден, редкоземельные элементы, иттрий, рений, медь, никель, кобальт, мышьяк, фосфор. Торий, скандий и селен присутствуют в меньшей степени. Следует отметить, что концентрация этих элементов в рудах часто слишком мала, чтобы обеспечить экономически выгодное разделение и извлечение, но, с другой стороны, она достаточно высока, чтобы повлиять на качество первичного концентрата урана – «желтого кека».

В связи с этим к задачам комплексной переработки уранового сырья примыкает и задача повышения качества основного товарного продукта уранового передела.

Рентабельность комплексной переработки определяется нижним концентрационным пределом, оценка которого для двухкомпонентных руд при разном содержании в них урана приведена в [3]. Необходимо отметить, что самое рентабельное в мире извлечение урана из руд со средним содержанием 0,06 % урана достигнуто при переработке комплексной руды медь-золото-серебросодержащего уранового месторождения Олимпик Дам в Австралии.

При наиболее перспективном методе выщелачивания урановых руд – скважинном подземном, образуются так называемые продуктивные растворы, которые наряду с целевым компонентом – ураном – содержат ряд попутных, среди которых рений и скандий выделяются высокой стоимостью и стратегической важностью. Нижний концентрационный порог рения в них составляет менее 0,02 мг/л [3].

Рений – один из наименее распространенных элементов периодической системы. Существование рения было предсказано в 1871 г. Д.И. Менделеевым, назвавшим его экомарганцем. Открыт элемент, как стабильный, последним в периодической системе, в 1925 г. в Германии. Температура плавления этого металла составляет 3180 °С, уступая лишь вольфраму.

При этом рений отличает пластичность среди наиболее тугоплавких хрупких металлов (вольфрама, молибдена и др.). Сплавы на основе тугоплавких металлов обладают высокой механической прочностью, а также устойчивостью к термической деформации, ползучести и окислению. Среди них выделены суперсплавы – сплавы на основе металлов VIII группы (никеля, железа и кобальта) [4]. Наиболее жаропрочные литейные сложнелегированные сплавы на основе никеля, способные работать при температурах 1050–1100 °С в течение сотен и тысяч часов при высоких статических и динамических нагрузках, обычно составляют 40–50 % от общего веса авиационного двигателя и широко используются в рабочих и сопловых лопатках, дисках ротора турбины, деталях камеры сгорания [5, 6]. Эти суперсплавы содержат до 40 % от общей массы другие элементы, такие как рений, хром, кобальт, вольфрам, тантал, молибден, гафний, титан, алюминий. Сплавы пятого поколения содержат наряду с рением также рутений [7]. Рений – один из наиболее эффективных легирующих компонентов в монокристаллических сплавах: влияние на усиление жаропрочности обусловлено повышенной его растворимостью в никелевом γ -твердом растворе, увеличением периода кристаллической решетки и температуры солидуса, снижением коэффициентов диффузии легирующих элементов [7].

Развитие авиаракетно-космической техники в мире определяется использованием рениевых жаропрочных монокристаллических суперсплавов на основе никеля. На долю сектора жаропрочных сплавов приходится более 80 % рения от его общего объема производства (~70 т, 2021)¹. Эта область применения рения доминирует с конца прошлого столетия [4]. Оставшаяся часть рения незаменима в составе платино-рениевых катализаторов для получения бензина высокого качества и в электронике [4].

Минерально-сырьевая база России по рению ограничена низкосортными молибденитовыми концентратами, которые могут быть получены из руд месторождений Сорское, Жирекенское, Лобаш и др., а также поставленными на баланс, но неперерабатываемыми фумарольными газами вулкана Кудрявый (о. Итуруп, Курилы, Сахалинская обл.).

Попутное извлечение рения из продуктивных растворов подземного выщелачивания урановых руд одного из месторождений (Добровольное) в районе действующего горнорудного предприятия АО «Далур» представляется своевременной научно-практической задачей.

Основная цель исследований – разработка эффективного способа извлечения рения из продуктивных растворов при скважинном подземном выщелачивании урана.

Задачами исследований являлись: оценка возможности селективно-опережающего извлечения рения из руд способом скважинного подземного выщелачивания и сопоставление технологических преимуществ нового предлагаемого способа с известными.

¹ USGS Mineral Commodity Yearbook 2021. <https://doi.org/10.3133/mcs2021>



В работе использован анализ геологической, минералого-геохимической информации предыдущих лет изучения месторождения Добровольное и анализ технологических аспектов попутной добычи рения в мировой практике.

Краткий анализ технологий попутного извлечения рения

Из-за ультранизкого кларка ($7 \cdot 10^{-4} \%$) рений в мировой практике получают лишь попутно при комплексной переработке молибденовых и медных руд. Основным сырьем для получения рения служат молибденовые концентраты медно-порфириновых месторождений, на долю которых приходится около 80 % мирового его производства (Чили, Перу, США, Канада). Среди других источников важное место занимают стратиформные месторождения меди, из которых добывается основное количество рения в странах СНГ. Медистые источники Джезказганского месторождения в Казахстане остаются крупнейшим источником этого металла в Азии. Собственные минералы рения редки (джезказганит – сульфид рения, рениит – сульфид рения) и практического значения не имеют [4].

Урановые руды как дополнительный сырьевой источник рения известны с 50-х годов прошлого столетия: в США из молибденово-урановых руд получили ~1 т рения [4]. На территории СНГ пластово-инфильтрационные экзогенные месторождения, разрабатываемые методом подземного выщелачивания, сосредоточены в крупнейшей в мире Притяньшаньской ураново-рудной провинции. Содержание рения в рудах этих месторождений колеблется от 0,02 до 2 г/т [8]. Наиболее высокие содержания рения установлены в Центральных Кызылкумах в рудах «учкудукского типа» (в среднем 0,6–2,0 г/т), гораздо меньше (0,2–0,5 г/т) в прилегающих Сырдарьинской и Чу-Сарысуйской провинциях [9]. Рений был впервые обнаружен в 1978 г. на месторождении Северный Канимех в растворах подземного выщелачивания урана. Было установлено, что он наиболее эффективно извлекается методом ПВ с использованием природных вод, насыщенных кислородом. При этом универсальной формой миграции в кислородсодержащих подземных водах является перренат-ион ReO_4^- , содержание которого достигает целых миллиграммов на литр, при обычных значениях порядка 0,0п мкг/л [8].

В России оценивали рениеносность урановых рудопроявлений Русской платформы [10]. Содержание рения в этих объектах незначительно.

Для извлечения попутных ценных элементов из продуктивных растворов подземного выщелачивания разработаны технологические схемы, основанные, как правило, на использовании сорбционного метода [11]. Так, например, извлечение ванадия возможно при применении комплексобразующего ионита ВПК и для его концентрирования – анионита ВП-1п, скандия – ионита марки АФИ-22.

При этом необходимо отметить, что наиболее высокая рентабельность – 540 % – наблюдается при извлечении рения [12]. Из продуктивных серноокислых растворов рений совместно с ураном сорбирует-

ся сильноосновным анионитом АМ-п. Селективную десорбцию рения осуществляют кислыми растворами, содержащими нитрат-ионы (NO_3^- – 80–90 г/л, HNO_3 – 4–4,5 %). Рений экстрагируют из элюатов ($C_{\text{Re}} = 10\text{--}15$ мг/л) раствором триалкиламина фракции $C_7\text{--}C_9$ в керосине с добавкой деканола в качестве модификатора. Содержание рения в экстракте достигает 8 г/л, что позволяет осуществить его реэкстракцию раствором аммиака в твердофазном варианте. Принципиальная схема попутного извлечения рения из серноокислых растворов подземного выщелачивания представлена на рис. 1 [11].

Для извлечения рения из оборотных растворов подземного выщелачивания, образующихся после сорбции урана (Республика Узбекистан), использовали композиционный экстрагирующий полимер КЭП-200 фирмы Пьюролайт [12, 13]. Последними исследованиями сорбции рения из модельных серноокислых (pH 1,54) и бикарбонатных (pH 7,1) растворов показана эффективность сильноосновного анионита В0-020 [15]. С 2008 по 2011 г. на двух действующих сорбционных установках Навоийского горно-металлургического комбината было получено ~3 т перрената аммония марки AP-0 [15, 16].

На территории Российской Федерации рений из растворов подземного выщелачивания урана в промышленном масштабе не извлекали.

Характеристика осваиваемого месторождения Добровольное

Освоение месторождений методом СПВ в Зауралье ведет уранодобывающее предприятие АО «Далур», расположенное в с. Уксянском Далматовского района Курганской области. Район хорошо освоен, его территория пересекается железнодорожными магистралями Свердловск–Курган–Петропавловск и Челябинск–Курган, а также густой сетью автодорог районного и государственного значения. Через район проходят трассы магистральных нефтепроводов.

Ураноносность территории Зауралья (рис. 2) определяется главным образом месторождениями и проявлениями урана в верхнеюрских-нижнемеловых палеорулах, врезанных в кристаллические породы доюрского фундамента. Промышленное значение имеют осваиваемые в настоящее время Миасский и Уйско-Тобольский рудные районы, которые включают три месторождения – Далматовское, Хохловское, Добровольное и большую группу рудопроявлений.

Палеодолины простираются на десятки километров при ширине 2–5 км. Месторождения представляют собой протяженные (до 20 км) лентообразные зоны ураноносных пород в палеодолинах. Источником урана и сопутствующих металлов, вероятно, явились породы доюрского фундамента, претерпевшие интенсивное химическое выветривание.

Ритмично чередующиеся в разрезе хорошо проницаемые гравийно-песчаные отложения с глинистыми водоупорами позволяют выделить в разрезе три водопроницаемых подгоризонта. При отсутствии водоупора между отложениями первого и второго ритмов нижний и средний водоносные горизонты объединяют

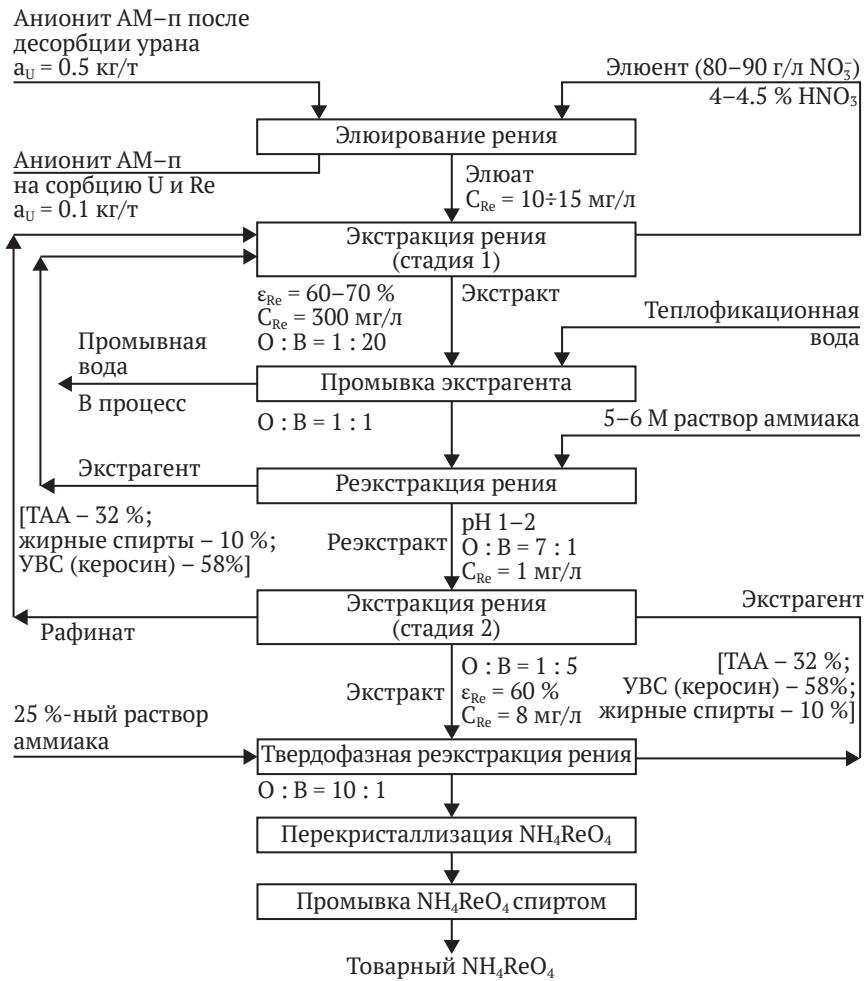


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема попутного извлечения рения из растворов подземного выщелачивания урана [11]

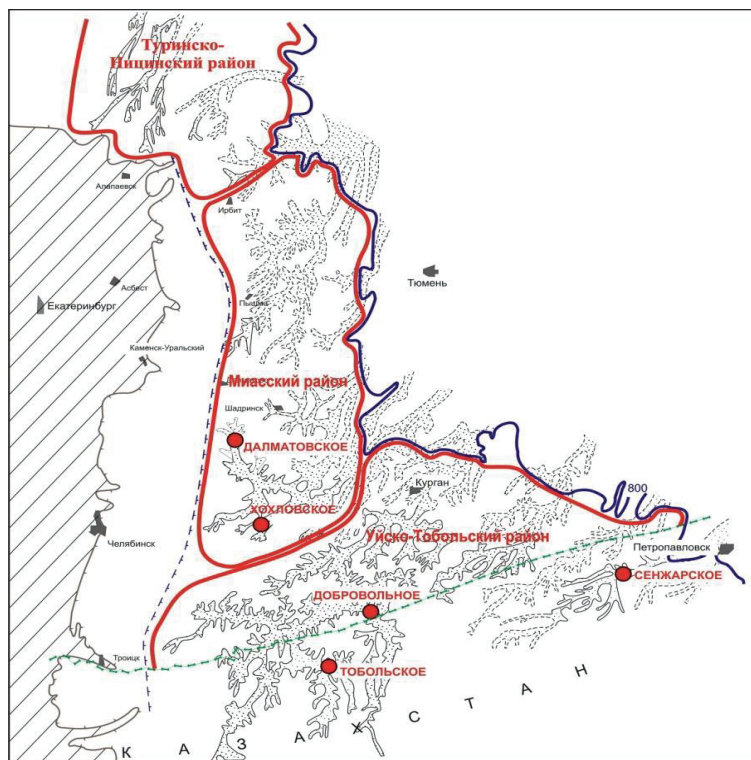


Рис. 2. Схема расположения месторождения Добровольное

в один. Верхний водоносный подгоризонт залегает на глубинах 435–517 м. Средняя мощность 13 м. Верхним водоупором ему служат глины коскольской красноцветной толщи, а подошвой – глинистые отложения мощностью 3–15 м. Коэффициент фильтрации изменяется от 0,8 до 23,5 м/сут. Водоносные подгоризонты залегают на глубинах 513–567 м. Средняя мощность 30 м, при колебаниях от 4,5 до 44 м. Верхним водоупором служат глинистые отложения второго ритма мощностью 3–20 м, а нижним – породы фундамента. Коэффициент фильтрации изменяется от 5,0 до 20,7 м/сут.

В химическом составе вод средне-верхнеюрского рудовмещающего водоносного комплекса в пределах месторождения преобладают гидрокарбонаты, сульфаты и хлориды натрия. Воды соленые с минерализацией 11,1–13,0 г/дм³, pH 7,2–7,5. Содержание урана в воде до $7,8 \cdot 10^{-6}$ г/дм³, сероводорода до 1,5 мг/дм³, Eh от +60 до +120 мВ. Воды горизонта высоконапорные. Расчетная высота напора воды над дневной поверхностью 41–47 м.

Минеральный состав урановых руд месторождений Зауралья однообразен и характерен для экзогенных месторождений гидрогенного типа. Рудонасыщенные песчаные отложения мощностью до 20 м имеют алюмосиликатный состав, %: SiO₂, 78,5; Al₂O₃, 12,5; CO₂, 0,2 (при максимальном содержании не выше 2,0); железо, 1–3; сульфидная сера, 0,1–1,6. Более 95 % урана находится в собственной минеральной форме в виде оксидов урана (настуран), представленных несколькими генерациями, и силикатов (коффинит). Соотношение настурана и коффинита в рудах – примерно равное. Коэффициент радиоактивного равновесия составляет ~1. По содержанию урана руды относятся к классу бедных и убогих, среднее содержание урана по месторождениям 0,03–0,05 %. Возраст оруденения, определенный уран-свинцовым методом, для всех месторождений около 140 млн лет.

Технологические свойства руд месторождений идентичны, руды пригодны для выщелачивания урана сернокислыми растворами.

Рений-редкоземельно-урановое месторождение Добровольное выявлено в 1986 г. Тургайской партией № 89. Госбалансом учтены: 339,0 т урана по категории С1; 7060,0 т урана по категории С2; 5656 т урана по категории Р1. Глубина залегания урановых руд составляет 480–700 м. Средние содержания урана по залежам 0,028–0,057 %. Ресурсы и запасы рения составляют Р1 – 5,59 т и С2 – 10,6 т².

Рений, кроме собственной минеральной формы (сульфиды рения), установлен в виде сорбционной примеси в настуране, пирите, марказите и глинистом веществе.

Содержание рения в рудах по классам составляет: до 1 г/т – 71 %, от 1 до 10 г/т – 29 %. Высокие содержания рения приурочены к подзонам бедных «серых» урановых руд и их «богатым» подзонам, 15–20 % ренийевых руд располагаются в подзоне «белесых» пород. Схематичный разрез и распределение рения по разведочному профилю представлены на рис. 3.

Селективно-опережающее извлечение рения из продуктивных сернокислых растворов подземного выщелачивания

В настоящее время известны многовариантные способы добычи полезных ископаемых скважинным подземным выщелачиванием, в частности урана. При этом после извлечения урана из продуктивных растворов извлекают пока только редкие элементы – рений и скандий. Рений в промышленных масштабах

² Лучинин И. Л. Отчет о результатах предварительной разведки Добровольного рений-редкоземельно-уранового месторождения. Тургайская партия № 89. Екатеринбург; 1994.

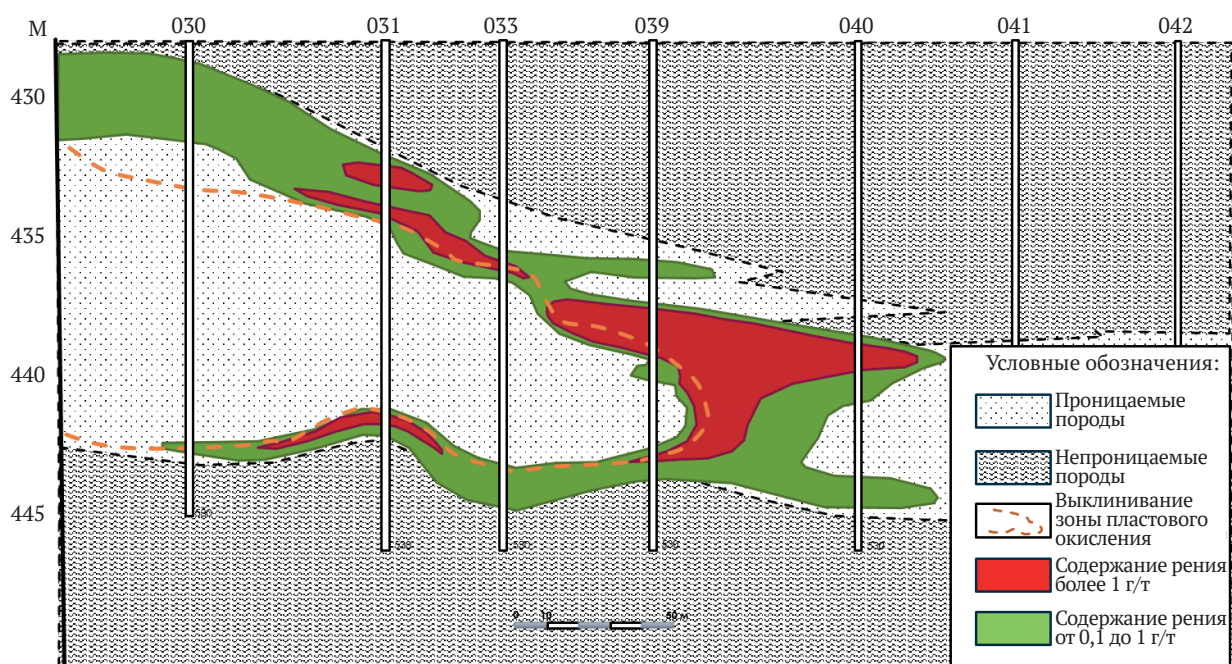


Рис. 3. Распределение рения по профилю 65+400 на месторождении Добровольное

получают в Узбекистане на Навоийском горно-металлургическом комбинате [13]. Другие способы, описанные в патентах России³, Казахстана⁴ и др., а также в статьях [13, 16–19] и монографии [11], предписывают извлекать рений из всего объема урансодержащих растворов.

Основными недостатками известных способов является то, что извлечение рения и других попутных компонентов из продуктивных урановых растворов предусматривается осуществляться после сорбции урана из продуктивных растворов – из так называемых «маточников сорбции». При этом перерабатывать необходимо равнозначные объемы растворов с низким содержанием сопутствующих компонентов в общем объеме растворов. Например, содержание рения в продуктивных урановых растворах составляет 0,3–0,8 мг/л (среднее 0,5 мг/л), что предопределяет необходимость сооружения дополнительных модулей по переработке растворов, соизмеримых с основным производством по переделу урана. Капитальные и эксплуатационные затраты такого производства выдерживают рентабельность попутной добычи только при достижении максимальных рыночных цен на металлы, что делает уязвимым попутное извлечение рения и других редких элементов по таким технологическим схемам.

Предварительно рассчитать среднюю за весь период выщелачивания концентрацию рения (C_m , г/дм³) в продуктивном растворе можно исходя из его извлекаемого количества и общего объема V , м³, продуктивного раствора по зависимости [20]:

$$C_m = 10^2 P_m \frac{\varepsilon}{V},$$

где P_m – общие запасы руды в секции, т; ε – степень извлечения металла, доли ед.; V – объем выщелачивающего раствора, м³.

При исходном содержании рения в рудах более 2 г/т концентрация рения в продуктивном растворе составляет более 1 мг/л (рис. 4).

В настоящей работе рассмотрена возможность изменения последовательности операций для попутного выделения рения из растворов путем применения селективно-опережающего извлечения⁵. Пример осуществления такого способа добычи приведен на рис. 5.

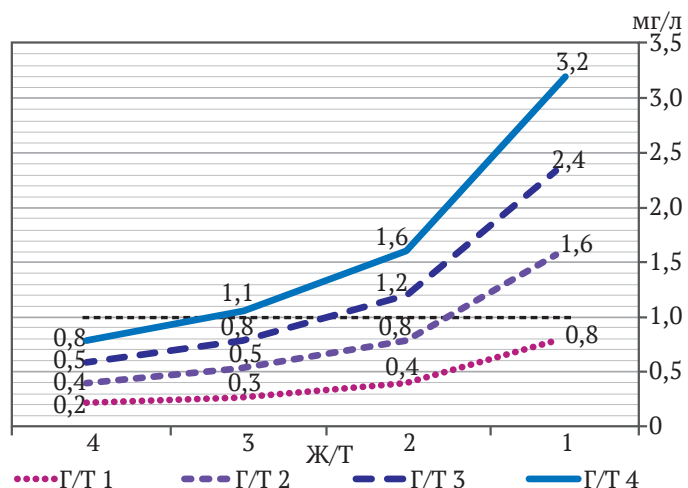


Рис. 4. Стехиометрическая зависимость концентрации рения в растворе от содержания в руде

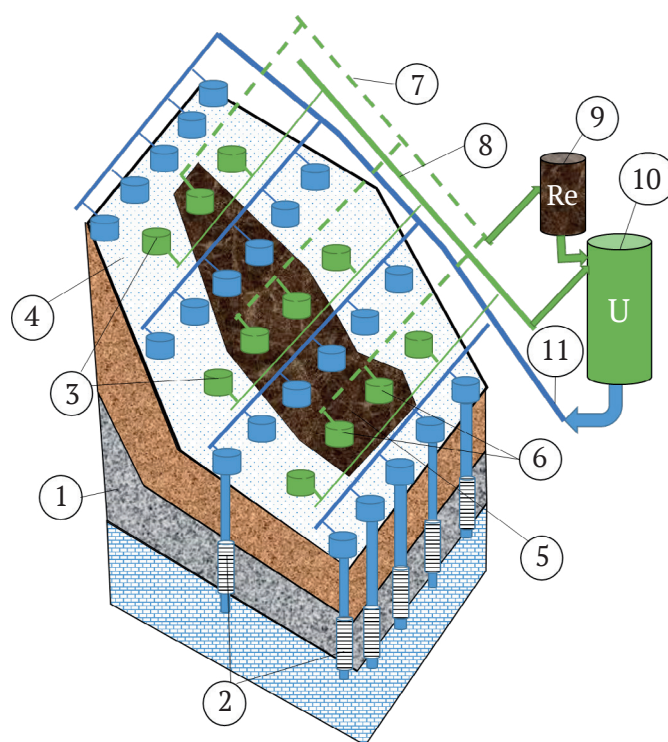


Рис. 5. Схема селективно-опережающего извлечения рения

Рудный эксплуатационный блок (1) разбуривают технологическими закачными (2) и откачными (3) скважинами, которые после сооружения опробуют выщелачивающим раствором методом «Push-Pull». По результатам анализов растворов на рений дифференцируют зоны (4) расположения откачных скважин с содержанием рения менее 1 мг/л и зоны (5) расположения откачных скважин (6) с содержанием рения в растворе более 1 мг/л. Откачные скважины с содержанием рения более 1 мг/л обвязывают в отдельный откачной коллектор (7) и направляют растворы на опережающую сорбцию (9) с последующим получением перрената аммония. После сорбции рения урансодержащие растворы поступают в общий коллектор (8) и проходят стандартные циклы по сорбции/десорб-

³ Толстов Е. А., Михин О. А., Першин М. Е. и др. Способ извлечения рения из растворов. Патент РФ № 2294392 от 24.05.2005 г.

⁴ Кожухметов С. К., Копбаева М. П., Панова Е. Н., и др. Способ переработки растворов подземного выщелачивания ренийсодержащих урановых руд. Патент РК № 22659 от 02.04.2012 г.; Кожухметов С. К., Копбаева М. П., Панова Е. Н., и др. Способ переработки растворов подземного выщелачивания ренийсодержащих урановых руд. Патент РК № 23507 от 02.04.2012 г.; Кожухметов С. К., Копбаева М. П., Панова Е. Н., и др. Способ переработки растворов подземного выщелачивания ренийсодержащих урановых руд. Патент РК № 26780 от 02.04.2012 г.

⁵ Руденко А. А., Трошкина И. Д., Данилейко В. В. Способ добычи полезных ископаемых подземным выщелачиванием. Положительное решение по заявке на изобретение № 2020129776 (приоритет от 08.09.2020 г.) от 28.09.2021.



ции урана на установке по переработке урансодержащих растворов (10) с получением готового продукта «желтого кека». «Маточники сорбции» доукрепляют серной кислотой и направляют по коллектору (11) на выщелачивание руд через закачные скважины (2).

В настоящее время идет проработка варианта мобильной версии сорбционной установки для условий скважинного подземного выщелачивания.

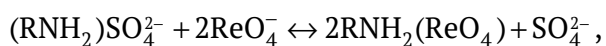
Оперативное извлечение попутных компонентов возможно в установке по селективно-опережающей переработке ренийсодержащих растворов, выполняемой в мобильном варианте. Она включает следующие основные узлы: фильтр для очистки (доочистки) от взвесей, каскад сорбционных аппаратов (сорбционных фильтров или колонн), соединительную арматуру, контрольно-измерительные приборы. Сорбционные аппараты заполняются селективным на извлекаемый компонент ионитом. Работа установки происходит в следующем режиме: продуктивный раствор, содержащий ценные попутные компоненты, после очистки от примесей на фильтре или в прудке с доочисткой на фильтре поступает на сорбцию в заполненный ионитом аппарат.

После полного насыщения ценным компонентом сорбционный аппарат отключается и перевозится в основной цех переработки урановых растворов или на близлежащее предприятие по переработке ренийсодержащих материалов для осуществления операций промывки, десорбции и последующего концентрирования компонента до получения, например, черного перрената аммония марки AP-1. Сорбционный аппарат с регенерированным ионитом возвращается для подключения в каскад аппаратов установки.

В зависимости от инфраструктуры полигона подземного выщелачивания возможно осуществление операций промывки, десорбции и последующего концентрирования до получения товарной соли на площади, занимаемой мобильной установкой, с расширением количества необходимых аппаратов.

В качестве селективного сорбента для первичного концентрирования рения из серноокислых растворов (pH 2) могут быть использованы слабоосновные азотсодержащие иониты, содержащие функциональные группы аминов различного типа, модифицированные активированные угли, волокнистые материалы различного состава⁶ [4, 21, 22–24]. Для извлечения из кислых растворов получены сорбенты на основе природного сырья – лигнина [25] и композиты с бамбуком [26].

Взаимодействие рения, находящегося в растворе в виде перренат-иона, с часто используемыми на практике слабоосновными анионитами, содержащими группы вторичного амина, происходит по механизму ионного обмена перренат-иона ReO_4^- на сульфат-ион (форму, в которой находится анионит). Реакция может протекать в соответствии с уравнением:



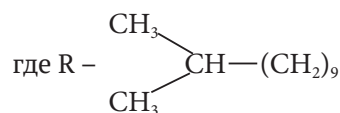
где R – углеводородный радикал.

⁶ Трошкина И. Д., Балановский Н. В., Ванин И. А. и др. Способ извлечения рения из урановых растворов. Патент РФ № 2627838 от 23.03.2016 г.

При необходимости дальнейшего концентрирования рения с целью унификации используемого оборудования можно применить материалы с подвижной фазой экстрагента (твэксы и импрегнаты) [35], сорбция на которых позволяет заменить пожароопасный экстракционный передел. Импрегнаты получают пропиткой носителя экстрагентом. Альтернативным способом создания материалов такого типа является введение экстрагента в матрицу в процессе её синтеза, осуществляемого, например, в режиме суспензионной сополимеризации стирола с дивинилбензолом в присутствии инициатора радикальной полимеризации. Материалы, полученные этим методом, названы твердыми экстрагентами (твэксами) (в англоязычной литературе – Levextrel-смолами). Несмотря на принципиально разные способы получения, импрегнаты и твэксы похожи по структуре и свойствам. В отличие от ионитов эти сорбционные материалы не набухают в водных растворах, сохраняют механическую прочность как во влажном, так и в воздушно-сухом состоянии, что делает возможным применение их в современном высокоэффективном оборудовании.

По плотности, насыпной массе, механической прочности импрегнаты и твэксы подобны сорбентам, механизм же извлечения ими компонентов аналогичен экстракционному. Емкостные и кинетические характеристики этих материалов определяются в основном пористой структурой, типом и состоянием экстрагента в матрице. Характерной особенностью твэксов и импрегнатов является отсутствие химической связи между экстрагентом и полимерной матрицей. Благодаря подвижности жидкой фазы эти материалы обладают улучшенными кинетическими характеристиками.

При их производстве используют экстрагенты различных классов. В АО ВНИИХТ получен ТВЭКС-ДИДА, содержащий диизододециламин. Взаимодействие перренат-иона с ним протекает в соответствии с реакцией:



Сорбционные характеристики этого материала и импрегнатов, содержащих амины, например, триалкиламин (импрегнат-ТАА), изученные в РХТУ им. Д.И. Менделеева, позволяют использовать их для концентрирования рения [28]. Десорбция рения с этих материалов осуществляется раствором аммиака, что способствует получению из элюата черного перрената аммония, очистка которого электродиализным методом приводит к повышению качества товарного продукта рения до марки AP-0 (ГОСТ 31411–2009 «Перренат аммония. Технические условия». Дата введения ГОСТа – 01.01.2011) [4, 14, 18].

Реализация процессов с использованием твэксов или импрегнатов позволяет исключить применение



токсичных, летучих и пожароопасных органических разбавителей, избежать трудностей, связанных с отделением труднорасщепляемых эмульсий («третьей фазы»), обеспечивает снижение загрязнения сточных вод органическими реагентами по сравнению с жидкостной экстракцией. Технологии с использованием импрегнатов и твэков значительно менее энергоемки в сравнении с традиционными сорбционными благодаря высокой степени концентрирования металлов.

Экономические аспекты метода селективно-опережающего извлечения рения из продуктивных растворов подземного выщелачивания урана

Экономическая эффективность метода селективно-опережающего извлечения рения обусловлена следующим:

- при оценке окупаемости затрат на получение рения вычлняются расходы на добычу и подготовку руды к переработке и т.д.;
- снижается нагрузка на сорбент, предназначенный для извлечения основного компонента – урана;
- улучшается качество товарного продукта урана;
- уменьшаются объемы перерабатываемых растворов по рению;
- сокращаются капитальные затраты на строительство перерабатывающей установки на рений;
- снижаются операционные затраты и сопутствующие расходы;
- повышается экономическая привлекательность месторождения.

Выводы

1. Для расширения минерально-сырьевой базы предложен метод селективно-опережающего извлечения одного из ценных попутных компонентов комплексных полиметаллических урановых руд месторождения Добровольное (АО «Далур», Россия) – рения, важнейшего металла суперсплавов для авиаракетно-космической отрасли народного хозяйства.

2. Впервые предложенная технология имеет следующие отличия:

- зонирование эксплуатационных блоков при сооружении закачных и откачных скважин;
- обвязку откачных селективных скважин в отдельный коллектор;
- осуществление опережающей сорбции рения.

3. Осуществление технологии селективно-опережающего извлечения дает возможность получать рений из экономически выгодных участков месторождения урана. При этом в качестве оборудования для ее осуществления может быть использована мобильная установка, основным узлом которой является сорбционный аппарат, заполненный селективным на рений ионитом из группы слабоосновных азотсодержащих ионитов с функциональными группами аминов различного типа. При необходимости дальнейшего концентрирования рения с целью унификации используемого оборудования можно применить материалы с подвижной фазой экстрагента, например, ТВЭКС-ДИДА, содержащий диизододециламин, или импрегнат-ТАА, содержащий триалкиламин. Десорбция рения с этих материалов осуществляется раствором аммиака, что способствует получению из элюата черного перрената аммония.

Список литературы

1. Акимова И. Д., Бабкин А. С., Иванов А. Г. и др.; Солодов И.Н. (ред.) Геотехнология урана (российский опыт). М.: АРМЗ; 2017. 541 с.
2. Кисляков Я. М., Машковцев Г. А., Мигута А. К. и др. Уран. Справочник. М.: ЗАО «Геоинформ-марк»; 1997. 70 с.
3. Лебедев В. М. Ядерный топливный цикл: Технологии, безопасность, экономика. М.: Энергоатомиздат; 2005. 316 с.
4. Палант А. А., Трошкина И. Д., Чекмарев А. М., Костылев А. И. Технология рения. М.: ООО «Галлея-Принт»; 2015. 329 с.
5. Каблов Е. Н., Бондаренко Ю. А., Колодяжный М. Ю., Сулова В. А., Нарский А. Р. Перспективы создания высокотемпературных жаропрочных сплавов на основе тугоплавких матриц и естественных композитов. *Вопросы материаловедения*. 2020;(4):64–78. <https://doi.org/10.22349/1994-6716-2020-104-4-64-78>
6. Петрушин Н. В., Оспенникова О. Г., Елютин Е. С. Рений в монокристаллических жаропрочных никелевых сплавах для лопаток газотурбинных двигателей. *Авиационные материалы и технологии*. 2014;(S5):5–16.
7. Каблов Е. Н., Карпов Ю. А., Титов В. И., Карфидова Е. Н., Кудрявцева Г. С., Гундобин Н. В. Определение рения и рутения в наноструктурированных жаропрочных никелевых сплавах для авиационно-космической техники. *Заводская лаборатория. Диагностика материалов*. 2014;80(1):6–12. URL: <http://old-zldm.ru/upload/iblock/820/1028686120148001006.pdf>
8. Лузановский А. Г., Турамурадов И. Б., Туресебеков А. Х. Перспективные особенности добычи рения и осмия из золото-урановых руд и горючих сланцев Кызылкумов. *Горный вестник Узбекистана*. 2007;(1):31–33. URL: <http://gorniyvestnik.uz/assets/uploads/pdf/2007-yanvar-mart.pdf>
9. Каримов Х. К., Бобоноров Н. С. и др. Учкудукский тип урановых месторождений Республики Узбекистан. Ташкент: «ФАН»; 1996. 336 с.
10. Левченко Е. Н., Быховский Л. З., Спиридонов И. Г., Ключарев Д. С. Особенности учета запасов редких металлов. *Разведка и охрана недр*. 2019;(1):45–51.



11. Лаверов Н. П., Абдульманов И. Г., Бровин К. Г. и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. М.: Изд-во Акад. горн. Наук; 1998. 446 с.
12. Ортиков И. С., Небера В. П. Извлечение рения из растворов выщелачивания урана в Кызылкумской провинции. *Цветные металлы*. 2010;(3):78–83.
13. Волков В. П., Мещеряков Н. М., Никитин Н. В., Михайленко М. А. Промышленный опыт сорбционного извлечения рения из оборотных растворов подземного выщелачивания урана. *Цветные металлы*. 2012;(7):64–67.
14. Шарафутдинов У. З., Курбанов М. А., Аликулов Ш. Ш., Ганиева Д. С. Исследование сорбционных свойств анионитов при совместной сорбции урана и рения в процессе подземного выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(3-1):136–146. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_31_0_136
15. Волков В. П., Михин О. А., Першин М. Е. Промышленный опыт извлечения рения из урансодержащих растворов ПВ с получением чистых солей перрената аммония. В: *Актуальные проблемы урановой промышленности. V Междунар. науч.-практ. конф. Сб. науч. работ*. Алматы: ТОО «Vivapromotion»; 2008. С. 353.
16. Volkov V. P., Mescheryakov N. M. Sorptive recovery of rhenium from circulating solutions of uranium in situ leaching operation at Navoi GMK, Uzbekistan. In: *7th Int. Symp. on Technetium and Rhenium – Science and Utilization (ISTR-2011)*. 04–08 July 2011. Moscow: Publishing House Granitsa; 2011. P. 107.
17. Санакулов К. С., Петухов О. Ф., Курбанов М. А. Исследование и разработка комбинированной технологической схемы извлечения рения из руд при подземном выщелачивании. *Горный журнал*. 2018;(9):69–73. <https://doi.org/10.17580/gzh.2018.09.10>
18. Загородняя А. Н., Абишева З. С., Пономарева Е. И., Боброва В. В. Комбинированная сорбционно-экстракционно-электродиализная технология получения перрената аммония из урансодержащих растворов. *Цветные металлы*. 2010;(8):59–62.
19. Zagorodnyaya A. N., Abisheva Z. S., Sharipova A. S., Sadykanova S. E., Bochevskaya Ye. G., Atanova O. V. Sorption of rhenium and uranium by strong base anion exchange resin from solutions with different anion composition. *Hydrometallurgy*. 2013;(131–132):127–132. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2012.11.003>
20. Белецкий В. И., Богатков Л. К., Волков Н. И. и др.; Скороваров Д.И. (ред.) Справочник по геотехнологии урана. М.: Энергоатомиздат; 1997. 672 с.
21. Нестеров Ю. В. Иониты и ионный обмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методов подземного выщелачивания. М.: ООО «Юникорн-Издат»; 2007. С. 204.
22. Блохин А. А., Михайленко М. А. Процессы ионообменной сорбции в гидрометаллургии рения. *Цветные металлы*. 2019;(10):18–27. <https://doi.org/10.17580/tsm.2019.10.03>
23. Fathi M. B., Rezai B., Alamdari E. K. Competitive adsorption characteristics of rhenium in single and binary (Re-Mo) systems using Purolite A170. *International Journal of Mineral Processing*. 2018;169:1–6. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2017.10.003>
24. Wang Y., Wang C. Recent advances of rhenium separation and enrichment in China: Industrial processes and laboratory trials. *Chinese Chemical Letters*. 2018;29(3):345–352. <https://doi.org/10.1016/j.ccllet.2018.01.001>
25. Chopabayeva N. Sorption and desorption of rhenium ions by lignin sorbents. *Journal of Chemical Technology and Metallurgy*. 2019;54(3):585–594. URL: https://dl.uctm.edu/journal/node/j2019-3/17_18-56_p_585-594.pdf
26. Hui Hu, Longli Sun, Bangqiang Jiang, Huixiong Wu, Qingming Huang, Xiaohui Chen. Low concentration Re(VII) recovery from acidic solution by Cu-biochar composite prepared from bamboo (*Acidosasa longiligula*) shoot shell. *Minerals Engineering*. 2018;124:123–136. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.05.021>
27. Трошкина И. Д., Обручникова Я. А., Пестов С. М. Сорбция металлов материалами с подвижной фазой экстрагентов. *Российский химический журнал*. 2017;61(4):54–65. (Пер. вер.: Troshkina I. D., Obruchnikova Y.A., Pestov S.M. Metal sorption by materials with a mobile phase of extractants. *Russian Journal of General Chemistry*. 2019;89:2721–2732. <https://doi.org/10.1134/S107036321912048X>)
28. Troshkina I. D., Balanovskyi N. V., Obruchnikova Ya. A., Vatsura F. Ya., Vanin I. A., Zhukova O. A., Ratchina K. A. Recovery of rhenium by amine-contained sorbents. In: *10th International Symposium on Technetium and Rhenium – Science and Utilization (ISTR-2018)*. 03–06 October 2018. Moscow: Publishing House Granitsa; 2018. <https://doi.org/10.13140/RG.2.2.31744.07686>

References

1. Akimova I. D., Babkin A. S., Ivanov A. G. et al.; Solodov I. N. (ed.). *Uranium geotechnology (Russian experience)*. Moscow: ARMZ; 2017. 541 p. (In Russ.)
2. Kislyakov Ya. M., Mashkovtsev G. A., Miguta A. K. et al. *Uranium*. Handbook. Moscow: CJSC Geoinformmark Publ.; 1997. 70 p. (In Russ.)
3. Lebedev V. M. Nuclear fuel cycle: Technologies, Safety, Economy. Moscow: Energoatomizdat Publ.; 2005. 316 p. (In Russ.)



4. Palant A. A., Troshkina I. D., Chekmarev A. M., Kostylev A. I. Technology of Rhenium. Moscow: Galleya-Print LLC Publ.; 2015. 329 p. (In Russ.)
5. Kablov E. N., Bondarenko Yu. A., Kolodyazhny M. Yu., Surova V. A., Narsky A. R. Prospects for the creation of high-temperature heatresistant alloys based on refractory matrices and natural composites. *Voprosy Materialovedeniya*. 2020;(4):64–78. (In Russ.) <https://doi.org/10.22349/1994-6716-2020-104-4-64-78>
6. Petrushin N. V., Ospennikova O. G., Elyutin E. S. Rhenium in single crystal nickel-based superalloys for gas turbine engine blades. *Aviatsionnye Materialy and Tekhnologii*. (In Russ.). 2014;(S5):5–16.
7. Kablov E. N., Karpov Yu. A., Titov V. I., Karfidova E. N., Kudryavtseva G. S., Gundobin N. V. Determination of Rhenium and Ruthenium in Nanostructured Heat-Resistant Nickel Alloys for Aerospace Equipment. *Zavodskaya laboratoriya. Diagnostika*. 2014;80(1):6–12. (In Russ.). URL: <http://old-zldm.ru/upload/iblock/820/1028686120148001006.pdf>
8. Luzanovsky A. G., Turamuradov I. B., Turesebekov A. Kh. Prospective features of rhenium and osmium extraction from gold-uranium ores and oil shale of Kyzyl Kum. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2007;(1):31–33. (In Russ.). URL: <http://gorniyvestnik.uz/assets/uploads/pdf/2007-yanvar-mart.pdf>
9. Karimov Kh. K., Bobonorov N. S. et al. *Uchkuduk type uranium deposits of the Republic of Uzbekistan*. Tashkent: FAN Publ., 1996. 336 p. (In Russ.).
10. Levchenko E. N., Bykhovskiy L. Z., Spiridonov I. G., Klyucharev D. S. Features of accounting rare metal reserves. *Razvedka i Okhrana Nedr*. 2019;(1):45–51. (In Russ.)
11. Laverov N. P., Abdulmanov I. G., Brovin K. G. et al. Underground leaching of polyelement ores. Moscow: Publishing house of Academy of Mining Sciences; 1998. 446 p. (In Russ.)
12. Ortikov I. S., Nebera V. P. Extraction of rhenium from uranium leach solutions in Kyzylkum province. *Tsvetnye Metally*. 2010;(3):78–83. (In Russ.).
13. Volkov V. P., Meshcheryakov N. M., Nikitin N. V., Mikhaylenko M. A. Industrial experience of sorptive extraction of rhenium from the circulating leach solutions of uranium. *Tsvetnye Metally*. 2012;(7):64–67. (In Russ.).
14. Sharafutdinov U. Z., Kurbanov M. A., Alikulov Sh. Sh., Ganieva D. S. Adsorption properties of anion-exchange resins in joint uranium and rhenium sorption during in-situ uranium leaching. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(3-1):136–146. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_31_0_136
15. Volkov V. P., Mikhin O. A., Pershin M. E. Commercial experience of rhenium extraction from ISL uranium-containing solutions with producing pure salts of ammonium perrhenate. In: *Actual problems of uranium industry. Proceedings of the V International Scientific-Practical Conference*. Almaty: Viva-Promotion LLP Publ.; 2008. P. 353
16. Volkov V. P., Mescheryakov N. M. Sorptive recovery of rhenium from circulating solutions of uranium in situ leaching operation at Navoi GMK, Uzbekistan. In: *7th Int. Symp. on Technetium and Rhenium – Science and Utilization (ISTR-2011)*. 04–08 July 2011. Moscow: Publishing House Granitsa; 2011. P. 107.
17. Sanakulov K. S., Petukhov O. F., Kurbanov M. A. Investigation and development of hybrid extraction of rhenium during in-situ ore leaching. *Gornyi Zhurnal*. 2018;(9):69–73. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2018.09.10>
18. Zagorodnaya A. N., Abisheva Z. S., Ponomareva E. I., Bobrova V. V. Combined sorption-extraction-electrodialysis process for producing ammonium perrhenate from uranium-containing solutions. *Tsvetnye Metally*. 2010;(8):59–62. (In Russ.)
19. Zagorodnyaya A. N., Abisheva Z. S., Sharipova A. S., Sadykanova S. E., Bochevskaya Ye. G., Atanova O. V. Sorption of rhenium and uranium by strong base anion exchange resin from solutions with different anion composition. *Hydrometallurgy*. 2013;(131–132):127–132. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2012.11.003>
20. Beletsky V. I., Bogatkov L. K., Volkov N. I. et al.; Skorovarov D. I. (ed.). *Handbook of Uranium Geotechnology*. Moscow: Energoatomizdat Publ.; 1997. 672 p.
21. Nesterov Yu. V. Ionites and Ion Exchange. Sorption Technology in Uranium and Other Metals Mining by In-situ Leaching Methods. Moscow: Unicorn Izdat LLC Publ.; 2007. P. 204
22. Blokhin A. A., Mikhaylenko M. A. Ion-exchange sorption in the hydrometallurgy of rhenium: a review. *Tsvetnye Metally*. 2019;(10):18–27. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2019.10.03>
23. Fathi M. B., Rezai B., Alamdari E. K. Competitive adsorption characteristics of rhenium in single and binary (Re-Mo) systems using Purolite A170. *International Journal of Mineral Processing*. 2018;169:1–6. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2017.10.003>
24. Wang Y., Wang C. Recent advances of rhenium separation and enrichment in China: Industrial processes and laboratory trials. *Chinese Chemical Letters*. 2018;29(3):345–352. <https://doi.org/10.1016/j.ccl.2018.01.001>
25. Chopabayeva N. Sorption and desorption of rhenium ions by lignin sorbents. *Journal of Chemical Technology and Metallurgy*. 2019;54(3):585–594. URL: https://dl.uctm.edu/journal/node/j2019-3/17_18-56_p_585-594.pdf



26. Hui Hu, Longli Sun, Bangqiang Jiang, Huixiong Wu, Qingming Huang, Xiaohui Chen. Low concentration Re(VII) recovery from acidic solution by Cu-biochar composite prepared from bamboo (*Acidosasa longiligula*) shoot shell. *Minerals Engineering*. 2018;124:123–136. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.05.021>

27. Troshkina I. D., Obruchnikova Y. A., Pestov S. M. Metal sorption by materials with a mobile phase of extractants. *Russian Journal of General Chemistry*. 2019;89:2721–2732. <https://doi.org/10.1134/S107036321912048X> (Orig. ver.: Troshkina I. D., Obruchnikova Y. A., Pestov S. M. Metal sorption by materials with a mobile phase of extractants. *Rossiiskii Khimicheskii Zhurnal*. 2017;61(4):54–65. (In Russ.))

28. Troshkina I. D., Balanovskiy N. V., Obruchnikova Ya. A., Vatsura F. Ya., Vanin I. A., Zhukova O. A., Ratchina K. A. Recovery of rhenium by amine-contained sorbents. In: *10th International Symposium on Technetium and Rhenium – Science and Utilization (ISTR-2018)*. 03–06 October 2018. Moscow: Publishing House Granitsa; 2018. <https://doi.org/10.13140/RG.2.2.31744.07686>

Информация об авторах

Алексей Анатольевич Руденко – кандидат геолого-минералогических наук, заместитель начальника отдела анализа и экспертиз, АО «РУСБУРМАШ», г. Москва, Российская Федерация; e-mail Rudall2007@yandex.ru

Ирина Дмитриевна Трошкина – доктор технических наук, профессор, кафедра «Технология редких элементов и наноматериалов на их основе», Российский химико-технологический университет имени Д. И. Менделеева, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-5523-0247](https://orcid.org/0000-0002-5523-0247), Scopus ID [6603490618](https://scopus.com/authorid/6603490618); e-mail tid@muctr.ru

Владимир Васильевич Данилейко – доктор технических наук, директор по специальным проектам, АО «РУСБУРМАШ», г. Москва, Российская Федерация; e-mail danileykovv@gmail.com

Олег Станиславович Барабанов – кандидат экономических наук, первый заместитель генерального директора, АО «Атомредметзолото», г. Москва, Российская Федерация; e-mail OleStBarabanov@armz.ru

Федор Ярославович Вацура – аспирант, кафедра «Технология редких элементов и наноматериалов на их основе», Российский химико-технологический университет имени Д. И. Менделеева, г. Москва, Российская Федерация; Scopus ID [57200650509](https://scopus.com/authorid/57200650509); e-mail fedotik_r2s@mail.ru

Information about the authors

Alexey A. Rudenko – Cand. Sci. (Geol. and Min.), Deputy Head of the Analysis and Expertise Department, JSC “RUSBURMASH”, Moscow, Russian Federation; e-mail Rudall2007@yandex.ru

Irina D. Troshkina – Dr. Sci (Eng.), Professor, Department of Technology of Rare Elements and Nanomaterials Based on Them, Mendeleev University of Chemical Technology of Russia, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-5523-0247](https://orcid.org/0000-0002-5523-0247), Scopus ID [6603490618](https://scopus.com/authorid/6603490618); e-mail tid@muctr.ru

Vladimir V. Danileiko – Dr. Sci (Eng.), Director for Special Projects, JSC “RUSBURMASH”, Moscow, Russian Federation; e-mail danileykovv@gmail.com

Oleg S. Barabanov – Cand. Sci. (Econ.), First Deputy General Director, JSC ARMZ (Atomredmetzoloto Uranium Holding Co., the Rosatom’s mining division), Moscow, Russian Federation; e-mail OleStBarabanov@armz.ru

Fedor Ya. Vatsura – PhD student, Department of Technology of Rare Elements and Nanomaterials Based on Them, Mendeleev University of Chemical Technology of Russia, Moscow, Russian Federation; Scopus ID [57200650509](https://scopus.com/authorid/57200650509); e-mail fedotik_r2s@mail.ru

Поступила в редакцию 28.07.2021

Поступила после рецензирования 22.08.2021

Принята к публикации 15.09.2021

Received 28.07.2021

Revised 22.08.2021

Accepted 15.09.2021



ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-170-180>**Выбор параметров электрохимического кондиционирования оборотной воды при подготовке алмазосодержащих кимберлитов к пенной сепарации**Г. П. Двойченкова^{1,2}  , В. В. Морозов³   , Е. Л. Чантурия³  , Е. Г. Коваленко^{2,4} ¹Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация²Мирнинский Политехнический институт – филиал Северо-Восточного федерального университета им. М. К. Аммосова (МПТИ (ф) СВФУ), г. Мирный, Российская Федерация³Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ МИСИС), г. Москва, Российская Федерация⁴Институт «Якутнипроалмаз», АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация dchmggu@mail.ru**Аннотация**

Основной причиной снижения извлечения алмазов методом пенной сепарации является гидрофиллизация их поверхности вследствие структурно или адгезионно закрепившихся на ней гипергенных минералов и выкристаллизованных из пересыщенной водной фазы техногенных пленок. Существенное повышение извлечения алмазов в концентрат пенной сепарации может быть достигнуто на основе комбинирования физических и физико-химических методов воздействия на твердую и жидкую фазу рудной пульпы, что определяет актуальность исследований. В качестве предмета исследований в процессе пенной сепарации использована проба кимберлитового материала с заданным содержанием алмазов крупностью 1,5–2 мм. Результатами термодинамических расчетов и экспериментальных исследований обоснована необходимость применения электрохимического кондиционирования оборотной воды для повышения эффективности очистки поверхности алмазов в операции пенной сепарации при применении технологии тепловой обработки исходного рудного питания. Использование бездиафрагменного электрохимического кондиционирования оборотной воды повышает эффективность термохимического растворения гидрофилизирующих образований на поверхности алмазов за счет снижения концентрации ионов кальция и карбоната, а также смещения pH среды до 6,1–6,5. Проведенными измерениями краевого угла смачивания показано, что максимальный эффект увеличения гидрофобности поверхности алмазов достигается при совместном применении тепловой и электрохимической обработки. Лабораторными исследованиями показана возможность повышения извлечения алмазов при флотации с применением электрохимического кондиционирования оборотной воды с 65,7 до 91,4 %. Выбраны оптимальные параметры бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды цикла пенной сепарации в условиях применения технологии тепловой обработки пульпы: плотность тока 175–200 А/м² и расход электроэнергии 1,2–1,5 кВтч/м³. Проведенными на обогатительной фабрике № 3 Мирнинского ГОКа (г. Мирный, Якутия) испытаниями показано, что применение разработанного режима интенсификации процесса пенной сепарации с применением тепловой обработки пульпы и электрохимической бездиафрагменной обработки оборотной воды позволяет повысить извлечение алмазов из класса +0,5–2 мм на 4,9–5,1 %.

Ключевые слова

алмазы, извлечение, кимберлиты, гидрофилизирующие образования, очистка, пенная сепарация, оборотная вода, электрохимическое кондиционирование, тепловая обработка, обогатительная фабрика, Мирнинский ГОК, Якутия

Для цитирования

Dvoichenkova G. P., Morozov V. V., Chanturia E. L., Kovalenko E. G. Selection of recycled water electrochemical conditioning parameters for preparation of diamond-bearing kimberlite for froth separation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):170–180. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-170-180>



BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research article

Selection of recycled water electrochemical conditioning parameters for preparation of diamond-bearing kimberlite for froth separationG. P. Dvoichenkova^{1,2}  , V. V. Morozov³   , E. L. Chanturia³  , E. G. Kovalenko^{2,4} ¹ Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation² Mirny Polytechnic Institute (Branch) of the North-Eastern Federal University named after M. K. Ammosov, Mirny, Russian Federation³ National University of Science and Technology "MISIS" (NUST "MISIS"), Moscow, Russian Federation⁴ "Yakutniproalmaz Institute, ALROSA JSC, Mirny, Russian Federation dchmggu@mail.ru**Abstract**

The main reason of decreasing diamond recovery through froth separation is their surface hydrophilization by hypergene minerals and technogenic films, crystallized from the supersaturated aqueous phase, fixed on the surface structurally or by adhesion. Various types of physical actions, including thermal and ultrasonic treatment of the initial feed of froth separation, are recommended to increase the diamond-bearing kimberlite beneficiation process performance, providing cleaning of the surface of diamonds due to destruction of their accretions with rock minerals and removal of film hydrophilizing coatings from the surface of diamond crystals. A sample of kimberlite material with a given content of diamonds of 1.5–2 mm in size was used as a subject of research in the process of froth separation. The results of thermodynamic calculations and experimental research have substantiated the necessity of using electrochemical conditioning of recycled water for increasing the efficiency of diamond surface cleaning in froth separation operation when using the process of thermal treatment of initial ore feed. The use of diaphragmless electrochemical conditioning of recycled water increases the efficiency of thermochemical dissolution of hydrophilizing compounds on the surface of diamonds through reducing the concentration of calcium and carbonate ions as well as through shifting the medium pH to 6.1–6.5. The measurements of the limiting wetting angle showed that the maximum effect of increasing the diamond surface hydrophobicity was achieved when heat and electrochemical treatment were used together. Laboratory studies showed the possibility of increasing flotation diamond extraction from 65.7 to 91.4 % through application of electrochemical conditioning of recycled water. The optimum parameters of diaphragmless electrochemical treatment of recycled water of the froth separation cycle in conditions of application of pulp heat treatment: current density of 175–200 A/m² and power consumption of 1.2–1.5 kWh/m³. Tests carried out at processing plant No. 3 of the Mirny GOK (Mining and Processing Complex) (Mirny, Yakutiya) showed that the application of the developed froth separation process intensification method with the use of thermal treatment of pulp and electrochemical diaphragmless treatment of recycled water allowed increasing the recovery of diamonds of +0.5–2 mm size by 4.9–5.1 %.

Keywords

diamond, extraction, mining, kimberlite, hydrophilizing compounds, purification, froth separation, recycled water, electrochemical conditioning, heat treatment, Mirny GOK, Yakutiya

For citationDvoichenkova G. P., Morozov V. V., Chanturia E. L., Kovalenko E. G. Selection of recycled water electrochemical conditioning parameters for preparation of diamond-bearing kimberlite for froth separation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):170–180. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-170-180>**Введение**

Основной причиной снижения извлечения алмазов методом пенной сепарации является гидрофилизация их поверхности вследствие структурно или адгезионно закрепившихся на ней гипергенных минералов и выкристаллизованных из пересыщенной водной фазы техногенных пленок [1, 2]. Гидрофильные образования на алмазах сближают степень гидрофобности их поверхности и поверхности минералов кимберлита, что снижает селективность процесса пенной сепарации алмазосодержащих продуктов схем обогащения [3, 4]. Для повышения технологических показателей обогащения алмазосодержащих кимберлитов

рекомендованы различные виды физических воздействий, включая тепловую и ультразвуковую обработку исходного питания пенной сепарации, обеспечивающих очистку поверхности алмазов за счет разрушения их срастаний с породными минералами и удаления с поверхности кристаллов пленочных гидрофилизующих покрытий [2, 5, 6]. Существенное повышение извлечения алмазов в концентрат пенной сепарации может быть достигнуто на основе комбинирования физических и физико-химических методов воздействия на твердую и жидкую фазу рудной пульпы [7, 8]. В качестве эффективной физико-химической технологии модифицирования свойств минеральных ком-



понентов и жидкой фазы алмазосодержащей пульпы предложено совмещение бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды цикла пенной сепарации с тепловой обработкой исходного материала, поступающего в пенный сепаратор [9], что обеспечивает изменение ионно-молекулярного состава водной фазы и способствует решению задачи очистки поверхности алмазов от поверхностных гидрофилизирующих соединений.

Для повышения эффективности предложенной комбинированной технологии необходимо установление закономерностей процессов растворения поверхностных образований на алмазных кристаллах при использовании электрохимического кондиционирования оборотной воды цикла пенной сепарации, позволяющих выбрать режим наиболее интенсивного и полного удаления гидрофилизирующих примесей с поверхности алмазов и восстановления их природной флотуруемости.

Методики исследований

Химический анализ поверхностных соединений на алмазах изучен методом электронно-зондового рентгеноспектрального анализа (ЭЗРСА) с использованием электронного микроскопа Jeol-5610 и энергодисперсионной приставки (ЭДС) [10]. При сканировании поверхности кристаллов определялись толщина и характер распространения выбранных рельефных, точечных и пленочных минеральных образований. Оценка изменений состава поверхностных соединений на алмазах выполнена методом инфракрасной спектроскопии на ИК Фурье-спектрофотометре «Bruker» с применением стандартных методик и баз данных для расшифровки ИК-спектров [11, 12]. Моделирование процессов образования – растворения гидрофилизирующих соединений на поверхности минералов осуществлено путем построения и анализа диаграмм термодинамически стабильных соединений кальция и магния в координатах $\lg[\text{CO}_3] - \text{pH}$ на основе термодинамического анализа химических реакций [13]. Для оценки гидрофобности поверхности алмазов был применен метод измерения трехфазных краевых углов смачивания. Исследования проводились на приборе ОСА 15ЕС с применением стандартных методик [14]. Капля водной фазы (диаметр 1 мм) наносилась шприцем на плоский участок поверхности алмаза, который предварительно обрабатывался оборотной водой цикла пенной сепарации исходного состава для достижения эффекта техногенной гидрофиллизации, а затем продуктом ее электрохимического кондиционирования, полученным в установленных режимах обработки.

В качестве предмета исследований в процессе пенной сепарации использована проба кимберлитового материала с заданным содержанием алмазов крупностью 1,5–2 мм. Подготовка алмазов для экспериментальных исследований включала химическую очистку их поверхности, которая повторялась для каждого отдельного опыта, и заключалась в следующих операциях: кристаллы алмазов высушивали, отмывали в четыреххлористом углероде, спирте,

дистиллированной воде и обрабатывали концентрированным раствором соляной кислоты, удаляющей минеральные пленки. Для получения достоверных результатов каждый опыт повторялся дважды. Подготовленные алмазы смешивались с выделенным классом кимберлита крупностью –1+0,5 мм и полученная навеска подавалась на пенную сепарацию в лабораторный аппарат. После завершения опыта алмазы извлекались из концентрата и хвостов, взвешивались и поступали снова в цикл очистки.

Технологические испытания проводили в соответствии с принятой методикой полупромышленных испытаний на текущих продуктах схемы обогащения алмазосодержащих кимберлитов с использованием фабричного реагентного режима.

1. Анализ состава и условий разрушения гидрофилизирующих образований на поверхности алмазов

Методом рентгенофотоэлектронной спектроскопии определен элементный и фазовый состав в поверхности алмазов. На гидрофильной поверхности кристаллов установлено присутствие рельефных минеральных образований карбонатно-силикатного состава (рис. 1), пленочных образований преимущественно карбонатного состава, а также шламовых покрытий преимущественно алюмосиликатного состава.

Анализ результатов исследований показал, что на гидрофобных алмазах доля минеральных образований не превышает 25 % площади поверхности, тогда как на гидрофильных алмазах доля минеральных образований достигает 70 %, при этом их толщина в 2–3 раза больше, чем на гидрофобных.

Методом ИК спектроскопии по характеру расположения пиков поглощения в спектрах на поверхности исследуемых алмазов идентифицированы минеральные образования, содержащие карбонаты и силикаты, а также в ограниченном количестве сульфаты, хлориды и другие солеобразные минералы. Присутствие карбонатных минералов установлено по характеристическим полосам ИК поглощения в области 1400–1500 см^{-1} . В большинстве случаев полоса валентных колебаний (1400–1500 см^{-1}) имеет асимметричный характер и полимодальное строение, что характерно для карбонатов серии кальцит-доломит.

В результате полуколичественного анализа весьма тонких (до 1 мкм) пленочных образований на поверхности алмазов выявлена высокая поверхностная концентрация на них кальция. Отношение суммы магния, кремния и алюминия к кальцию не превышает 20 %. Это позволяет заключить, что тонкие пленки на поверхности алмаза имеют преимущественно кальций-карбонатный состав.

Микрорентгеноспектральным анализом характера распределения минеральных форм установлено, что кальциевые минералы (преимущественно кальцит) рассеяны совместно с силикатами и встречаются на поверхности алмаза как в виде отдельных компактных образований, так и в виде равномерно распределенных пленок и микроглобул (рис. 2).

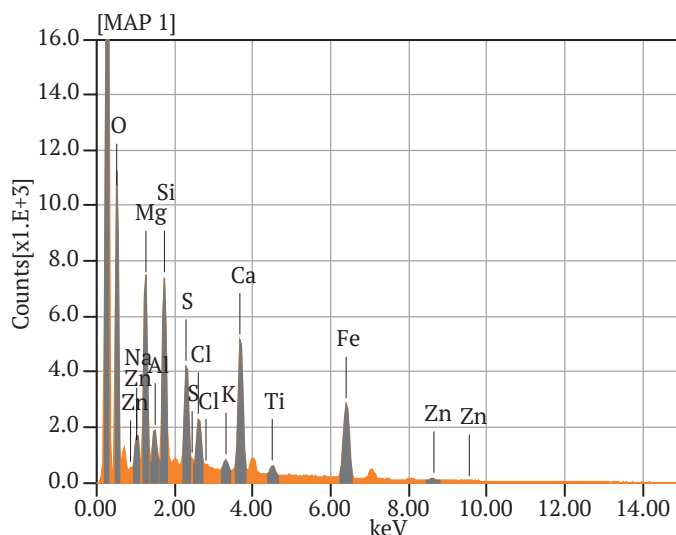
*a**б*

Рис. 1. Изображение углеродной реплики (а) и рентгеновский спектр (б) минерального образования на гидрофильном алмазе

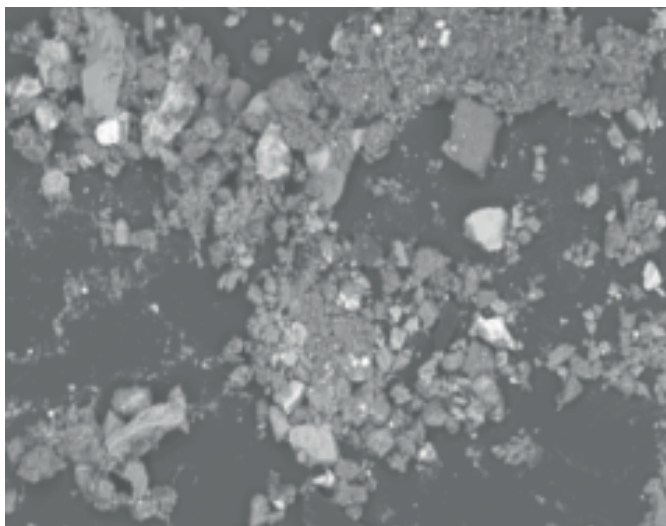
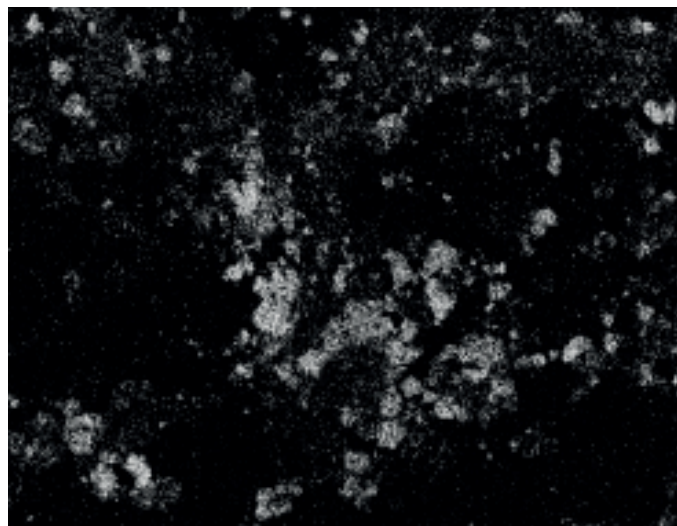
*a**б*

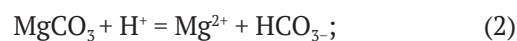
Рис. 2. Изображения комбинации минеральных образований (а) и распределения кальция (б) на поверхности алмаза (кальций – белым цветом)

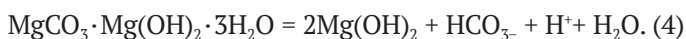
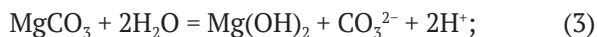
Ранее выполненными исследованиями установлено, что наиболее эффективным методом разрушения минеральных образований рассматриваемого состава и, соответственно, удаления их с поверхности алмазов является термическая обработка рудной пульпы цикла пенной сепарации алмазосодержащего рудного материала [2].

Очистка поверхности алмазов при тепловой обработке протекает по термомеханическому механизму, предполагающему разрушение сростков алмазов с минералами кимберлита при нагревании вследствие различного линейного расширения [6]. Использование тепловой обработки одновременно является фактором, влияющим на механизм и скорость процессов растворения – кристаллизации рассматриваемых минеральных примесей. С одной стороны, нагрев среды способствует растворению простых карбонатов

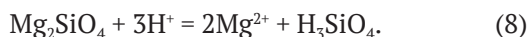
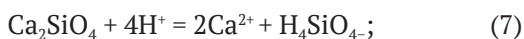
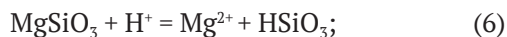
кальция и сложных карбонатов магния на поверхности алмазов за счет снижения растворимости углекислоты [15]. С другой – при повышенных температурах уменьшается растворимость карбонатных минералов и наблюдается их кристаллизация [16]. Поэтому эффект влияния нагрева среды на устойчивость карбонатных минералов кальция и магния проявляется при определенных условиях, которые могут быть определены термодинамическим анализом процессов кристаллизации – растворения.

Разложение карбонатов кальция и магния описывается реакциями растворения, (реакции 1, 2), а также реакциями перехода карбоната и гидрокарбоната магния в гидроксид магния (реакции 3, 4) [17, 18]:





Аналогичные реакции протекают с участием минералов – солей кремниевой кислоты:



В результате протекания рассматриваемых реакций происходит интенсивное растворение или деструкция карбонатных и силикатных минеральных образований, а также облегчается их механическое или термомеханическое удаление с поверхности алмазов.

Моделирование процессов растворения гидрофилизирующих соединений на поверхности минералов было осуществлено путем построения и анализа диаграмм термодинамически стабильных соединений кальция и магния в координатах $\lg[\text{CO}_3] - \text{pH}$ на основе термодинамического анализа химических реакций с участием кальциевых минералов. Эти минералы составляют основу пленочных гидрофилизирующих покрытий на алмазах, кристаллизующихся из жидкой фазы в технологических процессах обогащения, и цементную матрицу рельефных полиминеральных сростаний, образовавшихся вследствие гипергенных процессов в кимберлитах [6].

Образование карбоната кальция возможно как в операции измельчения алмазосодержащего рудного материала, так и в последующем процессе его пенной сепарации, о чем свидетельствует расположение области 1 в заметном удалении от границы межфазного перехода (рис. 3). Результаты термодинамических расчетов показывают, что тепловая обработка приводит к растворению поверхностных пленок кальций-карбонатного состава на поверхности алмазов за счет существенного удаления углекислого газа из водной фазы (менее 10^{-5} моль/л, рис. 3, область 2). Меньшая интенсивность тепловой обработки не обеспечивает растворения карбоната кальция ввиду меньшего снижения концентрации ионов угольной кислоты.

В рассматриваемых условиях интенсификация растворения карбонатных соединений на поверхности алмазов возможна также при подкислении водной фазы (рис. 3, область 3).

Электрохимическое кондиционирование оборотной воды пенной сепарации приводит к изменению как значений pH водной фазы рудной пульпы, так и концентраций в ней ионно-молекулярных компонентов. Например, применение бездиафрагменного электрохимического кондиционирования оборотной воды ведет к снижению на 30–40 % концентраций в ней ионов кальция, магния и бикарбонат-иона, а водная фаза при этом становится менее пересыщенной по отношению к процессу образования карбонатов кальция [4]. Однако, как видно из рис. 3 (область 3), достигаемые при электрохимической обработке оборотной воды величины смещения значений ее pH в кислую область и соответствующее снижение кон-

центраций ионов кальция могут быть недостаточными для растворения осадков карбоната кальция.

Наиболее эффективным путем решения задачи растворения карбонатных соединений на поверхности алмазных кристаллов является сочетание тепловой и электрохимической обработки алмазосодержащей рудной пульпы и оборотной воды пенной сепарации соответственно, при котором достигается максимально возможное растворение карбоната кальция (рис. 3, область 4).

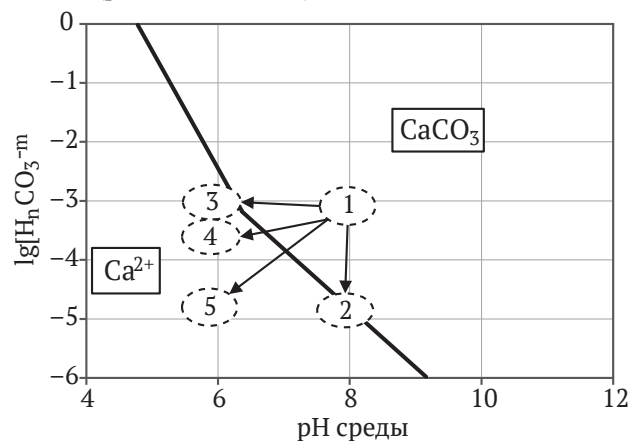


Рис. 3. Диаграмма термодинамической устойчивости CaCO_3 (кальцита) в жидкой фазе пенной сепарации, где 1 – без применения технологий подготовки; 2 – при использовании тепловой обработки; 3 – при химическом регулировании pH-среды; 4 – при использовании э/х обработанной оборотной воды; 5 – там же при совместном использовании электрохимической и тепловой обработки

Аналогичным образом применение комбинированной технологии тепловой обработки пульпы и электрохимического кондиционирования оборотной воды обеспечивает разрушение основных карбонатов магния ($\text{MgCO}_3 \cdot \text{Mg}(\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$).

Таким образом, полученные результаты термодинамических расчетов объясняют эффективность совместного применения в операции пенной сепарации алмазосодержащего материала тепловой обработки рудной пульпы с электрохимической технологией регулирования ионно-молекулярного состава водной фазы за счет создания оптимальных условий для растворения гидрофилизирующих образований на поверхности алмазов.

2. Определение оптимальных параметров электрохимической обработки оборотной воды цикла пенной сепарации

С учетом вышеизложенных рекомендаций на использование электрохимического кондиционирования оборотной воды пенной сепарации в качестве дополнительного метода, активирующего процесс растворения карбонатных гидрофилизирующих образований на поверхности алмазных кристаллов, выполнен цикл экспериментальных исследований для определения оптимальных параметров жидкой фазы, обуславливающих его максимальную эффективность.

На первой стадии экспериментальных исследований устойчивость гидрофилизирующих образований на поверхности алмазов оценивалась методом определения граничных значений pH осадкообразования карбонатов кальция в жидкой фазе водных систем с различной минерализацией в условиях изменения температурного режима.

Для определения условий растворения карбонатных соединений в заданных условиях проведены две серии опытов с использованием слабоминерализованной и высокоминерализованной водных систем. При проведении исследований выполнены контрольные замеры величины pH водной среды в условиях кристаллизации осадка (табл. 1).

Таблица 1

Расчетные и измеренные экспериментально граничные значения pH растворения карбоната кальция

Условия эксперимента	[Ca ²⁺], мг/л	Температура T водной фазы, °С	Концентрация [CO ₃], мг/л	pH образования осадка		pH растворения осадка
				Расчетное значение	Изм. знач.	Изм. знач.
Слабоминерализованная водная система	2150	20	30	6,48	6,6	6,2
		70	4	6,92	7,2	6,57
Высокоминерализованная водная система	7000	20	30	6,23	6,4	6,0
		70	4	6,62	6,88	6,34

Граничные значения pH осадкообразования рассчитывались из выражений для констант реакции 1 с учетом фактических концентраций ионов кальция и карбонатов. Образование осадков карбонатов кальция происходит в более щелочной области (pH = 6,4–7,2), чем их растворение (pH = 6,0–6,57). Полученные результаты соответствуют данным других исследователей, объясняющих такой эффект необходимостью создания условий «пресыщения» по ионам, образующим кристаллизующиеся соединения [16]. Сопоставление расчетных данных с фактической величиной pH образования и растворения осадков показывает, что рассчитанные граничные значения pH среды области устойчивости карбонатов кальция близки к экспериментальным данным.

Полученные результаты позволяют оценить интервал значений pH среды, при которых снижается устойчивость карбонатных пленок и становится возможным их растворение как при обычной, так и при повышенной температуре. Однако рассчитанные величины pH водной среды нельзя использовать в качестве единственного критерия ее способности к растворению минеральных примесей, что обусловлено существенным влиянием на процессы кристаллизации – растворения таких дополнительных факторов, как температура среды, концентрации ионно-молекулярных компонентов, ионная сила раствора [17, 18].

Способность водной среды к растворению или отложению солей, в частности карбонатов кальция, в смежных областях техники (нефтедобыче и теплоэнергетике) оценивается с использованием специализированных комплексных критериев. В качестве такого комплексного критерия способности оборотной воды пенной сепарации алмазосодержащего материала к растворению гидрофилизирующих пленок на поверхности алмазных кристаллов применяют pH-ориентированный критерий – индекс Ризнера (JS_t) [19]:

$$JS_t = 2 \cdot \text{pH}_s - \text{pH}_n. \quad (9)$$

Индекс Ризнера сравнивает фактическое значение pH среды с необходимым значением (pH_н) для образования карбоната кальция, которое рассчитывается по уравнению:

$$\text{pH}_s = \text{p}K_2 - \text{p}PCaCO_3 - \lg[Ca^{2+}] - \lg\Pi_0 + 2,5\sqrt{I}, \quad (10)$$

где $\text{p}K_2$ – отрицательный логарифм константы 2-й степени диссоциации H₂CO₃; $\text{p}PCaCO_3$ – отрицательный логарифм произведения растворимости CaCO₃ (кальцита); [Ca²⁺] – концентрация ионов Ca²⁺ в водной фазе, мг/л; Π_0 – общая щелочность водной фазы, мг-экв/л; I – ионная сила водной фазы.

При значениях $JS_t > 8,7$ водная фаза склонна к растворению карбонатов, осадок CaCO₃ не образуется или легко растворяется. При $8,7 > JS_t > 6,9$ водная фаза характеризуется как «среднеагрессивная», в которой осадок CaCO₃ не образуется и медленно растворяется. При $6,9 > JS_t > 6,4$ водная фаза – «стабильная»; при $6,4 > JS_t > 3,7$ водная фаза выделяет осадок CaCO₃; при $JS_t < 3,7$ водная фаза пересыщена осадкообразующими ионами, что обуславливает интенсивное образование осадка CaCO₃ [16].

Для регулирования значений pH водной среды была предложена технология бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды пенной сепарации алмазосодержащего рудного материала, обеспечивающая одновременно насыщение водной фазы тонкодисперсными пузырьками электролизных газов и снижение концентрации в ней солей жесткости [7]. Анализ влияния бездиафрагменной обработки водной системы на ее свойства показал следующее: при бездиафрагменном электрохимическом кондиционировании оборотной воды цикла пенной сепарации обогатительной фабрики №3 Мирнинского ГОКа происходит смещение значений pH в более кислую область (pH = 6,2–6,7). Одновременно происходит не менее важное уменьшение концентрации ионов кальция и суммы концентраций производных угольной кислоты, чем обеспечивается интенсификация растворения карбоната кальция. По рассчитанным значениям индекса стабильности JS_t (табл. 2) оборотная вода, прошедшая электрохимическое кондиционирование при расходе электроэнергии более 0,5 кВтч/м³, изменяет свои свойства и переходит из категории, «склонной к отложению осадков карбоната кальция», в категорию «стабильной», т. е. не склонной к образованию осадков ($JS_t = 6,9$). При дальнейшем увеличении расхода электроэнергии более 1,0 кВтч/м³ оборотная вода переходит в раз-

ряд «среднеагрессивной», т. е. способной растворять осадки карбонатов кальция ($JS_t \geq 7,05$).

Близкие результаты получены при электрохимическом кондиционировании оборотной воды обогатительной фабрики №12 Удачинского ГОКа, которая характеризуется большей минерализацией, в частности, увеличенной концентрацией ионов кальция (табл. 2).

В результате электрохимической обработки при расходе электроэнергии $1,0 \text{ кВтч/м}^3$ оборотная вода Удачинского ГОКа переходит в разряд «стабильной» ($JS_t = 6,87$, табл. 2), а при расходе электроэнергии $1,5\text{--}2 \text{ кВтч/м}^3$ – в разряд «среднеагрессивной» ($JS_t = 6,94\text{--}7,43$, табл. 2). При этом необходимо отметить, что для более насыщенной по ионам кальция оборотной воды обогатительной фабрики №12 Удачинского ГОКа переход в состояние, при котором происходит растворение карбонатов кальция, достигается при большем расходе электроэнергии на ее электрохимическое кондиционирование.

Для оценки эффективности выбранных граничных значений критерия JS_t и режимов электрохимической обработки был применен метод измерения трехфазных краевых углов смачивания поверхности алмазных кристаллов. Исследования проводились на приборе ОСА 15ЕС с применением стандартных методик [14]. Капля водной фазы наносилась микрошприцем на определенный участок поверхности алмаза, который предварительно обрабатывался оборотной водой, прошедшей операцию электрохимического кондиционирования. Результаты измерений показали, что природно-гидрофильные алмазы в процессе взаимодействия с электрохимически обработанной оборотной водой повышают гидрофобность, определяемую по величине трехфазного краевого угла смачивания. Наилучший результат – максимальное увеличение краевого угла смачивания гидрофилизированных алмазов достигается при комбинировании теплового кондиционирования алмазов и бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды (рис. 4, кривая 2). Достижимый при комбинированной

обработке прирост трехфазного краевого угла смачивания (33 %) существенно выше, чем сумма приростов краевого угла при отдельном применении технологии тепловой обработки (17 %, рис. 4, кривая 1).

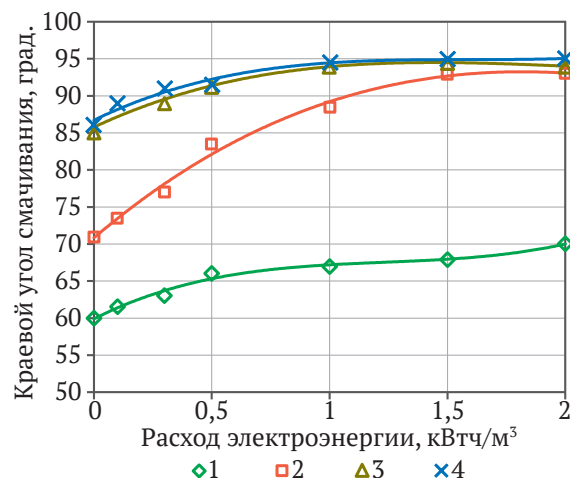


Рис. 4. Зависимости трехфазного краевого угла смачивания при использовании тепловой обработки алмазов и бездиафрагменной электрохимической обработки оборотной воды, где 1, 2 – природно-гидрофильный алмаз; 3, 4 – природно-гидрофобный алмаз; 1, 3 – без тепловой обработки; 2, 4 – с тепловой обработкой

При контакте природно-гидрофобных алмазов с электрохимически обработанной в бездиафрагменном электролизере оборотной водой также наблюдается увеличение трехфазного краевого угла смачивания. Аналогичный результат – максимальная степень гидрофобности поверхности – достигается и при комбинированной обработке природно-гидрофобных алмазов (рис. 2, кривая 4). Анализ полученных результатов показал, что в максимальной степени алмазы восстанавливают гидрофобность при расходе электроэнергии (при обработке оборотной воды в бездиафрагменном электролизере) более $1,5 \text{ кВтч/м}^3$.

Таблица 2

Ионный состав и характеристики индексов карбонатного равновесия при варьировании интенсивности бездиафрагменной обработки оборотной воды

Расход электроэнергии, кВтч/м³	рН водной фазы	Концентрация ионов, мг/л			Значения индексов карбонатного равновесия		
		Ca ²⁺	HCO ₃ ⁻	CO ₃ ^{2-*}	S ₁	pH _s	JS _t
<i>Оборотная вода ОФ №3 Мирнинского ГОКа</i>							
Без обработки	7,6	2389	61,2	0,11	17,00	7,12	6,52
0,3	7,5	2302	62,4	0,091	13,35	7,15	6,82
0,5	7,2	2120	46,5	0,034	4,61	7,10	6,90
1,0	7,1	1833	44,2	0,026	3,04	7,05	7,00
1,5	6,9	1545	41,5	0,015	1,59	7,11	7,33
2,0	6,7	1455	31,5	0,0073	0,73	7,04	7,80
<i>Оборотная вода ОФ №12 Удачинского ГОКа</i>							
Без обработки	8	2900	32	0,33	27,11	7,41	6,13
0,3	7,9	2880	28	0,25	18,82	7,47	6,28
0,5	7,7	2650	26	0,16	10,18	7,31	6,47
1,0	7,5	2500	21	0,074	3,93	7,31	6,87
1,5	7,3	2355	14	0,031	1,64	7,50	6,94
2,0	6,9	2189	10	0,011	0,56	7,46	7,43



3. Выбор режимов комбинированной технологии кондиционирования исходного питания и оборотной воды цикла пенной сепарации

Выбор рациональных параметров электрохимического кондиционирования оборотной воды при подготовке алмазосодержащего материала – питания цикла пенной сепарации – обоснован результатами лабораторных исследований, выполненных в условиях, близких к фабричным. Реагентный режим включал подачу в качестве собирателя – мазута флотского Ф5 (1,3 кг/т) и в качестве депрессора породных минералов – гексаметафосфата натрия (0,3 кг/т).

При проведении исследований алмазосодержащий материал, поступающий в процесс пенной сепарации, обрабатывался острым паром при температуре 60–90 °С. Электрохимическое кондиционирование оборотной воды пенной сепарации проводилось в бездиафрагменном электролизере ЭКВБ-0,5. Обработанная оборотная вода подавалась в процесс оттирки и обесшламливания. Расход воды через электролизер поддерживался постоянным, что обуславливается требованиями производственного процесса. Регулирование расхода электроэнергии на кондиционирование оборотной воды осуществлялось изменением плотности тока на электродах электролизера.

Результаты экспериментов показали, что применение тепловой обработки питания пенной сепарации алмазосодержащего материала позволяет достичь увеличения извлечения алмазов с 65,7 до 84,1 % (табл. 3) при нагреве пульпы до 80–85 °С, достигаемом продолжительностью обработки паром от 1 до 2 мин. Ведение технологического процесса с одновременной тепловой обработкой рудного питания пенной сепарации и электрохимического кондиционирования оборотной воды повышает извлечение алмазов до 91,4 % (см. табл. 3).

Увеличение расхода электроэнергии на электрохимическое кондиционирование оборотной воды свыше 1,5 кВтч/м³ (при плотности тока на электродах более 200 А/м²) неэффективно, поскольку не приводит к увеличению извлечения алмазов. Нагрев питания пенной сепарации до 90 °С также оказался нецелесообразным из-за выявленного снижения извлечения алмазов. Проведенные исследования показали положительный синергетический эффект от применения комбинированной технологии обработки алмазосодержащего материала в цикле пенной сепарации, за-

ключающийся в существенном приросте извлечения алмазов, значительно превосходящем данный показатель при раздельном применении тепловой и электрохимической обработки исходного рудного питания и оборотной воды пенной сепарации соответственно.

Таблица 3

Извлечение алмазов в концентрат пенной сепарации при применении тепловой обработки рудного питания и электрохимического кондиционирования оборотной воды

Температура исходного питания пенной сепарации, °С	Извлечение алмазов в концентрат, %				
	при расходе электроэнергии на кондиционирование оборотной воды, кВтч/м ³				
	0	0,5	1,0	1,5	2,0
14	65,7	69,1	72,5	72,8	73,4
60	72,3	77,8	81,7	81,9	82,3
80	75,1	84,0	88,3	88,5	88,7
85	84,1	89,4	91,4	91,4	91,3
90	83,9	89,9	90,9	90,8	90,9

Разработанная технология восстановления гидрофобных свойств алмазов в цикле пенной сепарации алмазосодержащего материала была апробирована в ходе опытно-промышленных испытаний в цикле пенной сепарации обогатительной фабрики №3 Мирнинского ГОКа. Режимы электрохимического кондиционирования были выбраны по данным лабораторных испытаний. Прошедшая электрохимическое кондиционирование в электролизере бездиафрагменного типа оборотная вода подавалась в узел обесшламливания исходного питания (удаления класса –0,5 мм).

Параметры тепловой обработки рудной массы (температура питания 80–86 °С) также соответствовали результатам ранее проведенных исследований. Реагентный режим операции пенной сепарации соответствовал промышленному, примененному также в лабораторных исследованиях. При анализе водной фазы процесса пенной сепарации подтверждено смещение рН среды в кислую область (6,1–6,5).

Проведенными испытаниями было показано, что применение разработанного режима интенсификации процесса пенной сепарации с применением выбранных режимов тепловой обработки исходного питания (температура 80–86 °С) и электрохимической бездиафрагменной обработки оборотной воды ($Q = 1,2–1,5$ кВтч/м³) обеспечивает повышение извлечения алмазов класса – 2+0,5 мм на 4,9–5,1% (табл. 4).

Таблица 4

Показатели полупромышленных испытаний узла пенной сепарации при использовании электрохимического кондиционирования оборотной воды и тепловой обработки исходного питания

Режим испытаний	Температура питания пенной сепарации, °С	Расход электроэнергии на кондиционирование воды, кВтч/м ³	Плотность тока на электродах, А/м ²	Извлечение алмазов, %
Контрольное опробование	11–14	–	–	76,5
С тепловой обработкой питания пенной сепарации	80–85	–	–	77,5
С тепловой обработкой питания пенной сепарации и электрохимическим кондиционированием оборотной воды	81–86	1,2	175	81,4
		1,5	200	81,6



Выводы

С использованием результатов термодинамических расчетов показана эффективность применения электрохимического кондиционирования оборотной воды, обеспечивающего увеличение вероятности удаления гидрофилизирующих соединений с поверхности алмазов при тепловой обработке рудного питания пенной сепарации. Определены рациональные параметры бездиафрагменного электрохимического кондиционирования оборотной воды в цикле пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов при использовании комбинированной технологии восстановления гидрофобных свойств поверхности

алмазных кристаллов. Экспериментально показано, что при плотности тока на электродах электролизера 175–200 А/м² и расходе электроэнергии – 1,2–1,5 кВтч/м³ достигается максимальное повышение гидрофобности и флотуруемости алмазов. Опытными промышленными испытаниями установлено, что применение комбинированной технологии, включающей тепловую обработку рудного питания и электрохимическое кондиционирование оборотной воды пенной сепарации алмазосодержащего материала при выбранных параметрах обеспечивает повышение извлечения алмазов класса – 2 + 0,5 мм на 4,9–5,1 %.

Список литературы

1. Куренков И. И. О свойствах поверхности алмаза в связи с извлечением из руд. В: *Труды Института горного дела им. А. А. Скочинского*. М.: Изд. АН СССР. 1957;4:241–251.
2. Чантурия В. А., Двойченкова Г. П., Тимофеев А. С., Подкаменный Ю. А. Исследование минеральных образований на поверхности алмазных кристаллов и условий их деструкции в процессах переработки текущих и отвальных хвостов алмазоизвлекающих фабрик. *Горный журнал*. 2019;(2):61–65. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.02.12>
3. Zhang J., Kouznetsov D., Yub M. et al. Improving the separation of diamond from gangue minerals. *Minerals Engineering*. 2012;36–38:168–171. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.03.015>
4. Dvoichenkova G., Chanturiya V., Morozov V., Podkamenny Y., Kovalchuk O. Analysis of distribution of secondary minerals and their associations on the surface of diamonds and in derivative products of metasomatically altered kimberlites. *Inzynieria Mineralna*. 2019;(1(43)):43–46. <https://doi.org/10.29227/IM-2019-01-07>
5. Макаровский И. В., Адодин Е. И., Тарасова Л. Г. Совершенствование термодинамических методов глубокой очистки алмазов. *Горный журнал*. 2011;(1):89–91.
6. Коваленко Е. Г. Обоснование и выбор условий удаления минеральных пленок с поверхности алмаза при тепловой обработке. В: *Материалы международной конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья»*. Екатеринбург; 2014. С.170–173.
7. Dvoichenkova G. P., Morozov V. V., Podkamennyi Yu. A., Chernysheva E. N. The formation of crystalline mineral covers on the surface of diamonds and their destruction with the use of electrochemically treated water products. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020;459:052098. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/459/5/052098>
8. Pestriak I., Morozov V., Otchir E. Modelling and development of recycled water conditioning of copper-molybdenum ores processing. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019;29(2):313–317. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.028>
9. Чантурия В. А., Рязанцева М. В., Двойченкова Г. П., Миненко В. Г., Копорулина Е. В. Модификация поверхности породообразующих минералов алмазосодержащих кимберлитов в условиях взаимодействия с техногенными и электрохимически обработанными водами. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2017;(1):127–134.
10. Зеер Г. М., Фоменко О. Ю., Ледеява О. Н. Применение сканирующей электронной микроскопии в решении актуальных проблем материаловедения. *Журнал Сибирского Федерального Университета*. Серия: Химия. 2009;2(4):287–293. URL: http://elib.sfu-kras.ru/bitstream/handle/2311/1656/01_zeer.pdf;jsessionid=9EEDB70EDC99B0F248737B1BAAE0B0C9?sequence=1
11. Chukanov N., Chervonnyi A. *Infrared Spectroscopy of Minerals and Related Compounds*. Springer International Publishing Switzerland; 2016. 1109 p.
12. Коровкин М. В., Ананьева Л. Г. Инфракрасная спектроскопия карбонатных минералов. Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2016. 96 с.
13. Тимакова Е. Физическая химия. Химическая термодинамика. Новосибирск: Новосибирский государственный технический университет; 2016. 119 с.
14. Киселев М. Г., Савич В. В., Павич Т. П. Определение краевого угла смачивания на плоских поверхностях. *Вестник Белорусского национального технического университета*. 2006;(1):38–41. URL: <https://rep.bntu.by/bitstream/handle/data/7007/%d0%a1.%2038-41.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
15. Намиот А. Ю. Растворимость газов в воде. Справочное пособие. М.: Недра; 1991. 177 с.
16. Myerson A., Erdemir D., Lee A. (eds.) *Handbook of industrial crystallization*. Cambridge: Cambridge University Press; 2019. Pp. 76–114.



17. Риббе П. Х., Ридер Р. Дж., Голдсмит Дж. Р. и др. Карбонаты. Минералогия и химия. (Пер. с англ.) Ридер Р. Дж. (ред.). М.: Мир, 1987. 494 с.
18. Пестряк И. В. Моделирование и исследование физико-химических процессов при кондиционировании оборотных вод. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2015;(4):143–150.
19. Ryznar J. W. A new index for determining the amount of calcium carbonate formed by water. *Journal of the American Water Works Association*. 1944;(36):472–486.

References

1. Kurenkov I. I. On diamond surface properties in relation to extraction from ores. In: *Proceedings of the A.A. Skochinsky Mining Institute*. Moscow: USSR Academy of Sciences Publ. 1957;4:241–251. (In Russ.).
2. Chanturia V. A., Dvoichenkova G. P., Timofeev A. S., Podkamennyi Yu. A. Analysis and destruction of mineral impurities on the surface of diamond crystals in treatment of current and old tailings at diamond processing plants. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(2):61–65. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.02.12>
3. Zhang J., Kouznetsov D., Yub M. et al. Improving the separation of diamond from gangue minerals. *Minerals Engineering*. 2012;36–38:168–171. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.03.015>
4. Dvoichenkova G., Chanturiya V., Morozov V., Podkamenny Y., Kovalchuk O. Analysis of distribution of secondary minerals and their associations on the surface of diamonds and in derivative products of metasomatically altered kimberlites. *Inzynieria Mineralna*. 2019;(1(43)):43–46. <https://doi.org/10.29227/IM-2019-01-07>
5. Makarskiy I. V., Adodin E. I., Tarasova L. G. Improvement of thermochemical methods of deep cleaning of diamonds *Gornyi Zhurnal*. 2011;(1):89–91. (In Russ.).
6. Kovalenko E. G. Rationale and selection of conditions for removal of mineral films from the surface of diamond during heat treatment. In: *Proceedings of the International Conference “Scientific basis and practice of processing of ores and technogenic raw materials”*. Yekaterinburg; 2014. Pp. 170–173. (In Russ.).
7. Dvoichenkova G. P., Morozov V. V., Podkamennyi Yu. A., Chernysheva E. N. The formation of crystalline mineral covers on the surface of diamonds and their destruction with the use of electrochemically treated water products. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020;459:052098. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/459/5/052098>
8. Pestriak I., Morozov V., Otchir E. Modelling and development of recycled water conditioning of copper-molybdenum ores processing. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019;29(2):313–317. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.028>
9. Chanturia V. A., Ryazantseva M. V., Dvoichenkova G. P., Minenko V. G., Koporulina E. V. Surface modification of rock-forming minerals of diamond-bearing kimberlites under interaction with wastewater and electrochemically treated water. *Journal of Mining Science*. 2017;53(1):126–132. <https://doi.org/10.1134/S1062739117011933>
10. Zeer G. M., Fomenko O. Yu., Ledyeva O. N. Application of scanning electron microscopy in material science. *Journal of Siberian Federal University. Chemistry*. 2009;2(4):287–293. (In Russ.). URL: http://elib.sfu-kras.ru/bitstream/handle/2311/1656/01_zeer.pdf;jsessionid=9EEDB70EDC99B0F248737B1BAAE0B0C9?sequence=1
11. Chukanov N., Chervonnyi A. *Infrared Spectroscopy of Minerals and Related Compounds*. Springer International Publishing Switzerland; 2016. 1109 p.
12. Korovkin M. V., Ananyeva L. G. *Infrared spectroscopy of carbonate minerals*. Tomsk: Publishing House of Tomsk Polytechnical University; 2016. 96 p. (In Russ.).
13. Timakova E. *Physical chemistry. Chemical thermodynamics*. Novosibirsk: Novosibirsk State Technical University Publ.; 2016. 119 p. (In Russ.).
14. Kiselev M. G., Savich V. V., Pavich T.P. Determination of limiting wetting angle on flat surfaces. *Bulletin of the Belarusian National Technical University*. 2006;(1):38–41. (In Russ.). URL: <https://rep.bntu.by/bitstream/handle/data/7007/%d0%a1.%2038-41.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
15. Namiot A. Yu. *Gas Solubility in Water*. Reference book. M.: Nedra Publ.; 1991. 177 p. (In Russ.).
16. Myerson A., Erdemir D., Lee A. (eds.) *Handbook of industrial crystallization*. Cambridge: Cambridge University Press; 2019. Pp. 76–114.
17. Ribbe P. H., Reeder R. J., Goldsmith J. R. et al. *Carbonates: Mineralogy and Chemistry*. In: Ribbe P. H. (ed.). *Reviews in Mineralogy*. New York, USA: Stony Brook; 1983. 399 p. (Russ. transl.: Ribbe P. H., Reeder R. J., Goldsmith J. R. et al. *Карбонаты. Минералогия и химия*. Moscow: Mir Publ.; 1987. 494 p.)
18. Pestriak I. V. Modeling and analysis of physicochemical processes in recirculating water conditioning. *Journal of Mining Science*. 2015;51(4):811–818. <https://doi.org/10.1134/S1062739115040189>
19. Ryznar J. W. A new index for determining the amount of calcium carbonate formed by water. *Journal of the American Water Works Association*. 1944;(36):472–486.



Информация об авторах

Галина Петровна Двойченкова – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник, Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Российская Федерация; профессор, Политехнический институт (филиал) Северо-Восточного Федерального университета им. М. К. Аммосова, г. Мирный, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3637-7929](https://orcid.org/0000-0003-3637-7929), Scopus ID [8837172700](https://scopus.com/authorid/8837172700); e-mail dvoigp@mail.ru

Валерий Валентинович Морозов – доктор технических наук, профессор, кафедра общей и неорганической химии, Институт базового образования, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-4105-944X](https://orcid.org/0000-0003-4105-944X), Scopus ID [7402759618](https://scopus.com/authorid/7402759618); e-mail dchmggu@mail.ru

Елена Леонидовна Чантурия – доктор технических наук, профессор, кафедра обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-5757-4799](https://orcid.org/0000-0002-5757-4799), Scopus ID [57196009376](https://scopus.com/authorid/57196009376); e-mail elenachan@mail.ru

Евгений Геннадьевич Коваленко – кандидат технических наук, главный инженер, институт «Якутнiproalmaz», г. Мирный, Российская Федерация; доцент, Политехнический институт (филиал) Северо-Восточного Федерального университета им. М. К. Аммосова, г. Мирный, Российская Федерация; Scopus ID [57200340844](https://scopus.com/authorid/57200340844); e-mail kovalenkoeg@alrosa.ru, kovalenkoeg@gmail.ru

Information about the authors

Galina P. Dvoichenkova – Dr. Sci. (Eng.), Leading Researcher, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation; Professor, Mirny Polytechnic Institute (Branch) of the North-Eastern Federal University named after M. K. Ammosov, Mirny, Russian Federation; ORCID [0000-0003-3637-7929](https://orcid.org/0000-0003-3637-7929), Scopus ID [8837172700](https://scopus.com/authorid/8837172700); e-mail dvoigp@mail.ru

Valery V. Morozov – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Department general and inorganic chemistry, National University of Science and Technology “MISiS” (NUST “MISiS”), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0003-4105-944X](https://orcid.org/0000-0003-4105-944X), Scopus ID [7402759618](https://scopus.com/authorid/7402759618); e-mail dchmggu@mail.ru

Elena L. Chanturia – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Department of Mineral processing, National University of Science and Technology “MISiS” (NUST “MISiS”), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-5757-4799](https://orcid.org/0000-0002-5757-4799), Scopus ID [57196009376](https://scopus.com/authorid/57196009376); e-mail elenachan@mail.ru

Evgeny G. Kovalenko – Cand. Sci. (Eng.), Ph. D., Chief Engineer, «Yakutniproalmaz» Institute, ALROSA, Mirny, Russian Federation; Assoc. Professor, Mirny Polytechnic Institute (Branch) of the North-Eastern Federal University named after M. K. Ammosov, Mirny, Russian Federation; Scopus ID [57200340844](https://scopus.com/authorid/57200340844); e-mail kovalenkoeg@alrosa.ru, kovalenkoeg@gmail.ru

Поступила в редакцию 02.07.2021

Поступила после рецензирования 10.09.2021

Принята к публикации 15.09.2021

Received 02.07.2021

Revised 10.09.2021

Accepted 15.09.2021



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-181-191>

Химические реакции и условия минералообразования на хвостохранилищах Дальнего Востока России

В. П. Зверева¹ , К. Р. Фролов² , А. И. Лысенко¹ ¹ Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Российская Федерация² Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Российская Федерация zvereva@fegi.ru

Аннотация

Касситерит-сульфидные и полиметаллические месторождения дальневосточного региона обрабатывались как открытым, так и подземным способами, что привело к появлению многочисленных горных выработок и хвостохранилищ (в период перестройки брошены без рекультивации), а также к формированию горнопромышленных техногенных систем. Сульфидная составляющая полезных ископаемых в горнопромышленной техногенной системе подвергается гипергенным и техногенным процессам (реакциям окисления и гидролиза). В результате формируются высококонцентрированные техногенные воды, из которых выпадают минералы из различных классов. В связи с этим сформулирована цель данной работы – показать возможность кристаллизации техногенных минералов из микропоровых растворов техногенных вод. При достижении данной цели решались следующие задачи: показать возможные реакции окисления и гидролиза техногенного минералообразования на хвостохранилищах; выявить Eh-pH параметры их выпадения из высококонцентрированных растворов; определить их возможные ассоциации. Исследования проведены с помощью натурных наблюдений и программного комплекса «Селектор». Полученные результаты позволяют продемонстрировать возможные химические реакции и физико-химические условия формирования минералов: Fe, Cu, Pb, Zn, Sb, Mg, Al и Ca из различных классов: оксидов и гидроксидов, сульфатов, карбонатов, арсенатов и силикатов. В статье впервые показаны реакции кристаллизации вторичных минералов (37 наименований) и их физико-химические условия. Установлено, что в интервале положительных температур кристаллизуются вторичные минералы: ярозит, питтитит, сидерит, тенорит, познякит, антлерит и ктенасит, а в криогенных условиях: скородит, халькантит, брошантит, церуссит, старкеит, эпсомит и ростит. Все остальные минералы, возможность выпадения которых показана в статье, кристаллизуются во всем рассматриваемом интервале – от –25 до +45 °С. Натурные наблюдения и полученные при моделировании данные по формированию техногенных вод и кристаллизации вторичных минералов на поверхности и в толще хвостов обогащения на хвостохранилищах Дальнего Востока позволили показать высокую активность техногенных процессов. Так как хвостохранилища не рекультивированы, то процесс загрязнения окружающей среды, включая гидросферу, продлится на многие десятилетия.

Ключевые слова

горное дело, полезные ископаемые, обогащение, отходы, хвостохранилище, техногенные минералы, гипергенные минералы, сульфиды, ассоциация (associare), парагенезис, шламовые и дренажные воды

Для цитирования

Zvereva V. P., Frolov K. R., Lysenko A. I. Chemical reactions and conditions of mineral formation at tailings storage facilities of the Russian Far East. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):181–191. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-181-191>

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research article

Chemical reactions and conditions of mineral formation at tailings storage facilities of the Russian Far East

V. P. Zvereva¹ , K. R. Frolov² , A. I. Lysenko¹ ¹ Far East Geological Institute, Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Vladivostok, Russian Federation² Far Eastern Federal University, Vladivostok, Russian Federation zvereva@fegi.ru

Abstract

Cassiterite-sulfide and polymetallic deposits of the Far Eastern Region (FER) were mined by both open-pit and underground methods. This resulted in the emerging numerous mine workings and tailings storage facilities (TSFs) (abandoned without reclamation in latest decades) and the formation of mining technogenic



mineralogical systems. Sulfide component of minerals in the mining technogenic system is subjected to hypergenic and technogenic processes (oxidation and hydrolysis reactions). As a result, highly concentrated technogenic solutions are formed, from which minerals of various classes precipitate. In this connection the purpose of this study was formulated as follows: to show the possibility of crystallization of technogenic minerals from micropore technogenic solutions. In achieving this goal the following tasks were solved: to demonstrate the possible reactions of oxidation and hydrolysis of technogenic minerals at the tailings storage facilities; to identify Eh-pH parameters of their precipitation from highly concentrated solutions; to determine their possible associations. The studies involved field observations and computations with the use of “Selector” software package. The study findings allow demonstrating possible chemical reactions and physico-chemical conditions of mineral formation for the following elements: Fe, Cu, Pb, Zn, Sb, Mg, Al, and Ca, including the following classes of minerals: oxides and hydroxides, sulfates, carbonates, arsenates and silicates. The paper presented for the first time the crystallization reactions of secondary minerals (37 ones) and their physico-chemical conditions. It was found that secondary minerals: jarosite, pitticite, siderite, tenorite, poznyakite, antlerite and ktenasite crystallize in the interval of positive temperatures, while scorodite, chalcantite, broshantite, cerussite, starkeyite, epsomite and rostitite originate in cryogenic conditions (below 0 °C). All other minerals, the possibility of precipitation of which was shown in the paper, crystallized in the whole considered temperature interval, from –25 °C to +45 °C. Field studies and modeling data on formation of technogenic waters (solutions) and crystallization of secondary minerals on the surface of and inside tailings at the tailings storage facilities of the Far East showed high intensity of technogenic processes. Since the tailings storage facilities were not reclaimed, the process of environmental pollution, including the hydrosphere, would last for many decades.

Keywords

mining, minerals, beneficiation, wastes, tailings storage facility, technogenic minerals, hypergene minerals, sulfides, association, paragenesis, slime and drainage waters

For citation

Zvereva V. P., Frolov K. R., Lysenko A. I. Chemical reactions and conditions of mineral formation at tailings storage facilities of the Russian Far East. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):181–191. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-181-191>

Введение

В дальневосточном регионе горнорудная промышленность получала достаточно интенсивное развитие в последние 60–120 лет, что сказалось на окружающей среде региона. Касситерит-сульфидные и полиметаллические месторождения обрабатывались как открытым, так и подземным способами. Главными рудными минералами являются касситерит, халькопирит, галенит и сфалерит, но среди сульфидов к числу распространенных относятся пирит, пирротин, арсенопирит, а в Дальнегорском районе следует добавить аргентит, акантит, пираргирит и джемсонит [1, 2]. Основные извлекаемые рудные элементы: Sn, Cu, Pb, Zn, а сопутствующие: Ag, In, Bi. Известно, что из извлекаемого объема руды в концентрат уходит не более 2 %, а остальные 98 % составляют отходы обогащения, которые складываются на хвостохранилищах. В Комсомольском районе хвосты обогащения складированы на трех хвостохранилищах суммарной площадью 130,5 га и объемом 37,3 млн т, в Кавалеровском – на шести: 18 га и 49 млн т. В Дальнегорском районе находятся два хвостохранилища Центральной обогатительной фабрики (ЦОФ), площадью – 825 тыс. м² и объемом отходов обогащения – 56,6 млн т и два шламохранилища Краснореченской обогатительной фабрики (КОФ): 300 тыс. м² и 6,8 млн т. В хвостах обогащения сульфиды составляют около 4 % от общего объема, а остальная часть представлена силикатными и карбонатными минералами вмещающих пород. В Комсомольском и Кавалеровском районах они состоят из кварца, хлорита, серицита, турмалина, эпидота, кальцита и т. д., а в Дальнегорском – это калиевый полевой шпат, слюды, гранаты, кальцит и др.

В состав минералов вмещающих пород входят следующие элементы: K, Na, Ca, Al, Mg и Si. В разных точках хвостохранилищ процентное содержание сульфидов и минералов вмещающих пород между собой различно и изменяется от 5 до 95 и, наоборот, от 95 до 5 %. Следует отметить, что соотношение между самими сульфидами и минералами вмещающих пород в разных точках хвостохранилищ также изменяется как в горизонтальном, так и вертикальном направлениях.

Отходы обогащения постоянно подвергаются воздействию различных климатических факторов, таких как изменение суточной и сезонной температуры, наличие осадков в виде дождя и снега. В них активно происходят гипергенные процессы в виде реакций окисления и гидролиза сульфидной составляющей, которые сопровождаются образованием серной кислоты и разрушением минералов вмещающих пород, что приводит к появлению высококонцентрированных микропоровых растворов и формированию шламовых и дренажных вод. Из них выпадает целый ряд техногенных минералов (рис. 1–4). Кислые растворы могут частично нейтрализоваться карбонатной составляющей отходов обогащения. Создание горнопромышленной техногенной системы (штольни, карьеры, канавы, расчистки и хвостохранилища) способствует переходу гипергенных процессов в техногенную стадию. Со временем техногенез может привести к полному разрушению хвостов обогащения (техногенных месторождений) и их потере.

Процесс кристаллизации техногенных минералов хорошо виден не только в подземных горных выработках, но и в карьере (см. рис. 1) повторно перерабатываемых отходов обогащения, на вертикальной

поверхности расчистки (см. рис. 2) и на поверхности хвостов обогащения (см. рис. 3, 4). В дальневосточном регионе различными минералогическими методами исследования было установлено 35 техногенных минералов Fe, Cu, Pb, Zn, Sb, Mg, Al, Ca из различных классов: оксидов и гидроксидов, сульфатов, карбонатов, арсенатов и силикатов [2].

Цели и задачи

Цель данной работы – показать возможность кристаллизации техногенных минералов из микропоровых растворов шламовых и дренажных вод. При достижении данной цели решались следующие задачи: 1 – показать возможные реакции окисления и гидролиза техногенного минералообразования на хвостохранилищах; 2 – установить Eh-pH параметры их выпадения из высококонцентрированных растворов; 3 – определить их возможные ассоциации.

Методы исследования

Моделирование является одним из методов, позволяющих рассмотреть процессы изменения сульфидсодержащих отходов обогащения при взаимодействии с кислородом и водой на хвостохранилищах, формирования дренажных вод и выпадения из них техногенных минералов. Аналогичные исследования

проводились в Намибии [3], Словакии [4], Бразилии [5] и многих других странах [6–9]. Компьютерное физико-химическое моделирование используется для решения различных экологических задач в области гидрогеохимии.

Данные исследования проведены авторами с помощью программного комплекса «Селектор» (руководитель разработки И.К. Карпов, Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН). В программе реализован подход выпуклого программирования к минимизации равновесия в гетерогенных системах минимизацией термодинамических потенциалов. Одной из ключевых возможностей данного продукта является расчет сложных химических равновесий в изобарно-изотермических, изохорических и адиабатических условиях в мультисистемах, где одновременно могут присутствовать водный раствор электролита, газовая смесь, жидкие и твердые углеводороды, минералы в виде твердых растворов и однокомпонентных фаз, расплавы и плазма [10]. Расчет термодинамических свойств компонентов в «Селекторе» производится в зависимости от температуры, давления и коэффициентов активности. В вычислении изотермических изменений термодинамических функций используются: уравнения зависимости изменения объема конденсированных фаз от температуры и давления;



Рис. 1. Техногенные образования на борту хвостохранилища (Комсомольский район)



Рис. 3. Техногенные образования на поверхности хвостохранилища (Кавалеровский район)



Рис. 2. Техногенные образования на вертикальной поверхности расчистки (хвостохранилище Кавалеровского района)



Рис. 4. Техногенные образования на поверхности хвостохранилища (Дальнегорский район)



полуэмпирические состояния газов в приведенных параметрах. Термодинамические свойства компонентов водного раствора в области до 1000 °C и 5000 бар рассчитываются по модифицированной модели НКФ (Хельгесона-Киркхена-Флауэрса) [11, 12]. Коэффициенты активности компонентов водного раствора электролита вычисляются по уравнению Дебая-Хюккеля в модификации Хельгесона [11].

Исходная термодинамическая информация (энергия Гиббса, энтальпия, энтропия, коэффициенты для уравнения теплотности) была взята из публикаций¹ [13–20]. Недостающие параметры были рассчитаны и предоставлены сотрудниками Института геохимии им. А. П. Виноградова СО РАН В. А. Бычинским и А. А. Тупицыным.

При моделировании использовались единые термо-барометрические условия: T от -25 до $+45$ °C и $P = 1$ атм. Рассматриваемые системы были открыты к атмосфере. Химический состав атмосферы рассчитан на основании работы Р. Хорна [21]. Состав 10 кг атмосферы в молях включает: Ar – 3,2, C – 0,10, N – 539,48, O – 144,85. Состав дождевой воды [22]: N_3^- , N_2^- , NH_4^+ , NH_4N_3 , HNO_2 , NH_4NO_3 , NH_4OH , NH_4NO_2 , NH_3 , H_2CO_3 , NCO_3^- , CO_3^{2-} , $C_2O_4^{2-}$, CH_4 , O_2 , H_2 , N_2 , Ar, He, Kr, Ne, OH^- , H^+ , H_2O , NO_3^- , HNO_3 (pH = 5,66). В каждом варианте моделей в расчетах учитывались независимые компоненты: наиболее вероятные газы, растворенные частицы, а также гипогенные и гипергенные минералы. Моделирование окисления отходов обогащения проводилось в парагенезисе сульфидов и вмещающих их пород с учетом их процентного соотношения. Соотношение сульфид: вмещающая порода принималось 5:95, 10:90, 20:80, 40:60, 80:20 и 95:5. Для каждого из рассматриваемых районов было смоделировано и проанализировано более 500 вариантов моделей [23–25].

Полученные результаты позволяют продемонстрировать возможные химические реакции и физико-химические условия формирования минералов: Fe, Cu, Pb, Zn, Sb, Mg, Al и Ca из различных классов: оксидов и гидроксидов, сульфатов, карбонатов, арсенатов и силикатов.

Химические реакции и физико-химические параметры современного минералообразования на хвостохранилищах дальневосточного региона

Полученные результаты показали, что из вторичных минералов Fe на хвостохранилищах могут кристаллизоваться: гетит, гидрогетит, фиброферрит, ярозит, питтицит, сидерит и скородит. Для их появления необходимо наличие в отходах обогащения железосодержащих сульфидов: пирита, пирротина, арсенипирита или халькопирита, которые постоянно там присутствуют. Там, где реакции окисления сульфидов и кристаллизации минералов из шламовых и дренажных вод совпадают с опубликованными ранее [26], для рудничных вод здесь повторяться не будут.

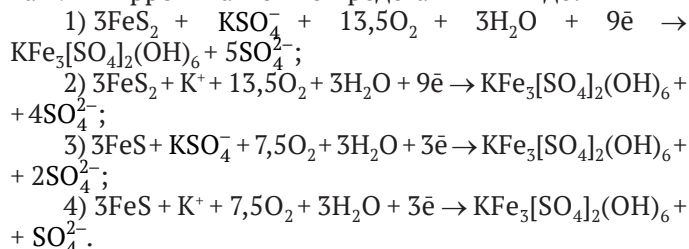
¹ Shock E. SUPCRT 1992–1998 Database Database. Geopig, Arizona State University. URL: <http://geopig.asu.edu/sites/default/files/slop98.dat>

Условия и Eh-pH параметры выпадения *гетита* в хвостах обогащения следующие: 0,5–0,97 В, 5,4–13,7, и 0,42–0,95 В, 5,1–13,3 (здесь и далее в скобках будут приведены Eh-pH параметры в зависимости от температурного интервала формирования, сначала для температур от -25 до 0 °C и затем от 0 до 45 °C). Гетит встречается в ассоциации со всеми минералами, условия кристаллизации которых приводятся ниже. Он установлен во всем рассматриваемом интервале температур и практически при любых соотношениях в отходах обогащения как между сульфидами, так и с минералами вмещающих их пород.

Гидрогетит установлен только в отходах обогащения на старом хвостохранилище Краснореченской обогатительной фабрики, где он формируется в криогенезе в интервале Eh-pH параметров от 0,6 до 0,7 В и 9,7–13,7 в парагенезисе с валентинитом, гипсом, фиброферритом, кальцитом и церусситом. Кроме того, установлен при содержании сульфидов в системе от 5 до 20 % в интервале 35 – 45 °C с параметрами системы 1,06–1,07 В и 2,3–2,4, но в ассоциации с гетитом, плюмбоярозитом и фиброферритом.

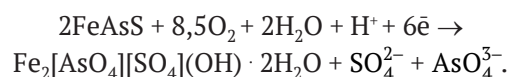
Фиброферрит на хвостохранилищах выпадает во всем рассматриваемом интервале температур при Eh – 0,58–1,15 В и pH – 1,3–13,7.

Для выпадения *ярозита* необходим калий, который установлен в растворе в виде ионов KSO_4^- и K^+ . Следовательно, реакции его образования за счет окисления основных железосодержащих сульфидов пирита или пирротина можно представить в виде:



Он кристаллизуется в интервале положительных температур при параметрах растворов – 0,82–1,16 В и 1,1–8,0, где находится в ассоциации с гетитом, гипсом, плюмбоярозитом и адамином в отходах обогащения Pb-Zn руд ЦОФ и 3-го хвостохранилища Комсомольского района. В последнем случае в парагенезис добавляются минералы: алуноген, антлерит, ктенасит, вудвардит, питтицит, магнезит, сидерит, смитсонит, оливенит, клиноклаз, вивианит, аллофан и нонтронит.

Следующий минерал Fe – *питтицит*, для формирования которого достаточно окисления одного арсенипирита по реакции:



Он установлен в отходах обогащения 3-го хвостохранилища Комсомольского района в парагенезисе, приведенном выше для ярозита. Минерал выпадает в интервале 15 – 45 °C из растворов с параметрами 0,76–0,84 В и 5,9–8,0.

Для появления *сидерита* при окислении пирита и пирротина в системе необходимо наличие кальция:



$\text{FeS}_2 + \text{CaCO}_3 + 4\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} + 2\text{e}^- \rightarrow \text{FeCO}_3 + \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{SO}_4^{2-}$ или/и $\text{FeS} + \text{CaCO}_3 + 2\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeCO}_3 + \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}^-$ (0,76–0,84 В и 5,85–7,98 в интервале температур 15–45 °С). Он найден в отходах обогащения 3-го хвостохранилища Комсомольского района в ассоциации с ярозитом и гипсом.

Скородит в отходах горнорудного производства установлен только при низких температурах от –25 до 0 °С и параметрах раствора 0,6–0,97 В, 5,3–12,5. Скородит может быть в парагенезисе с большинством минералов техногенной системы.

Среди техногенных минералов Cu на хвостохранилищах формируются: тенорит, халькантит, познякит, роуволфит, антлерит, брошантит, оливенит и клиноклаз, а при наличии в системе Cu и Zn – ктенасит, Cu и Al – вудвардит, Cu и Pb – дюфтит и байлдонит.

Тенорит отмечается в отходах обогащения Кавалеровского района. Он формируется в результате окисления халькопирита по реакции: $\text{CuFeS}_2 + 5,5\text{O}_2 + \text{H}^+ + 5\text{e}^- \rightarrow \text{CuO} + \text{FeO} \cdot \text{OH} + 2\text{SO}_4^{2-}$, в интервале положительных температур, при 0,42–0,53 В и 11,8–13,3 и соотношении сульфид : вмещающая порода 5 : 95 и 10 : 90. Он находится в парагенезисе: гетит, гипс, фиброферрит, алуноген, вудвардит, англезит, магнезит, дюфтит, аллофан и монтмориллонит.

Параметры растворов, из которых выпадает *халькантит* – 0,51–1,15 В и 1,9–13,2, в интервале от –25 до –5 °С. Он ассоциирует с гетитом, гипсом, фиброферритом, вудвардитом, роуволфитом, антлеритом, старкеитом, алуногеном, магнезитом, аллофаном и монтмориллонитом.

Познякит установлен при моделировании процесса окисления отходов обогащения м. Высокогорское Кавалеровского района при отсутствии в них арсенопирита, в интервале 25–35 °С, из раствора с параметрами 0,98 В и 3,9, при соотношении сульфид : вмещающая порода 80 : 20, в парагенезисе с гипсом, антлеритом, роуволфитом, фиброферритом, алуногеном и англезитом.

Роуволфит отмечается в интервале 0–25 °С в ассоциации с познякитом, где он выпадает из растворов с параметрами 0,98–1,1 В и 3,9–4,0. Кроме того, от установлен в интервале от –25 до 0 °С при 1,0–1,1 В и 2–4, причем в этом случае из парагенезиса исчезают познякит и антлерит, но добавляются старкеит и халькантит.

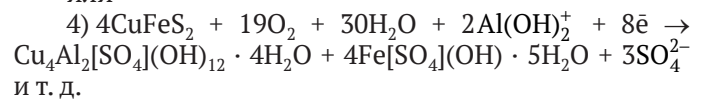
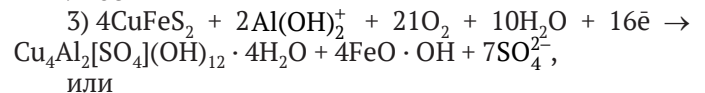
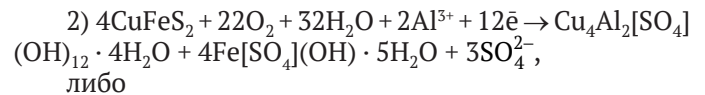
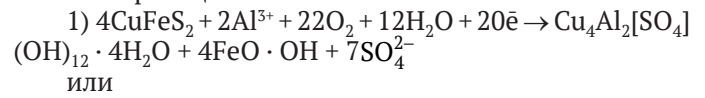
Антлерит в хвостах обогащения Комсомольского района находится в ассоциации с ярозитом, где он формируется при 0,78–0,84 В и 5,9–7,4, 25–45 °С, в Кавалеровском районе установлен в ассоциации с познякитом при 0,98–1,0 В и 3,4–3,9, 35–45 °С.

Для *брошантита*, который кристаллизуется на хвостохранилище ЦОФ Дальнегорского района, характерны следующие условия: температура от –25 до 0 °С, Eh-pH – 0,6–0,7 В и 9,5–13,0, соотношение сульфид : вмещающая порода 5 : 95 и 10 : 90 и парагенезис: гетит, гипс, кальцит, адамин, монтмориллонит.

Ктенасит кристаллизуется в отходах обогащения (3-е хвостохранилище, Комсомольский район) при окислении халькопирита и сфалерита по реакции: $5\text{CuFeS}_2 + 5\text{ZnS} + 30,5\text{O}_2 + 11\text{H}_2\text{O} + \text{H}^+ + 27\text{e}^- \rightarrow$

$(\text{Cu, Zn})_5[\text{SO}_4]_2(\text{OH})_6 \cdot 6\text{H}_2\text{O} + 5\text{FeO} \cdot \text{OH} + 13\text{SO}_4^{2-}$. Условия его существования: 15–20 °С, 0,76–0,77 В и 7,8–8,0, для него характерна ассоциация с ярозитом, описанная ранее.

Вудвардит выпадает совместно с гетитом или фиброферритом при наличии в хвостах обогащения халькопирита и ионов алюминия: Al^{3+} , $\text{Al}(\text{OH})_2^+$, AlO_2^- и AlO^+ по реакциям:



и т. д. Он ассоциирует практически со всеми минералами техногенного и гипергенного минералообразования, а Eh-pH параметры его кристаллизации: 0,5–1,15 В, 1,8–13,2 и 0,42–0,99 В, 4,9–13,3.

Оливенит, дюфтит, байлдонит, клиноклаз – минералы Cu из класса арсенатов, которые характерны для отходов обогащения касситерит-сульфидных руд Комсомольского и Кавалеровского районов. Химические реакции формирования оливенита, дюфтита и байлдонита приведены ранее в работе [26], а клиноклаза: $\text{FeAsS} + 3\text{CuFeS}_2 + 18\text{O}_2 + 23\text{H}_2\text{O} + \text{H}^+ + 7\text{e}^- \rightarrow \text{Cu}_3[\text{AsO}_4](\text{OH})_3 + 4\text{Fe}[\text{SO}_4](\text{OH}) \cdot 5\text{H}_2\text{O} + 3\text{SO}_4^{2-}$. Оливенит и байлдонит кристаллизуются из моделируемых растворов во всем рассматриваемом интервале температур. В криогенных условиях их параметры совпадают: 0,5–1,1 В, 2,4–13,8, а в интервале положительных температур: 0,86–1,0 В, 3,9–6,5 и 0,86–1,09 В, 2,5–6,5 соответственно. Параметры кристаллизации дюфтита в криогенезе: 0,5–1,1 В, 2,5–12,5, а в интервале 0–45 °С дюфтит и клиноклаз установлены при 0,42–1,09 В, 2,5–13,3 и 0,76–0,83 В, 6,2–8,0 соответственно. Они отмечаются в ассоциации со многими техногенными минералами.

Далее при окислении отходов обогащения рассмотрим выпадение из растворов техногенных минералов Pb: англезита, церуссита, пюмбоярозита (Pb и Fe) и Zn: адамина и смитсонита.

Англезит чаще отмечается в отходах обогащения полиметаллических руд. Он установлен во всем интервале температур с Eh-pH параметрами: 0,51–1,2 В, 0,9–13,2 и 0,57–1,15 В, 1,3–10,6. На хвостохранилище КОФ он встречается в ассоциации с валентинитом, гипсом и фиброферритом, а в Кавалеровском районе с гетитом, фиброферритом, вудвардитом, старкеитом, алуногеном, гипсом, халькантитом, роуволфитом, аллофаном и монтмориллонитом.

Пюмбоярозит установлен в моделируемых растворах окисления хвостов обогащения с параметрами: 0,7–1,2 В, 0,9–10,4, и 0,76–1,38 В, 1,1–8,0. Он присутствует в парагенезисе с большинством техногенных минералов.



Церуссит – карбонат и для его выпадения из раствора в системе необходим кальцит. Реакция его кристаллизации: $PbS + CaCO_3 + 2O_2 + 2H_2O \rightarrow PbCO_3 + CaSO_4 \cdot 2H_2O$. Он отмечается в криогенных условиях в интервале от -25 до -20 °С, при 0,6 В и 13,4–13,7, в ассоциации: валентинит, гидрогетит, гипс, фиброферрит, на хвостохранилище КОФ, при соотношении в модели сульфид : вмещающая порода 5:95 и 10:90.

Адамин встречается только при наличии в отходах обогащения сфалерита и арсенопирита и установлен на хвостохранилище ЦОФ: 0,6–1,2 В, 0,9–13,0 и 0,65–1,2 В, 0,9–10,5, где он находится в парагенезисе с гетитом, гипсом, эпсомитом, брошантитом, халькантитом, англезитом и плюмбоярозитом.

Смитсонит установлен в моделях окисления хвостов обогащения в Комсомольском районе. Химическая реакция его кристаллизации при окислении сфалерита, но в присутствии кальцита выглядит так: $ZnS + CaCO_3 + 2O_2 + 2H_2O \rightarrow ZnCO_3 + CaSO_4 \cdot 2H_2O$, а условия: 0,79–0,97 В, 5,3–6,8 (-25 °С), 0,75–0,84 В, 5,7–8,0. Он может ассоциировать с большинством техногенных минералов.

Единственный минерал Sb – это *валентинит*, который кристаллизуется на хвостохранилищах КОФ. Растворы имеют Eh-pH параметры: 0,56–1,1 В, 2,6–13,7 и 0,66–0,98 В, 3,7–10,0. Он находится в парагенезисе, приведенном выше для кальцита.

Так как при окислении сульфидной составляющей хвостов обогащения и появлении серной кислоты разрушаются минералы вмещающихся пород и растворы обогащены ионами Mg, Al и Ca, то правомерно написать химические реакции формирования старкеита, эпсомита, магнезита, гиббсита (гидраргиллита), алуногена, ростита, аллофана, каолинита, нонтронита, монтмориллонита, гипса и кальцита.

Химическая реакция выпадения *старкеита* из водного раствора: $Mg^{2+} + SO_4^{2-} + 4H_2O \rightarrow MgSO_4 \cdot 4H_2O$. Параметры раствора 0,5–1,14 В и 1,9–13,2, температурный интервал от -25 до -5 °С. В отходах Комсомольского района он находится в ассоциации с гипсом, алуногеном, фиброферритом, англезитом, халькантитом и нонтронитом, а в Кавалеровском следует добавить в парагенезис гетит, вудвардит, роуволфит, магнезит, оливинит, дюфтит, байлдонит, скородит, аллофан и монтмориллонит вместо нонтронита.

Эпсомит установлен в моделях на хвостохранилище ЦОФ при низких температурах от -25 до -5 °С и Eh-pH параметрах системы 0,66–1,2 В, 0,9–11,7, при наличии сульфидов более 20 %, в ассоциации: гетит, гипс, халькантит, англезит, плюмбоярозит, кальцит, адамин и монтмориллонит. Реакция его кристаллизации: $Mg^{2+} + SO_4^{2-} + 7H_2O \rightarrow MgSO_4 \cdot 7H_2O$.

Магнезит из раствора выпадает по реакции: $Mg^{2+} + CO_3^{2-} \rightarrow MgCO_3$. Для него характерен весь рассматриваемый интервал температур и параметры растворов: 0,5–1,14 В, 1,9–13,2 и 0,42–0,86 В, 5,7–13,3. В интервале положительных температур он ассоциирует с гетитом, фиброферритом, гипсом, алуногеном, вудвардитом, смитсонитом, дюфтитом, аллофаном и монтмориллонитом, а в криогенезе добавляются: гиббсит, оливинит, байлдонит и скородит.

Гиббсит (гидраргиллит) может кристаллизоваться за счет разных ионов: Al^{3+} , $Al(OH)_2^+$, AlO_2^- , AlO^+ , присутствующих в растворе шламовых и дренажных вод по реакциям:

- 1) $Al^{3+} + H_2O + O_2 + H^+ + 3e^- \rightarrow Al(OH)_3$;
- 2) $Al(OH)_2^+ + H^+ + 0,5O_2 + 2e^- \rightarrow Al(OH)_3$;
- 3) $AlO_2^- + H_2O + H^+ \rightarrow Al(OH)_3$;
- 4) $AlO^+ + H_2O + 0,5O_2 + H^+ + 2e^- \rightarrow Al(OH)_3$.

Он установлен в отходах обогащения Комсомольского района. Параметры моделируемых растворов: 0,89–0,95 В, 5,7–6,3, в интервале от -25 до -5 °С и при 0,77–0,8 В, 6,5–7,4 – $25-40$ °С. Его ассоциация совпадает с парагенезисом для магнезита.

В растворе для выпадения *алуногена* необходимы ионы, которые отмечены при формировании гиббсита. Его 4 возможные химические реакции кристаллизации:

- 1) $2Al^{3+} + 3SO_4^{2-} + 17H_2O \rightarrow Al_2[SO_4]_3 \cdot 17H_2O$;
- 2) $2Al(OH)_2^+ + 3SO_4^{2-} + 15H_2O \rightarrow Al_2[SO_4]_3 \cdot 17H_2O + O_2 + 4e^-$;
- 3) $2AlO_2^- + 3SO_4^{2-} + 17H_2O \rightarrow Al_2[SO_4]_3 \cdot 17H_2O + 2O_2 + 8e^-$;
- 4) $2AlO^+ + 3SO_4^{2-} + 17H_2O \rightarrow Al_2[SO_4]_3 \cdot 17H_2O + O_2 + 4e^-$.

Он установлен во всем рассматриваемом интервале температур: 0,7–1,15 В, 1,3–8,0 и 0,53–1,16 В, 1,3–13,2. Алуноген встречается в парагенезисе практически со всеми техногенными минералами в касситерит-сульфидных хвостах обогащения Комсомольского и Кавалеровского районов.

Ростит выпадает из растворов с Eh-pH параметрами 0,58–0,6 В, 11,8–12,0, в интервале температур от -10 до -5 °С, на хвостохранилищах Комсомольского района по следующим реакциям:

- 1) $Al^{3+} + SO_4^{2-} + 5,5H_2O + 0,5O_2 + e^- \rightarrow Al[SO_4](OH) \cdot 5H_2O$;
- 2) $Al(OH)_2^+ + SO_4^{2-} + 4,5H_2O \rightarrow Al[SO_4](OH) \cdot 5H_2O + 0,5O_2 + e^-$;
- 3) $AlO_2^- + SO_4^{2-} + 5,5H_2O \rightarrow Al[SO_4](OH) \cdot 5H_2O + O_2 + 3e^-$;
- 4) $AlO^+ + SO_4^{2-} + 5,5H_2O \rightarrow Al[SO_4](OH) \cdot 5H_2O + 0,5O_2 + e^-$.

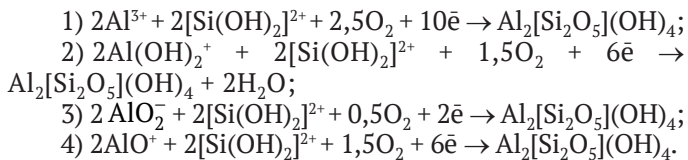
Он установлен в ассоциации: гетит, гипс, алуноген, вудвардит, старкеит, магнезит, скородит, дюфтит, миметезит, каолинит, монтмориллонит.

Для появления в системе *аллофана* кроме Al, нужен Si, который в растворе находится в виде иона $[Si(OH)_2]^{2+}$, следовательно, можно написать 4 реакции его кристаллизации:

- 1) $2Al^{3+} + [Si(OH)_2]^{2+} + 7H_2O + 2O_2 + 8e^- \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot 8H_2O$;
- 2) $2Al(OH)_2^+ + [Si(OH)_2]^{2+} + O_2 + 5H_2O + 4e^- \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot 8H_2O$;
- 3) $2AlO_2^- + [Si(OH)_2]^{2+} + 7H_2O + e^- \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot 8H_2O + 0,5O_2$;
- 4) $2AlO^+ + [Si(OH)_2]^{2+} + 7H_2O + O_2 + 4e^- \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot 8H_2O$.

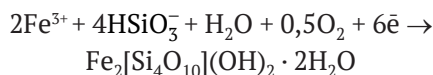
Он установлен в парагенезисе со всеми техногенными минералами, с Eh-pH параметрами моделируемых растворов: 0,5–0,95 В, 5,7–13,7 и 0,42–0,87 В, 5,4–13,3.

Каолинит из раствора может выпасть по 4 следующим реакциям:

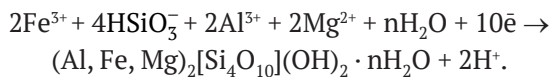


Условия его формирования: из раствора 0,59–0,73 В, 7,9–12,3, в интервале температур от –10 до +45 °С, он отмечается в ассоциации с большинством техногенных минералов в Комсомольском и Кавалеровском районах.

Другие минералы из класса силикатов, которые установлены при окислении хвостов обогащения: *нонтронит* и *монтмориллонит*. Для их кристаллизации в растворе необходимы ионы Fe и Si. Химическая реакция формирования нонтронита:



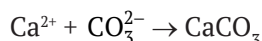
и монтмориллонита:



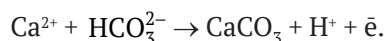
Параметры растворов, при которых выпадает нонтронит: 0,79–1,15 В, и 0,75–1,15 В, в интервале pH 1,3–8,0, а для – монтмориллонита: 0,5–1,1 В, 2,7–13,9 и 0,42–1,0 В, 3,3–13,3. Нонтронит характерен для хвостов обогащения Комсомольского, а монтмориллонит – Кавалеровского и Дальнегорского (ЦОФ) районов. Они присутствуют в парагенезисе с большинством рассматриваемых минералов.

Гипс – один из наиболее распространенных минералов в горнопромышленных техногенных системах дальневосточного региона. Он может находиться в парагенезисе со всеми минералами. Реакция его формирования: $Ca^{2+} + SO_4^{2-} + 2H_2O \rightarrow CaSO_4 \cdot 2H_2O$, а условия выпадения: 0,5–1,2 В, 0,9–13,9 и 0,57–1,16 В, 1,1–11,6.

Кальцит может кристаллизоваться по следующим реакциям:



или



Он отмечается только в отходах обогащения хвостохранилищ Дальнегорского района, где на ЦОФ находится в ассоциации: гетит, гипс, брошантит, адамин, монтмориллонит, а на КОФ: валентинит, гетит, гидрогетит, гипс, фиброферрит, церуссит. Параметры растворов его формирования: 0,56–0,77 В, 8,3–13,7 и 0,66–0,76 В, 7,1–9,6.

Заключение

Использование программного комплекса «Селектор» позволило рассмотреть процессы современного минералообразования в хвостах обогащения и написать реакции их кристаллизации; показать физико-химические условия: Eh–pH параметры и температурные интервалы существования; установить их парагенезис и ионный состав растворов.

В числе основных ионов элементов сульфидных руд в составе шламовых и дренажных вод установлены: Cu^+ , Cu^{2+} , $CuOH^+$, Pb^{2+} , $PbOH^+$, $Pb(SO_4)_2^{2-}$, Zn^{2+} , ZnO_2^{2-} , $ZnOH^+$, $Zn(SO_4)_2^{2-}$, As^{5+} , AsO_4^{3-} , $Sb(OH)_2^+$, SbO_2^- , SO_4^{2-} , HSO_4^- , а вмещающих оруденение пород: Ca^{2+} , $CaOH^+$, K^+ , Mg^{2+} ,

Al^{3+} , $Al(OH)_2^+$, AlO_2^- , AlO^+ , $[Si(OH)_2]_2^{2+}$, многие из которых токсичны [27, 28].

Показана возможность выпадения на хвостохранилищах из техногенных вод 37 вторичных минералов Fe, Cu, Pb, Zn, Sb, K, Ca, Mg и Al из классов: оксидов и гидроксидов, сульфатов, карбонатов, арсенатов и силикатов. Окисление сульфидной составляющей отходов обогащения приводит к кристаллизации вторичных минералов Fe: гетита, гидрогетита, фиброферрита, ярозита, питтицита, сидерита и скородита. Среди минералов Cu установлены: тенорит, халькантит, познякит, роуволфит, антлерит, брошантит, оливинит и клиноклаз, а совместно с Zn – ктенасит, Al – вудвардит, Pb – дюфтит и байлдонит. К числу вторичных минералов Pb относятся англезит и церуссит, при наличии Fe формируется плюмбоярозит. Среди гипергенных минералов Zn установлены адамин и смитсонит. Единственным минералом Sb является валентинит. При воздействии сернокислых растворов, окисляющихся сульфидов на вмещающие породы хвостов обогащения выпадают из техногенных вод вторичные минералы: Mg – старкеит, эпсомит и магнезит, Al – гиббсит, ростит, алуноген, аллофан и каолинит, Ca – гипс и кальцит. Наличие в высококонцентрированном растворе техногенных вод Fe или его совместно с Al и Mg приводит к формированию силикатов нонтронита или монтмориллонита

Установлено, что в интервале положительных температур кристаллизуются вторичные минералы: ярозит, питтицит, сидерит, тенорит, познякит, антлерит и ктенасит, а в криогенных условиях: скородит, халькантит, брошантит, церуссит, старкеит, эпсомит и ростит. Все остальные минералы, возможность выпадения которых показана в статье, кристаллизуются во всем рассматриваемом интервале – от –25 до +45 °С.

Полученные данные являются важным вкладом в минералогии гипергенных и техногенных процессов и экологическое состояние окружающей среды в дальневосточном регионе. Параметр pH шламовых и дренажных вод изменяется от сильно кислых до сильно щелочных. После выпадения техногенных минералов, суммарная масса которых достигает 230 г, концентрация рудных элементов в растворе может составлять до 340 г/л.

Натурные наблюдения [1, 2] и полученные при моделировании данные по формированию техногенных вод и кристаллизации вторичных минералов на поверхности и в толще хвостов обогащения на хвостохранилищах Дальнего Востока позволили показать высокую активность техногенных процессов. Установлено, что превышение фоновых показателей по содержанию как элементов сульфидных руд, так и вмещающих их пород, в шламовых и дренажных водах достигает десятков тысяч раз. Следовательно, уже на протяжении столетия хвостохранилища приводят к загрязнению окружающей среды и гидросферы² [29–31], но так как они не рекультивированы, то этот процесс продлится далее на многие десятилетия.

² Уланова Д. И. Силинка принесла опасные солями пещи. Тихоокеанская Звезда. 2011. 30 августа. URL: https://toz.su/newspaper/chp/silinka_prinesla_opasnye_soli/



Список литературы

1. Булавко Н. В. *Минералогия скарновых месторождений Дальнегорского рудного поля (Приморье)*: Монография. Владивосток: Дальневосточное книжное издательство; 2000. 219 с.
2. Зверева В. П. *Экологические последствия гипергенных процессов на оловорудных месторождениях Дальнего Востока*. Монография. Владивосток: Дальнаука; 2008. 165 с.
3. Križani I., Andráš P., Šlesárová A. Percolation modelling of the dump and settling pit sediment at the Banská Štiavnica ore-field (Western Carpathians, Slovakia). *Carpathian Journal of Earth and Environmental Sciences*. 2009; 4(1):109–125.
4. Schwartz M. O. Numerical modelling of groundwater vulnerability: The example Namibia. *Environmental Geology*. 2006;50(2):237–249. <https://doi.org/10.1007/s00254-006-0204-6>
5. Fernandes H. M., Franklin M. R. Assessment of acid rock drainage pollutants release in the uranium mining site of Pocos de Caldas-Brazil. *Journal of Environmental Radioactivity*. 2001;54(1):5–25. [https://doi.org/10.1016/s0265-931x\(00\)00163-6](https://doi.org/10.1016/s0265-931x(00)00163-6)
6. Aryafar A., Ardejani F. D. Verification of numerical modeling results using analytical solution for oxygen diffusion process in sulfide waste dump. In: *4th WSEAS/IASME International Conference on Dynamical Systems and Control*. Abstracts. Athens: World Scientific and Engineering ACAD and SOC; 2008. P. 25–29.
7. Puura E., Neretnieks I., Kirsimäe K. Atmospheric oxidation of the pyrite waste rock in Maardu, Estonia. 1 field study and modeling, *Environmental Geology*. 1999;39:1–19. <https://doi.org/10.1007/s002540050432>
8. Fernandes H. M., Franklin M. R. Assessment of acid rock drainage pollutants release in the uranium mining site of Pocos de Caldas-Brazil. *Journal of Environmental Radioactivity*. 2001;54(1):5–25. [https://doi.org/10.1016/s0265-931x\(00\)00163-6](https://doi.org/10.1016/s0265-931x(00)00163-6)
9. Wunderly M. D., Blowes D. W., Frind E. O., Ptacek C. J. Sulfide mineral oxidation and subsequent reactive transport of oxidation products in mine tailings impoundments: A numerical model. *Water Resources Research*. 1996;32(10):3173–3187. <https://doi.org/10.1029/96WR02105>
10. Чудненко К. В. *Термодинамическое моделирование в геохимии: теория, алгоритмы, программное обеспечение, приложения*. Монография. Новосибирск: Гео; 2010. 287 с.
11. Helgeson H. C., Kirkham D. H., Flowers G. C. Theoretical prediction of the thermodynamic behavior of aqueous electrolytes at high pressures and temperatures: Calculation of activity coefficients, osmotic coefficients, and apparent molal and standard and relative partial molal properties to 600°C and 5 Kb. *American Journal of Science*. 1981;281(10):1249–1516. <https://doi.org/10.2475/ajs.281.10.1249>
12. Tanger J. C., Helgeson H. C. Calculation of the thermodynamic and transport properties of aqueous species at high pressures and temperatures: Revised equations of state for the standard partial molal properties of ions and electrolytes. *American Journal of Science*. 1988;288(1):19–98. <https://doi.org/10.2475/ajs.288.1.19>
13. Карпов И. К., Киселёв А. И., Летников Ф. А. *Моделирование природного минералообразования на ЭВМ*. Монография. М.: Недра; 1976. 255 с.
14. Johnson J. V., Oelkers E. H., Helgeson H. C. SUPCRT92: A software package for calculating the standard molal thermodynamic properties of minerals, gases, aqueous species, and reactions from 1 to 5000 bar and 0–1000 °C. *Computers & Geosciences*. 1992; 18(7): 899–947. [https://doi.org/10.1016/0098-3004\(92\)90029-Q](https://doi.org/10.1016/0098-3004(92)90029-Q)
15. Kulik D. I. Dmitrieva S. V., Chudnenko K. V. et al. *User's manual for Selector-A*. Monograph. Brooklyn-Kiev; 1997. 270 p.
16. Еремин О. В. Расчёт стандартных потенциалов Гиббса для комплексных сульфатов. В: *Минералогия и геохимия ландшафта горнорудных территорий. Современное минералообразование: материалы II Всероссийского симпозиума с международным участием и VIII Всероссийских чтений памяти академика А.Е. Ферсмана*. Тез. докл. Чита: Экспресс; 2008. С. 98–99.
17. Еремин О. В., Винниченко С. В., Юргенсон Г. А. Оценка стандартных потенциалов Гиббса сульфатов меди при помощи задач линейного программирования. *Вестник Отделения наук о Земле РАН*. 2006;(1):19–20.
18. Савченко А. В. Физико-химическое моделирование поведения микроэлементов на некоторых геохимических барьерах. [Дис. ... канд. хим. наук]. Владивосток; 2007. 193 с.
19. Charykova M. V., Krivovichev V. G., Depmeier B. Thermodynamic of arsenates, selenites and sulfates in the weathering zone of sulfide ores. I. Thermodynamic constants at standard conditions. *Zapiski RMO (Proceedings of the Russian Mineralogical Society)*. 2009;138(6):105–117.
20. Yeriomin O. V. Calculation of standard thermodynamic potentials for Na-zeolites with the use of linear programming problems. *International Journal of Geosciences*. 2011;2(3):227–230. <https://doi.org/10.4236/ijg.2011.23024>
21. Хорн Р. *Морская химия*: Монография. М.: Мир; 1972. 398 с.
22. Карпов И. К. *Физико-химическое моделирование на ЭВМ в геохимии*: Монография. Новосибирск: Наука; 1981. 247 с.
23. Зверева В. П., Костина А. М., Лысенко А. И. Происхождение гипергенных и техногенных минералов в горнопромышленных техногенных системах (на примере Дальнегорского района, Примор-



рье). *Записки Российского Минералогического Общества*. 2019;148(2):50–60. <https://doi.org/10.30695/zrmo/2019.1482.03>

24. Zvereva V., Frolov K. Komsomol'sk Tin Ore District Mining Industrial System and Parameters of Hypergene and Technogenic Mineral Formation Therein (Far East of Russia). *Russian Journal of General Chemistry*. 2020;90:2552–2562. <https://doi.org/10.1134/S1070363220130046>

25. Zvereva V., Lysenko A., Frolov K. Modern minerals formation genesis in kavalerovsky tin-ore district technogenic system (Primorsky Krai). *Minerals*. 2020;10(2):91. <https://doi.org/10.3390/min10020091>

26. Зверева В. П., Лысенко А. И. Реакции и физико-химические параметры кристаллизации гипергенных и техногенных минералов из рудничных вод на месторождениях Дальнего Востока. *Экологическая химия*. 2021;30(3):159–164.

27. Zvereva V. P., Krupskaya L. T. Anthropogenic waters in the Komsomolsk, Kavalerovskii, and Dalnegorsk mining areas of the Far East and their impact on the hydrosphere. *Russian Journal of General Chemistry*. 2012;82:2244–2252. <https://doi.org/10.1134/S1070363212130105>

28. Zvereva V. P. Impact of technogenic wastewaters of Kavalerovskii and Dalnegorskii mining districts on the hydrosphere of Primorsky Krai. *Russian Journal of General Chemistry*. 2019;89(13):2808–2817. <https://doi.org/10.1134/S1070363219130115>

29. Лазарев Н. В., Гадаскина И. Д. (ред.) *Вредные вещества в промышленности. Справочник для химиков, инженеров и врачей*. Изд. 7-е, пер. и доп. В трех томах. Том III. Неорганические и элементарорганические соединения. Л.: Химия; 1977. С 332–333.

30. Филов В. А. (ред.) *Вредные химические вещества. Неорганические соединения V-VIII групп*: Справочник. Л.: Химия; 1989. С. 250–255.

31. Zvereva V. P., Krupskaya L. T., Malyuk Ya. N. The influence of Karamkenskoe deposit tailing dump on the region hydrosphere and the dump recultivation (Magadan Region). *Russian Journal of General Chemistry*. 2013;83:2694–2700. <https://doi.org/10.1134/S107036321313015X>

References

1. Bulavko N. V. *Mineralogy of skarn deposits of the Dalnegorsk ore field (Primorye)*. Monograph. Vladivostok: Far Eastern Book Publisher; 2000. 219 p. (In Russ.)

2. Zvereva V. P. *Ecological impacts of hypergene processes at tin the deposits of the Far East*. Monograph. Vladivostok: Dalnauka; 2008. 165 p. (In Russ.)

3. Križáni I., Andráš P., Šlesárová A. Percolation modelling of the dump and settling pit sediment at the Banská Štiavnica ore-field (Western Carpathians, Slovakia). *Carpathian Journal of Earth and Environmental Sciences*. 2009; 4(1):109–125.

4. Schwartz M. O. Numerical modelling of groundwater vulnerability: The example Namibia. *Environmental Geology*. 2006;50(2):237–249. <https://doi.org/10.1007/s00254-006-0204-6>

5. Fernandes H. M., Franklin M. R. Assessment of acid rock drainage pollutants release in the uranium mining site of Pocos de Caldas-Brazil. *Journal of Environmental Radioactivity*. 2001;54(1):5–25. [https://doi.org/10.1016/s0265-931x\(00\)00163-6](https://doi.org/10.1016/s0265-931x(00)00163-6)

6. Aryafar A., Ardejani F. D. Verification of numerical modeling results using analytical solution for oxygen diffusion process in sulfide waste dump. In: *4th WSEAS/IASME International Conference on Dynamical Systems and Control*. Abstracts. Athens: World Scientific and Engineering ACAD and SOC; 2008. P. 25–29.

7. Puura E., I. Neretnieks I., Kirsimae K. Atmospheric oxidation of the pyrite waste rock in Maardu, Estonia. 1 field study and modeling. *Environmental Geology*. 1999;39:1–19. <https://doi.org/10.1007/s002540050432>

8. Fernandes H. M., Franklin M. R. Assessment of acid rock drainage pollutants release in the uranium mining site of Pocos de Caldas-Brazil. *Journal of Environmental Radioactivity*. 2001;54(1):5–25. [https://doi.org/10.1016/s0265-931x\(00\)00163-6](https://doi.org/10.1016/s0265-931x(00)00163-6)

9. Wunderly M. D., Blowes D. W., Frind E. O., Ptacek C. J. Sulfide mineral oxidation and subsequent reactive transport of oxidation products in mine tailings impoundments: A numerical model. *Water Resources Research*. 1996;32(10):3173–3187. <https://doi.org/10.1029/96WR02105>

10. Chudnenko K. V. *Thermodynamic modeling in geochemistry: theory, algorithms, software, and applications*. Monograph. Novosibirsk: Geo Publ.; 2010. 287 p. (In Russ.)

11. Helgeson H. C., Kirkham D. H., Flowers G. C. Theoretical prediction of the thermodynamic behavior of aqueous electrolytes at high pressures and temperatures: Calculation of activity coefficients, osmotic coefficients, and apparent molal and standard and relative partial molal properties to 600°C and 5 Kb. *American Journal of Science*. 1981;281(10):1249–1516. <https://doi.org/10.2475/ajs.281.10.1249>

12. Tanger J. C., Helgeson H. C. Calculation of the thermodynamic and transport properties of aqueous species at high pressures and temperatures: Revised equations of state for the standard partial molal properties of ions and electrolytes. *American Journal of Science*. 1988;288(1):19–98. <https://doi.org/10.2475/ajs.288.1.19>

13. Karpov I. K., Kiselev A. I., Letnikov F. A. *Computer modeling of natural mineral formation*. Monograph. Moscow: Nedra Publ.; 1976. 255 p. (In Russ.)



14. Johnson J. V., Oelkers E. H., Helgeson H. C. SUPCRT92: A software package for calculating the standard molal thermodynamic properties of minerals, gases, aqueous species, and reactions from 1 to 5000 bar and 0–1000 °C. *Computers & Geosciences*. 1992; 18(7): 899–947. [https://doi.org/10.1016/0098-3004\(92\)90029-Q](https://doi.org/10.1016/0098-3004(92)90029-Q)
15. Kulik D. I., Dmitrieva S. V., Chudnenko K. V. et al. *User's manual for Selector-A*. Monograph. Brooklyn-Kiev; 1997. 270 p.
16. Eremin O. V. Calculation of standard Gibbs potentials for complex sulfates. In: *Mineralogy and geochemistry of the landscape of mining areas. Recent mineral formation: Proceedings of the II All-Russian Symposium with international participation and VIII All-Russian readings in memory of Academician A.E. Fersman. Book of abstracts*. Chita: Express Publ.; 2008. Pp. 98–99 (In Russ.)
17. Yeremin O. V., Vinnichenko S. V., Yurgenson G. A. Estimation of standard Gibbs potentials of copper sulfates by means of linear programming techniques. *Vestnik Otdeleniya nauk o Zemle RAN*. 2006;(1):19–20. (In Russ.)
18. Savchenko A. V. *Physico-chemical modeling of the behavior of minor elements on some geochemical barriers*. [PhD thesis in Chemistry]. Vladivostok: 2007; 193 p. (In Russ.)
19. Charykova M. V., Krivovichev V. G., Depmeier B. Thermodynamic of arsenates, selenites and sulfates in the weathering zone of sulfide ores. I. Thermodynamic constants at standard conditions. *Zapiski Rossiyskogo Mineralogicheskogo Obshchestva / Proceedings of the Russian Mineralogical Society*. 2009;138(6):105–117.
20. Yeriomin O. V. Calculation of standard thermodynamic potentials for Na-zeolites with the use of linear programming problems. *International Journal of Geosciences*. 2011;2(3):227–230. <https://doi.org/10.4236/ijg.2011.23024>
21. Horn R. *Marine chemistry*. Monograph. Moscow: Mir Publ., 1972, 398 p. (In Russ.)
22. Karpov I. K. *Computer physico-chemical modeling in geochemistry*. Monograph. Novosibirsk: Nauka Publ.; 1981. 247 p. (In Russ.)
23. Zvereva V. P., Kostina A. M., Lysenko A. I. Origin of hypogene and technogene minerals in mining technogene systems (a case study of the Dalnegorsk region, Primorye). *Zapiski Rossiyskogo Mineralogicheskogo Obshchestva = Proceedings of the Russian Mineralogical Society*. 2019;148(2):50–60. <https://doi.org/10.30695/zrmo/2019.1482.03>
24. Zvereva V., Frolov K. Komsomol'sk Tin Ore District Mining Industrial System and Parameters of Hypogene and Technogenic Mineral Formation Therein (Far East of Russia). *Russian Journal of General Chemistry*. 2020;90:2552–2562. <https://doi.org/10.1134/S1070363220130046>
25. Zvereva V., Lysenko A., Frolov K. Modern minerals formation genesis in kavalеровский tin-ore district technogenic system (Primorsky Krai). *Minerals*. 2020;10(2):91. <https://doi.org/10.3390/min10020091>
26. Zvereva V. P., Lysenko A. I. Chemical reactions and conditions of crystallization of man-generic minerals from miner water at deposits of the Far East. *Journal of Ecological Chemistry*. 2021;30(3):159–164. (In Russ.)
27. Zvereva V. P., Krupskaya L. T. Anthropogenic waters in the Komsomolsk, Kavalеровский, and Dalnegorsk mining areas of the Far East and their impact on the hydrosphere. *Russian Journal of General Chemistry*. 2012;82:2244–2252. <https://doi.org/10.1134/S1070363212130105>
28. Zvereva V. P. Impact of technogenic wastewaters of Kavalеровский and Dalnegorskii mining districts on the hydrosphere of Primorsky Krai. *Russian Journal of General Chemistry*. 2019;89(13):2808–2817. <https://doi.org/10.1134/S1070363219130115>
29. Lazarev N. V., Gadaskina I. D. (eds.). Hazardous Substances in Industry. Handbook for chemists, engineers and doctors]. 7th edition, amended. In three volumes. Volume III: Inorganic and organometallic compounds. Leningrad: Khimiya Publ.; 1977. Pp. 332–333. (In Russ.)
30. Filov V. A. (ed.). *Harmful chemical substances. Inorganic compounds of V-VIII groups*. Handbook. Leningrad: Khimiya Publ.; 1989. Pp. 250–255. (In Russ.)
31. Zvereva V. P., Krupskaya L. T., Malyuk Ya. N. The influence of Karamkenskoe deposit tailing dump on the region hydrosphere and the dump recultivation (Magadan Region). *Russian Journal of General Chemistry*. 2013;83:2694–2700. <https://doi.org/10.1134/S107036321313015X>

Информация об авторах

Валентина Павловна Зверева – доктор геолого-минералогических наук, главный научный сотрудник, Лаборатория геохимии гипергенных процессов, Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-8288-0993](https://orcid.org/0000-0001-8288-0993), Scopus ID [14628094500](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorID=14628094500), ResearcherID [D-6017-2014](https://orcid.org/D-6017-2014); e-mail: zvereva@fegi.ru

Константин Русланович Фролов – кандидат химических наук, старший преподаватель, Базовая кафедра химических и ресурсосберегающих технологий, Дальневосточный федеральный университет, г. Владивосток, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6122-2980](https://orcid.org/0000-0002-6122-2980), Scopus ID [55570105700](https://scopus.com/authid/detail.uri?authorID=55570105700), ResearcherID [Q-1471-2016](https://orcid.org/Q-1471-2016); e-mail: frolov.kr@dvfu.ru



Анастасия Игоревна Лысенко – кандидат химических наук, научный сотрудник, Лаборатория геохимии гипергенных процессов, Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-6439-0736](https://orcid.org/0000-0002-6439-0736), Scopus ID [55569808000](https://scopus.com/authorid/55569808000); e-mail: zvereva@fegi.ru

Information about the authors

Valentina P. Zvereva – Dr. Sci. (Geol. and Min.), Chief Researcher, Laboratory of Hypergene Processes Geochemistry, Far East Geological Institute, Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Vladivostok, Russian Federation; ORCID [0000-0001-8288-0993](https://orcid.org/0000-0001-8288-0993), Scopus ID [14628094500](https://scopus.com/authorid/14628094500), ResearcherID [D-6017-2014](https://orcid.org/D-6017-2014); e-mail: zvereva@fegi.ru

Konstantin R. Frolov – Cand. Sci. (Chem.), Associate Professor, Department of Petroleum Technology and Petrochemicals, Far Eastern Federal University, Vladivostok, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6122-2980](https://orcid.org/0000-0002-6122-2980), Scopus ID [55570105700](https://scopus.com/authorid/55570105700), ResearcherID [Q-1471-2016](https://orcid.org/Q-1471-2016); e-mail: frolov.kr@dvfu.ru

Anastasiya I. Lysenko – Cand. Sci. (Chem.), Researcher, Laboratory of Hypergene Processes Geochemistry, Far East Geological Institute, Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Vladivostok, Russian Federation; ORCID [0000-0002-6439-0736](https://orcid.org/0000-0002-6439-0736), Scopus ID [55569808000](https://scopus.com/authorid/55569808000); e-mail: lion8888@inbox.ru

Поступила в редакцию 26.07.2021

Поступила после рецензирования 20.08.2021

Принята к публикации 15.09.2021

Received 26.07.2021

Revised 20.08.2021

Accepted 15.09.2021



СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОСВОЕНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-192-202>**Определение технологических параметров систем замораживания пород из условия поддержания проектной толщины ледопородного ограждения**М. А. Семин   , А. В. Богомягков , Л. Ю. Левин  

Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация

 seminma@inbox.ru**Аннотация**

Искусственное замораживание обеспечивает формирование вокруг строящегося ствола временного ледопородного ограждения (ЛПО), препятствующего проникновению подземных вод в ствол и повышающего прочность горных пород в окрестности незакреплённых стенок ствола до возведения постоянной крепи. Целью исследования является проведение теплотехнического расчета ЛПО с последующим теоретическим анализом изменения толщины ЛПО при переходе на стадию пассивного замораживания. Идея исследования заключается в определении этих технологических параметров исходя из условия поддержания проектной толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания. Представлена методика и результаты теплотехнического расчета ЛПО для слоя глины применительно к случаю строящихся стволов одного калийного рудника в республике Беларусь. Теплотехнический расчет ЛПО проводился численно в программном комплексе ANSYS с использованием метода конечных элементов. Результаты численного многопараметрического моделирования позволили провести теоретический анализ уменьшения толщины ЛПО при переходе на стадию пассивного замораживания с более высокой температурой рассола. Исследовалось уменьшение толщины ЛПО как при нормальном режиме работы замораживающей станции, так и в аварийном режиме работы, связанном с выходом из строя одной из замораживающих колонок. Особое внимание при анализе уделялось исследованию влияния длительности стадии активного замораживания и расстояния между колонками на уменьшение толщины ЛПО. При анализе изменения толщины ЛПО при различных расстояниях между замораживающими колонками получено, что для наиболее распространенных расстояний между колонками в интервале от 1,1 до 1,3 м требуется соблюдать ограничения по длительности активного замораживания для предотвращения критического уменьшения толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания либо уменьшать расстояние между замораживающими колонками. В этом случае будет обеспечено сохранение положительной динамики роста толщины ЛПО. Для рассмотренного в работе слоя глины и расстояний между колонками от 1,1 до 1,3 м минимальное время активного замораживания также составляет около 4,3 мес. В результате проведенного анализа определены такие технологические параметры системы замораживания (длительность стадии активного замораживания и расстояния между замораживающими колонками), при которых толщина ЛПО на стадии пассивного замораживания не становится ниже минимально-допустимых значений, рассчитанных из условий прочности и ползучести.

Ключевые слова

строительство, шахтный ствол, горные породы, подземные воды, замораживание, ледопородное ограждение, теплотехнический расчет, моделирование, технологические параметры, замораживающая колонка, аварийный режим

Финансирование

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда в рамках научного проекта № 17-11-01204.

Для цитирования

Semin M. A., Bogomyagkov A. V., Levin L. Y. Determination of technological parameters of rock freezing systems based on the condition of maintaining design thickness of ice wall. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):192–202. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-192-202>



CONSTRUCTION OF MINING ENTERPRISES AND UNDERGROUND SPACE DEVELOPMENT

Research article

Determination of technological parameters of rock freezing systems based on the condition of maintaining design thickness of ice wall

M. A. Semin   , A. V. Bogomyagkov , L. Y. Levin  

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

 seminma@inbox.ru

Abstract

Artificial freezing ensures the formation of a temporary ice wall around the shaft under construction, which prevents groundwater penetration into the shaft and increases the strength of rocks around the unsupported walls of the shaft until the permanent support is erected. The purpose of the study is to carry out thermotechnical calculation of ice wall with subsequent theoretical analysis of changing ice wall thickness with shifting to the passive freezing stage. The idea of the study is to determine these technological parameters based on the condition of maintaining the design ice wall thickness at the stage of passive freezing. The methodology and results of thermotechnical calculation of ice wall for the clay layer as applied to the case of the shafts under construction of a potash mine in the Republic of Belarus are presented. The thermal calculation of the ice wall was carried out numerically in the ANSYS software package using the finite element method. The findings of the numerical multiparameter modeling allowed theoretical analysis of ice wall thickness decrease with shifting to the passive freezing stage with higher brine temperature. The decrease in ice wall thickness was studied both during normal operation of the freezing station and at emergency operation mode caused by the failure of one of the freezing columns. Special attention in the analysis was paid to studying the influence of the duration of the active freezing stage and the distance between the columns on the decrease in the ice wall thickness. When analyzing changes in ice wall thickness at different distances between the freezing columns, it was found that the most common column spacing in the range from 1.1 to 1.3 m requires observing restrictions on the duration of active freezing to prevent a critical decrease in ice wall thickness during the passive freezing stage or decreasing the distance between the freezing columns. In this case, preservation of positive dynamics of ice wall thickness growth is ensured. For the clay layer considered in the study and the distance between the columns from 1.1 to 1.3 m, the minimum time of active freezing is also about 4.3 months. As a result of the analysis, the technological parameters of the freezing system (duration of the active freezing stage and the distance between the freezing columns) were determined, at which the ice wall thickness at the passive freezing stage did not become lower than the minimum permissible values calculated based on the strength and creep conditions.

Keywords

construction, mine shaft, rocks, groundwater, freezing, ice wall, thermotechnical calculation, modeling, process parameters, freezing column, emergency mode

Funding

This work was performed with financial support from the Russian Science Foundation under Scientific Project No. 17-11-01204.

For citation

Semin M. A., Bogomyagkov A. V., Levin L. Y. Determination of technological parameters of rock freezing systems based on the condition of maintaining design thickness of ice wall. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):192–202. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-192-202>

Введение

Строительство шахтных стволов в обводненных грунтах и породах осуществляется с использованием специальных способов. Одним из наиболее распространенных специальных способов при строительстве стволов калийных рудников является искусственное замораживание пород [1, 2]. Целью искусственного замораживания является формирование вокруг строящегося ствола временного ледопородного ограждения (ЛПО), препятствующего проникновению подземных вод в ствол и повышающего прочность горных пород

в окрестности незакрепленных стенок ствола до возведения постоянной крепи [3–5].

Проходка шахтного ствола начинается только после образования замкнутого контура ЛПО с проектной толщиной, которая определяется исходя из условий прочности и ползучести [6, 7]. Расчет ЛПО на прочность и ползучесть, как правило, осуществляется для определенной однородной отрицательной температуры слагающих его горных пород [8]. Поскольку на практике распределение температур в объеме ЛПО неоднородно, то важным вопросом при определении



толщины ЛПО по рассчитанному полю температур является выбор изотерм, которые соответствуют границам ЛПО. На практике как правило, применяют два типа изотерм [5]:

1) температура фактического замерзания воды в порах (около 0 °С);

2) температура, при которой измерялись прочностные и реологические свойства замораживаемых пород (–4 ... –12 °С).

На основании представленной в литературе информации об искусственном замораживании пород [3, 5, 9], можно принять, что оба способа выбора граничных изотерм ЛПО применимы на стадии активного замораживания породного массива, когда температура замораживающего рассола принимает минимальные значения, а расход рассола – максимальные значения. Однако в работе [5] было показано, что на стадии пассивного замораживания с более высокими температурами и более низкими расходами рассола, может происходить временное уменьшение толщин ЛПО до значений, ниже минимально-допустимых из условий прочности и ползучести. В большей степени такое снижение толщины ЛПО характерно для второго способа выбора граничных изотерм ЛПО. Снижение толщины ЛПО наблюдается при пассивном замораживании как в нормальном режиме работы замораживающей станции, так и в аварийном режиме, который может заключаться в выходе из строя одной или нескольких замораживающих колонок [10].

Другой важный вопрос – это выбор расстояния между соседними замораживающими колонками и, как следствие, общего количества замораживающих колонок [11–14]. Вопрос изменения толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания, рассчитанной при различных расстояниях между замораживающими колонками, недостаточно исследован в существующей российской и зарубежной литературе. Данный вопрос является актуальным с точки зрения обеспечения надежности ЛПО и безопасности ведения горных работ в строящихся стволах с применением технологии искусственного замораживания.

Настоящая работа продолжает исследования, представленные в статье [5]. Целью как предшествующей, так и настоящей статьи, являлось проведение теплотехнического расчета ЛПО с последующим теоретическим анализом изменения толщины ЛПО при переходе на стадию пассивного замораживания. В предыдущей работе [5] акцент был сделан на проведении сравнительного анализа рассчитанных толщин ЛПО по различным изотермам и зависимости уменьшения толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания. В настоящей статье сделана попытка углубить и продолжить сделанный ранее анализ динамики толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания. Особое внимание уделено влиянию длительности стадии активного замораживания и расстояния между колонками на состояние ЛПО. Идея исследования заключается в определении этих технологических параметров исходя из условия поддержания проектной толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания.

Математическая модель

Рассматривается задача о замораживании породного массива круговым контуром замораживающих коронок по рассольной схеме. Предполагается, что следующие физические процессы играют существенную роль при формировании ЛПО в породном массиве [15]:

1) кондуктивный теплоперенос (теплопроводность);

2) фазовый переход воды в порах массива;

3) теплообмен между породным массивом и рассолом, циркулирующим в колонках.

В результате движения рассола с отрицательной температурой по замораживающим колонкам окружающий породный массив постепенно охлаждается и замораживается. В нем формируется зона льда, где поровая вода считается полностью замерзшей, и зона охлаждения, в которой породный массив не заморожен, но имеет более низкую температуру, чем в естественных условиях на рассматриваемой глубине. Между зоной льда и зоной охлаждения также иногда выделяют так называемую переходную зону (*mushy zone*), где одновременно присутствуют лед и вода [16, 17].

При моделировании теплопереноса в замораживаемом породном массиве принимается следующий список упрощений:

1) породный массив имеет изотропные и однородные теплофизические свойства в зонах льда и охлаждения;

2) фазовый переход поровой воды происходит полностью в некотором малом заданном интервале температур;

3) вертикальная составляющая тепловых потоков пренебрежимо мала по сравнению с горизонтальной;

4) в начальный момент времени массив полностью водонасыщен;

5) вода в поровом пространстве массива считается неподвижной;

6) локальное тепловое равновесие между твердыми частицами породы, водой и льдом в каждом элементарном объеме обводненного породного массива;

7) центры устьев замораживающих колонок расположены на окружности, а сами колонки ориентированы строго вертикально и удалены друг от друга на одинаковое расстояние.

Третье допущение позволяет перейти от трехмерной задачи к двумерной. Однако данное допущение требует дополнительных комментариев. Оно применимо только в случае, если рассматривать срединное сечение горизонтального слоя пород достаточно большой мощности (более 10 м), а временной интервал моделирования при этом также ограничивать (менее 200 сут). В этом случае влияние вертикальных тепловых потоков будет иметь место изначально только на границах рассматриваемого слоя пород с соседними верхним и нижним слоями. С течением времени это влияние будет распространяться вглубь слоя пород и в определенный момент, достигнув его срединного горизонтального сечения, будет приводить к существенному искажению поля температур по сравнению с чисто двумерным случаем – начиная с этого момента времени третье допущение применять нельзя.

Введенные допущения 1, 3, 5 и 7 позволяют сделать заключение о наличии вращательной симметрии в задаче. Это существенно упрощает геометрическую модель и позволяет не рассматривать горизонтальный разрез породного массива целиком, а рассмотреть его отдельный сектор, ограниченный двумя главными плоскостями ЛПО [5]. Геометрическая модель сектора замораживаемого породного массива представлена на рис. 1. Данная модель использовалась далее для проведения численных расчетов.

В геометрической модели слоя породного массива присутствует несколько границ – S , V , B и I . Граница I представляет собой внутреннюю границу расчетной области. Она «отсекает» и убирает из рассмотрения малый объем породного массива вблизи начала координат (центра контура замораживания). Она введена для того, чтобы не строить конечно-элементную сетку около острого угла, касающегося оси вращательной симметрии расчетной области. Это позволяет улучшить качество элементов сетки и повысить устойчивость численного решения. Границу I следует как можно сильнее смещать к оси вращательной симметрии области, чтобы «отсекаемый» объем массива был пренебрежимо мал по сравнению с общим объемом массива, подверженного тепловому воздействию.

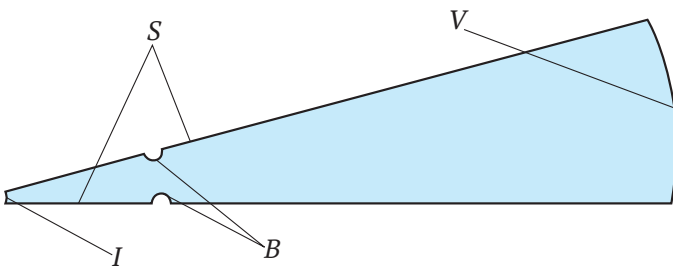


Рис. 1. Расчетная область и ее границы:

S – симметрия; B – стенки замораживающих колонок; V – внешняя граница, соответствующая непогрязенному породному массиву; I – внутренняя граница

Математическая модель породного массива, подверженного тепловому влиянию замораживаемых колонок, основана на уравнении баланса энергии в энтальпийной форме [18, 19]:

$$\frac{\partial H(T)}{\partial t} = \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right) \right], \quad (1)$$

$$\lambda = \lambda_{lq}(1 - \varphi_{ice}) + \lambda_{sd} \varphi_{ice}, \quad (2)$$

где H – удельная энтальпия пород, Дж/м³; x , y – декартовы координаты, м; t – время, с; λ_{lq} , λ_{sd} – теплопроводности породного массива в зонах охлаждения и льда соответственно, Вт/(м·°C); λ_{ice} – льдистость пород, м³/м³.

Уравнение баланса энергии дополняется уравнениями состояния:

$$H(T) = H_0 + \begin{cases} \rho_{lq} c_{lq} (T - T_{lq}) + \rho_w nL, & T_{lq} \leq T \\ \rho_w nL \cdot (1 - \varphi_{ice}), & T_{sd} \leq T < T_{lq}, \\ \rho_{sd} c_{sd} (T - T_{sd}), & T < T_{sd} \end{cases} \quad (3)$$

$$\varphi_{ice}(T) = \begin{cases} 1, & T < T_{sd} \\ (T_{lq} - T) / (T_{lq} - T_{sd}), & T_{sd} \leq T < T_{lq}, \\ 0, & T_{lq} \leq T \end{cases} \quad (4)$$

где H_0 – референтная удельная энтальпия пород при температуре T_{sd} , Дж/м³; c_{lq} , c_{sd} – удельные теплоемкости породного массива в зонах охлаждения и льда соответственно, Дж/(кг·°C); ρ_{lq} , ρ_{sd} – плотности породного массива в зонах охлаждения и льда соответственно, кг/м³; T_{lq} – температура начала кристаллизации поровой воды (или температура ликвидуса), °C; T_{sd} – температура начала плавления порового льда (или температура солидуса), °C; L – удельная теплота кристаллизации поровой воды, Дж/кг; n – пористость массива; ρ_w – плотность воды, кг/м³.

Помимо этого, модель (1)–(4) дополняется граничными и начальными условиями:

$$\left[\lambda \frac{\partial T}{\partial N} - \alpha (T_{fb}(t) - T) \right]_B = 0, \quad (5)$$

$$T|_V = T_0, \quad (6)$$

$$\frac{\partial T}{\partial N}|_S = 0, \quad (7)$$

$$\frac{\partial T}{\partial N}|_I = 0, \quad (8)$$

$$T|_{t=0} = T_0, \quad (9)$$

где $T_{fb}(t)$ – температура рассола в замораживающих колонках, °C; T_0 – температура непогрязенного породного массива на удалении от контура замораживания, °C; α – коэффициент теплоотдачи от массива к рассолу через стенку замораживающей колонки, Вт/(м²·°C); N – координата вдоль нормали к рассматриваемой границе расчетной области, м.

Фазовый переход воды из жидкого в твердое состояние и обратно учитывается в модели посредством задания нелинейной функции (3) удельной энтальпии H от температуры T . В коротком интервале температур $[T_{sd}, T_{lq}]$ данная функция резко возрастает на величину, равную скрытой теплоте фазового перехода $\rho_w nL$ в единице объема обводненного породного массива. Такой подход к учету фазового перехода называется энтальпийным и находит широкое применение в задачах с фазовыми превращениями в твердых телах [16, 18].

Как и ранее [5, 10], аварийный режим работы системы замораживания связан с отключением (выхода из строя) одной из замораживающих колонок в момент перехода на пассивный режим замораживания. Отключение замораживающей колонки моделируется посредством задания нулевого коэффициента теплоотдачи на временном промежутке, начиная с момента перехода на пассивный режим замораживания.

По мнению авторов, пассивный режим замораживания наиболее опасен с точки зрения возникновения неисправностей и аварий. Это связано с тем,

что, во-первых, в начале пассивного режима замораживания происходит изменение режима работы замораживающей станции, что само по себе повышает риск выхода из строя отдельных элементов системы замораживания. Во-вторых, проходка и крепление шахтного ствола осуществляются именно на стадии пассивного замораживания. В практике строительства шахтных стволов многократно возникали случаи, когда замораживающие колонки выходили из строя по причине сильного деформирования породы до возведения передовой бетонной крепи [2, 20, 21]. Помимо этого, отключение части замораживающих колонок является одним из возможных мероприятий по снижению количества отбираемой теплоты из породного массива на стадии пассивного замораживания [14, 22].

Также в конце стадии активного замораживания на строящихся стволах часто проводятся дополнительные измерительные процедуры, направленные на проверку достижения сплошного ЛПО заданной толщины [23, 24]. Эти измерения могут проводиться как в контрольных, так и в замораживающих скважинах (например, ультразвуковой контроль или термометрические измерения). Это также повышает риск повреждения замораживающих колонок.

Методика численного моделирования

Численное решение задачи (1)–(9) искалось с помощью метода конечных элементов в программном комплексе ANSYS (модуль Thermal Transient). Реше-

ние строилось на сетке, состоящей из прямоугольных элементов (см. рис. 2, а). Размер элементов сетки в расчетной области и параметры сгущения сетки вблизи замораживающих колонок подбирались на основании предварительного моделирования таким образом, чтобы обеспечить независимость решения от способа дискретизации.

В качестве параметров для проведения численных расчетов взяты исходные данные для проекта по замораживанию пород для условий строящихся стволов одного калийного рудника в республике Беларусь. Исследовался слой глины как один из наиболее теплопроводных слоев в интервале замораживаемых пород. Основные теплофизические свойства рассматриваемого слоя пород представлены в табл. 1. Плотность пород в зоне льда принималась равной плотности пород в зоне охлаждения. Представленные в таблице теплопроводности в зонах льда и охлаждения являются нетипичными для рассматриваемого слоя глины. Это связано с несколькими факторами: наличие в глине прослоев песка, высокое давление в естественном залегании (около 1 МПа), низкая пористость. Помимо этого, следует отметить, что указанные в табл. 1 теплопроводности и влажность пород были немного (в пределах 15 %) скорректированы по сравнению со своими начальными значениями в процессе настройки теплофизической модели по данным измерений температуры в контрольно-термических скважинах на строящемся объекте.

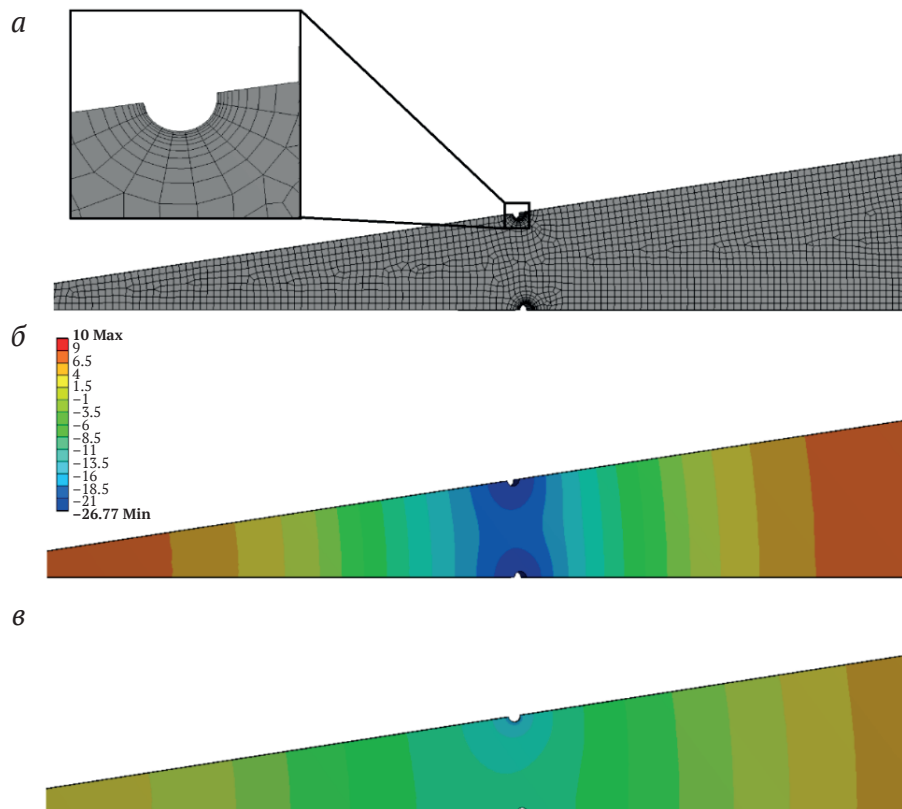


Рис. 2. Конечно-элементная модель слоя породного массива (а), рассчитанное распределение температуры в нем на стадии активного замораживания (б) и на стадии пассивного замораживания при аварийном отключении одной из колонок (в)

Таблица 1
Теплофизические свойства слоя глины

Свойство	Значение
Теплопроводность (зона льда), Вт/(м·°С)	4,30
Теплопроводность (зона охлаждения), Вт/(м·°С)	2,64
Теплоемкость (зона льда), Дж/(кг·°С)	900
Теплоемкость (зона охлаждения), Дж/(кг·°С)	1712
Начальная температура пород, °С	10
Температура ликвидуса, °С	-0,4
Температура солидуса, °С	-0,9
Плотность, кг/м ³	1840
Пористость, доли единицы	0,158

На стадии активного замораживания по колонкам движется замораживающий рассол с постоянной температурой, равной $-30,4$ °С. При переходе на стадию пассивного замораживания, температура рассола в течение 5 сут равномерно поднимается до величины -20 °С. Расход замораживающего рассола на стадиях активного и пассивного замораживания постоянен и равен 240 м³/ч. Коэффициент теплоотдачи, рассчитанный по методике, приведенной в [5], равен $62,5$ Вт/(м²·°С). Внешние границы ЛПО определялись по изотерме $T_d = -8$ °С, при которой рассчитывалась проектная толщина ЛПО по условиям прочности и ползучести.

Радиус внешней границы расчетной области равен 40 м, а радиус внутренней границы (отсекаемой зоны) – $0,25$ м. Контур замораживающих колонок имеет радиус 8 м. Замораживающие колонки имеют внешний диаметр $0,146$ м и внутренний диаметр $0,136$ м. Расстояние между центрами соседних замораживающих колонок принято равным около $1,2$ м (случай 42 замораживающих колонок, удаленных друг от друга на одинаковое расстояние).

На рис. 2, б представлено рассчитанное распределение температуры в рассматриваемом секторе для момента времени 50 сут (стадия активного замораживания). Наименьшее значение толщины ЛПО на стадии активного замораживания наблюдается вдоль замковой плоскости ЛПО, в то время как на стадии пассивного при аварийном отключении одной из замораживающих колонок (см. рис. 2, в, момент времени 100 сут) – вдоль главной плоскости ЛПО. По этой причине в качестве толщины ЛПО бралось минимальное из двух значений толщин, рассчитанных вдоль главной и замковой плоскостей ЛПО.

Влияние времени активного замораживания на состояние ЛПО

Рассчитаны временные зависимости толщины ЛПО для нескольких различных вариантов перехода на пассивное замораживание: спустя 50, 100 и 150 сут (рис. 3). Штриховой линией представлены кривые, соответствующие аварийному отключению одной из замораживающих колонок, а сплошной линией – безаварийному переходу на стадию пассивного замораживания.

Анализируя рис. 3, можно заключить, что при переходе на пассивное замораживание как в аварийном,

так и в безаварийном режиме происходит кратковременное уменьшение толщины ЛПО. Об этом свидетельствуют характерные «ямы» на кривых динамики толщины ЛПО. Они особенно характерны для случая, когда длительность стадии активного замораживания минимальна и составляет 50 сут. По мере увеличения длительности активного замораживания глубина этих «ям» уменьшается и в конечном счете, начиная с некоторого момента времени, уменьшение толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания прекращается. В рассматриваемом случае этот момент времени находится между 100 и 150 сут.

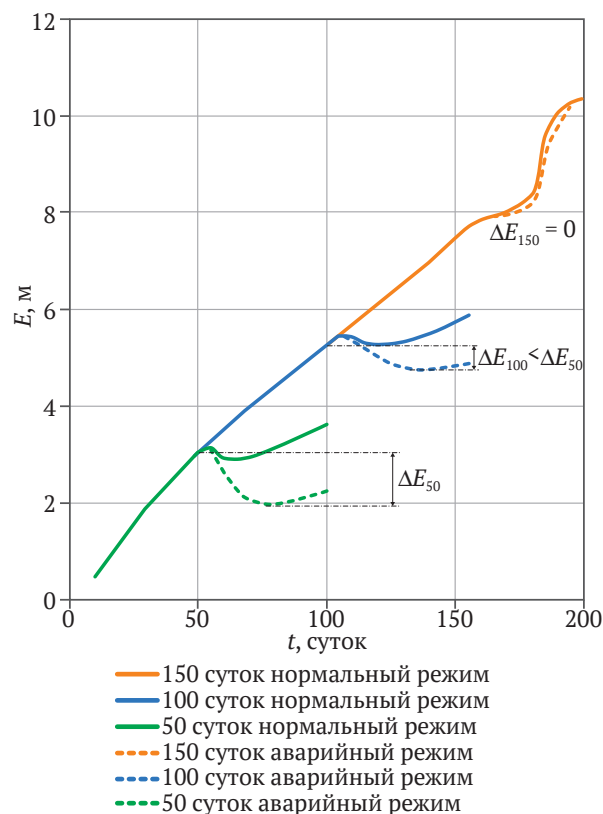


Рис. 3. Динамика толщины ЛПО E при переходе на пассивное замораживание

Оценить глубину «ям» на кривых временной динамики ЛПО на рис. 3 можно, введя следующий количественный критерий – максимальное уменьшение толщины ЛПО ΔE [5]:

$$\Delta E = \max(0; E_a - E_{II}), \quad (10)$$

где E_{II} – проектная (минимально-допустимая) толщина ЛПО, которая была достигнута на конец стадии активного замораживания, м; E_a – минимальная толщина на стадии пассивного замораживания, м.

В работе [5] произведен подробный количественный анализ данного критерия для двух слоев пород – глины и мела. В результате получено, что при небольших длительностях активного замораживания массива (менее 100 сут) уменьшение толщины ЛПО ΔE существенно нелинейно зависит от длительности активного замораживания, что связано с особенностями теплопереноса вблизи внутреннего и внешнего фронтов ЛПО.



В настоящей работе мы сосредоточим внимание на другом интересном факте о критерии (10). При больших длительностях активного замораживания массива (более 100 сут) величина ΔE уменьшается с ростом длительности стадии активного замораживания пород и в конечном счете обращается в нуль – как для случая безаварийной работы системы замораживания, так и в аварийном случае при поломке одной из замораживающих колонок. Физически данный вывод закономерен с учетом того, что чем дольше длится стадия активного замораживания, тем глубже успевает охладиться и заморозиться породный массив и, следовательно, тем выше «инерционность» тепловых потоков в нем. Под инерционностью в данном случае понимается способность замороженного породного массива сохранять отрицательные температуры длительное время после того, как холодильная мощность замораживающей станции была снижена.

С учетом данного вывода целесообразным является выбор длительности активного замораживания пород исходя из условия $\Delta E = 0$. Данное условие, по сути, означает, что на стадии пассивного замораживания толщина ЛПО не должна уменьшаться до величин ниже проектных. Для рассматриваемого слоя пород минимальная длительность стадии активного замораживания пород, при которой выполняется $\Delta E = 0$, составляет около 130 сут или примерно 4,3 мес.

Влияние расстояния между колонками на формирование ЛПО

Представляет интерес исследование зависимости критерия ΔE от расстояния между двумя соседними замораживающими колонками. В настоящей работе проведен такой анализ для слоя глины. На рис. 4 представлены полученные в результате численного моделирования зависимости критерия ΔE от расстояния a между соседними замораживающими колонками длительностей активного замораживания 50, 100, 120, 130 и 150 сут и для ситуации аварийного отключения одной из замораживающих колонок. Рассмотрены пять различных расстояний между замораживающими колонками: 0,72, 0,96, 1,2, 1,44 и 1,68 м. Анализ расстояний между замораживающими колонками 0,7 м и меньше не имеет смысла вследствие сложности или невозможности реализации таких расстояний на практике с учетом закладываемых по проекту отклонений положений замораживающих колонок от вертикали.

Из рис. 4 следует вполне закономерный факт: критерий ΔE является монотонно возрастающей функцией расстояния между соседними замораживающими колонками. Чем больше время активного замораживания, тем сильнее успевает охладиться и заморозиться породный массив и тем меньше значение критерия (10) и меньше отрицательный эффект от внезапного выхода из строя замораживающей колонки. В целом функциональный вид критерия $\Delta E(a)$ существенно нелинейный.

Для 50 сут активного замораживания при всех рассмотренных расстояниях между замораживающими колонками наблюдались ненулевые уменьшения толщины ЛПО. При этом для 150 сут активного замо-

раживания критерий (10) обратился в нуль для всех рассмотренных расстояний, кроме 1,68 м. Для наиболее распространенных на практике расстояний между замораживающими колонками (от 1,1 до 1,3 м) толщина ЛПО будет уменьшаться, если время активного замораживания составляет менее 130 сут.

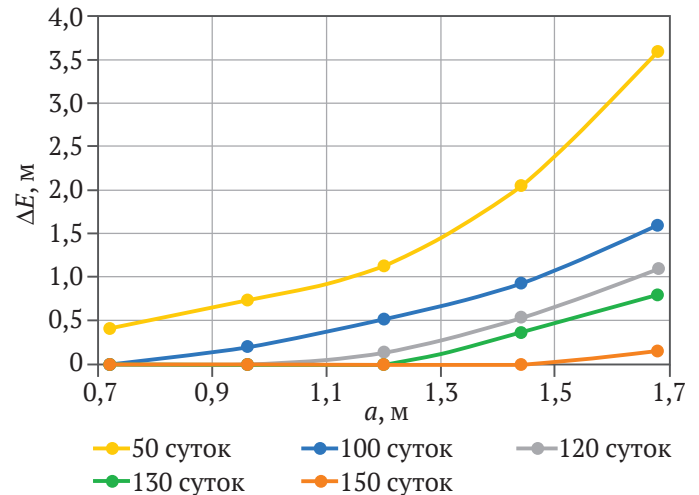


Рис. 4. Максимальное уменьшение толщины ЛПО как функция расстояния между двумя соседними замораживающими колонками

Как отмечалось в работе [5], толщина ЛПО по изотерме фактического замерзания воды (около 0°C) не уменьшается и сохраняет положительную скорость роста на протяжении всего периода пассивного замораживания, независимо от длительности активного замораживания. При этом, как видно из полученных здесь расчетов, уменьшение толщины ЛПО по изотерме -8°C существенно, а значит существенно и снижение средней температуры ЛПО, если последнее считается по изотерме фактического замерзания воды. Это указывает на мнимую надежность ЛПО, толщина которого определена по изотерме фактического замерзания воды.

Безопасное расстояние a между замораживающими колонками, при котором не произойдет существенного уменьшения толщины ЛПО, зависит от проектного времени активного замораживания породного массива. Большее время активного замораживания является более предпочтительным, т. к. в этом случае удастся снизить уменьшение толщины ЛПО, вызванное переходом на пассивный режим замораживания и выходом из строя одной из замораживающих колонок. Если принять в качестве критерия безопасности при выборе расстояния a условие $\Delta E = 0$ м, то для 100 сут активного замораживания величина a составляет примерно 0,7 м, в то время как для 150 сут активного замораживания – уже около 1,5 м. С учетом того, что на практике расстояния между соседними замораживающими колонками обычно находятся в интервале от 1,1 до 1,3 м, достаточно потребовать, чтобы время активного замораживания породного массива составляло не менее 130 сут (около 4,3 мес). Полученное безопасное время активного замораживания справедливо только для рассмотренного слоя глины.



При больших значениях расстояния а время активного замораживания следует выбирать на основании рис. 4 или аналогичных количественных оценок с использованием критерия (10) или подобных ему критериев. Естественно, выбор времени активного замораживания пород должен основываться также на ряде других критериев, например, минимальном времени замораживания пород до проектных толщин. Данный критерий совместно с предложенным критерием по ΔE позволит определить оптимальный режим работы замораживающей станции на стадиях активного и пассивного замораживания.

Важно отметить, что полученные в статье результаты соответствуют случаю достаточно резкого увеличения температуры рассола при переходе на пассивное замораживание и дальнейшему поддержанию данного значения с течением времени на протяжении всей стадии пассивного замораживания. Существует также и альтернативный подход к обеспечению заданной толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания, связанный с плавным изменением температуры (и при необходимости расхода) рассола на длительном временном интервале. Однако этот альтернативный подход оказывается не всегда применим из-за ограниченных технических возможностей: зачастую применяемое при строительстве стволов холодильное оборудование не позволяет осуществлять гибкое управление холодильной мощностью [25].

Заключение

Проведено теоретическое исследование изменения толщины ледопородного ограждения (ЛПО) на стадии пассивного замораживания в нормальном и аварийном режимах работы замораживающей станции. В качестве примера рассмотрен слой глины из интервала замораживаемых пород для строящихся стволов одного калийного рудника в республике Беларусь. Ниже приведены основные результаты, полученные в работе:

1. При выборе длительности стадии активного замораживания пород необходимо учитывать условия поддержания проектной толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания. Выполнение этого условия сильно зависит от того, насколько породный массив успел охладиться вглубь. Для рассматриваемого слоя глины получено, что минимальная длительность стадии активного замораживания пород, обеспечивающая проектную толщину ЛПО при пассивном замораживании, составляет примерно 4,3 мес.

2. При анализе изменения толщины ЛПО при различных расстояниях между замораживающими колонками получено, что для наиболее распространенных расстояний между колонками в интервале от 1,1 до 1,3 м требуется соблюдать ограничения по длительности активного замораживания для предотвращения критического уменьшения толщины ЛПО на стадии пассивного замораживания либо уменьшать расстояние между замораживающими колонками. В этом случае будет обеспечено сохранение положительной динамики роста толщины ЛПО. Для рассмотренного в работе слоя глины и расстояний между колонками от 1,1 до 1,3 м минимальное время активного замораживания также составляет около 4,3 мес.

Представленные выше выводы важны ввиду имеющегося в настоящее время тренда на уменьшение времени активного замораживания пород с целью ускорения строительства шахтных стволов. Так, например, для условий строящихся стволов нескольких калийных рудников в России и Беларуси проектное время активного замораживания составляет от 3 до 4 мес. Здесь следует помнить, что снижение времени активного замораживания может оказаться небезопасным из-за потенциального снижения толщины ЛПО и потери его сплошности при переходе на пассивное замораживание при возможном выходе из строя одной или нескольких замораживающих колонок.

Список литературы

1. Семин М. А., Левин Л. Ю., Пугин А. В. Расчет земных теплопритоков при искусственном замораживании породного массива. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2020;(1):162–171. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20200118>
2. Ольховиков Ю. П. Крепь капитальных выработок калийных и соляных рудников. М.: Недра; 1984. 238 с.
3. Andersland O. B., Ladanyi B. *Frozen ground engineering*. John Wiley & Sons; 2003.
4. Насонов И. Д., Ресин В. И., Федюкин В. А., Шуплик М. Н. Технология строительства подземных сооружений. Специальные способы строительства. М.: Недра, 1992. 351 с.
5. Левин Л. Ю., Семин М. А., Богомягков А. В. Теоретический анализ динамики ледопородного ограждения при переходе на пассивный режим замораживания. *Записки Горного института*. 2020;(243):319–328. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.3.319>
6. Zhang B., Yang W., Wang B. Plastic design theory of frozen wall thickness in an ultradeep soil layer considering large deformation characteristics. *Mathematical Problems in Engineering*. 2018. <https://doi.org/10.1155/2018/8513413>
7. Kostina A., Zhelnin M., Plekhov O., Panteleev I., Levin L. Creep behavior of ice-soil retaining structure during shaft sinking. *Procedia Structural Integrity*. 2018;13:1273–1278. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2018.12.260>
8. Вялов С. С. Реологические свойства и несущая способность мерзлых грунтов. М.: АН СССР; 1959. 192 с.



9. Дорман Я. А. Специальные способы работ при строительстве метрополитенов. М.: Транспорт, 1981. 302 с.
10. Левин Л. Ю., Колесов Е. В., Семин М. А. Исследование динамики ледопородного ограждения в условиях повреждения замораживающих колонок при проходке шахтных стволов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2016;(11):257–265. URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/11/257_265_11_2016.pdf
11. Семин М. А., Зайцев А. В., Паршаков О. С., Желнин М. С. Обоснование технологических параметров термометрического контроля состояния ледопородного ограждения. Известия Томского политехнического университета. *Инжиниринг георесурсов*. 2020;331(9):215–228. <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/9/2824>
12. Alzoubi M. A., Madiseh A., Hassani F. P., Sasmito A. P. Heat transfer analysis in artificial ground freezing under high seepage: Validation and heatlines visualization. *International Journal of Thermal Sciences*. 2019;139:232–245. <https://doi.org/10.1016/j.ijthermalsci.2019.02.005>
13. Marwan A., Zhou M. M., Zaki Abdelrehim M., Meschke G. Optimization of artificial ground freezing in tunneling in the presence of seepage flow. *Computers and Geotechnics*. 2016;75:112–125. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2016.01.004>
14. Трупаков Н. Г. Замораживание грунтов в подземном строительстве. М.: Недра; 1974. 280 с.
15. Yao Z., Cai H., Xue W., Wang X., Wang Z. Numerical simulation and measurement analysis of the temperature field of artificial freezing shaft sinking in Cretaceous strata. *AIP Advances*. 2019;9(2):025209. <https://doi.org/10.1063/1.5085806>
16. Voller V. R., Prakash C. A fixed grid numerical modelling methodology for convection-diffusion mushy region phase-change problems. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 1987;30(8):1709–1719. [https://doi.org/10.1016/0017-9310\(87\)90317-6](https://doi.org/10.1016/0017-9310(87)90317-6)
17. Schneider M. C., Beckermann C. A numerical study of the combined effects of microsegregation, mushy zone permeability and flow, caused by volume contraction and thermosolutal convection, on macrosegregation and eutectic formation in binary alloy solidification. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 1995;38(18):3455–3473. [https://doi.org/10.1016/0017-9310\(95\)00054-D](https://doi.org/10.1016/0017-9310(95)00054-D)
18. Alzoubi M. A., Nie-Rouquette A., Sasmito A. P. Conjugate heat transfer in artificial ground freezing using enthalpy-porosity method: experiments and model validation. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2018;126:740–752. <https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2018.05.059>
19. Del Giudice S., Comini G., Lewis R. W. Finite element simulation of freezing processes in soils. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. 1978;2(3):223–235. <https://doi.org/10.1002/nag.1610020304>
20. Паршаков О. С. Обзор аварийных ситуаций при строительстве шахтных стволов специальным способом искусственного замораживания горных пород. *Горное эхо*. 2019;(2):89–92. <https://doi.org/10.7242/echo.2019.2.21>
21. Паланкоев И. М. Анализ причин возникновения аварийных ситуаций при проходке вертикальных стволов способом искусственного замораживания грунтов. *Безопасность труда в промышленности*. 2014;(2):49–53.
22. Левин Л. Ю., Семин М. А., Зайцев А. В. Калибровка теплофизических свойств породного массива при моделировании формирования ледопородного ограждения строящихся шахтных стволов. *Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых*. 2019;(1):172–184. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20190119>
23. Санфиоров И. А., Ярославцев А. Г., Чугаев А. В., Бабкин А. И., Байбакова Т.В. Контроль формирования ледопородного ограждения шахтного ствола комплексом наземных и скважинных сейсмо-разведочных методов. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2020;(3):34–46. <https://doi.org/10.15372/FTPRPI20200304>
24. Hass H., Schaefer P. Chapter 54. Application of ground freezing for underground construction in soft ground. In: Kwast E. A., Bakker K. J., Broere W., Bezuijen A. (eds.) *Geotechnical Aspects of Underground Construction in Soft Ground: Proceedings of the 5th International Symposium TC28*. Amsterdam, the Netherlands, 15–17 June 2005. Pp. 405–412. URL: https://www.issmge.org/uploads/publications/6/11/2005_054.pdf
25. Паршаков О. С. Разработка автоматизированной системы термометрического контроля ледопородных ограждений. [Дис.... к. т. н.]. Пермь; 2020. 140 с.

References

1. Semin M. A., Levin L. Y., Pugin A. V. Analysis of earth's heat flow in artificial ground freezing. *Journal of Mining Science*. 2020;56(1): 149–158. <https://doi.org/10.1134/S106273912001659X>
2. Olkhovikov Yu. P. *Support in permanent workings at potash and salt mines*. Moscow: Nedra Publ.; 1984. 238 p. (In Russ.)
3. Andersland O. B., Ladanyi B. *Frozen ground engineering*. John Wiley & Sons; 2003.



4. Nasonov I. D., Resin V. I., Fedyukin V. A., Shuplik M. N. *Underground structure construction technology. Special methods of construction*. Moscow: Nedra Publ.; 1992. 351 p. (In Russ.)
5. Semin M. A., Levin L. Y., Bogomyagkov A. V. Theoretical analysis of frozen wall dynamics during transition to ice holding stage. *Journal of Mining Institute*. 2020;(243):319–328. (In Russ.). <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.3.319>
6. Zhang B., Yang W., Wang B. Plastic design theory of frozen wall thickness in an ultradeep soil layer considering large deformation characteristics. *Mathematical Problems in Engineering*. 2018. <https://doi.org/10.1155/2018/8513413>
7. Kostina A., Zhelnin M., Plekhov O., Panteleev I., Levin L. Creep behavior of ice-soil retaining structure during shaft sinking. *Procedia Structural Integrity*. 2018; 13:1273–1278. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2018.12.260>
8. Vyalov S. S. *Rheological properties and bearing capacity of frozen soils*. Moscow: USSR Academy of Sciences Publ.; 1959. 192 p. (In Russ.)
9. Dorman Ya. A. *Special methods of work in subway construction*. Moscow: Transport Publ.; 1981. 302 p. (In Russ.)
10. Levin L. Yu., Kolesov E. V., Semin M. A. Dynamics of ice wall under conditions of damaged freezing pipes when shaft sinking. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2016;(11):257–265. (In Russ.). URL: https://giab-online.ru/files/Data/2016/11/257_265_11_2016.pdf
11. Semin M. A., Zaitsev A. V., Parshakov O. S., Zhelnin M. S. Substantiation of technological parameters of thermal control of the frozen wall. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2020;331(9):215–228. (In Russ.). <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/9/2824>
12. Alzoubi M. A., Madiseh A., Hassani F. P., Sasmito A. P. Heat transfer analysis in artificial ground freezing under high seepage: Validation and heatlines visualization. *International Journal of Thermal Sciences*. 2019;139:232–245. <https://doi.org/10.1016/j.ijthermalsci.2019.02.005>
13. Marwan A., Zhou M. M., Zaki Abdelrehim M., Meschke G. Optimization of artificial ground freezing in tunneling in the presence of seepage flow. *Computers and Geotechnics*. 2016;75:112–125. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2016.01.004>
14. Trupak N. G. *Freezing of soils in underground construction*. Moscow: Nedra Publ.; 1974. 280 p. (In Russ.)
15. Yao Z., Cai H., Xue W., Wang X., Wang Z. Numerical simulation and measurement analysis of the temperature field of artificial freezing shaft sinking in Cretaceous strata. *AIP Advances*. 2019;9(2):025209. <https://doi.org/10.1063/1.5085806>
16. Voller V. R., Prakash C. A fixed grid numerical modelling methodology for convection-diffusion mushy region phase-change problems. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 1987;30(8):1709–1719. [https://doi.org/10.1016/0017-9310\(87\)90317-6](https://doi.org/10.1016/0017-9310(87)90317-6)
17. Schneider M. C., Beckermann C. A numerical study of the combined effects of microsegregation, mushy zone permeability and flow, caused by volume contraction and thermosolutal convection, on macrosegregation and eutectic formation in binary alloy solidification. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 1995;38(18):3455–3473. [https://doi.org/10.1016/0017-9310\(95\)00054-D](https://doi.org/10.1016/0017-9310(95)00054-D)
18. Alzoubi M. A., Nie-Rouquette A., Sasmito A. P. Conjugate heat transfer in artificial ground freezing using enthalpy-porosity method: experiments and model validation. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2018;126:740–752. <https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2018.05.059>
19. Del Giudice S., Comini G., Lewis R. W. Finite element simulation of freezing processes in soils. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. 1978;2(3):223–235. <https://doi.org/10.1002/nag.1610020304>
20. Parshakov O. S. Review of emergency situations during construction of mine shafts by a special method of artificial freezing of rocks. *Gornoe ekho*. 2019;(2):89–92. (In Russ.). <https://doi.org/10.7242/echo.2019.2.21>
21. Palankov I. M. Analysis of the causes of emergencies when sinking vertical shafts using artificial ground freezing. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2014;(2):49–53. (In Russ.)
22. Levin L. Y., Semin M. A., Zaitsev A. V. Adjustment of thermophysical rock mass properties in modeling frozen wall formation in mine shafts under construction. *Journal of Mining Science*. 2019;55(1):157–168. <https://doi.org/10.1134/S1062739119015419>
23. Sanfirov I. A., Yaroslavtsev A. G., Chugaev A. V., Babkin A. I., Baibakova T. V. Frozen wall construction control in mine shafts using land and borehole seismology techniques. *Journal of Mining Science*. 2020;56(3):3597–369. <https://doi.org/10.1134/S1062739120036641>
24. Hass H., Schaefer P. Chapter 54. Application of ground freezing for underground construction in soft ground. In: Kwast E. A., Bakker K. J., Broere W., Bezuijen A. (eds.) *Geotechnical Aspects of Underground Construction in Soft Ground: Proceedings of the 5th International Symposium TC28*. Amsterdam, the Netherlands, 15–17 June 2005. Pp. 405–412. URL: https://www.issmge.org/uploads/publications/6/11/2005_054.pdf
25. Parshakov O. S. Development of an automated system for thermometric control of ice walls. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. Perm; 2020. 140 p. (In Russ.)



Информация об авторах

Михаил Александрович Семин – научный сотрудник отдела Аэрологии и Теплофизики, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5200-7931](https://orcid.org/0000-0001-5200-7931), Scopus ID [56462570900](https://scopus.com/authorid/56462570900), ResearcherID [S-8980-2016](https://orcid.org/S-8980-2016); e-mail seminma@inbox.ru

Александр Васильевич Богомятков – младший научный сотрудник лаборатории Математического моделирования горнотехнических систем, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; Scopus ID [57218893401](https://scopus.com/authorid/57218893401); e-mail bavaerolog@gmail.com

Лев Юрьевич Левин – заведующий отделом Аэрологии и Теплофизики Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-0767-9207](https://orcid.org/0000-0003-0767-9207), Scopus ID [56358515000](https://scopus.com/authorid/56358515000); e-mail aerolog_lev@mail.ru

Information about the authors

Mikhail A. Semin – Researcher (Academic) of the Mine Ventilation and Thermal Physics Department, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5200-7931](https://orcid.org/0000-0001-5200-7931), Scopus ID [56462570900](https://scopus.com/authorid/56462570900), ResearcherID [S-8980-2016](https://orcid.org/S-8980-2016); e-mail seminma@inbox.ru

Alexander V. Bogomyagkov – Junior Researcher of the Laboratory for Mathematical Modeling of Geotechnical Processes, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; Scopus ID [57218893401](https://scopus.com/authorid/57218893401); e-mail bavaerolog@gmail.com

Lev Y. Levin – the Head of the Mine Ventilation and Thermal Physics Department, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Perm, Russian Federation; ORCID [0000-0003-0767-9207](https://orcid.org/0000-0003-0767-9207), Scopus ID [56358515000](https://scopus.com/authorid/56358515000); e-mail aerolog_lev@mail.ru

Поступила в редакцию	08.08.2021	Received	08.08.2021
Поступила после рецензирования	10.09.2021	Revised	10.09.2021
Принята к публикации	15.09.2021	Accepted	15.09.2021



POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research article

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-203-210>

Development of automatic system for Unmanned Aerial Vehicle (UAV) motion control for mine conditions

M. L. Kim¹ , L. D. Pevzner²  , I. O. Temkin³ ¹ SUEK JSC, Moscow, Russian Federation² MIREA – Russian Technological University, Moscow, Russian Federation³ National University of Science and Technology “MISiS” (NUST “MISiS”), Moscow, Russian Federation lpevzner@msmu.ru

Abstract

Underground mining operations are connected with significant risks of technogenic accidents, which can be catastrophic. Mitigating the consequences of such phenomena directly depends on the reliability and efficiency of information about the state of parameters of many technological processes, mine workings and facilities located in them. At failure of standard systems of industrial telemetry in conditions of underground mining the creation of new information channels and places of information measurement becomes practically impossible in case of emergency situation development. This predetermines necessity of use of essentially new systems of gathering and transfer of the information, based on robotized autonomous complexes. The task of acquiring reliable information about the situation in an emergency mine working with the help of drones (unmanned aerial vehicles or UAV) in order to make rational decisions in the course of the rescue operation is quite relevant. The aim of the paper was to develop a system of automatic control of an unmanned aerial vehicle (UAV) movement in confined space of a mine working, with significant perturbations of the mine air flow. The mathematical model of UAV movement in mine conditions, based on Euler angles or quaternions, was substantiated. The method of positioning through triangulation with the use of radio beacons was accepted as the basic method that allowed to determine the current position of an UAV. It was proposed to solve the problem of creation of the automatic system for an unmanned aerial vehicle movement control with the use of a hierarchical multiloop control system. The route planning algorithm was formed on the basis of the Dijkstra algorithm. For this purpose, discretization of the future motion space was performed, a labeled connected graph was constructed, on which the arc weights were the distances between the route points. A simulation experiment was implemented. The average deviation from the planned trajectory when flying at a speed of 10 m/s with payload mass up to 0.6 kg did not exceed 1 m, and the maximum deviation was unacceptably large. When flying at 6 m/s with payload mass up to 0.6 kg the average deviation did not exceed 0.3 m, and the maximum deviation, 1.2 m. The results of simulation of movement along the route towards the disturbing mine airflow showed that the control system allowed the UAV with payload of 0.6 kg to withstand the oncoming flow up to 8 m/s. It was obtained that with payload mass of 0.6 kg, the braking distance does not exceed 6 m if the UAV had a speed of 6 m/s, and the braking distance does not exceed 12 m at the speed of 10 m/s. The performed simulation studies confirmed the operating capability of the developed system for automatic motion control.

Keywords

mine workings, mine conditions, accidents, unmanned aerial vehicle, drone, mathematical model, control, coordinates, simulation

For citation

Kim M. L., Pevzner L. D., Temkin I. O. Development of automatic system for Unmanned Aerial Vehicle (UAV) motion control for mine conditions. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):203–210. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-203-210>



ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

Разработка системы автоматического управления движением БПЛА с учетом шахтных условий

М. Л. Ким¹ , Л. Д. Певзнер²  , И. О. Темкин³ 

¹ АО «СУЭК», г. Москва, Российская Федерация

² Российский технологический университет – МИРЭА, г. Москва, Российская Федерация

³ Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация

 lpezvner@mstu.ru

Аннотация

Ведение подземных горных работ сопряжено со значительными рисками техногенных аварий, которые могут носить катастрофический характер. Снижение последствий таких явлений напрямую зависит от достоверности и оперативности информации о состоянии параметров многих технологических процессов, горных выработок и объектов, в них расположенных. При выходе из строя штатных систем производственной телеметрии в условиях подземных горных работ создание новых информационных каналов и мест измерения информации становится практически невозможным при аварийном развитии ситуации, что предопределяет необходимость использования принципиально новых систем сбора и передачи информации, основанных на роботизированных автономных комплексах. Задача получения достоверной информации об обстановке в аварийной горной выработке с помощью беспилотных летательных аппаратов с целью принятия рациональных решений при ведении спасательной операции является актуальной. Целью статьи является разработка системы автоматического управления движением беспилотного летательного аппарата (БПЛА) в условиях ограниченного пространства горной выработки, при значительных возмущениях шахтного воздушного потока. Обоснована математическая модель движения БПЛА в шахтных условиях, основанная на углах Эйлера или кватернионах. Основным методом, позволяющим определять текущее положение летательного аппарата, принимается метод позиционирования с использованием радиомаяков путем триангуляции. Задачу синтеза системы автоматического управления движением беспилотного летательного аппарата предлагается решать с использованием иерархической многоконтурной системы управления. Алгоритм планирования маршрута сформирован на основе алгоритма Дейкстры. Для этой цели выполняется дискретизация пространства будущего движения, строится помеченный связный граф, на котором весами дуг являются расстояния между точками маршрута. Реализован модельный эксперимент. Среднее отклонение от запланированной траектории при полете на скорости 10 м/с при массе полезной нагрузки до 0,6 кг не превышает 1 м, а максимальное отклонение – недопустимо большое. При полете на скорости 6 м/с при массе полезной нагрузки до 0,6 кг среднее отклонение не превышает 0,3 м, а максимальное отклонение – 1,2 м. Результаты моделирования движения по маршруту навстречу возмущающему шахтному воздушному потоку показали, что система управления позволяет БПЛА с полезной нагрузкой 0,6 кг выдерживать встречный поток до 8 м/с. Получено, что при массе полезной нагрузки 0,6 кг тормозной путь не превышает 6 м, если летательный аппарат имел скорость 6 м/с, и тормозной путь не более 12 м при скорости движения 10 м/с. Проведенные модельные исследования подтверждают работоспособность разработанной системы автоматического управления движением.

Ключевые слова

горные выработки, шахтные условия, аварии, беспилотный летательный аппарат, дрон, математическая модель, управление, координаты, моделирование

Для цитирования

Kim M. L., Pevzner L. D., Temkin I. O. Development of automatic system for Unmanned Aerial Vehicle (UAV) motion control for mine conditions. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):203–210. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-203-210>

Introduction

Conducting underground mining operations is connected with significant risks of technogenic accidents, which can be catastrophic. Mitigating the consequences of such phenomena directly depends on the reliability and efficiency of information about the state of parameters of many technological processes, mine workings and facilities located in them. At failure of standard systems of industrial telemetry in conditions of underground mi-

ning the creation of new information channels and places of information measurement becomes practically impossible in case of emergency situation development. This predetermines necessity of use of essentially new systems of gathering and transfer of the information, based on robotized autonomous complexes [1–4]. The task of acquiring reliable information about the situation in an emergency mine working with the help of drones (unmanned aerial vehicles or UAV) in order to make rational

The four UAV motors create an aerodynamic force, which, according to the formula of N.E. Zhukovsky [9], is defined for each j -th propeller as:

$$F_j = c_F \rho r^2 \omega_j^2 S, \quad j = \overline{1,4}, \quad (4)$$

where ω_j is the rotation frequency of the j -th propeller, c_F is the thrust factor which depends on the propeller shape; ρ is the air density; r , S are the rotor radius and the propeller disk area respectively.

The main vector of lifting force – the total thrust vector – is equal to:

$$F = \left(0 \quad 0 \quad \sum_{j=1}^4 F_j \right)^T. \quad (5)$$

The axial moments of rotation – the projections of the main moment on the corresponding axes of the moving coordinate system – are determined from the expressions:

$$\begin{aligned} M_X &= (F_2 - F_4)L, \\ M_Y &= (F_3 - F_1)L, \\ M_Z &= M_1 + M_3 - M_2 - M_4, \end{aligned} \quad (6)$$

where L is the distance between the center of mass and the propeller axes.

The thrust vector and axial moments are the control actions to form the UAV motion:

$$u_1 = F, \quad u_2 = M_X, \quad u_3 = M_Y, \quad u_4 = M_Z. \quad (7)$$

The control actions proportional to the square of the propeller rotation frequency are formed by brushless direct current electric motors of independent excitation, the mathematical model of which is represented as a linear dynamic element of the second order.

An integral part of the mathematical model of the UAV motion is the model of the external environment, the main factors of which are constraints in the spatial movement of the UAV and external disturbing influences.

To implement spatial constraints, the method of penalty functions in the form of an exponential “barrier” is used, which sets the potential acting on the object, whose value in the area where movements are allowed is zero, and in the forbidden zone exponentially increases depending on the distance to the constraining boundary, for example, according to the relation

$$F_c(d) = F_0(e^{\alpha d} - 1),$$

where d – distance from the UAV to the forbidden area boundary; α – tunable parameter.

When simulating the motion of an unmanned aerial vehicle, it was assumed that its position in space was known accurately enough. The task of current positioning of an UAV can be solved by optical odometry, tag-based positioning, local positioning system based on RFID, audio tag-based positioning, and SLAM method, used in mobile autonomous vehicles to build a map in unknown space with simultaneous control of current position and distance covered.

In mine conditions, especially in post-accident conditions, when visibility deteriorates significantly, the use of visual methods becomes impossible. Positioning using

ultrasonic triangulation is also unsuitable for this task, since the mine workings have a nontrivial topology.

The method of positioning through triangulation with the use of radio beacons was accepted as the basic method that allowed to determine the current position of an UAV. This method makes it possible to achieve an accuracy of up to a few centimeters, which is an order of magnitude smaller than the size of the UAV. Thus, the position measurement error can be neglected and the exact position of the UAV can be used in the simulation process.

2. Automatic control system for UAV routing

The current position of an UAV in space is determined by six coordinates: three spatial coordinates of the moving center of mass ($x(t)$, $y(t)$, $z(t)$) in the stationary coordinate system, and three angular coordinates ($\varphi(t)$, $\theta(t)$, $\psi(t)$) in the moving coordinate system. The trajectory to be set for the forthcoming motion of the UAV is formed as a function of time in the natural coordinates:

$$r(t) = R(x_d(t), y_d(t), z_d(t)). \quad (8)$$

It was proposed to solve the problem of creation of the automatic system for an unmanned aerial vehicle movement control, according to [10, 11], with the use of a hierarchical multiloop control system with the structure shown in Fig. 2.

In the presented system, block 1 is the route planner designed to form a trajectory of the route to the target at any given moment of time and adjust it with the appearance of obstacles.

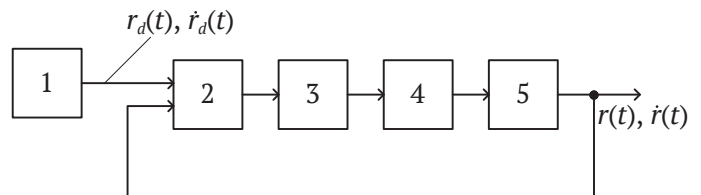


Fig. 2. Structure of automatic UAV trajectory control system

Block 2 of the structure is the block of control of the UAV position in space; it controls the UAV linear coordinates in order to keep it along the planned trajectory of movement.

Block 3 of the structure is the block for controlling the angular position of the UAV; it allows to maintain the required values of quaternions.

Block 4 of the structure is a motor control block, which forms the control actions on the motor windings and allows the formation of the required thrust force of the UAV.

Each block of the system structure, with the exception of the planner block, is linear with a feedback loop and digital PID controller [12]. The control system structure turns out to be in a sense similar to that of a slave control system.

Noises and delays of signals arising in real conditions in the “sensors” for determination of angular orientation and location in the fixed coordinate system, used to form feedbacks in the control system, were not taken into account in the simulation.

External disturbing influences – forces of resistance to motion, are generated by air flows, the vector of which can be directed counter, orthogonal or along the direction. In the mathematical model of an UAV motion, these disturbing influences are specified in the form of known functions of time in the right-hand sides of the equations of motion.

The necessary changes in the angular position of the UAV are achieved by changing the rotation frequency of the propellers and, as a consequence, by changing the lifting forces and moments. The task of controlling the angular position of an UAV is to maintain the required angular position of the UAV.

The structure of block 3, where the problem of controlling the angular position of the UAV is solved, is shown in Fig. 3. The structure contains: 3.1 – gyroscope unit; 3.2 – accelerometer unit; 3.3 – gyrostabilizer IMU unit; 3.4 – converter of quaternions into Euler angles; 3.5 – unit of desired angles of UAV position with input from block 2; 3.6 – PID controller; 3.7 – converter of angular accelerations into motor speed; 4 – motor control block.

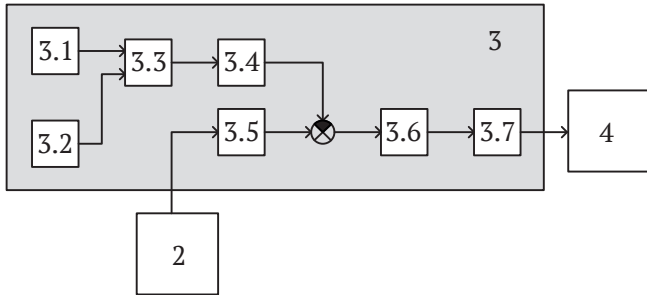


Fig. 3. Structure of UAV angular position control block

The IMU software module is used to determine the angular position of an UAV [13]. It is known that the description of gyroscope and accelerometer operation is more convenient in the quaternionic representation. The IMU module allows UAV to position itself in space without the use of external sensors. The output signal from this module is a four-dimensional vector of angular position of the UAV in quaternion representation. Block 3.4 converts the quaternions into Euler angles [14].

The resulting three-dimensional vector, which characterizes the current angular position of the UAV, allows to determine the angular position error by comparing it with the required angular position of the UAV, which is dictated by the trajectory planner from block 1. The error signal goes to the *PID* controller, where the control signal is formed and sent to the conversion unit 3.7, where the motor rotary speed setting signals are formed.

In the UAV angular position control block, a linearized model of equations (6) was used, in the form of:

$$\begin{pmatrix} J_1 \dot{\omega}_1 \\ J_2 \dot{\omega}_2 \\ J_3 \dot{\omega}_3 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} (F_2 - F_4)L \\ (F_3 - F_1)L \\ (F_1 - F_2 + F_3 - F_4)\gamma \end{pmatrix}, \quad (9)$$

where L is the distance from the center of mass of the UAV to the motor axes; γ is the conversion coefficient of the motor force into the rotor angular momentum.

Equations (9) represent three equations relative to the four unknown lifting forces F_i , so to unambiguously determine all components of the thrust vector of the motors, we should use the equation of dynamics along the z-axis:

$$m\ddot{r}_3(t) = \sum_{i=1}^4 F_i - mg \cos \alpha,$$

where α is the angle of inclination of the UAV relative to the vector of gravity.

Denoting

$$B = \frac{m\ddot{r}_3(t) + mg \cos \alpha}{4},$$

we obtained, by transforming equations (8), the basic relations on the required thrust of the engines:

$$\begin{aligned} F_1 &= B + \dot{\omega}_1 + \dot{\omega}_2 + \dot{\omega}_3, \\ F_2 &= B + \dot{\omega}_1 - \dot{\omega}_2 - \dot{\omega}_3, \\ F_3 &= B - \dot{\omega}_1 - \dot{\omega}_2 + \dot{\omega}_3, \\ F_4 &= B - \dot{\omega}_1 + \dot{\omega}_2 - \dot{\omega}_3. \end{aligned} \quad (10)$$

3. Control of UAV spatial position

The problem of controlling an UAV position in space is solved by determining $\ddot{r}_d(t)$, the required inclination angle of the UAV. In order to keep the UAV altitude at the required level, the thrust of all motors must be equal to

$$\sum_{i=1}^4 F_i = F.$$

To move in the horizontal plane, it is necessary to set such φ, θ (pitch and roll angles) so that the projection of the thrust vector F on the horizontal plane is directed to the target point. Thus, at each moment of time, knowing the required angular acceleration $\ddot{r}_d(t)$, the required pitch and roll angles $\varphi_d(t), \theta_d(t)$ should be determined.

To keep the UAV position in the vicinity of the desired angles, a linear *PD* controller was synthesized, which formed a control vector based on $\varepsilon_\varphi, \varepsilon_\theta, \varepsilon_\psi$ – the current angular errors of the UAV position.

The *PD*-controller parameters were determined by minimizing the quadratic functional from the angular errors and their derivatives.

Planning UAV trajectory route

The route planning algorithm implemented in Block 1, the route planner of the system, is based on the Dijkstra algorithm [15]. For this purpose, discretization of the future motion space was performed, a labeled connected graph was constructed, on which the arc weights were the distances between the route points. The target point of movement is set by mobile stations *SBGPSMaster-06-WRM* (base stations “GRANCH”), located along the route of UAV movement every 100 m; in this case several variants of routing to the target point are possible.

The found route is a piecewise linear continuous curve, which does not have the required smoothness in conjunctions. The required smoothness property is provided by spline approximation of the curve.

After generating the splines and setting the current speed, time dependences of the required coordinates, speeds and accelerations are generated. These functions are sent to the coordinate controller, where the relations (8) are implemented.

4. The motion control system simulation studies

Experimental computer simulation of the flight control process along the given trajectory, taking into account spatial constraints in mine workings and the mine airflow disturbances, was performed using SimInTech software [16].

For the computer simulation, parameters of the UAV with a span of 0.36 m, a mass of 0.65 kg, a matrix of axial moments of inertia $J = \text{diag}(0.002352 \ 0.002352 \ 0.004704)$ kgm/s² were used.

The drives of the propellers are DC motors X2212 KV980 with a linear characteristic of the frequency of rotation $\omega_i = 102,6 u_{M_i}$, $i = 1, 4$ as a function of the supply voltage u_M , which takes values from 0 to 15.4 V. The UAV storage batteries of 330W have capacity of 4000 mAh. The developed mathematical model of an UAV as a controllable object is represented by a system of ordinary nonlinear differential equations with restrictions on the permissible range of motion, which reflects the spatial limitations of motion in the conditions of mine workings, and perturbations reflecting the impact of mine air flows [17].

At the first stage of the numerical simulation, the optimum parameters of the PD-controller of the the UAV spatial position control block and the UAV angular position control block were selected. Since a linear algorithm is used in these blocks, linearization of the equations was performed to select the coefficients of the algorithm, followed by the calculation of the coefficients of the controller algorithm, optimal in terms of the quadratic functional of the tracking error and its derivative over time, by numerical solution of the Riccati matrix equation.

At the second stage of the research experiment, simulation of the guided motion of UAV with different weight

load in the presence of disturbances in the form of mine air flows and various obstacles was carried out.

To form the motion route, a fragment of mine workings system of “Mine named after V.D. Yalevsky” of JSC SUEK-Kuzbass was used, shown in Fig. 4, a, where the main markers of the supposed route of the UAV, the motion direction, the temperature at the nodal points, as well as the location of “GRANCH” base stations [4] are shown.

Based on the route prototype, a test polygon for the trajectory planner, shown in Fig. 4, b, which contains the main features of the actual fragment of the topology of mine workings. When simulating, the velocity of the mine airflow was varied;

The UAV flight speed in the absence of disturbing air flow was taken constant of 6 m/s and 10 m/s.

Under these conditions, the following key simulation experiments were conducted:

- a flight over the test polygon without load, disturbances and obstacles;
- a flight without load, disturbance, but with obstacles;
- a flight without load, but with counter mine air flow;
- a flight with payload without air disturbances;
- a flight with at payload with counter mine air flow;
- an emergency flight braking with different payload.

In each of the experiments, the deviations of the actual trajectory from the planned trajectory were quantitatively recorded along all three axes, by which the mean deviation of the actual trajectory from the planned one and the maximum deviation of the actual trajectory from the planned one during the flight period were calculated.

5. The simulation study findings

Fig. 5, a, b presents the experimental curves reflecting the quality of control when flying the route, when the UAV was loaded or not loaded, when it flew at its maximum speed or at 60 % of it. The simulation of the motion in projection on the horizontal plane revealed undershooting in the x, y, z coordinates.

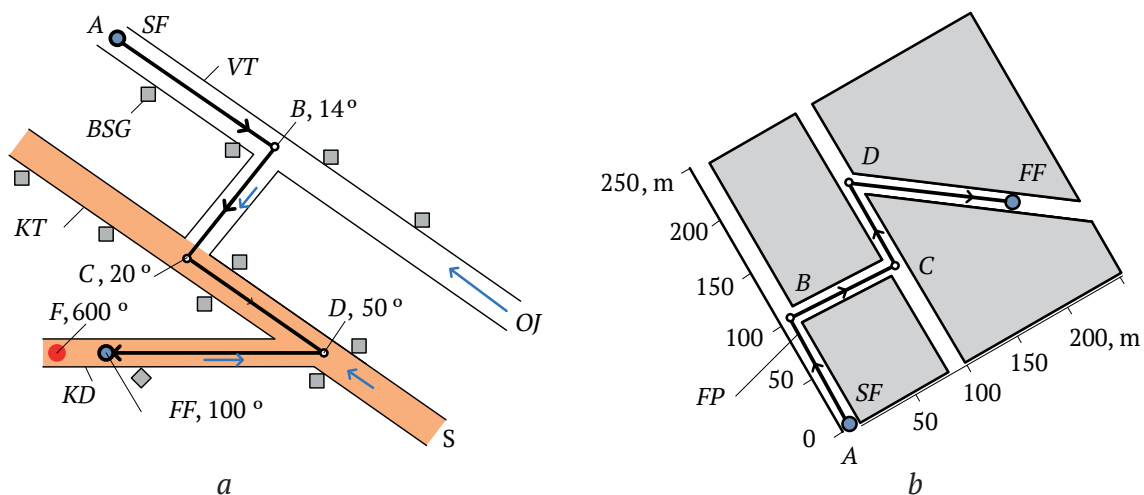


Fig. 4. a – fragment of mine workings of the Mine named after V.D. Yalevsky of JSC “SUEK-Kuzbass”, b – test polygon for the trajectory planner:

SF – flight start; FF – flight finish; F – fire; S – smoke; OJ – outgoing jet; VT – ventilation shaft; KT – conveyor shaft; KD – conveyor drift; BSG – base stations “GRANCH”; A, B, C, D – points of trajectory bend and air temperature values in them

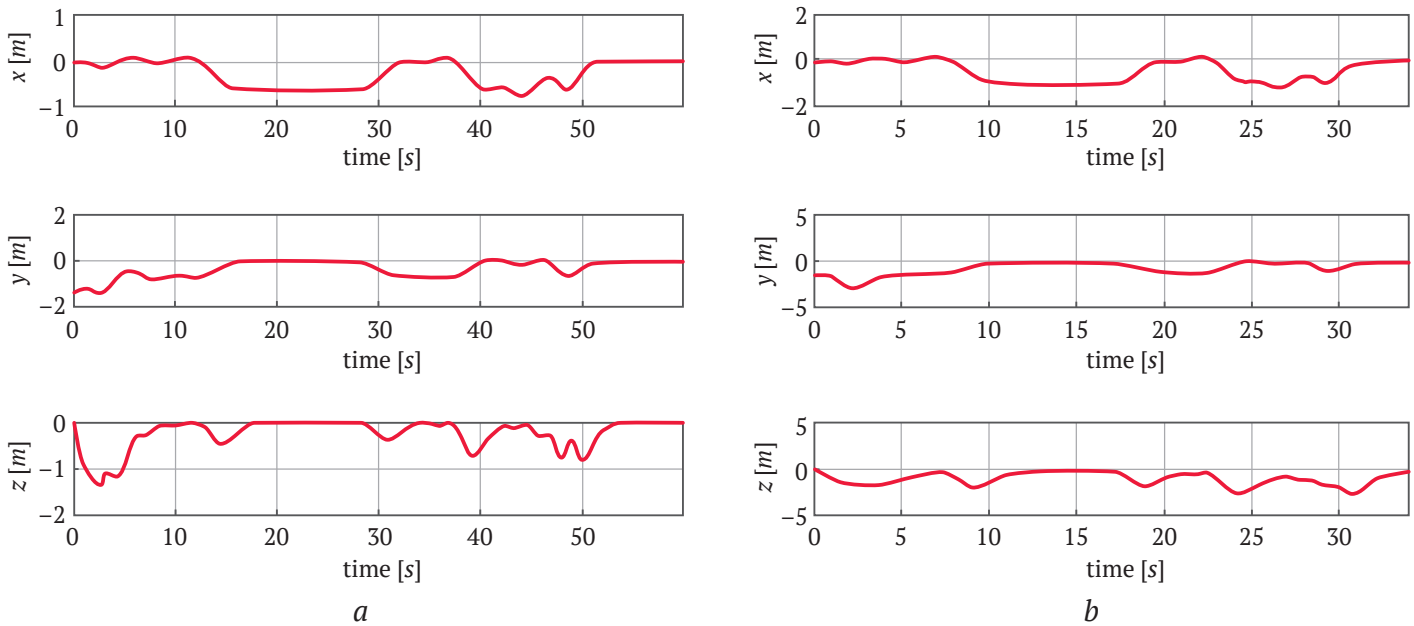


Fig. 5. Coordinate deviations from the trajectory when moving: *a* – at a speed of 10 m/s without payload; *b* – at a speed of 6m/s with payload

The maximum magnitude of deviation in case *a* was slightly more than 0.5 m for the *x*-coordinate, up to 1.0 m for the *y*-coordinate, up to 1.2 m for the *z*-coordinate. In case *b*, the maximum deviation value was up to 1.0 m for the *x* coordinate, up to 1.5 m for the *y* coordinate, up to 1.3 m for the *z* coordinate.

Fig. 6 shows the change in the modulus magnitude of the current deviation vector of the actual trajectory from the preset one at the UAV speed of 6 m/s with payload. The maximum deviation value was just over 1 m in the first seconds of flight, and later on the deviation did not exceed 0.3 m.

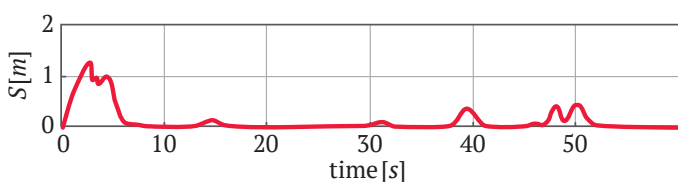


Fig. 6. Time dependence of modulus of the current deviation vector of the actual trajectory from the preset one at UAV speed of 6 m/s with payload

The average deviation from the planned trajectory when flying at a speed of 10 m/s with the payload mass up to 0.6 kg did not exceed 1 m, and the maximum deviation was unacceptably large. When flying at 6 m/s with payload mass up to 0.6 kg the average deviation did not exceed 0.3 m, and the maximum deviation, 1.2 m.

5.1. A flight with mine air disturbances

The task of the simulation experiment was to check the sensitivity of the motion control system to the disturbance in the form of mine air flow. The maximum deviation of the UAV from the preset trajectory depending on the velocity of the disturbing air flow, the limiting value of the disturbing air flow velocity, which caused unac-

ceptable UAV deviation from the trajectory for two cases, with load and without load, were determined.

The findings of the simulation of the routing against the disturbing mine air flow showed that the control system allowed the UAV with payload of 0.6 kg to withstand the counter air flow up to 8 m/s.

5.2. An emergency braking

Studies of unmanned aerial vehicle motion in a mine at post-accident mine workings conditions require testing not only the maneuverability when flying around various obstacles, but, also in case of impossibility of flying around, testing for emergency braking.

It was found that with payload mass of 0.6 kg the braking length did not exceed 6 m at the UAV speed of 6 m/s and did not exceed 12 m at the speed of 10 m/s.

Conclusion

The implemented research allowed to create the structure of the automatic control system for autonomous motion of an UAV based on the mathematical simulation of the UAV motion adapted to mine conditions, in which the shortest motion trajectory was formed algorithmically as a function of the target, coordinate transformations were performed, and control actions on the UAV drives were formed to perform motion along the planned route.

The performed computer simulation of UAV target trajectory motion allowed to determine the following: controlling quality indicators – coordinate deviations, average and maximum estimates of these deviations, which did not exceed permissible values under the mine conditions, limiting values of the UAV payload, range of external disturbing mine air flow velocity values. The study findings confirmed the operating capability of the developed system for automatic motion control.



References

1. Cunha F., Youcef-Toumi K. Ultra-wideband radar for robust inspection drone in underground coal mines. In: *Proceedings – IEEE International Conference on Robotics and Automation*. 2018. Pp. 86–92. <https://doi.org/10.1109/ICRA.2018.8461191>
2. Dunnington L., Nakagawa M. Fast and safe gas detection from underground coal fire by drone fly over. *Environmental Pollution*. 2017;229:139–145. <https://doi.org/10.1016/j.envpol.2017.05.063>
3. Annavarapu S., Kumar G. P. Development of drones to collect geotechnical data in large underground mines. In: *Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry – Proceedings of the 37th International Symposium, APCOM 2015*. 2015. Pp. 382–388.
4. Green J. Mine rescue robots requirements: Outcomes from an industry workshop. In: *Proceedings – 2013 6th Robotics and Mechatronics Conference, RobMech 2013*. 2013. Pp. 111–116. <https://doi.org/10.1109/RoboMech.2013.6685501>
5. Jones E., Sofonia J., Canales C., Hrabar S., Kendoul F. Applications for the Hovermap autonomous drone system in underground mining operations. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2020;120(1):49–56. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/862/2020>
6. Hennage D. H., Nopola J. R., Haugen B. D. Fully autonomous drone for underground use. In: *53rd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*. Brooklyn, USA. 23 June 2019 – 26 June 2019.
7. Belokon S. A., Zolotukhin Yu. N., Maltsev A. S., Nesterov A. A. et. al. Control of flight parameters of a quadrotor vehicle moving over a given trajectory. *Avtometriya*. 2012;48(5):32–41. (In Russ.). URL: <https://sibran.ru/upload/iblock/587/587e1177954ed7b12e807ee43151e21a.pdf>
8. Zenkevich S. L., Yushchenko A. S. *Manipulation robot control fundamentals*. Moscow: MSTU Publ.; 2004. 480 p. (In Russ.).
9. Beard R. W., McLain T. W. *Small unmanned aerial vehicles: theory and practice*. Moscow: TECHNOSPHERE Publ.; 2015. Pp. 312–255. (In Russ.).
10. Pevzner L. D., Kim M. L. Robotics in mining engineering. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2014;(S1):240–251. (In Russ.). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/robototekhnika-v-gornom-dele/viewer>
11. Pevzner L. D., Kim M. L., Poluektov D. S. Modeling the Motion of an Unmanned Aerial Vehicle in Underground Mine Workings. In: *Proceedings of the International Conference “Modern Technologies in Information Control, Automation and Processing Tasks-2018”*. Alushta; 2018. Pp. 255–257. (In Russ.).
12. Connor J., Seyedmahmoudian M., Horan B. Using particle swarm optimization for PID optimization for altitude control on a quadrotor. In: *Universities Power Engineering Conference (AUPEC) 2017 Australasian*. 2017. Pp. 1–6.
13. Lee T., Leok M., McClamroch N. Geometric tracking control of a quadrotor UAV on SE(3). In: *49th IEEE Conference on Decision and Control (CDC)*. 2010. Pp. 5420–5425. <https://doi.org/10.1109/CDC.2010.5717652>
14. Cutler M., How J. P. Actuator Constrained Trajectory Generation and Control for Variable-Pitch Quadrotors. In: *AIAA Guidance, Navigation, and Control Conference (GNC)*. Minneapolis, Minnesota. 2012. 13 p. URL: <http://acl.mit.edu/papers/2012-uber-compressed.pdf>
15. Mirzaeinia A., Shahmoradi J., Roghanchi P., Hassanalian M. Autonomous routing and power management of drones in GPS-denied environments through dijkstra algorithm. In: *AIAA Propulsion and Energy Forum and Exposition*. 2019. 10 p. <https://doi.org/10.2514/6.2019-4462>
16. Kartashov B. A., Kozlov O. S., Shabaev E. A., Schekaturov A. M. SimInTech environment for dynamic simulation of technical systems. Moscow: DMK-Press Publishing House; 2017. 424 p. (In Russ.).
17. Zenkevich S. L., Galustyan N. K. Angle stabilization and flight modeling of a quadcopter. *Mechatronics, Automation, Control*. 2014;(3):27–32. (In Russ.).

Information about the authors

Maxim L. Kim – Cand. Sci. (Eng.), Project Manager, Underground Mining and Engineering Directorate, Coal Division, SUEK JSC, Moscow, Russian Federation; Scopus ID [57201384364](https://orcid.org/0000-0001-9142-3643); e-mail KimML@suek.ru

Leonid D. Pevzner – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Institute of Cybernetics, MIREA – Russian Technological University, Moscow, Russian Federation; Scopus ID [37093879700](https://orcid.org/0000-0001-9142-3643); e-mail lpevzner@msmu.ru

Igor O. Temkin – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Department of Automated Control Systems, NUST “MISIS”, Moscow, Russian Federation; Scopus ID [57200420459](https://orcid.org/0000-0001-9142-3643); e-mail igortemkin@yandex.ru

Received 06.08.2021

Revised 23.08.2021

Accepted 15.09.2021



ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>**Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике**Р. В. Ключев¹ , И. И. Босиков² , О. А. Гаврина² , В. И. Ляшенко³ ¹ Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация² Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Российская Федерация³ Украинский научно-исследовательский и проектно-испытательский институт промышленной технологии, г. Желтые Воды, Украина kluev-roman@rambler.ru**Аннотация**

Приоритетными направлениями развития добычи вольфрамо-молибденового сырья являются освоение новых месторождений и модернизация существующих горнодобывающих предприятий с целью повышения их эффективности. При модернизации горных производств внимание уделяется всем технологическим процессам и инженерным системам, трансформация которых должна быть направлена на повышение экономических показателей, в том числе и надежности. Исследования систем электроснабжения горных предприятий и режимов их работы являются актуальной задачей, так как этот класс инженерного обеспечения горных работ, вспомогательных процессов и объектов определяет конкурентоспособность предприятия в целом. В ходе исследований проведена оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике Тырныаузского месторождения (Кабардино-Балкарская Республика). Установлено, что при существующей схеме раздельного питания сетей напряжением 6 кВ от подстанций полные токи замыкания на землю для этих сетей соответственно равны: $I_{030} = 17,5$ А и $I_{0116} = 12,2$ А и достигают предельных значений, при которых возможно их отключение разъединителями (предельный ток составляет 20 А). Рекомендована формула полного тока замыкания на землю в подземных сетях напряжением 6 кВ. Показано, что надежность электроснабжения на указанном руднике, а также уровень опасности поражения электрическим током в электроустановках в значительной степени зависят от количества однофазных замыканий на землю. На основе теоретических и экспериментальных исследований разработаны решения по улучшению эксплуатации электрических сетей, учитывающих структуру и режимы работы высокогорного рудника.

Ключевые слова

горнодобывающие предприятия, рудники, электроснабжение, режим работы, эффективность, надежность, безопасность, замыкания, изоляция, проводимость, Тырныаузское месторождение, Кабардино-Балкарская Республика

Для цитирования

Ключев Р. В., Босиков И. И., Гаврина О. А., Ляшенко В. И. Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике. *Горные науки и технологии*. 2021;6(3):211–220. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research article

Assessment of operational reliability of power supply to developing ore mining areas at a high-altitude mineR. V. Klyuev¹ , I. I. Bosikov² , O. A. Gavrina² , V. I. Lyashenko³ ¹ Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation² North Caucasian Institute of mining and metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russian Federation³ Ukrainian Research and Design Institute for Industrial Technology, Zholti Vody, Ukraine kluev-roman@rambler.ru**Abstract**

Development of new deposits and modernization of existing mining enterprises in order to improve their efficiency are the priorities for the development of tungsten-molybdenum resource sector. In the modernization of mining productions, attention is paid to all technological processes and engineering



systems, transformation of which should be aimed at improving economic performance, including reliability. Research of power supply systems of mining enterprises and modes of their operation is an urgent task, as this type of engineering support of mining works, auxiliary processes and facilities determines competitiveness of an enterprise as a whole. In the course of research, an assessment of operational reliability of power supply of developing ore mining areas at a high-altitude mine of the Tyrnyauz deposit (Kabardino-Balkaria) was performed. It was found that under the existing scheme of separate power supply of 6 kV networks from substations, the full ground fault currents for these networks are respectively: $I_{050} = 17.5$ A and $I_{011b} = 12.2$ A and reach the limiting values at which it was possible to disconnect them by disconnectors (the limiting current was 20 A). A formula for total ground-fault current in 6 kV underground networks was recommended. It was shown that reliability of power supply in the above mine, as well as the level of danger of electric shock in electrical installations depended largely on the number of single-phase ground faults. On the basis of the theoretical and experimental research, the solutions to improve the operation of electrical networks, taking into account the structure and modes of operation of a high-altitude mine were developed.

Keywords

mining enterprises, mines, electric power supply, efficiency, operating regime, reliability, safety, ground faults, insulation, conductivity, Tyrnyauz deposit, Kabardino-Balkarian Republic

For citation

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>

Введение

Месторождения вольфрамо-молибденовых руд всегда привлекали к себе внимание, так как во многом определяют конкурентоспособность целых отраслей экономики. Приоритетными направлениями развития добычи любого минерального сырья, как правило, являются освоение новых месторождений и модернизация существующих горнодобывающих предприятий с целью повышения их эффективности. При модернизации горных производств внимание уделяется всем технологическим процессам и инженерным системам, трансформация которых должна быть направлена на повышение экономических показателей, в том числе и надежности [1].

Горные предприятия являются в значительной степени энергоемкими, так как многие технологические процессы связаны с добычей, переработкой горной массы, ее перемещением, созданием безопасных условий для ведения технологических процессов, а именно проветриванием, откачиванием рудничных вод и т.д. Поэтому исследования систем электроснабжения горных предприятий и режимов их работы являются актуальной задачей [2]. Исследования проводились на системе (системах) электроснабжения рудника Тырныузского месторождения (Кабардино-Балкарская Республика).

Электрические сети напряжением 6 кВ рассматриваемого рудника развивались постепенно. По мере увеличения горных работ и при ожидаемом их объеме они не смогут обеспечивать надежное электроснабжение развивающихся участков подземной и открытой добычи на руднике. Поэтому повышение электропотребления, необходимость обеспечения более высокой надежности и гибкости системы электроснабжения горных работ и безопасности электрических установок в сетях различных напряжений при расширении фронта горных работ как подземным, так и открытым способами – важная

научно-практическая задача, требующая эффективного решения [3–5].

Объектом исследования являются системы электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике – как подземным, так и открытым способами, в том числе при подземной добыче руд в энергонарушенных массивах [6].

Одним из самых проблемных мест является эксплуатация кабельных сетей напряжением 6 кВ на высокогорном руднике. Сложности связаны с возможным одновременным выходом из строя кабельной изоляции на различных участках кабельной сети при коротком замыкании (КЗ) на землю на одном из ее участков. Такие одновременные повреждения изоляции кабелей в нескольких местах при КЗ на землю могут быть следствием плохого ее состояния или значительных перенапряжений в двух других фазах при замыкании на землю третьей фазы.

Цель исследования – оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике для обеспечения более высокой гибкости системы электроснабжения горных работ, а также безопасности электрических установок в сетях различных напряжений при расширении фронта горных работ как подземным, так и открытым способами.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи.

1. Выполнить измерение токов КЗ на землю и разработать методики их расчета, а также мероприятия по их ограничению.

2. Исследовать межфазные токи КЗ для проверки возможности селективной работы релейной защиты элементов электрических сетей.

Методология исследований включает в себя комплекс методов исследования прямого замыкания на землю для определения полной проводимости изоляции, например, метод, использующий искусственное

смещение нейтрали сети относительно земли от постороннего источника тока, а также метод наложения постоянного оперативного тока на рабочую сеть высокого напряжения [7–10].

В последние годы ведется активная работа по восстановлению и вводу в эксплуатацию Тырнаузского месторождения. По оценкам «Ростеха», балансовые запасы месторождения составляют 209,5 тыс. т триоксида вольфрама (содержание – 0,432 %) и 36,6 тыс. т молибдена (содержание – 0,076 %). Проект возрождения ГОКа был включен в «Инвестиционный план первоочередных и перспективных проектов, реализуемых и планируемых к реализации в Северо-Кавказском федеральном округе на период до 2025 года». В работе приведены результаты функционирования месторождения, которые планируется использовать при вводе месторождения в опытную эксплуатацию в ближайшие годы.

Тырнаузское месторождение разрабатывается комбинированным способом: основную долю в добыче составляет подземный способ и около 20% добывается открытым способом. Технологический процесс добычи руды подземным способом состоит из операций бурения, взрывания, погрузки и доставки руды из очистных забоев, откатки к стволу шахты и выдачи руды на поверхность. Транспортировка руды на эксплуатационных горизонтах производится внутришахтным транспортом до рудоспуска электровозами

в вагонетках, а на остальных горизонтах – автосамосвалами. Руда из очистных блоков транспортируется до капитальных рудоспусков и перепускается на горизонт «Штольня Главная». Основными стационарными установками рудника являются: вентиляторные, пневматические, подъемные, водоотливные. Кабельная сеть рудника выполнена кабелями типа АСБ, ААБ и СБ.

Электрические сети напряжением 6 кВ высокогорного рудника состоят из воздушных и кабельных участков. Воздушные электрические линии напряжением 6 кВ представлены двумя фидерами Ф-61 и Ф-63 от подстанции (ПСТ) «Эльбрус», Республика Северная Осетия-Алания (PCO – Алания), до ПСТ № 116, а также отпайками от этих фидеров к ПСТ № 30 и другим подстанциям по пути следования фидеров (рис. 1). Фидеры Ф-61 и Ф-63 выполнены сталеалюминиевыми проводами марки АС сечением 95 мм² на деревянных опорах. На отдельных труднопроходимых участках воздушные сети выполнены кабельными вставками с соизмеримой допустимой токовой нагрузкой. Кабельная сеть рудника выполнена бронированными кабелями с бумажной пропитанной изоляцией в свинцовой оболочке или с отдельно оцинкованными жилами, которые по поверхности высокогорного рудника проложены в траншеях и представлены кабелями типа АСБ, ААБ и СБ с медными и алюминиевыми жилами. Кабели в подземных выработках проложены открыто.

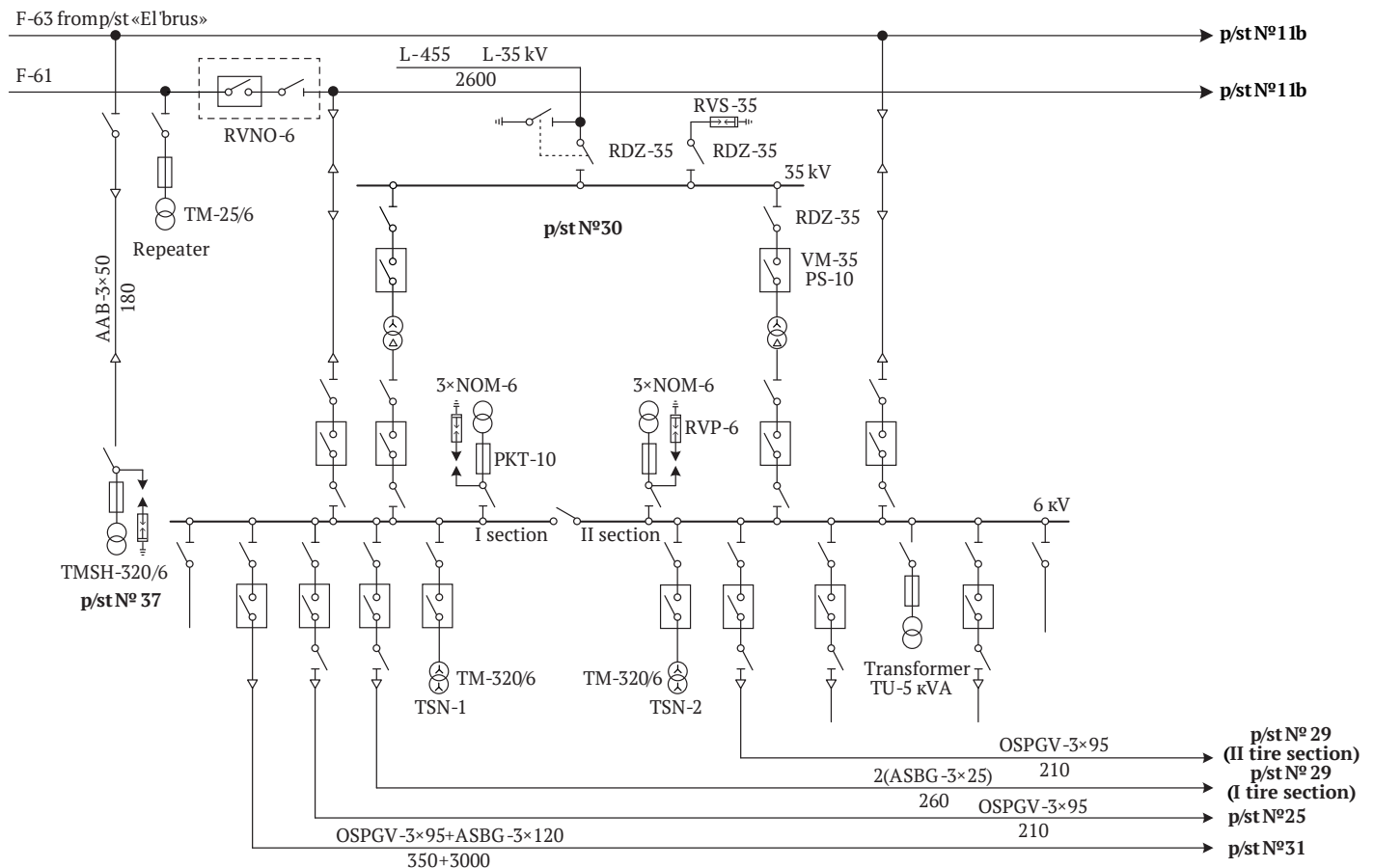


Рис. 1. Фрагмент схемы электроснабжения высокогорного рудника

Fig. 1. Fragment of power supply schematic diagram of mountain mine



Отдельные участки кабельной сети соединяются при помощи типовых и собственного изготовления переходных кабельных муфт с заливкой типовой битумной массой. Для питания сетей напряжением 6 кВ рудника используются два трансформатора ТМ-3200, установленных на ПСТ №30. Оба трансформатора подключены к одной воздушной линии напряжением 35 кВ от ПСТ «Эльбрус» – ЛЭП-455. Распределительные устройства ПСТ № 30 и 116, а также остальных подземных и поверхностных подстанций скомплектованы из комплектных распределительных ячеек типа РВН-6 (РВНО-6) с масляными выключателями ВМБ-10 или ячеек с разъединителями и высоковольтными предохранителями для подключения трансформаторов собственных нужд подстанций и измерительных трансформаторов напряжения типа НОМ-6, НТМИ-6, НТМК-6.

Ячейки оборудованы приводами и масляными выключателями типа ПРБА со встроенными двумя токовыми реле прямого действия типа РТМ без выдержки времени или типа РТВ с выдержкой времени. На ряде ячеек ввода питающих линий на подстанцию (116, 30, ствол, главные вентиляторы и др.) защита выполнена реле косвенного действия типа ЭТ-520 без выдержки времени и типа ИТ-80 с выдержкой времени, воздействующими на привод выключателя через отключающую катушку.

Подстанции верхних горизонтов при наличии двух вводов на подстанцию не имеют секционирования шин РУ-6 кВ. Отсутствие секционирования шин не затрудняет работу максимальной токовой защиты (МТЗ) как на питающих подстанцию линиях, так и на отходящих от них линиях. Надежность системы электроснабжения этих горизонтов при наличии двух линий питания мало отличается от надежности системы с одной линией. Ограниченная пропускная способность фидеров Ф-61 и Ф-63, а также сложная схема питания подстанций и ввода резерва затрудняют бесперебойное электроснабжение ответственных компрессорных и вентиляционных установок, преобразовательных подстанций и т.д. [11, 12].

Состояние изоляции всей сети в целом и отдельных ее элементов на руднике, как и токи КЗ и возможные перенапряжения в сети, исследованиям не подвергались. Надежность электроснабжения на руднике, а также опасность поражения электрическим током в электроустановках напряжением 6 кВ в значительной степени зависят от количества однофазных замыканий на землю (ОЗЗ) и связанных с ними перенапряжений в сети, а также возможности перехода однофазных замыканий в многофазные. ОЗЗ с длительно протекающими токами до 30 А могут вызвать на заземленном оборудовании опасный для человека потенциал от 60 В ($R_3 = 20$ Ом) до 300 В ($R_3 = 10$ Ом).

Решение поставленных в работе задач позволит выработать решения по улучшению эксплуатации электрических сетей, более полному использованию существующих сетей и обеспечению безопасных условий обслуживания электроустановок сетей напряжением 6 кВ высокогорного рудника.

Общая характеристика электрических сетей напряжением 6 кВ высокогорного рудника

Электрические распределительные сети напряжением 6 кВ рассматриваемого рудника получают питание от двух источников: линии 35 кВ и двух воздушных линий 6 кВ от подстанции «Эльбрус». Воздушная ЛЭП напряжением 35 кВ длиной 2,6 км выполнена проводом АС-3×95 на деревянных опорах и подходит к ПСТ №30, на которой установлены два трансформатора мощностью 3200 кВА каждый, питающих две секции шин напряжением 6 кВ. Секции 6 кВ ПСТ №30 секционированы разъединителем.

Воздушные ЛЭП напряжением 6 кВ от ПСТ «Эльбрус»: Ф-61 и Ф-63 – подходят к ПСТ №116, которые на отдельных участках имеют кабельные вставки одинаковой с воздушными линиями пропускной способностью, от обеих ЛЭП имеются отпайки к шинам 6 кВ ПСТ №30. Шины 6 кВ ПСТ №116 не секционированы. Сеть рудника имеет большую разветвленность и значительную протяженность (общая протяженность кабельной сети 6 кВ $l_{cable} = 45$ км и воздушной $l_{air} = 11$ км, число подключенных подстанций равно 32). Распределительная сеть 6 кВ проходит по поверхности рудника, по штольням и вертикальным выработкам. Кабельная сеть выполнена кабелем с алюминиевыми и медными жилами, в свинцовой и алюминиевой оболочках с бумажной пропитанной изоляцией на горизонтальных участках и с осушенной изоляцией на вертикальных участках.

Методы исследования состояния изоляции электрических сетей напряжением 6 кВ

Полная проводимость изоляции сети определяет полный ток ОЗЗ и наоборот согласно выражениям [9, 10]:

$$y_0 = \frac{I_0}{U_{ph}}; \quad I_0 = U_{ph} y_0, \quad (1)$$

где y_0 – полная проводимость изоляции сети, Ом⁻¹; I_0 – полный ток замыкания на землю, А; U_{ph} – напряжение фазы (phase) сети относительно земли, В.

Полная проводимость изоляции представляется двумя составляющими: активной – g_0 и реактивной – b_0 :

$$y_0 = \sqrt{g_0^2 + b_0^2}. \quad (2)$$

Соотношение между g_0 и b_0 зависит от качества и состояния изоляционного материала кабеля, т.е. определяется тангенсом угла диэлектрических потерь:

$$\operatorname{tg} \delta_0 = \frac{b_0}{g_0}.$$

Метод прямого замыкания на землю

Полная проводимость изоляции y_0 наиболее просто и точно определяется через ток ОЗЗ I_0 и напряжение фазы сети относительно земли U_{ph} . Значение тока ОЗЗ I_0 определяется при замыкании одной из фаз сети на землю через амперметр (или трансформатор тока) по схеме (рис. 2) [9, 10]. Такой способ измерения

прост, требует минимального времени на выполнение измерений, простейшую измерительную аппаратуру (амперметр, трансформатор тока).

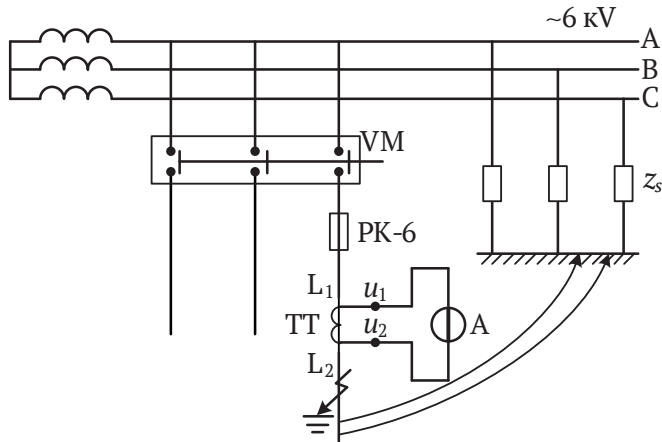


Рис. 2. Метод прямого замыкания на землю
Fig. 2. Method of direct ground fault

Основным недостатком этого метода является повышение напряжения на двух неповрежденных фазах относительно земли и возможность перехода однофазного замыкания в многофазное замыкание на землю, что негативно сказывается на электробезопасности для условий горных предприятий высокогорья, где необходимо быстрое отключение повреждений для недопущения прекращения электроснабжения потребителей в труднодоступных горных районах.

Для обеспечения безопасности при измерении тока ОЗЗ замыкание производится через предохранитель типа ПК-6 (ПК-6), а установка максимальной токовой защиты на масляном выключателе ячейки, на которой производится замыкание, частично или полностью выводится. Как показывает опыт аналогичных исследований, наличие в замыкаемой цепи предохранителя указанного типа обеспечивает безопасность проведения измерения тока замыкания на землю – вследствие быстрейшего его срабатывания. При возможном многофазном замыкании отключение «земли» производится предохранителем раньше, чем максимальной токовой защитой при полностью выведенной выдержке времени. Максимальная токовая защита при измерении резервирует работу предохранителя [9, 10, 13–15].

Общая протяженность электрически связанной сети 6 кВ высокогорного рудника превышает 56 км, на которых более 45 км кабельной и 11 км воздушной сети. Ожидаемый ток ОЗЗ при параллельной работе всей сети и трансформаторов можно определить по эмпирической формуле:

$$I_0 = U_l \left(\frac{l_{air}}{390} + \frac{l_{cable}}{10} + \frac{N_{el}}{500} \right), \quad (3)$$

где U_l – линейное (line) напряжение сети, кВ; l_{air} , l_{cable} – протяженность воздушной (air) и кабельной (cable) сети, км; N_{el} – число подключенных к сети напряжением 6 кВ отдельных элементов (elements): трансформаторных подстанций, двигателей 6 кВ, ячеек 6 кВ и т.д.

При измерении тока ОЗЗ по схеме, приведенной на рис. 2, необходимо: установить предохра-

нитель ПК-6, $I_{in} = 15$ А; полностью вывести выдержку времени максимальной токовой защиты; установку максимальной токовой защиты по первичному току принять равной 30 А. Для измерения полной проводимости изоляции в сетях 6 кВ высокогорного рудника могут быть использованы и другие методы [13–15].

Косвенные методы определения полной проводимости включали: а) метод замыкания фазы на землю через большое сопротивление, дроссель; б) метод искусственного смещения нейтрали при помощи постороннего источника тока. Оба указанных метода измерения полной проводимости сети основываются на методе, предложенном проф. Л. И. Сиротинским [13, 14]. Согласно первому методу одна из фаз сети замыкается на землю через сопротивление (дроссельную катушку). Величина возникшего при этом смещения нейтрали измеряется вольтметром, включенным между землей и искусственно созданной нулевой точкой сети, полученной путем включения в сеть 6 кВ трансформатора напряжения типа НТМИ-6, НТМК-6. Одновременно измеряется ток, протекающий через дроссельную катушку. По величине напряжения смещения нейтрали и величине тока через дроссельную катушку определяется ток ОЗЗ по формуле:

$$I_0 = I_{cc} \frac{U_{ph}}{U_{nbv}}, \quad (4)$$

где I_0 – ток ОЗЗ, А; I_{cc} – ток, протекающий через дроссельную катушку, А; U_{nbv} – напряжение смещения нейтрали, вызванное включением дроссельной катушки, кВ.

Метод проф. Л.И. Сиротинского предполагает, что система, в которой производится измерение тока ОЗЗ, симметрична; векторы фазных напряжений равны между собой и сдвинуты на 120° , естественное напряжение смещения нейтрали сети относительно земли $U_0 = 0$. При замыкании на землю одной из фаз сети через дроссельную катушку происходит смещение нейтрали сети, величина которого зависит от фазного напряжения сети и параметров дроссельной катушки. Однако в практике эксплуатации электрических сетей из-за разной проводимости изоляции фаз относительно земли симметрия фазных напряжений нарушается, что приводит к появлению естественного смещения нейтрали сети U_0 относительно земли. Включение дополнительной проводимости – дроссельной катушки – в одну из фаз сети приводит к изменению величины U_0 до нового значения, обусловленного сложением векторных значений величин \vec{U}_0 и \vec{U}_{nbv} – напряжения смещения нейтрали сети относительно земли, вызываемого включением дросселя. Понимание процессов определения электрических величин представляется на векторной диаграмме [13, 14].

Исследования показали, что метод проф. Л. И. Сиротинского применим и при наличии естественного смещения нейтрали, если в знаменатель формулы (4) подставлять только ту часть результирующего напряжения смещения нейтрали \vec{U}_{nbv} , которая обусловлена включением дросселя во все фазы сети. Если естественное смещение нейтрали по результатам измерения равно U_0 , а после поочередного включения дрос-

селя в разные фазы сети оказалось соответственно равным $\bar{U}_{01}, \bar{U}_{02}, \bar{U}_{03}$, то величина напряжения смещения нейтрали сети, обусловленная включением дросселя \bar{U}_{nbvi} , будет равна:

$$\bar{U}_{nbvi} = \bar{U}_{0i} - \bar{U}_0. \quad (5)$$

Если принять за средние значения величины:

$$I_{nbv.average} = \frac{I_{nbv1} + I_{nbv2} + I_{nbv3}}{3}, \text{ A};$$

$$U_{ph} = \frac{U_{ph1} + U_{ph2} + U_{ph3}}{3}, \text{ кВ};$$

$$U_{nbv.average} = \frac{U_{nbv1} + U_{nbv2} + U_{nbv3}}{3}, \text{ кВ},$$

то формула (4) будет записана в виде:

$$I_0 = I_{nbv.average} \frac{U_{ph}}{U_{nbv.average}}, \text{ A}. \quad (6)$$

При отсутствии естественного смещения нейтрали в сети, $U_0 = 0$, на основании формул (4), (5): $U_{nbvi} = U_{0i} = U_{nbv}$, выражение (6) превращается в формулу (4). Очевидная сложность работы с векторными величинами и громоздкость графических построений затрудняют практическое применение этого метода в представленном виде. На практике находит применение несколько упрощенный метод расчета, значительно сокращающий объем и сложность измерений, позволяющий вести вычисления не с векторами, а со скалярными величинами. Несколько повышенная погрешность расчетов (до 15 %) не оказывает существенного влияния на практические вычисления [16]. При расчете тока замыкания на землю I_0 по упрощенному методу вместо величины напряжения смещения нейтрали $U_{nbv.average}$ в формулу (6) подставляется среднеарифметическое значение напряжения смещения $U_{0average}$, замеренное при включении дросселя поочередно в три фазы сети, кВ:

$$U_{0average} = \frac{U_{01} + U_{02} + U_{03}}{3}.$$

Относительная ошибка расчетов β равна:

$$U_{0average} = \frac{U_{0average} - U_{nbv.average}}{U_{nbv.average}} \cdot 100\%. \quad (7)$$

При $U_0/U_{0average} \leq 0,65$ β не превышает 15%.

При замене $U_{nbv.average} = U_{0average}$ зависит от отношения: $U_0/U_{0average}$ и при $U_0/U_{0average} \leq 0,65$ не превышает 15 %. График зависимости $\beta = f(U_0/U_{0average})$ представлен на рис. 3.

Измеряется фазное напряжение сети U_{ph} относительно земли по показаниям вольтметров V_1, V_2 и V_3 при полной обмотке трансформаторов напряжения НТМИ-6 (НТМК-6). Измеряется естественное смещение нейтрали U_0 при помощи измерительного трансформатора типа НОМ-6 и вольтметра V_5 , включенного во вторичную обмотку НОМ-6. Кроме того, значение можно измерить с помощью вольтметра V_5 или V_4 , включенного в обмотку по схеме открытого треугольника. Дроссель поочередно включается между фазами 1, 2, 3 и землей, одновременно измеряется напряже-

ние смещения нейтрали U_{01}, U_{02}, U_{03} (V_5), и по показанию амперметра (А) определяется значение тока в дросселе I_{cc1}, I_{cc2} и I_{cc3} . Находятся величины $U_{0average}$ и $I_{nbv.average}$ и отношение $U_0/U_{0average}$.

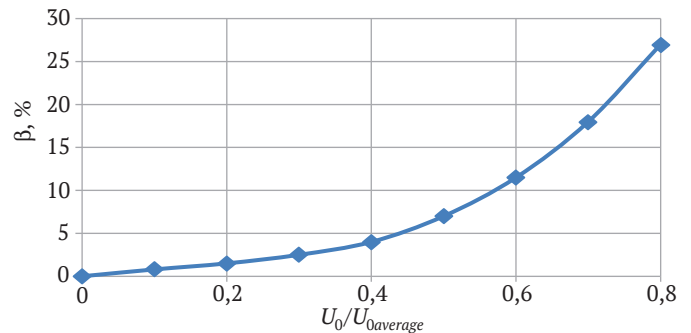


Рис. 3. График зависимости $\beta = f(U_0/U_{0average})$

Fig. 3. Dependence graph $\beta = f(U_0/U_{0average})$

По результатам представленной зависимости находится относительная погрешность расчетов β исходя из отношения $U_0/U_{0average}$ (см. кривая, рис. 3) и вычисляется величина смещения нейтрали, обусловленная только включением дросселя, кВ:

$$U_{nbv.average} = \frac{U_{0average}}{1 + \frac{\beta\%}{100}}. \quad (8)$$

Рассчитывается величина полного тока ОЗЗ и полной проводимости изоляции фаз сети относительно земли:

$$I_0 = I_{nbv.average} \frac{U_{ph}}{U_{nbv.average}}; \quad y_0 = \frac{I_0}{U_{ph}} = \frac{I_{nbv.average}}{U_{nbv.average}}.$$

Для определения тока ОЗЗ и полной проводимости изоляции фаз сети относительно земли предлагается следующий порядок проведения измерений (рис. 4).

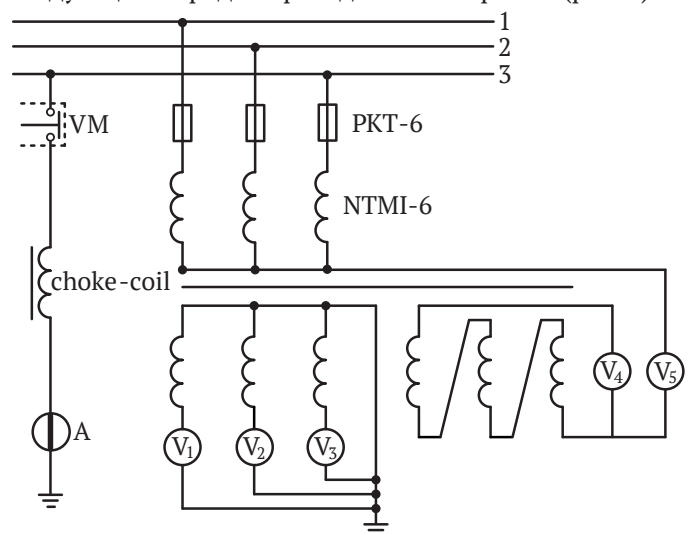


Рис. 4. Порядок проведения измерений для определения тока ОЗЗ и полной проводимости изоляции фаз сети относительно земли

Fig. 4. Measurement procedure for determining the single phase-to-ground fault current and total conductivity of insulation of network phases relative to the ground

В процессе эксплуатации электрических сетей значительный интерес представляет регистрация уровня изоляции сети в течение определенного времени. В условиях разветвленной сети рассматриваемого рудника при большом количестве подстанций несомненный интерес представляет характер изменения проводимости сети в течение времени при различного рода оперативных переключениях, изменении схемы и нагрузки в сети. Регистрацию изменения проводимости изоляции сети во времени можно осуществить методом, использующим искусственное смещение нейтрали сети относительно земли от постороннего источника тока. По этому методу полная проводимость изоляции сети вычисляется с использованием результатов двух измерений, выполненных в данной сети по схеме (рис. 5), по формуле, Ом⁻¹:

$$y_0 = \frac{I'_0 - I''_0}{E'_0 - E''_0} \quad (9)$$

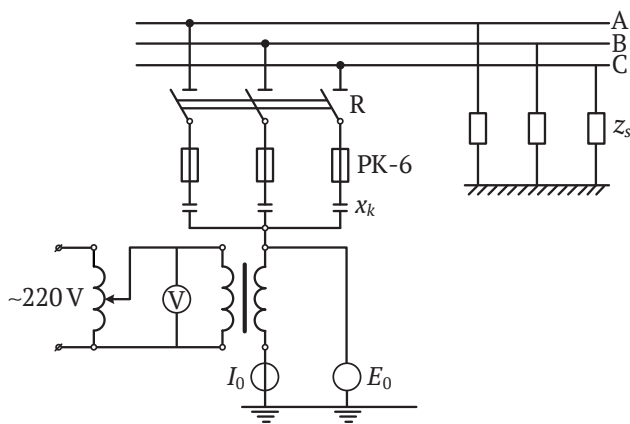


Рис. 5. Метод измерения проводимости изоляции, использующий искусственное смещение нейтрали сети относительно земли от постороннего источника тока

Fig. 5. Method for measuring insulation conductivity using artificial displacement of network neutral relative to ground from an external supply source of current

Для получения достоверных результатов y_0 , с относительной погрешностью до 5 %, необходимо, чтобы величина меньшей ЭДС постороннего источника питания E''_0 была больше 60 % напряжения естественного смещения нейтрали сети U_0 .

Второе измерение в сети производится по той же схеме, что и при значении ЭДС постороннего источника $E'_0 = 1,5U_0$, что дает возможность более точно зафиксировать разность токов $I'_0 - I''_0$, полученных соответственно при первом и втором измерениях. В связи с тем что внутреннее сопротивление источника смещения нейтрали мало, значения E'_0 и E''_0 при измерении можно заменить соответственно напряжениями U'_0 и U''_0 , замеряемыми с помощью приборов.

По графику, представленному на рис. 6, определяется относительная ошибка σ , %, при соответствующих значениях коэффициента K и угла α . Коэффициент K показывает отношение тока искусственного смещения I'_0 к току естественного смещения I_0 , который можно измерить замыканием нулевой точки системы через амперметр на землю или рассчитать приближенно по формуле [14], А:

$$I_0 \approx U_0 \cdot y_0 \quad (10)$$

Уточненное значение проводимости изоляции y_0 определяется по выражению:

$$y_0 = \frac{y'_0}{1 - \frac{\sigma\%}{100}} \quad (11)$$

Ток замыкания на землю определяется по формуле, А:

$$I_0 = U_{ph} y_0 \quad (12)$$

Таким образом, надежность работы отдельных участков и всей сети в целом определяется следующими факторами:

– состоянием изоляции электрической (преимущественно кабельной) сети, наличием постоянного

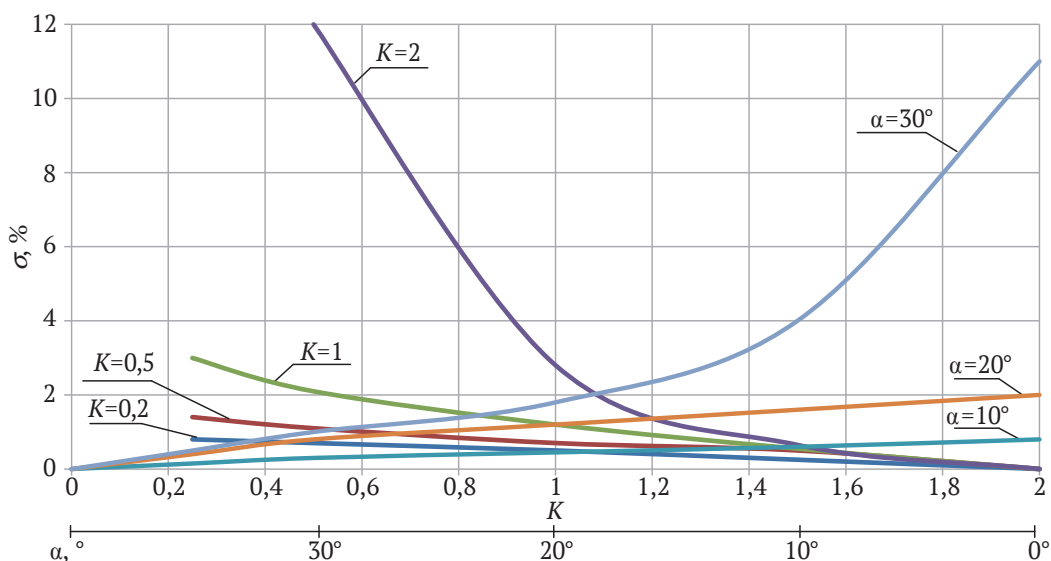


Рис. 6. График определения относительной ошибки σ , %, при соответствующих значениях коэффициента K и угла α

Fig. 6. Graph for determining the relative error σ , %, at the corresponding values of K coefficient and angle α



автоматического контроля изоляции, способов определения мест повреждения и быстрого восстановления электрической прочности изоляции;

– существующей схемой электроснабжения и общей протяженностью сети, питающейся от одного источника питания, определяющей величину тока ОЗЗ и внутренних перенапряжений в сети и вероятность их перехода в многофазные КЗ;

– величинами многофазных КЗ в сети, наличием на подстанциях надежной коммутационной отключающей аппаратуры в сочетании с быстродействующей селективной защитой;

– резервированием отдельных элементов сети, определяемым схемой электроснабжения рудника.

Заключение

В результате проведенных исследований дана оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике для обеспечения более высокой гибкости системы электроснабжения горных работ, а также повышения надежности и безопасности электрических установок в сетях различных напряжений при расширении фронта горных работ как подземным, так и открытым способами. Представленные результаты исследований имеют важное значение при реализации образовательных программ подготовки горных инженеров [17].

Выводы:

1. Установлено, что при существующей схеме раздельного питания сетей напряжением 6 кВ от подстанций полные токи замыкания на землю для этих сетей соответственно равны: $I_{030} = 17,5$ А и $I_{0116} = 12,2$ А и достигают предельных значений, при которых возможно их отключение разъединителями (предельный ток составляет 20 А).

2. Определены полные сопротивления изоляции сетей, которые равны: $z_{030} = 198$ Ом и $z_{0116} = 284$ Ом и являются низкими для сетей напряжением 6 кВ. При этом омическое сопротивление изоляции трех фаз в среднем не превышает: $R_{0,average} = 343 \cdot 10^5$ и составляет около 100 Ом/В или на одну фазу 300 Ом/В, что значительно ниже рекомендуемой для электрооборудования величины 1000 Ом/В.

3. Обосновано, что при полной проводимости сети $y_0 = 5050 \cdot 10^{-6}$ Ом⁻¹ и $y_0 = 3520 \cdot 10^{-6}$ Ом⁻¹ на три порядка выше, чем омическая проводимость $g_0 = 2,8 \cdot 10^{-6}$ Ом⁻¹, которой можно пренебречь и считать, что емкостная проводимость b_0 равна полной проводимости изоляции y_0 : $b_0 = y_0 = 1/x_0 = \omega \cdot C_e \cdot l_{cable}$ (здесь C_e – удельная емкость сети, мкФ/км).

4. Рекомендована формула полного тока замыкания на землю в подземных сетях напряжением 6 кВ и улучшенным электрическим коэффициентом для отдельных элементов сети $K_{эл} = 1700$ при погрешности расчета не более 7 %.

Список литературы

1. Ляшенко В. И., Франчук В. П., Кислый Б. П. Модернизация технико-технологического комплекса уранодобывающего производства. *Горный журнал*. 2015;(1):26–32. <https://doi.org/10.17580/gzh.2015.01.05>
2. Пучков Л. А., Пивняк Г. Г. (ред.) *Электрификация горного производства*. В 2-х томах. М: Изд-во Московского государственного горного университета; 2007.
3. Kaboli S., Selvaraj J., Rahim N. Long-term electric energy consumption forecasting via artificial cooperative search algorithm. *Energy*. 2016;115(1):857–871. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2016.09.015>
4. Meira de Oliveira E., Cyrino Oliveira F. L. Forecasting mid-long term electric energy consumption through bagging ARIMA and exponential smoothing methods. *Energy*. 2018;144(1):776–788. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2017.12.049>
5. 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>
6. 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>
7. Bornschlegl M., Bregulla M., Franke J. Methods-energy measurement – an approach for sustainable energy planning of manufacturing technologies. *Journal of Cleaner Production*. 2016;135(1):644–656. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2016.06.059>
8. Biel K., Glock C. Systematic literature review of decision support models for energy-efficient production planning. *Computers & Industrial Engineering*. 2016;101:243–259. <https://doi.org/10.1016/j.cie.2016.08.021>
9. Бухтояров В. Ф. *Защита от замыканий на землю электроустановок карьеров*. М.: Недра; 1986. 184 с.
10. Цапенко Е. Ф. *Замыкания на землю в сетях 6–35 кВ*. М.: Энергоатомизда; 1986. 128 с.
11. Клюев Р. В., Босиков И. И., Майер А. В., Гаврина О. А. Комплексный анализ применения эффективных технологий для повышения устойчивого развития природно-технической системы. *Устойчивое развитие горных территорий*. 2020;(2):283–290. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2020-12-2-283-290>



12. Ключев Р. В., Босиков И. И., Гаврина О. А., Атрушкевич В. А. Выбор средств защиты высоковольтного двигателя экскаватора на руднике открытых работ горно-металлургического комбината. *Безопасность труда в промышленности*. 2020;(7):46–53. <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2020-7-46-53>
13. Сиротинский Л. И. *Техника высоких напряжений*. Ч. 3. Вып. 1: Волновые процессы и внутренние перенапряжения в электрических системах. М: Госэнергоиздат; 1959. 368 с.
14. Ульянов С. А. *Электромагнитные переходные процессы в электрических системах*. М.: Энергия; 1970. 520 с.
15. Zhukovskiy Y., Batueva D., Buldysko A., Shabalov M. Motivation towards energy saving by means of IoT personal energy manager platform. *Journal of Physics: Conference Series*. 2019;1333(6):062033. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/1333/6/062033>
16. Ключев Р. В., Босиков И. И., Гаврина О. А. Повышение эффективности релейной защиты на горно-обогательном комбинате. *Записки Горного института*. 2021;248:300–311. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.2.14>
17. Верчеба А. А. Подготовка кадров для горно-геологической отрасли России. *Горные науки и технологии*. 2021;6(2):144–153. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-144-153>

References

1. Lyashenko V. I., Franchuk V. P., Kisly B. P. Reengineering of technical-and-technological structure of uranium mine. *Gornyi Zhurnal*. 2015;(1):26–32. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2015.01.05>
2. Puchkov L. A., Pivnyak G. G. (eds.). *Electrification of mining production*. In 2 volumes. Moscow: Moscow State Mining University Publ.; 2007. (In Russ.)
3. Kaboli S., Selvaraj J., Rahim N. Long-term electric energy consumption forecasting via artificial cooperative search algorithm. *Energy*. 2016;115(1):857–871. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2016.09.015>
4. Meira de Oliveira E., Cyrino Oliveira F. L. Forecasting mid-long term electric energy consumption through bagging ARIMA and exponential smoothing methods. *Energy*. 2018;144(1):776–788. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2017.12.049>
5. 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>
6. Lyashenko V. I., Khomenko O. E., Golik V. I. Development of environment-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>
7. Bornschlegl M., Bregulla M., Franke J. Methods-energy measurement – an approach for sustainable energy planning of manufacturing technologies. *Journal of Cleaner Production*. 2016;135(1):644–656. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2016.06.059>
8. Biel K., Glock C. Systematic literature review of decision support models for energy-efficient production planning. *Computers & Industrial Engineering*. 2016;101:243–259. <https://doi.org/10.1016/j.cie.2016.08.021>
9. Bukhtoyarov V. F. Ground fault protection of open pit electric installations. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 184 p. (In Russ.)
10. Tsapenko E. F. The earth faults in 6-35 kV electricity supply networks. Moscow: Energoatomizdat Publ.; 1986. 128 p. (In Russ.)
11. Klyuev R. V., Bosikov I. I., Mayer A. V., Gavrina O. A. Comprehensive analysis of the effective technologies application to increase sustainable development of the natural-technical system. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2020;(2):283–290. <https://doi.org/10.21177/1998-4502-2020-12-2-283-290>
12. Klyuev R. V., Bosikov I. I., Gavrina O. A., Atrushkevich V. A. Selection of protection means for high-voltage excavator engine at the open-pit mine of the mining and metallurgical plant. *Bezopasnost' Truda v Promyshlennosti*. 2020;(7):46–53. (In Russ.). <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2020-7-46-53>
13. Sirotsky L. I. *High voltage equipment*. Part. 3, Vol. 1: Wave processes and internal overvoltages in electrical systems. Moscow: Gosenergoizdat Publ.; 1959. 368 p. (In Russ.)
14. Ulyanov S. A. *Electromagnetic transient phenomena in electrical systems*. Moscow: Energiya Publ.; 1970. 520 p. (In Russ.)
15. Zhukovskiy Y., Batueva D., Buldysko A., Shabalov M. Motivation towards energy saving by means of IoT personal energy manager platform. *Journal of Physics: Conference Series*. 2019;1333(6):062033. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/1333/6/062033>
16. Klyuev R. V., Bosikov I. I., Gavrina O. A. Improving the efficiency of relay protection at a mining and processing plant. *Journal of Mining Institute*. 2021;248:300–311. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.2.14>
17. Vercheba A. A. Personnel training for the mining and geological sector of Russia. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):144–153. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-144-153>



Информация об авторах

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](https://orcid.org/0000-0003-3777-7203), SCOPUS ID [57194206632](https://scopus.com/authorid/57194206632); e-mail kluev-roman@rambler.ru

Игорь Иванович Босиков – кандидат технических наук, доцент кафедры «Прикладная геология», Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-8930-4112](https://orcid.org/0000-0001-8930-4112), SCOPUS ID [56919738300](https://scopus.com/authorid/56919738300); e-mail igor.boss.777@mail.ru

Оксана Александровна Гаврина – кандидат технических наук, доцент кафедры «Электроснабжение промышленных предприятий» Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), г. Владикавказ, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9712-9075](https://orcid.org/0000-0002-9712-9075), SCOPUS ID [57204639532](https://scopus.com/authorid/57204639532); e-mail Gavrina-Oksana@yandex.ru

Василий Иванович Ляшенко – кандидат технических наук, ст. науч. сотрудник, Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии, г. Желтые Воды, Украина; SCOPUS ID [8915855500](https://scopus.com/authorid/8915855500); e-mail vilyashenko2017@gmail.com

Information about the authors

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](https://orcid.org/0000-0003-3777-7203), SCOPUS ID [57194206632](https://scopus.com/authorid/57194206632); e-mail kluev-roman@rambler.ru

Igor I. Bosikov – Cand. Sci. (Eng.), Assoc. Professor of the Applied Geology Department, North Caucasian Institute of mining and metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russian Federation; ORCID [0000-0001-8930-4112](https://orcid.org/0000-0001-8930-4112), SCOPUS ID [56919738300](https://scopus.com/authorid/56919738300); e-mail igor.boss.777@mail.ru

Oksana A. Gavrina – Cand. Sci. (Eng.), Assoc. Professor of the Industrial Power Supply Department, North Caucasian Institute of mining and metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9712-9075](https://orcid.org/0000-0002-9712-9075), SCOPUS ID [57204639532](https://scopus.com/authorid/57204639532); e-mail Gavrina-Oksana@yandex.ru

Vasiliy I. Lyashenko – Cand. Sci. (Eng.), Senior Research Fellow, Ukrainian Research and Design Institute for Industrial Technology, Zholti Vody, Ukraine; SCOPUS ID [8915855500](https://scopus.com/authorid/8915855500); e-mail vilyashenko2017@gmail.com

Поступила в редакцию	30.07.2021	Received	30.07.2021
Поступила после рецензирования	31.08.2021	Revised	31.08.2021
Принята к публикации	15.09.2021	Accepted	15.09.2021



ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ В ГОРНОПРОМЫШЛЕННОМ СЕКТОРЕ ЭКОНОМИКИ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-221-228>**PEST-анализ развития Нивенского ГОКа на территории Калининградской области**Д. П. Тибиллов¹, Ю. А. Домахина¹, Н. А. Липницкий²¹ *Одинцовский филиал МГИМО МИД России, г. Одинцово, Российская Федерация*² *ООО «СПб-Гипрошахт», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация* *domaxina@yandex.ru***Аннотация**

Сегодня, в реалиях экономической неопределенности и непредсказуемости, важно своевременно реагировать на новые вызовы, используя актуальные инструменты для принятия эффективных управленческих решений. В мировой практике одним из таких инструментов для эффективного управления проектами промышленных предприятий является PEST-анализ, функциональные возможности которого рассмотрены в данной работе. Цель исследования заключается в проведении PEST-анализа, рассмотрении и анализе факторов, оказывающих влияние на развитие Нивенского ГОКа, расположенного на территории Калининградской области, – экспортно-ориентированного инвестиционного проекта строительства нового промышленного предприятия с основным производством премиального минерального удобрения – сульфата калия. Посредством проведенного анализа полученных результатов в статье предложен ряд возможных превентивных мероприятий для нивелирования негативных факторов, а также для развития сильных сторон компании-оператора Нивенского ГОКа – ООО «К-Поташ Сервис». Таким образом, PEST-анализ ключевых микро- и макроэкономических факторов позволил комплексно оценить положение Нивенского ГОКа в создаваемой горно-химической промышленности Калининградской области. В работе установлена степень влияния на компанию и других внутренних и внешних факторов, включая возможности внедрения новых инновационных технологий в работу промышленного предприятия, тенденции развития рынка минеральных удобрений с учетом геополитического контекста. Выводы, рекомендации и предложения позволяют оценить компанию со стороны, а полученные результаты учитывать возможности развития промышленного предприятия при принятии стратегических и долгосрочных решений по развитию проекта. Основные результаты проведенного исследования могут быть использованы в качестве эффективных мер развития проекта нового промышленного предприятия – Нивенского ГОКа.

Ключевые слова

горная промышленность, горно-обогатительные предприятия, экономика, управление проектами, макроэкономические факторы, PEST-анализ, сульфат калия, добыча, макросреда, инфраструктура, Нивенский ГОК, Калининградская область, Россия

Для цитирования

Тибиллов Д. П., Домахина Ю. А., Липницкий Н. А. PEST-анализ развития Нивенского ГОКа на территории Калининградской области. *Горные науки и технологии*. 2021;6(3):221–228. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-221-228>

EXPERIENCE OF MINING PROJECT IMPLEMENTATION

Research article

PEST-analysis of Nivensky Mining and Concentration Complex development in Kaliningrad regionD. P. Tibilov¹, Y. A. Domakhina¹, N. A. Lipnitsky²¹ *Odintsovo branch of MGIMO, MFA of Russia, 143007, Odintsovo, Russian Federation*² *LLC SPb-Giproshakht, St. Petersburg, Russian Federation* *domaxina@yandex.ru***Abstract**

Today, in the times of economic uncertainty and unpredictability, it is important to respond to new challenges in a timely manner, using relevant tools to make effective management decisions. In the world practice, one of such tools for effective management of an industrial enterprise project is PEST-analysis, the functionality of which is considered in this paper. The study purpose is to conduct PEST-analysis, review and analyze the factors



affecting the development of the Nivensky GOK (Mining and Concentration Complex), located in the Kaliningrad region – an export-oriented investment project to build a new industrial enterprise with core production of a premium mineral fertilizer, potassium sulfate. Based on the analysis, the paper proposes a number of feasible preventive measures for mitigating effects of negative factors, as well as for the development of strengths of the Nivensky GOK's company-operator, "K-Potash Service" LLC. Thus, PEST-analysis of key micro- and macroeconomic factors allowed to comprehensively assess the position of Nivensky GOK in the emerging mining-and-chemical industry of Kaliningrad region. The study established the degree of influence of other internal and external factors on the company as well, including the possibilities of introducing new innovative techniques in the industrial enterprise operation, trends in the development of the mineral fertilizer market, taking into account the geopolitical context. Conclusions, recommendations and proposals allow evaluating the company and the possibilities of its development for making strategic and long-term decisions on the project development. The main results of the study can be used as effective tools for optimizing development of the new industrial enterprise project, Nivensky GOK.

Keywords

mining, mining and concentration complexes, economy, project management, macroeconomic factors, PEST-analysis, potassium sulfate, extraction, macro environment, infrastructure, Nivensky GOK, Kaliningrad region, Russia

For citation

Tibilov D. P., Domakhina Y. A., Lipnitskiy N. A. PEST-analysis of Nivensky Mining and Concentration Complex development in Kaliningrad region. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):221–228. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-221-228>

Введение

Исторически сложилось, что Калининградская область развивается в сложных полужизненных условиях – это формирует неустойчивость её социально-экономической системы к действующим глобальным экономическим и политическим тенденциям. Однако и сам регион выступает макросредой для локальных субъектов рынка Калининградской области. Такие факторы, как изоляция от основной территории Российской Федерации, близость к экономически развитым странам Европы, статус свободной экономической зоны, определяют специфичность и типы развития бизнес-структур региона, а также систему управления проектами промышленных предприятий [1]. В связи с этим обязательным условием для эффективного развития экономики субъекта является постоянный мониторинг и комплексный анализ внешних и внутренних социально-экономических показателей, оказывающих влияние на все сферы деятельности.

Сегодня одним из популярных и практико-ориентированных инструментов планирования и формирования стратегических направлений деятельности предприятия является PEST-анализ, целью использования которого выступает мониторинг изменений макросреды по четырем основным направлениям, а именно исследование политических, экономических, социальных и технологических факторов внешней макросреды [2].

Практика применения PEST-анализа и его развитие начались в шестидесятых годах прошлого столетия. Плюсами использования PEST-анализа, несомненно, являются детальный и комплексный анализ внешней среды, формирование общего понимания рынка и перспектив развития исследуемого предприятия. В свою очередь, недостатками анализа выступают следующие факторы: неточность результатов анализа, значительное сокращение данных и трудность учета наиболее значимых факторов. В связи с этим

для точности расчетов необходимо четко придерживаться методологии анализа, состоящего из различных этапов проведения комплексного исследования.

Первоначально необходимо провести исследование факторов по каждому из направлений, способных повлиять на прибыльность предприятия в долгосрочной перспективе, – в промежутке от 3 до 5 лет. После этого следует консолидировать и комплексно изучить информацию о каждом факторе с целью прогнозирования его динамики.

Далее необходимо оценить значимость выбранных факторов, направлений и их влияние на деятельность компании. Стоит отметить, что сила влияния фактора оценивается по шкале от 1 до 3. Следующим этапом является оценка вероятности изменения факторов по 5-балльной шкале, где 1 означает минимальную вероятность изменения фактора внешней среды, а 5 – максимальную. Для достоверности оценка степени влияния и изменения факторов должна проводиться экспертами в своей профессиональной области [3].

После проведения оценки в итоговой таблице PEST-анализа записывается среднее арифметическое результатов по каждому фактору, что позволяет сформировать вероятность колебания характеристик внешней среды. Завершающий этап анализа – приведение всех расчетов в матричный вид, где все факторы в порядке убывания своей важности размещаются в таблице.

Появление Нивенского ГОКа в структуре производственного сектора Калининградской области

К 2021 г. в региональной промышленности Калининградской области сформировался ряд направлений, являющихся локомотивами экономического развития. К таким направлениям относятся: автомобиль- и судостроение, обрабатывающие производства, добыча полезных ископаемых, обеспечение электроэнергией, газом и паром, а также другие виды



экономической деятельности¹. Однако освоение Нивенского месторождения на базе разведанных запасов калийно-магниевых солей Нивенской впадины изменит повестку стратегического развития Калининградской области, включив в реальную перспективу появление горно-химической промышленности².

Сегодня Нивенский ГОК для Калининградской области – это крупнейший инвестиционный проект строительства нового промышленного предприятия с основным производством премиального минерального удобрения – сульфата калия или Sulfate of Potash (далее – SOP)³.

Стоит отметить, что SOP – это нишевый продукт, и объем его потребления ограничен, что определяет высокую цену на мировых рынках. Премиальное удобрение содержит два питательных компонента: калий и серу, и не содержит хлор. В мировом сельском хозяйстве это удобрение используется для высокоценных культур – картофеля, сахарной свеклы, цитрусовых, тепличных и других растений [4].

Безусловно, появление крупного экспортно-ориентированного промышленного предприятия – это вызов существующей инфраструктуре Калининградской области, включая транспортно-логистическую систему, социальные институты, смежные народно-хозяйственные отрасли региона. Стоит заметить, что на 2020-й год запас прочности и гибкость перечисленных структур не отвечают требованиям будущего производства [5].

Отсюда следует, что необходимость диверсифицировать экономику региона и появление Нивенского ГОКа – два фактора, определяющих актуальность проведения в настоящий момент комплексного анализа условий работы предприятия.

PEST-анализ макроэкономических факторов влияния на Нивенском ГОКе

Сегодня PEST-анализ незаменим для исследования условий бизнеса, на которые нельзя повлиять напрямую. Собственно, аббревиатура PEST совмещает в себе Political (политические), Economical (экономические), Social (социальные) и Technical (технологические) факторы, которые при помощи данного метода стремятся оценить управленцы, маркетологи, эксперты, чтобы понять не только их влияние, но и вероятные варианты развития ситуации, а также то, насколько «жизнеспособным» в целом является рассматриваемый проект [3, 6, 7].

Базируясь на принципах оценки PEST-анализа, в ходе работы авторы сформировали перечень факторов

¹ Отчет о деятельности Правительства Калининградской области за 2019 год, в том числе по вопросам, поставленным Калининградской областной Думой. URL: <https://gov39.ru/working/ekonomy/strategy/ezhegodnye-otchyety/> (Дата доступа: 18.10.2020).

² Справка о состоянии и перспективах использования минерально-сырьевой базы Калининградской области на 15.06.2020 год. URL: <https://www.rosnedra.gov.ru/data/Fast/Files/202011/d56faa9eb7abd9a280781c366e04f3d5.pdf> (Дата доступа: 18.10.2020).

³ Официальный сайт ООО «К-Поташ Сервис» URL: <http://k-potash.ru/> (Дата доступа: 18.10.2020).

и параметров макросреды, которые воздействуют на развитие компании ООО «К-Поташ Сервис», выступающей компанией-оператором проекта Нивенского ГОКа, и провели анализ возможностей развития горно-химической промышленности на территории региона. Весь комплекс макроэкономических факторов, оказывающих влияние на развитие Нивенского ГОКа, сгруппирован в соответствии с подходом PEST-анализа по четырем основным категориям, что отражено на рис. 1.

Стоит отметить, что для оценки степени влияния установленных факторов макросреды на компанию ООО «К-Поташ Сервис» были привлечены эксперты, компетенции которых соответствуют виду деятельности исследуемой компании, что позволило максимально точно оценить степень влияния факторов на предприятие. Также в работе использованы доступные источники информации в целях получения более полной и достоверной картины о внешней среде: внутренняя информация, обзоры рынков, статьи в научных журналах, эмпирические исследования независимых экспертов.

Определившись с методом макроанализа и перечнем факторов для его проведения, эксперты рассмотрели и оценили внешнюю среду компании ООО «К-Поташ Сервис» с разных сторон. Таким образом, в ходе проведения PEST-анализа был составлен авторский подробный список PEST-факторов, оказывающих влияние на развитие компании. После чего экспертами была проведена оценка влияния данных факторов на развитие Нивенского ГОКа в сложившихся макроэкономических условиях [15, 16].

Первоначально экспертами индивидуально была установлена степень влияния факторов на реализацию проекта Нивенского ГОКа – от 1 (min) до 3 (max). Стоит отметить, что используемые для оценки факторы, представленные на рис. 1, определяют стратегию развития проекта Нивенского ГОК, оказывая непосредственное влияние на среду и прибыль предприятия, финансово-хозяйственную деятельность, продажи, распределение ресурсов, технологическое развитие, которые часто являются причинами изменений и потери места на рынке.

Базируясь на консолидации результатов оценки экспертов по каждому фактору в заданных параметрах, с помощью функции среднего значения в программе Microsoft Excel, авторы рассчитали среднее арифметическое по оценкам. Таким образом, консолидировав результаты оценки экспертов, рассчитали среднее значение по каждому фактору, что позволило выявить те из них, которые оказывают наибольшее воздействие.

Далее была произведена оценка вероятности изменения установленных факторов по шкале от 1 (min) от 5 (max), результаты которой представлены в табл. 1. В результате проведенных экспертно-оценочных процедур была оценена реальная значимость каждого фактора, что позволило выяснить, насколько следует контролировать тот или иной фактор при дальнейшей реализации проекта. Для оценки фактора с поправкой на вес среднее значение экспертной оценки умножается на степень влияния фактора, а результат делится на сумму средних баллов экспертных оценок.

<p>Р-факторы (политические)</p> <ul style="list-style-type: none"> – законодательство по охране окружающей среды; – политика РФ по отношению к соседним государствам и миру; – частные инвестиции в промышленность [8]; – налоговая политика (тарифы и льготы); – готовность региона к реализации проекта Нивенского ГОКа; – государственные дотации на развитие инфраструктуры и бизнеса; – будущее и текущее законодательство, регулирующие правила работы в отрасли; – количественные и качественные ограничения на импорт, торговая политика; – тенденции к регулированию или дерегулированию горнодобывающей отрасли; – стремление к протекционизму отрасли, наличие государственных компаний в отрасли; – стратегия развития Калининградской области; – устойчивость политической власти РФ; – степень защиты интеллектуальной собственности и закон об авторском праве и др. [9]; 	<p>Е-факторы (экономические)</p> <ul style="list-style-type: none"> – дистрибуция, логистика [10]; – инвестиционный климат в исследуемой области; – зависимость от регуляторов по предоставлению энергоносителей в области; – степень глобализации и открытости экономики [11]; – курсы основных валют; – платежеспособность потребителей; – кредитно-денежная и налогово-бюджетная политика области в Калининградской области; – экономическая стабильность: ВВП Калининградской области, ВВП, темпы инфляции; – зависимость от поставщиков сырья и оборудования; – темпы роста экономики; – уровень инфляции и процентные ставки; – специфика производства сульфата калия в аспекте реализации проекта Нивенского ГОКа; – уровень развития предпринимательства и бизнес-среды в Калининградской области; – уровень располагаемых доходов населения в Калининградской области и др.
<p>S-факторы (социальные)</p> <ul style="list-style-type: none"> – бренд, репутация компании, имидж используемой технологии [12]; – негативное отношение жителей региона к реализации проекта Нивенского ГОКа; – отношение к натуральным и экологически чистым продуктам; – уровень миграции и иммиграционные настроения; – требования к качеству продукции и уровню сервиса; – потребительские предпочтения; – отношение к работе, карьере, досугу и выходу на пенсию; – отношение к импортным товарам и услугам; – уровень здравоохранения и образования в Калининградской области; – темпы роста населения в Калининградской области и др. 	<p>T-факторы (технологические)</p> <ul style="list-style-type: none"> – развитие конкурентных технологий [13]; – степень использования, внедрения и передачи технологий; – ключевые технологические изменения; – потенциал инноваций [14]; – доступ к новейшим технологиям; – зрелость технологий; – законодательство по технологиям; – уровень инноваций и технологического развития отрасли; – расходы на исследования и разработки; – в целом технологическая скорость реагирования среды; – производственная емкость, уровень; – развитие и проникновение Интернета, развитие мобильных устройств; – законодательство в области технологического оснащения отрасли и др.

Рис. 1. Комплекс макроэкономических факторов, оказывающих влияние на развитие Нивенского ГОКа (ООО «К-Поташ Сервис») (составлено авторами)

Fig. 1. A set of macroeconomic factors affecting the Nivensky GOK (K-Potash Service LLC) development (compiled by the authors)

Таблица 1 / Table 1

Выявление ключевых факторов в результате проведения PEST-анализа компании ООО «К-Поташ Сервис»

Identification of key factors from PEST analysis of “K-Potash Service” LLC

Факторы	Экспертная оценка с поправкой на вес
Р-фактор (политические)	
Законодательство по охране окружающей среды	0,0919
Политика РФ по отношению к соседним государствам и миру	0,0744
Частные инвестиции в промышленность	0,0626
Налоговая политика (тарифы и льготы)	0,0548
Готовность региона к реализации проекта Нивенского ГОКа	0,0477
Государственные дотации на развитие инфраструктуры и бизнеса	0,0443
Будущее и текущее законодательство, регулирующие правила работы в отрасли	0,0443
Количественные и качественные ограничения на импорт, торговая политика	0,0431
Тенденции к регулированию или дерегулированию горнодобывающей отрасли	0,0376
Стремление к протекционизму, наличие государственных компаний в отрасли	0,0374
Стратегия развития Калининградской области	0,0352
Устойчивость политической власти РФ (федеральной, местной)	0,0352
Бюрократизация и уровень коррупции	0,0318



Окончание табл. 1

Факторы	Экспертная оценка с поправкой на вес
Свобода информации и независимость СМИ	0,0204
Антимонопольное и трудовое законодательство	0,0204
Степень защиты интеллектуальной собственности и закон об авторском праве	0,0136
Вероятность развития военных действий в РФ	0,0102
Е-фактор (экономические)	
Дистрибуция, логистика	0,0827
Инвестиционный климат в исследуемой области	0,0744
Зависимость от регуляторов по предоставлению энергоносителей в области	0,0735
Степень глобализации и открытости экономики	0,0666
Курсы основных валют	0,0647
Платежеспособность потребителей	0,0597
Кредитно-денежная и налогово-бюджетная политика области в Калининградской области	0,0511
Общие проблемы налогообложения (Калининградская область – ОЭЗ)	0,0477
Экономическая стабильность: ВРП Калининградской области, ВВП, темпы инфляции	0,0470
Зависимость от поставщиков сырья и оборудования	0,0434
Зависимость от импорта при реализации товарной продукции	0,0409
Темпы роста экономики	0,0340
Уровень инфляции и процентные ставки	0,0340
Уровень безработицы, размер и условия оплаты труда в Калининградской области	0,0310
Специфика производства сульфата калия в аспекте реализации проекта Нивенского ГОК	0,0306
Уровень развития предпринимательства и бизнес-среды в Калининградской области	0,0221
Уровень располагаемых доходов населения в Калининградской области	0,0187
Сезонность/ влияние погоды	0,0102
S-факторы (социальные)	
Бренд, репутация компании, имидж используемой технологии	0,0822
Негативное отношение жителей региона к реализации проекта Нивенского ГОКа	0,0822
Отношение к натуральным и экологически чистым продуктам	0,0647
Уровень миграции и иммиграционные настроения	0,0626
Требования к качеству продукции и уровню сервиса	0,0509
Потребительские предпочтения	0,0409
Отношение к работе, карьере, досугу и выходу на пенсию	0,0306
Отношение к импортным товарам и услугам	0,0289
Уровень здравоохранения и образования в Калининградской области	0,0221
Темпы роста населения в Калининградской области	0,0221
Демография, плотность населения в Калининградской области	0,0170
Образ жизни и привычки потребления	0,0145
Развитие религии и прочих верований	0,0085
T-факторы (технологические)	
Развитие конкурентных технологий	0,0919
Степень использования, внедрения и передачи технологий	0,0666
Ключевые технологические изменения	0,0626
Потенциал инноваций	0,0579
Доступ к новейшим технологиям	0,0477
Зрелость технологий	0,0460
Законодательство по технологиям	0,0434
Уровень инноваций и технологического развития отрасли	0,0374
Расходы на исследования и разработки	0,0332
В целом технологическая скорость реагирования среды	0,0318
Производственная емкость, уровень	0,0306
Развитие и проникновение Интернета, развитие мобильных устройств	0,0306
Законодательство в области технологического оснащения отрасли	0,0289

Источник: составлено авторами.



Чем выше оценка с поправкой на вес, показатели которой определяют реальную значимость каждого фактора, тем больше внимания следует уделять нейтрализации данного фактора. Исходя из полученных результатов действия компании на возможности и риски внешней среды разработаны для всех факторов, показатель которых выше значения 0,005.

После проведения оценки влияния каждого фактора были выделены те из них, которые оказывают максимальное влияние на развитие ООО «К-Поташ Сервис». В частности, в качестве ключевых Р-факторов можно выделить законодательство по охране окружающей среды с результатом экспертной оценки 0,0919, а также политику РФ по отношению к соседним государствам и миру (0,0744) и частные инвестиции в промышленность (0,0626). Среди Е-факторов были выделены: дистрибуция и логистика (0,0827), инвестиционный климат в исследуемой области (0,0744) и др.; S-факторы: бренд, репутация компании, имидж используемой технологии (0,0822), негативное отношение жителей региона к реализации проекта Нивенского ГОКа (0,0822) и др.; Т-факторы: развитие конкурентных технологий (0,0919), степень использования, внедрения и передачи технологий (0,666) и др.⁴

В данном случае полученная реальная значимость фактора позволяет оценить, насколько компании следует обращать внимание и контролировать факторы изменения внешней среды, и рассчитывается, как вероятность изменения фактора, умноженная на силу влияния этого фактора, отражается на деятельности компании.

Каждый из ключевых факторов был проанализирован с точки зрения его воздействия на экономику региона в целом и компании в частности для разработки и внедрения мер по снижению негативного влияния (если фактор негативный) на деятельность компании и максимальному раскрытию положительных факторов.

Таким образом, качественный анализ ключевых факторов внешней среды, оказывающих влияние на развитие ООО «К-Поташ Сервис», выявил ряд возможных ответных мер для разрешения вопросов, сдерживающих эффективное развитие проекта промышленного предприятия на территории Калининградской области.

Так, например, постоянный мониторинг готовящихся изменений для превентивного реагирования и участие в лоббизме законопроектов, а также совершенствование политики в части развития экспортно-ориентированной дистрибуции позволят усовершенствовать работу компании в области политической сферы (Р-факторов). Что касается остальных факторов, то экспертами было предложено: кооперация органов власти и частного сектора для развития инфраструктуры региона и совершенствование инвестиционного климата региона на законодательном уровне (Е-фак-

торов), активизация PR-служб органов власти и частного сектора и постоянное информирование граждан, участие в социальной, политической, культурной жизни области (S-факторы); участие в качестве венчурного инвестора в создании новых технологий и привлечение независимых консалтинговых агентств для постоянного аудита работы всех служб предприятия в сфере развития технологий (Т-факторы)⁵.

Таким образом, внешняя среда, которая воздействует на компанию ООО «К-Поташ Сервис», может оказать на нее значительное негативное влияние в основном из-за нестабильности существующих экономических и правовых систем области, отсутствия необходимых транспортно-логистических мощностей в регионе. Значительным фактором в эффективном развитии компании является проработка вопроса, связанного с настроением местных жителей Калининградской области, в части разъяснений и проведения мероприятий на тему безопасности будущего производства Нивенского ГОКа.

При этом ООО «К-Поташ Сервис» для преодоления негативного воздействия внешней среды следует опираться на свое положение как системообразующего предприятия для Калининградской области, а также превентивно использовать предложенные в статье меры с целью противодействия внешним угрозам.

Заключение

Проведенное исследование текущего внешнего влияния на развитие Нивенского ГОКа, экспортно-ориентированного инвестиционного проекта строительства нового промышленного предприятия с основным производством премиального минерального удобрения – сульфата калия, посредством PEST-анализа, позволило определить стратегическое направление развития данного проекта, а также установить факторы, которые могут измениться в будущем.

Таким образом, PEST-анализ ключевых макроэкономических факторов позволил комплексно оценить положение Нивенского ГОКа в создаваемой горно-химической промышленности Калининградской области, а также выявить степень влияния на компанию других внешних факторов. Прделанная работа позволяет оценить компанию со стороны, а полученные результаты учитывать при принятии кратко- и долгосрочных решений по развитию проекта и формировании системы административно-управленческой деятельности в развитии проекта промышленного предприятия Нивенского ГОКа.

⁵ Курсы ЦБ РФ обмена валют URL: <https://www.vbr.ru/banki/kurs-valut/cbrf/> (Дата доступа: 18.10.2020); KGD. RU: Госэкспертиза выдала положительное заключение на проект по разработке месторождения солей в Нивенском. URL: <https://kgd.ru/news/society/item/90630-gosjeksperitiza-vydala-polozhitelnoe-zaklyuchenie-na-proekt-po-razrabotke-mestorozhdeniya-solej-v-nivenskom> (Дата доступа: 18.10.2020); КАЛИНИНГРАДСТАТ: Миграция населения Калининградской области в январе-июле 2019 года. URL: http://kaliningrad.old.gks.ru/wps/wc-m/connect/rosstat_ts/kaliningrad/resources/c2098e804ee2773fbfe5bf3467c8ff84/%D0%9C%D0%B8%D0%B3%D1%80%D0%B0%D1%86%D0%B8%D1%8F-07.pdf (Дата доступа: 18.10.2020).

⁴ Федеральный закон «Об охране окружающей среды» от 10.01.2002 № 7-ФЗ (с изменениями на 31 июля 2020 года). URL: <http://docs.cntd.ru/document/901808297> (Дата доступа: 18.10.2020); Налоговый кодекс Российской Федерации (НК РФ). URL: <http://base.garant.ru/10900200/> (Дата доступа: 18.10.2020).



Список литературы

1. Дятлова Е. И. Стратегия развития транспортной инфраструктуры Калининградской области: задачи и пути реализации. *Транспорт Российской Федерации*. 2017;(5):33–38. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/strategiya-razvitiya-transportnoy-infrastruktury-kaliningradskoy-oblasti-zadachi-i-puti-realizatsii/viewer>
2. Чернова О. А., Ласкова Т. С. *Экономика и управление предприятием*: учебное пособие. Южный федеральный университет. Ростов-на-Дону, Таганрог: Издательство Южного федерального университета, 2019. 78 с.
3. Морозова К. В. Сравнительный анализ методов изучения внешней среды предприятий. *Инновационная наука*. 2016;(5–1):141–143. URL: <https://aeterna-ufa.ru/sbornik/IN-2016-05-1.pdf>
4. Минеральные удобрения: практическое пособие по свойствам и особенностям применения. САМАРА-АРИС. 2017. URL: <https://agrovesti.net/lib/tech/fertilizer-tech/mineralnye-udobreniya-prakticheskoe-posobie-po-svoystvam-i-osobennostyam-primeneniya.html> (Дата доступа: 18.10.2020).
5. Гуменюк И. С. Оценка некоторых аспектов транспортной доступности сельских территорий Калининградской области с использованием инструмента социологического исследования. *Вестник Балтийского федерального университета им. И. Канта. Серия: Естественные и медицинские науки*. 2020;(2):38–48. URL: https://journals.kantiana.ru/upload/iblock/105/3_%D0%93%D1%83%D0%BC%D0%B5%D0%BD%D1%8E%D0%BA_38-48.pdf
6. Melnyk T. Analysis of participation of Ukrainian enterprises in international industrial networks. In: Melnyk T. (ed.) *Global determinants of the international movements of production factors: economic-legal and institutional context*. Tallinn, Estonia: «Scientific Route» OÜ; 2018. P. 21–36. URL: http://cslnaskr.krena.kg/collections/uploads/global-determinants-of-the-international-movement-of-production-factors-economic_RuLit_Me_612582.pdf
7. Sammut-Bonnici T., Galea D. PEST analysis. In: *Wiley Encyclopedia of Management. Vol. 12. Strategic Management*. Wiley; 2015. <https://doi.org/10.1002/9781118785317.weom120113>
8. Crouzet N., Eberly J. C. *Understanding weak capital investment: The role of market concentration and intangibles*. Working paper. National Bureau of Economic Research; 2019. <https://doi.org/10.3386/w25869>
9. Correa C., Vinuales J. E. Intellectual property rights as protected investments: how open are the gates? *Journal of International Economic Law*. 2016;19(1):91–120. <https://doi.org/10.1093/jiel/jgw005>
10. von der Gracht H. A., Darkow I.-L. The future role of logistics for global wealth – scenarios and discontinuities until 2025. *Foresight*. 2012;15(5):405–419. <https://doi.org/10.1108/FS-05-2012-0031> (Accessed: 18.10.2020).
11. Awdel Z. M., Odel N. M., Saadi W. F. The rise of the globalization and its effect on the autonomy of state and political economy. *Journal of Critical Reviews*. 2020;7(6):998–1000. <http://dx.doi.org/10.31838/jcr.07.06.171>
12. Iglesias O., Ind N. Towards a theory of conscientious corporate brand co-creation: the next key challenge in brand management. *Journal of Brand Management*. 2020;27:710–720. <https://doi.org/10.1057/s41262-020-00205-7>
13. Buchholz S., Briggs B. Tech Trends 2020. *Deloitte Insights*. 2020. https://www2.deloitte.com/content/dam/Deloitte/cz/Documents/technology/DI_TechTrends2020.pdf (Дата доступа: 18.10.2020).
14. Sammut-Bonnici T., Paroutis S. Developing a dominant logic of strategic innovation. *Management Research Review*. 2013;36(10): 924–938. <https://doi.org/10.1108/MRR-08-2013-0184>
15. Skarbek D. Qualitative research methods for institutional analysis. *Journal of Institutional Economics*. 2020;16(4):409–422. <https://doi.org/10.1017/S174413741900078X>
16. Lorentzen P., Fravel M. T., Paine J. Qualitative investigation of theoretical models: the value of process tracing. *Journal of Theoretical Politics*. 2017;29(3):467–491. <https://doi.org/10.1177/0951629816664420>

References

1. Dyatlova Ye. I. Kaliningrad region transport infrastructure development strategy: tasks and ways of implementation. *Transport of the Russian Federation*. 2017;(5):33–38. (In Russ.). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/strategiya-razvitiya-transportnoy-infrastruktury-kaliningradskoy-oblasti-zadachi-i-puti-realizatsii/viewer>
2. Chernova O. A., Laskova T. S. *Economics and enterprise management*. Manual for graduate students: Southern Federal University. Rostov-on-Don, Taganrog: Publishing house of Southern Federal University; 2019. 78 p. (In Russ.).
3. Morozova K. V. Comparative analysis of methods for studying an enterprise external environment. *Innovation Science*. 2016;(5–1):141–143 (In Russ.). URL: <https://aeterna-ufa.ru/sbornik/IN-2016-05-1.pdf>
4. Mineral fertilizers: a practical guide to the properties and peculiarities of application. SAMARA-ARIS. 2017 (In Russ.). URL: <https://agrovesti.net/lib/tech/fertilizer-tech/mineralnye-udobreniya-prakticheskoe-posobie-po-svoystvam-i-osobennostyam-primeneniya.html> (Accessed: 18.10.2020).
5. Gumenyuk I. S. Assessment of transport accessibility of rural territories of the Kaliningrad region using methods of sociological research. *Vestnik IKBFU. Natural and Medical Sciences*. 2020;(2):38–48. (In Russ.) URL:



https://journals.kantiana.ru/upload/iblock/105/3_%D0%93%D1%83%D0%BC%D0%B5%D0%BD%D1%8E%D0%BA_38-48.pdf

6. Melnyk T. Analysis of participation of Ukrainian enterprises in international industrial networks. In: Melnyk T. (ed.) *Global determinants of the international movements of production factors: economic-legal and institutional context*. Tallinn, Estonia: «Scientific Route» OÜ; 2018. P. 21–36. URL: http://cslnaskr.krena.kg/collections/uploads/global-determinants-of-the-international-movement-of-production-factors-economic-RuLit_Me_612582.pdf

7. Sammut-Bonnici T., Galea D. PEST analysis. In: *Wiley Encyclopedia of Management. Vol. 12. Strategic Management*. Wiley; 2015. <https://doi.org/10.1002/9781118785317.weom120113>

8. Crouzet N., Eberly J. C. *Understanding weak capital investment: The role of market concentration and intangibles*. Working paper. National Bureau of Economic Research; 2019. <https://doi.org/10.3386/w25869>

9. Correa C., Vinuales J. E. Intellectual property rights as protected investments: how open are the gates? *Journal of International Economic Law*. 2016;19(1):91–120. <https://doi.org/10.1093/jiel/jgw005>

10. von der Gracht H. A., Darkow I.-L. The future role of logistics for global wealth – scenarios and discontinuities until 2025. *Foresight*. 2012;15(5):405–419. <https://doi.org/10.1108/FS-05-2012-0031> (Accessed: 18.10.2020).

11. Awdel Z. M., Odel N. M., Saadi W. F. The rise of the globalization and its effect on the autonomy of state and political economy. *Journal of Critical Reviews*. 2020;7(6):998–1000. <http://dx.doi.org/10.31838/jcr.07.06.171>

12. Iglesias O., Ind N. Towards a theory of conscientious corporate brand co-creation: the next key challenge in brand management. *Journal of Brand Management*. 2020;27:710–720. <https://doi.org/10.1057/s41262-020-00205-7>

13. Buchholz S., Briggs B. Tech Trends 2020. *Deloitte Insights*. 2020. https://www2.deloitte.com/content/dam/Deloitte/cz/Documents/technology/DI_TechTrends2020.pdf (Accessed: 18.10.2020).

14. Sammut-Bonnici T., Paroutis S. Developing a dominant logic of strategic innovation. *Management Research Review*. 2013;36(10):924–938. <https://doi.org/10.1108/MRR-08-2013-0184>

15. Skarbek D. Qualitative research methods for institutional analysis. *Journal of Institutional Economics*. 2020;16(4):409–422. <https://doi.org/10.1017/S174413741900078X>

16. Lorentzen P., Fravel M. T., Paine J. Qualitative investigation of theoretical models: the value of process tracing. *Journal of Theoretical Politics*. 2017;29(3):467–491. <https://doi.org/10.1177/0951629816664420>

Информация об авторах

Денис Петрович Тибилев – доктор экономических наук, профессор кафедры «Управление инновациями» Международного института энергетической политики и управления инновациями (МИЭП), Одинцовский филиал МГИМО МИД России, г. Одинцово, Российская Федерация; Scopus ID [12039989600](https://orcid.org/0000-0001-9142-1000); e-mail d.tibilov@odin.mgimo.ru

Юлия Андреевна Домахина – ассистент, Одинцовский филиал МГИМО МИД России, г. Одинцово, Российская Федерация; e-mail domakhina@yandex.ru

Никита Александрович Липницкий – заместитель генерального директора по развитию, ООО «СПб-Гипрошахт», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; Scopus ID [57202900186](https://orcid.org/0000-0001-9142-1000); e-mail lipnitckii@spbgipro.ru

Information about the authors

Denis P. Tibilov – Dr. Sci. (Econ.), Professor of the Department of Innovation Management, International Institute for Energy Policy and Innovation Management (MIEP), Odintsovo branch of MGIMO, MFA of Russia, Odintsovo, Russian Federation; Scopus ID [12039989600](https://orcid.org/0000-0001-9142-1000); e-mail d.tibilov@odin.mgimo.ru

Yulia A. Domakhina – Assistant, International Institute for Energy Policy and Innovation Management (MIEP), Odintsovo branch of MGIMO, MFA of Russia, Odintsovo, Russian Federation; e-mail domakhina@yandex.ru

Nikita A. Lipnitsky – Deputy CEO of Development, LLC SPb-Giproshakht, Sent-Petersburg, Russian Federation; Scopus ID [57202900186](https://orcid.org/0000-0001-9142-1000); e-mail lipnitckii@spbgipro.ru

Поступила в редакцию	18.05.2021	Received	18.05.2021
Поступила после рецензирования	24.06.2021	Revised	24.06.2021
Принята к публикации	15.09.2021	Accepted	15.09.2021